



INŻYNIERIA MINERALNA

CZASOPISMO POLSKIEGO TOWARZYSTWA
PRZERÓBKI KOPALIN

1(45)
2020

TOM 1, NR 1(45) 2020, STYCZEŃ – CZERWIEC

PL ISSN 1640 - 4920



JOURNAL OF THE POLISH
MINERAL ENGINEERING SOCIETY

VOL. 1, NO. 1(45) 2020, JANUARY – JUNE



**INŻYNIERIA
MINERALNA**



INŻYNIERIA MINERALNA

**Inżynieria Mineralna
CZASOPISMO POLSKIEGO TOWARZYSTWA PRZERÓBKI KOPALIN**

**Inżynieria Mineralna
JOURNAL OF THE POLISH MINERAL ENGINEERING SOCIETY**

**1(45)/
2020**

VOL. 1

ROCZNIK XXII

INŻYNIERIA MINERALNA

Czasopismo Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin

JOURNAL OF THE POLISH MINERAL ENGINEERING SOCIETY

REDAKCJA – EDITORIAL BOARD

Redaktor Naczelny – Zastępca Redaktora Naczelnego, Redaktor Techniczny –	Barbara TORA	– Editor in Chief
	Julia OKREGLICKA	– Vice Editor, Technical Editor
Sekretarz Redakcji – Redaktor Statystyczny –	Agnieszka SUROWIAK Tomasz NIEDOBA	– Editorial Secretary – Statistical Editor

REDAKTORZY DZIAŁOWI BRANCH EDITORS

Tadeusz BANASZEWSKI
Stanisław CIERPISZ
Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ
Stanisława SANAK-RYDLEWSKA
Tomasz SUPONIK
Dariusz PROSTAŃSKI
Alicja BAKALARZ

MIEDZYNARODOWA RADA REDAKCYJNA INTERNATIONAL ADVISORY EDITORIAL BOARD

Rosja –	Tatyana ALEXANDROVA	– Russia
Grecja –	Georgios ANASTASSAKIS	– Greece
Polska –	Wiesław BLASCHKE	– Poland
Słowacja –	Peter BLISTAN	– Slovakia
Węgry –	Ljudmilla BOKÁNYI	– Hungary
Czechy –	Vladimir ČABLÍK	– Czech Republic
Czechy –	Pavel ČERNOTA	– Czech Republic
Rosja –	Valentin A. CHANTURIYA	– Russia
RPA –	Johan DE KORTE	– South Africa
Polska –	Jan DRZYMAŁA	– Poland
Słowacja –	Juraj GAŠINEC	– Slovakia
Węgry –	Imre GOMBKÖTŐ	– Hungary
Słowacja –	Gabriel WEISS	– Slovakia
Kanada –	M.E. HOLUSZKO	– Canada
Słowacja –	Sławomir HREDZAK	– Slovakia
W. Brytania –	Douglas E. JENKINSON	– United Kingdom
Polska –	Przemysław KOWALCZUK	– Poland
Rumunia –	Sanda KRAUSZ	– Romania
Polska –	Janusz LASKOWSKI	– Poland
Polska –	Marcin LUTYŃSKI	– Poland
Turcja –	Gülhan ÖZBAYOĞLU	– Turkey
USA –	B. K. PAREKH	– USA
RPA –	David PEATFIELD	– South Africa
Rosja –	Yuliy B. RUBINSHTEIN	– Russia
Polska –	Jerzy SABLİK	– Poland
Indie –	Rai K. SACHDEV	– India
Indie –	Kalyan SEN	– India
Chiny –	Zhongjian SHAN	– China
Słowacja –	Jirí ŠKVARLA	– Slovakia
Czechy –	Hana STANKOVA	– Czech Republic
Australia –	Andrew SWANSON	– Australia
Serbia –	Rudolf A. TOMANEC	– Serbia
Japonia –	Masami TSUNEKAWA	– Japan
Chiny –	Xie WENBO	– China
Ukraina –	Olexandr YEGURNOV	– Ukraine
Niemcy –	Dieter ZIAJA	– Germany

INŻYNIERIA MINERALNA JEST DOSTĘPNA (OPEN ACCESS) NA STRONIE WYDAWCY | WHOLE ISSUES OF INŻYNIERIA MINERALNA ARE AVAILABLE (OPEN ACCESS) ON PUBLISHER
WEBSITE: POLSKA WWW.POTOPK.COM.PL/ARCHIWUM
ENGLISH WWW.POTOPK.COM.PL/AN_ARCHIWUM

INŻYNIERIA MINERALNA JEST INDEKSOWANA I ABSTRAKTOWANA | INŻYNIERIA MINERALNA IS INDEXED AND ABSTRACTED:
SCOPUS (ELSEVIER), WEB OF SCIENCE, MASTER JOURNAL LIST – EMERGING SOURCES CITATION INDEX (CLARIVATE ANALITICS), POL-index, EBESCO, BAZTECH, Chemical Abstracts,
Реферативный Журнал.
Inżynieria Mineralna is a member of CROSSREF.

ADRES REDAKCJI | CORRESPONDANCE ADDRESS:
POLSKIE TOWARZYSTWO PRZERÓBKI KOPALIN | POLISH MINERAL ENGINEERING SOCIETY
MICKIEWICZA 30, 30-059 KRAKÓW
MAIL: TORA@AGH.EDU.PL, C@NWH.PL

SKŁAD/ŁAMANIE/UKŁAD TYPOGRAFICZNY/OBSŁUGA: NOWY WSPANIAŁY HOLDING (NWH)
KONTAKT: C@NWH.PL
DRUK: DRUKARNIA TYPOGRAFIA – WWW.TYPOGRAFIA.COM.PL
KONTAKT: TYPOGRAFIA@TYPOGRAFIA.COM.PL
NAKŁAD: 200 egz.

© Inżynieria Mineralna, ISSN 1640-4920, Kraków 2020 by POLSKIE TOWARZYSTWO PRZERÓBKI KOPALIN
Inżynieria Mineralna is licensed under CC-BY-SA 3.0 Creative Commons.
© Articles by authors

Wydanie Inżynierii Mineralnej jest dofinansowane przez dziekana Wydziału Górniczo-Hutniczej i Geoinżynierii Akademii Górniczo-Hutniczej.



Szanowni Państwo,

z przyjemnością oddaję Państwu pierwszy numer Inżynierii Mineralnej w 2020 roku. Z wielką dumą przychodzi mi ogłosić, że w tym roku wypada dwudziestolecie wydawania Inżynierii Mineralnej – w tym czasie osiągnęliśmy międzynarodowy status oraz uznanie profesjonalistów, ponadto wciąż staramy się być innowacyjni i poszerzać swoje plany rozwojowe. Nasza polityka czasopisma względem autorów należy do najbardziej proautorskich ze wszystkich czasopism naukowych, dzięki czemu w każdym kolejnym numerze wydajemy coraz więcej artykułów. Również nasza baza recenzentów i autorów stale się zwiększa.

W następnym numerze (46/2020) w pełni wdrożymy Open Journal System do obsługi czasopisma oraz będziemy dalej rozwijać jakość techniczną i sprawność zarządzania Inżynierią Mineralną. Chcemy w sposób jeszcze bardziej skrupulatny zadbać o obecność i indeksację w międzynarodowych bazach danych, pracujemy także nad udoskonaleniem polityki autorskiej.

Niniejsze wydanie zawiera 85 artykułów – numer wychodzi jako podwójny (tom I i II). Zamierzamy ten tryb wydawniczy utrzymać. Całe wydanie jest utrzymane w trybie *open-access* (tj. wszelkie opublikowane dzieła są objęte licencją Creative Commons BY-SA 3.0), a wszystkie artykuły oraz całe numery są dostępne na stronie Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin (www.potopk.com.pl).

Inżynieria Mineralna, realizując cele statutowe Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, jest patronem medialnym następujących ważnych konferencji branżowych:

- Environment and Mineral Processing, Ostrava
- Międzynarodowa konferencja POL-VIET
- International Conference on Innovations for Sustainable and Responsible Mining (ISRM 2020)
- Górnicze Forum Ekonomiczne
- Mineral Engineering Conference MEC
- KGHM CUPRUM
- Konferencja z cyklu: „Zagadnienia Surowców Energetycznych i Energii w Gospodarce Krajowej”

Wszelkie informacje na temat konferencji, których patronem medialnym jest Inżynieria Mineralna, są dostępne na stronie Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, w zakładce „Ogłoszenia bieżące”.

Proszę o nadsyłanie artykułów (CALL FOR PAPERS) do numeru 2/2020 do końca września (30/09/20) na następujący adres: im@agh.edu.pl.

Z wyrazami szacunku,
Prof. dr hab. inż. Barbara Tora



The Comparison of Main Copper Sulphide Minerals Beneficiation Under Laboratory and Industrial Conditions at the KGHM Concentration Plant

Paweł KURZYDŁO¹⁾, Witold PAWŁOS²⁾

¹⁾ University of Wrocław, Faculty of Earth Sciences and Environmental Management; email: pawel.kurzydlo@kghm.pl

²⁾ KGHM Polska Miedź S.A., The Concentration Plant Department; email: witold.pawlos@kghm.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-01>

Submission date: 14-01-2020 | Review date: 02-02-2020

Abstract

The Zechstein copper ore deposit located on the Foresudetic monocline has a complex geological structure both in lithological and mineralogical aspects. The significant variability in quantity and quality of minerals deposited in the ore bed is one of the factors determining the susceptibility of copper ore to beneficiation based on flotation, which is carried out in the KGHM Concentration Plant. Based on the algorithm developed, flotation experiments on a laboratory scale have been conducted to predict the upgrade rates under industrial conditions. This paper provides the results of the mineralogical examination of the flotation products performed by one of the KGHM Concentration process lines and compares the beneficiation of various copper sulphide minerals. The results of the laboratory tests have been compared with the results of sampling carried out simultaneously at the process line. A procedure has been proposed to develop equations defining the industrial upgradability curves for copper sulphide minerals under the KGHM Concentration Plant conditions.

Keywords: copper sulphide minerals, flotation, upgrade curves, scale factor

1. The Effect of Lithological and Mineralogical Conditions in the Lgom Copper Ore Deposit on the Results of Ore Processing

The copper ore deposit of the Legnica-Głogów Copper District (LGOM), located on the Foresudetic Monocline and currently exploited by KGHM, is characterised by significant qualitative and quantitative variability of ore minerals. The deposit area includes white sandstone formations and the sedimentary rocks of the Zechstein cyclothem Werra (PZ1) lying above them. The accumulation of copper sulphides and accompanying metals occur in the layer of white sandstone (white Rotliegend), basic limestone (border dolomite), copper-bearing shale (clayey shale in the bottom zone, dolomitic shale in the back zone) and carbonate rocks (limestone and dolomites).

The main group containing copper sulfide minerals include chalcocite, digenite, chalcopyrite, bornite, covellite, tennantite, tetrahedrite, enargite, and the co-existing with them: galena, sphalerite, pyrite, marcasite, cuprite, native silver and many other minerals, including noble and rare metal elements: Ag, Au, Pt, Pd, Ni, Re, Se.

The studies on the genesis and geological structure of the deposit [1], [2] have revealed that in the dolomite and shale bottom the main and largest zone of chalcocite mineralization in the N-S direction may be distinguished, beside the second zone, extending to the east, where diverse minerals with the predominance of bornite occur. In sandstone, the area of ore minerals may be divided into the region of chalcocite domination in the centre of the deposit area, a diverse zone of occurrence of various ores, mainly chalcopyrite, bornite and pyrite in the eastern and northeastern part of the deposit, and the chalcopyrite-pyrite zone constituting the southwestern border of the chalcocite zone [1].

The forms of ore minerals are also diverse and largely depend on the lithological fraction. In sandstone ore, sulphides, especially chalcocite, form massive-, socket- and vein-type ore beds. In carbonate rocks and in shale, disseminated-, socket- and vein-type ore beds dominate. In the dolomites, one can observe, that terrigenous material, foraminifera' skeletons, as well as carbonate cement minerals (spores, sulphates) have often been replaced by sulphides. The vein clusters found in shale often have a direction incompatible with lamination, which is associated with tectonics and the method of migration of hydrothermal solutions in shale layers. Besides, there are numerous organogenic occurrences of disseminated-, lenticular- and socket-type formations in shale resulting from the replacement of residues of living forms and places of their feeding [1].

Characteristics of the ore in terms of lithological and mineralogical structure affect the results of the flotation process carried out at the KGHM Concentration Plant. The differences in flotation potential result from the structure of copper-bearing minerals and barren components, which differ in specific lithological fractions. Shale and carbonates, where sulphide minerals in the form of small grains coexist with easily floatable barren components in the form of clay minerals and organic matter, have the lowest upgrading potential. Beneficiation of sandstone ore is the easiest process, which is associated with the optimal grain size distribution of sulphide minerals (50–200µm) and the high susceptibility of sandstone rocks to crushing and release of ore minerals [3]. A comparison of upgradability of the specific lithology fractions may be summarized by saying that the sandstone with the worst upgradability may be upgraded easier than the shale with the best upgradability (see Fig. 1).

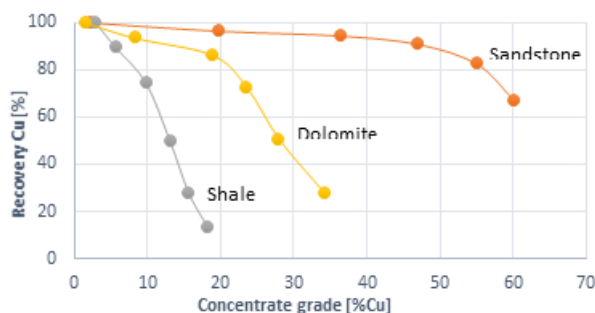


Fig. 1. The comparison of upgradability of specific lithology fractions [7]
 Rys. 1. Porównywanie wzbogalności poszczególnych frakcji litologicznych [7]

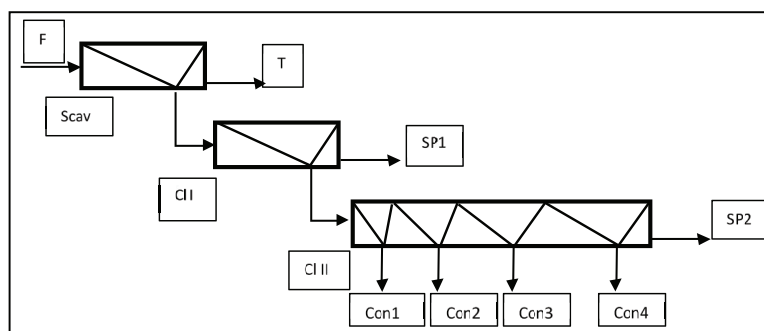


Fig. 2. Laboratory flotation flowsheet (F – feed, T – final tailings, SP1 – semi-product after first cleaning, SP2 – semi-product after second cleaning, Con1–Con4 – the final concentrates after second cleaning)

Rys. 2. Schemat flotacji laboratoryjnych (F – nadawa, T – odpad końcowy, SP1 – półprodukt I czyszczenia, SP2 – półprodukt II czyszczenia, Con1–Con4 – koncentraty końcowe II czyszczenia)

The operation system of the KGHM mines does not allow for selective excavation of lithological fractions and transport thereof to the concentration plant. In practice, the run-of-mine ore that goes to each of the three processing plants demonstrates high variability of lithological and mineralogical parameters, which depends on the currently exploited parts of the deposit. Under such conditions of the concentration process, the selection of optimal process parameters is of key importance. As examples of these parameters, one may mention flotation reagents, especially collectors. KGHM performs laboratory and industrial tests of new reagents that appear on the market as a result of dynamic progress in the chemical industry. Recent studies [4], [5] have updated the optimal mixtures of collecting reagents relevant to the changing lithological and mineralogical properties of copper ores to be processed at KGHM plants. Currently, the concentrators apply a mixture of sodium salts of alkyl xanthates with sodium dialkyldithiophosphate for ores with a diverse mineralogical cross-section occurring in beds with variable lithology and a mixture of sole xanthates for ore with a relatively high proportion of carbonate rocks, where chalcocite predominates. The selection of appropriate collecting reagents is a continuous process. The methodology used in the laboratory tests must allow for an appropriate degree of correlation with industrial results. Work on developing such a methodology should be based on the varied upgradability of copper sulphide minerals. Current techniques of mineralogical analysis (MLA, QEMSCAN) allow for using their capacities to develop a model for determining basic upgrading parameters by conversion thereof from a laboratory to an industrial scale.

2. The Research Methodology

In order to determine the beneficiation rates for the main copper ore minerals in laboratory conditions, the most commonly used open flotation methodology with kinetic flotation of the products of the last stage of flotation has been applied [6].

Research of industrial ore processing products was based on the determination of re-flotation of final products [7].

The samples of the feed for laboratory-scale testing were taken from one of KGHM's process lines at the Concentration Plant, during nine subsequent working shifts. In the same period, samples of tailings and the final concentrates from the examined process line were taken.

The samples were ground in a laboratory ball mill with a capacity of 2.5 dm³, filled with 40% load of stainless steel balls with diameters from 10 to 30 mm, a single milling charge consisted of 800g of ore and 500 cm³ of process water taken from the examined technology line. The grinding time was 80 minutes.

The prepared samples were subjected twice to flotation experiments in an open system including the scavenger flotation (Scav) and two cleanings (CI I and CI II) with fractionated flotation at the second stage of cleaning (Fig. 2).

Flotation tests were carried out in a Denver D12 mechanical flotation cell with a self-aspirating rotor, in 2.5 dm³ (Scav and CI I) and 1.5 dm³ (CI II) cells. The density of solids in the flotation cell at the beginning of the experiments was about 300 g/dm³.

Flotation tests of industrial products consisted of one-stage kinetic flotation of samples and separation of five froth products for the final concentrate and three for tailings.

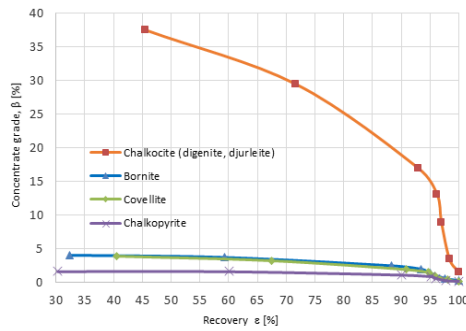


Fig. 3. The beneficiation of selected copper sulphide minerals under laboratory conditions
Rys. 3. Wzbogacanie wybranych minerałów siarczkowych miedzi w warunkach laboratoryjnych

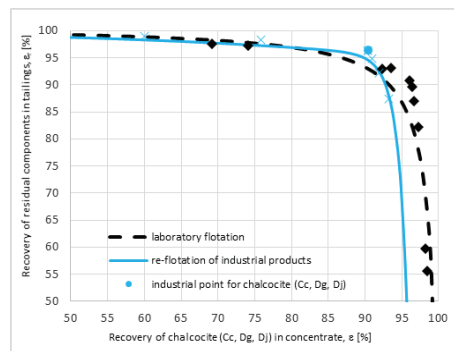


Fig. 4. The comparison of beneficiation of chalcocite with digenite and djurleite under laboratory and industrial conditions
Rys. 4. Porównanie wzbogacania chalkozynu wraz z digenitem i djurleitem w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych

For the tests, the same reagents as those used in industrial conditions were used:

- the collector: a mixture of ethyl and isobutyl sodium xanthate (60:40),
- the frother: a mixture of alkyl polyglycols.

All flotation reagents were dispensed to the flotation pulp in the form of aqueous solutions. Each of the solutions was prepared just before starting the flotation test.

During flotation of the feeds, flotation reagents were added at the beginning of the scavenger flotation, with the flotation collector dose (80 g/Mg) separated into two parts: 60% of the reagent was added at the beginning of the flotation, and 40% after 5 minutes. The frother was added once at the beginning of the experiment at a dose of 20 g/Mg. During the flotation of the final concentrate, no flotation reagents were added to the suspension, while in the case of the final tailings, flotation was carried out in the presence of the collector only, in the amount of 5 g/Mg.

Each of the flotation products obtained was washed with distilled water to rinse the salts dissolved in the process water, the pulp was filtered subsequently on the Büchner funnel. The products were then weighed and the homogenised samples for laboratory determinations of copper content and mineral analyses using the QEMSCAM technique were prepared.

3. Presentation Of Results

Based on the results of mineralogical determinations, the balance characteristics of flotation experiments were com-

pared for four major copper-bearing minerals: chalcocite (as the sum of chalcocite, digenite and djurleite), bornite, covellite and chalkopyrite. On their basis, upgrading curves for useful components were drawn up. In Fig. 3, the comparison of mineral upgrading under laboratory conditions on Halbich curves has been presented. The dominant content of chalcocite in the tested material is noticeable. To find a mathematical relationship between upgrading parameters under laboratory and industrial conditions, flotation balances were plotted in the coordinate $\epsilon_r = f(\epsilon)$, which has the advantage of defining the relationship by only one parameter – the selectivity index a , which is not affected by the content of the useful ingredient in the feed.

In a search for the relationship between the laboratory and industry scales, the upgrading curves in the recovery – residuals recovery coordinates were used. For the approximation of the curves $\epsilon_r = f(\epsilon)$ different equations were used depending on the scale considered:

- for laboratory-scale tests – the equation describing the Fuerstenau curve, i.e.:

$$\epsilon_r = f(\epsilon) = a \frac{100 - \epsilon}{a - \epsilon} \quad (1)$$

where: ϵ – recovery of the tested mineral in the concentrate, ϵ_r – recovery of the residual components in the tailings, a – the selectivity index for laboratory scale

- to define the industrial upgrading curve – the modified Fuerstenau curve equation for process conditions at KGHM (asymmetrical curve [7]), i.e.:

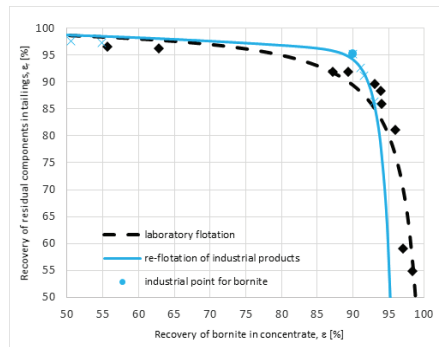


Fig. 5. The comparison of beneficiation of bornite under laboratory and industrial conditions
Rys. 5. Porównanie wzbogacania bornitu w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych

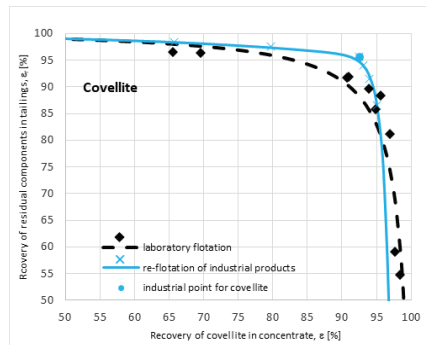


Fig. 6. The comparison of beneficiation of covellite under laboratory and industrial conditions
Rys. 6. Porównanie wzbogacania kowelinu w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych

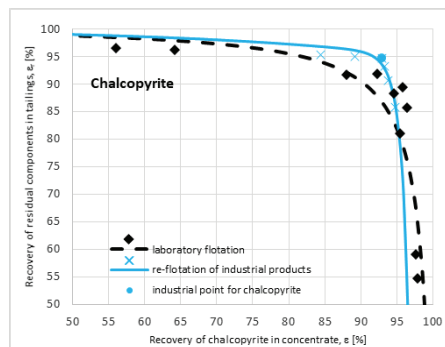


Fig. 7. The comparison of beneficiation of chalcopyrite under laboratory and industrial conditions
Rys. 7. Porównanie wzbogacania chalkopiryty w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych

$$\varepsilon_r = f(\varepsilon) = a' \frac{100 - \varepsilon}{a' - \varepsilon} - 0.07 \left(a' \frac{100 - \varepsilon}{a' - \varepsilon} - 95.5 \right)^2 \left(100 - a' \frac{100 - \varepsilon}{a' - \varepsilon} \right) \quad (2)$$

where: a' – the selectivity index for industrial scale, other symbols as in formula (1).

Having obtained the results of laboratory flotation and flotation of industrial products determined in the course of the experiments carried out independently of each other, it should be assumed that there is an inequality $a \neq a'$ between the selectivity indices for both considered scales. The calculation results have been presented in Fig. 4–7.

4. Comparison of the Results Regarding Both the Laboratory and Industrial Scales

Using the results of beneficiation of minerals on both the laboratory and industrial scales, it is possible to determine the

relationships of indices characteristic for the considered components (scale factors).

In practical application at an industrial plant, the use of the selectivity index and the upgrade curve in the $\varepsilon_r = f(\varepsilon)$ coordinates is not convenient. Having obtained laboratory results and knowing the scale factor, it is possible to simulate the anticipated upgrading of the specific mineral under industrial conditions in the coordinate system of recovery – concentrate grade. The curve may be determined provided the content of mineral in the feed (α) is known. The graph below presents the results for chalcocite with its content in the feed determined as $\alpha = 1.51\%$.

Summary

The prediction for industrial upgrading of copper sulphide minerals based on the results of laboratory analyses as presented in this paper involves the following sequence of events:

Tab. 1. The comparison of selectivity indices for the laboratory and industrial scales
 Tab. 1. Porównanie wartości wskaźników selektywności skali laboratoryjnej i przemysłowej

Useful component	the laboratory index a	the industrial index a'	Ratio $r = a / a'$ (the scale factor)
Chalcocite	100.81	100.58	1.00228
Bornite	101.33	100.65	1.00686
Covellite	101.09	100.44	1.00677
Chalcopyrite	101.16	100.47	1.00650

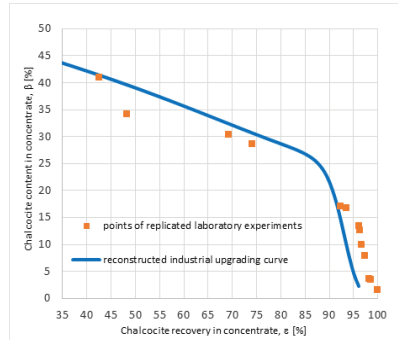


Fig. 8. The reconstruction of industrial upgrading curve of chalcocite based on laboratory results
 Rys. 8. Odtworzenie krzywej wzbogacania przemysłowego chalcocynu na podstawie wyników laboratoryjnych

- performing two laboratory flotations including the scavenger stage and two cleanings with kinetic flotation during the second cleaning, to determine the selectivity index a for the laboratory scale.
- calculating the industrial scale selectivity index: $a' = a/r$, where r is the previously determined scale factor for a given mineral,
- plotting the relationship in the coordinate system $\beta = f(\varepsilon)$ (Halbich curve). As the curve depends on the content of a mineral in the feed (α), the content value known after laboratory experiments should be used. The relationship describing the Halbich curve is determined by the equation:

$$\beta = f(\varepsilon, \alpha) = \frac{100\alpha\varepsilon}{100(100 - \varepsilon_r - \alpha) + a(\varepsilon + \varepsilon_r)} \quad (3)$$

where: β – the content of a mineral in the concentrate, ε – mineral recovery, α – the content of a mineral in the feed, ε_r – recovery of residual minerals in tailings calculated according to the formula (2).

The tests carried out confirm the legitimacy of using the asymmetric curve to approximate the results of industrial upgrade defined as re-flotation of industrial concen-

trates and final tailings. The position in the system $\varepsilon_r = f(\varepsilon)$ of industrial re-flotation points correlate with the regression curve for tested copper sulphide minerals. Due to the duplicated series of experiments on a laboratory scale carried out simultaneously with the tests of industrial products, it is possible to determine the relationship between the characteristic values of upgrading curves for both scales. Using the known scale factors, in the event of changes in the technology process, in particular when introducing new flotation reagents, it is possible to predict beneficiation of minerals under industrial conditions based on laboratory tests. The scale factors presented in this paper should be verified and their values confirmed employing subsequent tests.

The calculated scale factors allow simulation of industrial enrichment curves for specific minerals in the system $\varepsilon_r = f(\varepsilon)$ as well as $\beta = f(\varepsilon)$, which is much more practical in industrial conditions. This will enable practical assessment of the effect of changes in the technology process parameters on the production results to be achieved, based only on laboratory test results. Knowing the content of individual minerals in the feed and the theoretical content of Cu in specific minerals, one can forecast the copper processing performance under industrial conditions.

Literatura – References

1. Pieczonka J. 2011: Prawidłowości w rozmieszczeniu minerałów kruszczowych w złożu rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej. Wydawnictwa AGH, Kraków
2. Kucha H., Pawlikowski M. 2010: Badania genezy cechsztyńskich złóż miedzi w Polsce. Geologia Kwartalnik Akademii Górniczo-Hutniczej im. St. Staszica w Krakowie, Vol. 36, Book 4, pp. 513-538
3. Pawlos W., Poznar E., Krzemińska M. 2017: Wpływ litologicznego zróżnicowania nadawy na wskaźniki technologiczne w Zakładach Wzbogacania Rud KGHM Polska Miedź S.A. Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego, Warszawa, No. 469, pp. 67-74
4. Krzemińska M. 2017: Wpływ mieszaniny kolektorów flotacyjnych na efektywność wzbogacania rud miedzi. PhD thesis, Wrocław, not published
5. Duchnowska M., Bakalarz A., Jakubińska J., Kuroszczyk K., Karwowski P. 2018: Weryfikacja aktualnych stosowanych mieszanin zbieraczy w O/ZWR. Report on the implementation of the expert opinion, Wrocław, not published
6. Łuszczkiewicz A. and others, 2013: Opracowanie metodyki badania odczynników flotacyjnych pod kątem ich własności użytkowych. Research report, Wrocław, not published
7. Tumidajski T., Łuszczkiewicz A., Drzymała J., Trybalski K., Foszcz D., Muszer A., Niedoba T., Saramak D. and Henc T. 2008: Określenie wpływu wzbogalności przerabianych rud na jakość koncentratów miedziowych dla potrzeba optymalizacji górniczo-hutniczego procesu wytwarzania miedzi. Report on the implementation of the study, Kraków, not published

Porównanie wzbogacania głównych minerałów siarczkowych miedzi w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych w Zakładach Wzbogacania Rud KGHM Polska Miedź S.A.

Cechsztyńskie złoża rud miedzi zalegające na monoklinie przedsudeckiej posiada złożoną budowę geologiczną zarówno pod względem litologicznym jak i mineralogicznym. Znaczna zmienność jakościowa i ilościowa minerałów kruszczowych w złożu jest jednym z czynników determinujących podatność rud miedzi na wzbogacanie flotacyjne w Zakładach Wzbogacania Rud. W celu prognozowania wskaźników wzbogacania w warunkach przemysłowych przeprowadzane są laboratoryjne eksperymenty flotacyjne według opracowanego algorytmu. W referacie przedstawiono wyniki badań mineralogicznych produktów wzbogacania flotacyjnego jednego z ciągów technologicznych O/ZWR oraz porównano wzbogacanie różnych minerałów siarczkowych miedzi. Wyniki badań laboratoryjnych porównano z wynikami przeprowadzonego równoległe opróbowania ciągu przemysłowego. Zaproponowano procedurę wyznaczenia równań opisujących krzywe wzbogalności przemysłowej minerałów siarczkowych miedzi w warunkach O/ZWR.

Słowa kluczowe: *minerały siarczkowe miedzi, flotacja, krzywe wzbogacania, indeks skali*



The Mechanism of Amphoteric Metals Cations Immobilization into Clay-Cement Mixtures

Agata STEMPKOWSKA¹⁾

¹⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Cracow, Poland; email: stemp@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-02>

Submission date: 02-01-2020 | Review date: 15-02-2020

Abstract

The article presents the possibilities of using special prepared binders to reduce the emission of ions from soil, and immobilize metals migration from waste deposits. Clay-cement slurries are mixtures containing in their compositions clinker binder and clay minerals, in this case they were Bełchatów and Koniecpol clays. After hydration process mixtures they create flexible and tight structures that are used, among others, as a barriers immobilizing the spread of pollution. The tests have shown that in the case of amphoteric metals, it is possible to accumulate almost 100% of the contamination using clay-cement suspensions. An attempt was also made to explain the mechanisms of ion retention in arised structures. The article presents three probable mechanism of amphoteric ions binding, the first is retention in the clay minerals interlayer spaces, the second is entrapment in CSH type phases formed during hydration. Last possibility is formation of some new silicate structures.

Keywords: amphoteric ions, metals pollution, clay-cement mixtures, hydration

1. Introduction

Many experimental works have shown the feasibility of waste materials in civil engineering and have been explored by several authors in many different fields such as for sub-base course and road construction, (Spence et al. 2017) for manufacture of aggregates for concrete mixtures and also for cement, (Bogechtich et al. 2005, Collivignarelli et al. 2017, Dalton et al. 2004, Korotenko et al. 2018) for brick, (Andreola et al. 2001) and glass or glass-ceramic materials (Monterio et al. 2008), as a alternative fuel and hydroisolation barriers production (Wójcik et al. 2009).

The environmental compatibility is an important issue and the waste reuse can contribute to the pollutant release in the environment, especially when concrete is demolished or comes in contact with water (Chibuike et al. 2014, Kasmi et al. 2017, Malviya et al. 2006, Wang et al. 2010).

Some of the harmful elements have the amphoteric properties, which mean that they can behave as both the acid and base. Transition metals produce the inorganic compounds that show the strongest amphoteric properties. This property is very common for the hydroxides of the metals with a medium electronegativity. The amphoteric property of the compound is related to the ability of each element to create the anions and cations in the aqueous solution. As an example, the chromium ion, Cr^{3+} in the strong acidic solution forms the salt, CrCl_3 (in the presence of abundance of chloride ions forms a complex ion). In the weak acidic and neutral solution, chromium ion precipitates as little soluble hydroxide $\text{Cr}(\text{OH})_3$. In that form chromium hydroxide in the alkalic solution dissolve to create chromium ions $[\text{Cr}(\text{OH})_4]^-$ and has a tendency to migrate to the environment (Lafhaj et al. 2007, Stempkowska et al. 2017, Varchney et al. 2017, Zmijkowa et al. 2018).

The previous researches show that clay-cement mixtures have a very good immobilization properties for the metal

cations (heavy metals, transition metals) (Wuana et al 2011, Andersen et al. 1994, Seip et al 1994, Wuana et al. 2011). Despite the successful inhibition there is the risk that amphoteric metals in the strong basic solution can form compounds easily dissolved in water. This article is a trial to explanation the relation between very strong basic clay-cement mixtures and possibility to release the harmful metal cations to the environment and also considers the possibility of the forming the silicate compounds in the reaction with sodium silicate (commonly known as a waterglass), that is addend to the clay-cement hydrobarriers to control the hydration process (Zhang et al 2008, Wang et al 2017, Bashir et al. 2011).

2. Materials and Methods

The various samples of clay-cement binders were prepared using as a base two different types of the mineral compounds, the first one was Koniecpol clay and the second one was Bełchatów clay, and the third type of samples the waste ashes were used. In this preparation as a filler the medium mesh size sand was imputed. Samples contain also 1% wt of sodium silicate (waterglass) type R145 (izak et al 2015, Stempkowska et al. 2018) Bełachtów clay is monomineral material containing almost exclusively beidellite, that is calcium and sodium aluminosilicate, with a general chemical formula $\text{Na}_{0.5}\text{Al}_2(\text{Si}_{3.5}\text{Al}_{0.5})\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot n(\text{H}_2\text{O})$. Koniecpol clay is a loose multimineral rock, containing in its composition about 50% wt. of vermiculite, that is aluminium, iron nad magnesium aluminosilicate, with approximate chemical formula $(\text{Mg,Fe,Al})_3(\text{Al,Si})_4 \text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, the rest of the material is quartz and a small amount of carbonates.

The standards for hydroisolation slurry preparation indicate the quantity of sodium silicate should not exceed 1% of composition because the higher values of that has a negative impact on the rheological properties (Wójcik et al. 2015, Stempkowska et al 2011). However for academic purposes

and comparison study, the samples with high concentration of sodium silicate and the samples without it were tested.

Amount and type of the compounds in the samples are presented in the Table 1, as well as the pH values for that type of mixtures. The pH index of the samples is stable and characteristic for clay-cement mixtures. The acronyms of the samples indicate respectively, the type of additive used (P25 – ash, K – Koniecpol clay, B – Bełchatów clay) and then content of cement and water glass.

The slurry mixes were spiked with various amphoteric hydroxides of metals that are considered as a harmful after Minister of Environment act „Standards for soil and earth quality” publicized in 2001. For the purposes of this research, there elements were chosen: Lead II Zinc (II) and Chromium (III). The standards for the those elements contents are show in Table 2.

The hydroxides of those elements were added to the slurry mixtures in the quantity exceed twice the standards for its concentration in the soil, with the parameters as follows:

- Lead – 2000 mg/kg
- Zinc – 40 mg/kg
- Chromium – 1600 mg/kg

On account of slurry high pH factor, the hydroxides started dissolve and created aqua soluble complex ions such as: $[\text{Cr}(\text{OH})_4]^-$, $[\text{Zn}(\text{OH})_4]^{2-}$, $[\text{Pb}(\text{OH})_4]^{2-}$. In this state investigated compounds should be successfully inhibited in clay-cement slurry.

The samples were saturated with distilled water and extraction was allowed to occur for 48h. The samples were placed in special cylinders and forced to flow by them distilled water, under constant pressure. The hydraulic gradient was generated by compressed air at stabilized pressure. Compressed air displaced distilled water from the tank which through a sample in the measuring chamber water flowed into the filtrate container. The samples were filtered under the pressure of 1atm to obtain 100 ml of extract. The filtrate was subjected to analytical test. The filtration system has been shown on figure 1.

3. Results and Discussion

The physical and chemical characteristics of effluents are presented in Table 3 and 4 and concentration of metals cations are show the Figure 2. The trace amounts of the metal ions were observed in the samples. The percentage of the

Tab. 1. Composition of clay-cement mixtures

Tab. 1. Składy mieszanin iłowo cementowych

Sample	Sample mass [g]	Sodium silicate [g]	cement [g]	soil [g]	pH
P25.50.0	106,3	0	53,2	53,2	13,03
P25.50.1	109,2	1,09	54,6	54,6	13,29
P25.50.2	105,6	2,11	52,8	52,8	13,44
P25.60.0	106,5	0	63,9	42,6	13,27
P25.60.1	102,8	1,03	61,7	41,1	13,48
P25.60.2	108,1	2,16	64,9	43,2	13,48
P25.70.0	105,6	0	73,9	31,7	13,37
P25.70.1	100,3	2,01	70,2	30,1	13,54
P25.70.2	109,2	2,18	76,4	32,8	13,25
K.50.0	107,0	0	53,5	53,5	13,25
K.50.1	103,1	1,03	51,5	51,5	13,34
K.50.2	105,4	2,11	52,7	52,7	13,34
K.60.0	108,5	0	65,1	43,4	13,15
K.60.1	109,2	1,09	65,5	43,7	13,58
K.60.2	106,7	2,13	64,0	42,7	13,43
K.70.0	108,0	0	75,6	32,4	13,48
K.70.1	106,1	1,06	74,3	31,8	13,37
K.70.2	101,8	2,04	71,3	30,5	13,54
B.50.0	107,6	0	53,8	53,8	13,43
B.50.1	102,3	1,02	51,2	51,2	13,25
B.50.2	105,1	2,10	52,6	52,5	13,34
B.60.0	104,3	0	62,6	41,7	13,15
B.60.1	108,2	1,08	64,9	43,3	13,23
B.60.2	105,6	2,11	63,4	42,2	13,58
B.70.0	107,5	0	75,3	32,2	13,25
B.70.1	106,3	1,06	74,4	31,9	13,15
B.70.2	102,8	2,06	71,9	30,8	13,23

leaching of this ions to the soil is very low, therefore it is not significant for the study of cement-clay slurry as the hydroisolation barriers.

Figure 2. below, show the relationship between cation charge and concentrations of elements in effluent after washing. The higher concentration value of chromium ions can be caused by different ions migration mechanism. The maximum concentration is 0,45 mg/L which is considered as trace quality.

The results show negative dependence between cations leaching and the compositions of slurry mixtures samples. The data show no relation between ions migrations and the percentage of sodium silicate in the composition of binder. The observation was made that the type of materials (like clays or ashes) used in binder's composition should not affect the accumulation of harmful elements.

3.1. The mechanizm of ion immobilisation

A characteristic feature of clay-cement binders is that throughout the entire bonding area they behave like viscoplastic fluids and there is no rigid crystal structure created e.g. characteristic for concrete. Thanks to this, the connection of the linker phases contained in the material and fine disper-

sion Clay fractions ensure high tightness and harmful substances retention capacity.

The impact of foreign ions Pb^{2+} , Zn^{2+} , Cr^{3+} within the structure of clay cement mixtures was investigated, and there is most likely three possibilities, of ion immobilization:

- interlayer position in clays,
- intermolecular bonds in cement
- or ash or arising different structure.

In the light of these facts, the fundamental understanding of clay-cement mixtures chemistry remains as an important issue.

Ion exchange in clays is dependent on the crystalline structure of the mineral and on the chemical composition of any solution in contact with the mineral. The structures of clay minerals are briefly described to provide a background for the discussion of their ion-exchange reactions. Ion exchange in these minerals is a reversible chemical reaction that takes place between ions held near a mineral surface by unbalanced electrical charges within the mineral framework and ions in a solution in contact with the mineral. Generally the excess charge on the mineral is negative, and it attracts cations

Tab. 2. The standards for the contents of metals in the different type of soils
Tab. 2. Zawartości normowe metali w różnych typach gruntów

Lp	pollution	type A	type B				type C					
			Depth [m]									
			0-0,03		0,3-15,0		>15		0-2		2-15	
			Water infiltration [m/s]									
			up to		below		up to		below		up to	
1×10^{-7}		1×10^{-7}		1×10^{-7}		1×10^{-7}		1×10^{-7}		1×10^{-7}		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11		
METALS [mg/kg]												
1	Chromium	50	150	150	190	150	380	500	150	800		
2	Zinc	1	4	5	6	4	10	15	6	20		
3	Lead	50	100	100	200	100	200	600	200	1000		

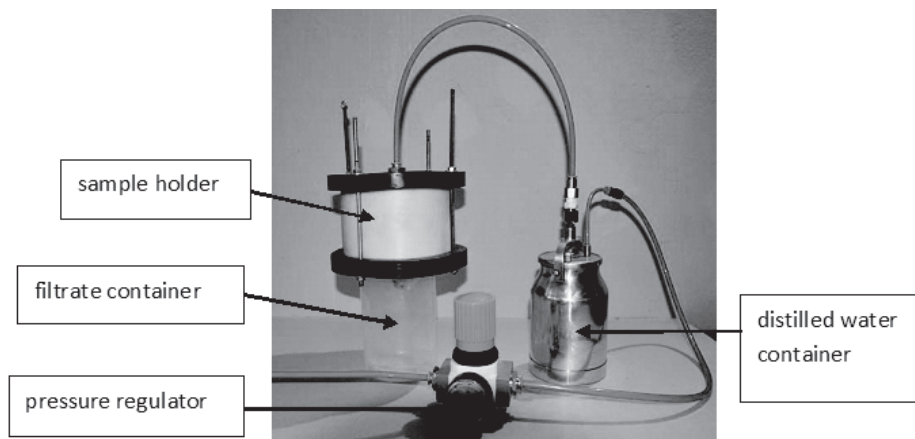


Fig. 1. Filtration set
Rys. 1. Zestaw filtracyjny

from the solution to neutralize this charge. The chemical reactions in ion exchange follow the law of mass action, but the reactions are restricted by the number of exchange sites on the mineral and by the strength of the bonding of the exchangeable cations to the mineral surface.

In this experiment two samples were added clay agent, the first one Konieczpol clay, which is multimineral (contains also sand, and anthem types of clays) , but more than 50% is vermicullite – smektyte type. Second was Bełchatów Clay, monomineral montmorillonite – beidellite type. Each clay mineral has a range of exchange capacities because of differences in structure and in chemical composition, but in this case both of them are 2:1 and expanding structure which means that they can exchange cations. The ranges (in milliequivalents per 100 grams) are; montmorillonite, 70–100; illite, 10–40; vermiculite, 100–150 (Pardo et al. 2018, Esaifan et al. 2019). In the available space between individual interlayer there are exchangeable cations and water molecules. When introducing different types of cations, it becomes possible that this space is naturally inaccessible, and interchangeable cations are not replaceable. Model of structure is shown on figure 3. In interchangeable cation position may substitute zinc,

lead or chromium, and because of charge and ionic radius chromium will be privileged.

The samples were filtered under the same pressure, but eluent was nitrogen V acid because solubility of arising salts, for example zinc, or lead chlorides are insoluble, The concentration was 10% wt quite low, because of undesirable corrosion. As you may notice, again have higher concentration value of chromium ions be caused by different ions migration mechanism, and cation charge. Lead and zinc still very low. And finally we can observe, samples with water glass addition, inhibits more elements than samples without it. Results are included in table 4 and on figure 4, and demonstrate the effective immobilization of amphoteric ions.

Second possibility by immobilizing ions are intermolecular bonds in cement and ash. In the assumption cement and ash have similar hydration possibilities. The samples were mixed before the hydration process, so the phenomenon of ion retention was considered taking into account the non-hydrated phases. Of course, after mixing with water and solidifying the samples, the clinker phases go into CSH gels, and proper immobilization already occurs in hydrated minerals. There are a few clinker phases such as follows: alite C_3S , be-

Tab. 3. The concentration of the selected metal cations in the effluents, determined by ASA method

Tab. 3. Stężenie wybranych metali w przesączach wodnych

Sample	Pb ²⁺ [mg/l]	Zn ²⁺ [mg/l]	Cr ³⁺ [mg/l]
P25.50.0	0,083	0,0033	0,433
P25.50.1	0,071	0,0027	0,333
P25.50.2	0,071	0,0076	0,322
P25.60.0	0,073	0,0029	0,286
P25.60.1	0,068	0,0012	0,296
P25.60.2	0,067	0,0087	0,222
P25.70.0	0,047	0,0031	0,271
P25.70.1	0,038	0,0045	0,231
P25.70.2	0,053	0,0012	0,246
K.50.0	0,135	0,0045	0,377
K.50.1	0,081	0,0023	0,361
K.50.2	0,083	0,0031	0,343
K.60.0	0,085	0,0022	0,327
K.60.1	0,056	0,0056	0,276
K.60.2	0,066	0,0037	0,273
K.70.0	0,082	0,0045	0,254
K.70.1	0,077	0,0023	0,241
K.70.2	0,079	0,0029	0,268
B.50.0	0,048	0,0031	0,453
B.50.1	0,045	0,0045	0,439
B.50.2	0,068	0,0012	0,376
B.60.0	0,057	0,0026	0,365
B.60.1	0,051	0,0045	0,329
B.60.2	0,031	0,0070	0,366
B.70.0	0,042	0,0045	0,361
B.70.1	0,015	0,0023	0,275
B.70.2	0,063	0,0026	0,243

lite C_2S , C_4AF and C_3A . There is about 65% alite in clinker, so other phases were skipped. Structure of alite is very interesting, tricalcium silicate C_3S has structure with isolated $[SiO_4]$ which are connected by Ca-O polyhedra. The approximate chemical formula is $3CaO \cdot SiO_2$ (C_3S in cement chemist notation), but in fact the structure is different, alite exhibits a complex polymorphism depending on impurities. Picture shows pure alite monoclinic mineral structure but alite found in clinker is a solid solution with a highly defective structure. Oxygen atoms are present in two different coordinations – in Si tetrahedres, and in Ca – octaedres coordinated by 6 calcium ions. And for that reason, cations can be built-in the structure during hydration process (Horst et al 2015). The influence of individual ions on the structure of C_3S has been extensively studied in past decades (Zhang et al. 2011). The higher crystal symmetry is achieved without substituted ions. By defining a quantity called structure different factor D, in which the structural parameters such as radius, electronegativity, coordination number of the substituent ion were taken into account with relation to Ca^{2+} . Table 5 shown the relation between chemical structure parameters of investigated ions Pb^{2+} , Zn^{2+} , Cr^{3+} , and their substitution patterns and abilities

to unstabilize alite crystals. Absolute value of D factor greater than or equal 0,2 destabilized structure. Conclusion is that alite structure immobilize amphoteric metals but lead could be dangerous for stable structure.

$$D = \frac{Z \cdot \Delta x \cdot (R_{Ca^{2+}} - R)}{R_{Ca^{2+}}}$$

D – structure different factor – related to calcium.

And in following formula:

Z – ion charge,

Δx – electronegativity difference between ion and calcium,

R – ion radius,

$R_{Ca^{2+}}$ – calcium cation radius.

Absolute value of D factor greater than or equal 0,2 destabilized structure. These results indicate that alite structure immobilize amphoteric metals but lead could be dangerous for stable.

3.2. Quality precipitation of silicates of the selected amphoteric metal cations.

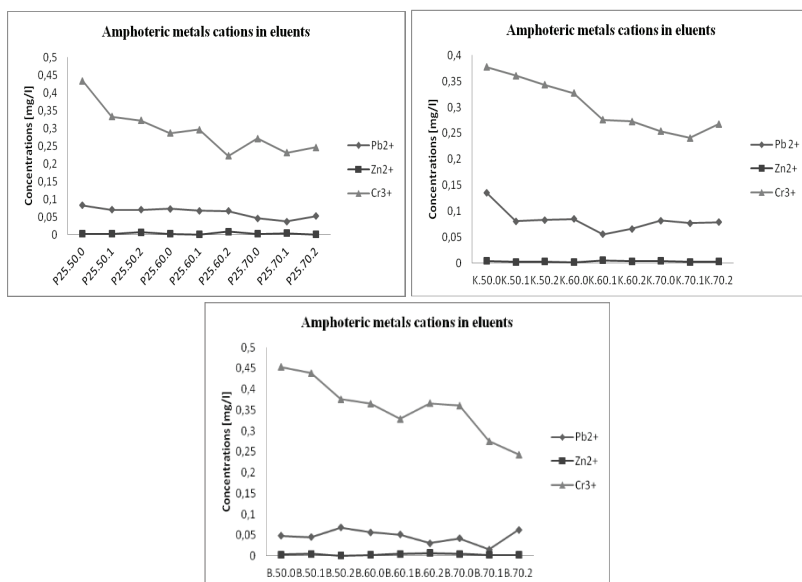


Fig. 2. Amfoteric metals water condition leaching test
Rys. 2. Wymywalność metali amfotericznych w warunkach wodnych

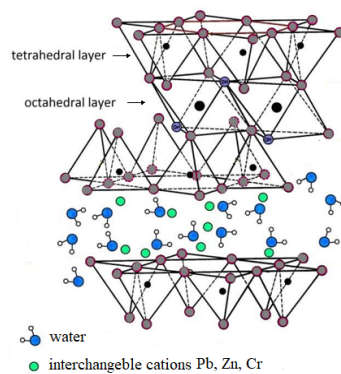


Fig. 3. Clay mineral 2:1 type structure
Rys. 3. Struktura minerału ilastego typu 2:1

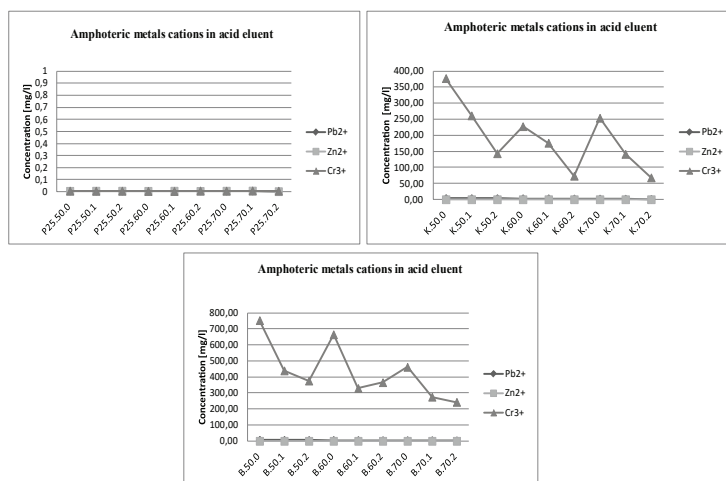


Fig. 4. Amfoteric metals low pH condition leaching test

Rys. 4. Wymywalność metali amfoterycznych w warunkach niskiego pH

Tab. 5. Parameters of ions with substitution pattern

Tab. 5. Parametry jonów ze wzorem podstawienia

	Pb²⁺	Zn²⁺	Cr³⁺
Ionic radius [pm]	132	74	64
Coordination number	4	4	6
Electronegativity	1,87	1,65	1,66
Substitution pattern	Pb→Ca	Zn→Ca	Cr→Ca/Al
D factor	-1,32	0,328	0,7

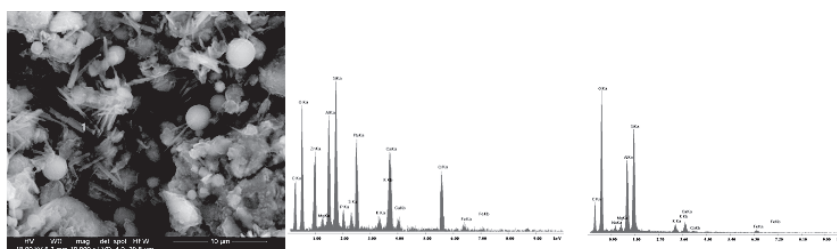


Fig. 5. SEM and EDS analysis of sample with 25% ash content

Rys. 5. SEM i EDS próbki zawierającej 25% popiołu

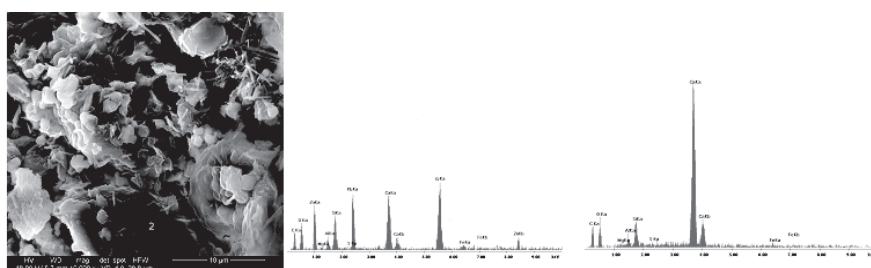


Fig. 6. SEM and EDS analysis of sample based on Konieczpol clay

Rys. 6. SEM i EDS próbki zawierającej ił Konieczpol

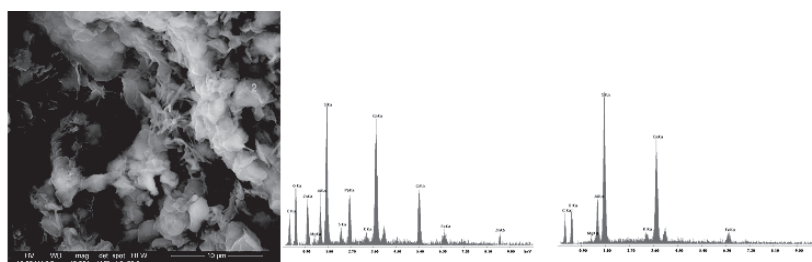


Fig. 7. SEM and EDS analysis of sample based on Bełchatów clay

Rys. 8. SEM i EDS próbki zawierającej ił Bełchatów

Tab. 4. The concentration of the selected metal cations in the acid effluents, determined by ASA metod

Tab. 4. Stężenie kationów metali w przesączach kwasowych

Sample HNO ₃	Pb ²⁺ [mg/l]	Zn ²⁺ [mg/l]	Cr ³⁺ [mg/l]
P25.50.0	0,007	0,006	0,0076
P25.50.1	0,007	0,007	0,0063
P25.50.2	0,007	0,007	0,0067
P25.60.0	0,006	0,006	0,0049
P25.60.1	0,007	0,007	0,0042
P25.60.2	0,007	0,005	0,0087
P25.70.0	0,007	0,007	0,0071
P25.70.1	0,008	0,008	0,0085
P25.70.2	0,003	0,003	0,0072
K.50.0	3,54	0,005	377,8
K.50.1	3,38	0,003	261,4
K.50.2	3,28	0,001	143,4
K.60.0	3,09	0,002	227,8
K.60.1	2,96	0,006	176,1
K.60.2	2,27	0,007	73,3
K.70.0	2,08	0,005	254,0
K.70.1	1,78	0,003	141,4
K.70.2	1,08	0,009	68,1
B.50.0	6,05	0,001	753,5
B.50.1	5,45	0,005	439,4
B.50.2	5,07	0,002	376,0
B.60.0	5,06	0,006	665,1
B.60.1	4,75	0,005	329,3
B.60.2	4,03	0,007	366,0
B.70.0	4,04	0,005	471,8
B.70.1	4,02	0,003	275,3
B.70.2	3,06	0,006	243,1

The experiment was carried to confirm the redirection about the possibility that certain amphoteric metal cations may precipitate as insoluble and stable salts in strong alkaline solution. To each solution of soluble salts of the selected metal cations, the sodium silicate was added, to observe if the precipitate will form. The experiment was conducted in the following conditions.

- the concentration of 20% of the following salts PbNO₃, ZnCl₂ and CrCl₃
- the sodium silicate Mk = 2,5
- reagents in the proportion 1:1

To accelerate the rate of reaction the samples were put in the laboratory drier at 80 degree Celsius. All samples formed the insoluble precipitant as follows:

- monohydrate lead II silicate PbO·SiO₂·H₂O (white crystals)
- monohydrate zinc II silicate ZnO·SiO₂·H₂O (blue opalescent gelatinous precipitate)
- monohydrate chromium III silicate Cr₂O₃·SiO₂·H₂O (pale green crystals)

Additional validation of creating insoluble chemical bounds were obtained by SEM images with EDS analysis (figure 5–7). The EDS analysis shows that transition metals content is significantly increased, while the contents of impurity elements (Zn,Cr, Pb). These metals are immobilized in cement phases (long tiny crystals).

4. Conclusions

1. Clay cement mixtures retain amphoteric metals
 - part as interchangeable cations in clay minerals structures
 - part as cations substitute during the formation of the alite phase
 - and some form new structures by reaction with water-glass
2. The mechanism of cation retention depends on the quantitative composition of the mixture, but inhibition in the structure of the alite is the strongest
3. Chromium has an affinity for clay minerals, in case of ion radius, charge and negative D factor value – confirmation by acid leaching
4. Indirect conclusion – complexes ion have weaker bonds than the hydration reaction

Conflict of interests: The author declares no conflict of interest.

Literatura – References

1. Andersen S, Ødegård S, Hans M, Seip 1994 Background levels of heavy metals in Polish forest soils *Ecological Engineering*, Volume 3, Issue 3, pp 245-253
2. Andreola F, Barbieri L, Corradi A, Lancellotti I, Manfredini T, 2001 The possibility to recycle solid residues of the municipal waste incineration into a ceramic tile body. *J Mater Sci* 36:4869–4873. doi: 10.1023/A:1011823901409
3. Bashir MJK, Aziz HA, Yusoff MS 2011 New sequential treatment for mature landfill leachate by cationic/anionic and anionic/cationic processes: optimization and comparative study. *J Hazard Mater* vol 186 pp 92–102
4. Boghetich G, Liberti L, Notarnicola M, Palma M, Petruzzelli D 2005 Chloride extraction for quality improvement of municipal solid waste incinerator ash for the concrete industry. *Waste Manag Res* 23:57–61. doi: 10.1177/0734242X05051017
5. Chibuike G. U., Obiora S. C. 2014 Heavy Metal Polluted Soils: Effect on Plants and Bioremediation Methods Applied and Environmental Soil Science Article ID 752708, <http://dx.doi.org/10.1155/2014/752708>
6. Collivignarelli, M.C., Abbà, A., Sorlini, S. et al. 2017 Evaluation of concrete production with solid residues obtained from fluidized-bed incineration of MSW-derived solid recovered fuel (SRF) *J Mater Cycles Waste Manag* 19: 1374. <https://doi.org/10.1007/s10163-016-0523-y>
7. Dalton J.L, Gardner K.H, Seager T.P, Weimer M.I, Spear J.C.M, Magee B.J 2004 Properties of Portland cement made from contaminated sediments. *Resour Conserv Recycl* vol 41pp 227–241
8. Esaifan M., LN. Warr, G. Grathoff, T. Meyer, MT Schafmeister, A. Kurt, H 2019. Testrich Synthesis of Hydroxy-Sodalite/Cancrinite Zeolites from Calcite-Bearing Kaolin for the Removal of Heavy Metal Ions in Aqueous Media, *Minerals*, vol 9(8), pp 484;
9. Horst ML, Wensheng Z, 2015 Research review of cement clinker chemistry, *Cement and Concrete Research* vol 78 pp 24-37
10. Izak P, Wójcik Ł., Słowikowski D., 2015 Rheology of soil binder dispersions *Materiały Ceramiczne = Ceramic Materials / Polskie Towarzystwo Ceramiczne, Kraków* ; vol 67 pp 158-163
11. Kasmi, A., Abriak, NE., Benzerzour, M. et al. 2017. Environmental impact and mechanical behavior study of experimental road made with river sediments: recycling of river sediments in road construction *J Mater Cycles Waste Manag* 19: 1405. <https://doi.org/10.1007/s10163-016-0529-5>
12. Korotenko E., Hendrych J., Mašin P., Solidification of Sludge from Waste Water Treatment, *Inżynieria Mineralna – Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, No 1(41), p. 103–110, DOI: 10.29227/IM-2018-01-17
13. Lafhaj Z, Samara M, Agostini F, Boucard L, Skoczylas F, Depelsenaire G 2007 Polluted river sediments from the North region of France: treatment with Novosol process and valorization in clay bricks. *Constr Build Mater* vol 148 pp 606–612
14. Malviya, R. Chaudhary, R. J 2006 8: 78. <https://doi.org/10.1007/s10163-005-0139-0> Evaluation of leaching characteristics and environmental compatibility of solidified/stabilized industrial waste *Mater Cycles Waste Manag*
15. Monteiro RCC, Figueiredo CF, Alendouro MS, Ferro MC, Davim EJR, Fernandes MHV 2008 Characterization of MSWI bottom ashes towards utilization as glass raw material. *Waste Manag* 28(7):1119–1125. doi: 10.1016/j.wasman.2007.05.004
16. Pardo L, Cecilia JA, Lopez-Moreno C, Hernandez V, Pozo M, Bentabol JM, Franco F, 2018 Influence of the Structure and Experimental Surfaces Modifications of 2:1 Clay Minerals on the Adsorption Properties of Methylene Blue Minerals, vol 8(8), pp 359; <https://doi.org/10.3390/min8080359>
17. Prawo ochrony środowiska (Dz.U. Nr 62, poz. 627) <http://prawo.sejm.gov.pl/isap.nsf/DocDetails.xsp?id=W-DU20010620627>
18. Seip H. M., Pawalowski L, Sullivan T., 1994 Environmental degradation due to heavy metals and acidifying deposition — A Polish-Scandinavian workshop *Ecological Engineering* Volume 3, Issue 3, pp 205-206
19. Spence W. P., Kultermann E. 2017 *Construction Materials, Methods and Techniques* CENGAGE Learning
20. Stempkowska A., Wójcik Ł., Izak P., Staszewska M., Mastalska-Popławska J., 2018 Investigation of post-industrial pollutions' immobilization in a hydraulic self-solidifying clay-cement binder *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering* vol. 427 pp 1–10
21. Stempkowska A., Izak P., Mastalska-Popławska J., 2017 Selected elements cations exchange in acidic medium on sorbents surface based on modified brown coal *Gospodarka Surowcami Mineralnymi = Mineral Resources Management* ; vol. 33 iss. 1, pp. 139–149.

22. Stempkowska A., Wójcik Ł., Izak P., . 2011 Pseudothixotropic properties of clay-cement slurries *Materiały Ceramiczne = Ceramic Materials / Polskie Towarzystwo Ceramiczne, Kraków ;. vol 6, pp. 278–282*
23. Varshney, S., Jain, P., Srivastava, S. J 2017 Application of ameliorated wood pulp to recover Cd(II), Pb(II), and Ni(II) from e-waste, *Mater Cycles Waste Manag* <https://doi.org/10.1007/s10163-016-0539-3>
24. Wang L. K., Yung-Tse Hung, Shammass N. K. 2010 *Handbook of Advanced Industrial and Hazardous Wastes Treatment*, CRC Press
25. Wang, D., Liu, D., Tao, L. et al. 2017 The impact on the effects of leachate concentrates recirculation for different fill age waste, *J Mater Cycles Waste Manag* <https://doi.org/10.1007/s10163-016-0508-x>
26. Wójcik Ł., Izak P., Kuś R., 2009 The influence of composition changes on properties of clay-cement binders *Materiały Ceramiczne = Ceramic Materials / Polskie Towarzystwo Ceramiczne, Kraków, Vol 61, pp 27-30*
27. Wójcik Ł., Izak P., Mastalska-Popławska J., Gajek M., 2015 Clay-cement suspensions - rheological and functional properties *Journal of Physics. Conference Series* , vol. 790, pp 1–7.
28. Wuana R. A., Okieimen F. E. 2011, Heavy Metals in Contaminated Soils: A Review of Sources, Chemistry, Risks and Best Available Strategies for Remediation *SRN Ecology Article ID 402647*, <http://dx.doi.org/10.5402/2011/402647>
29. Wuana R. A., Okieimen F. E. 2011, Heavy Metals in Contaminated Soils: A Review of Sources, Chemistry, Risks and Best Available Strategies for Remediation *SRN Ecology Article ID 402647*, <http://dx.doi.org/10.5402/2011/402647>
30. Zhang W., Ren X., Ouyang S., 2011 Development on ion substitution effect on the crystal structure and properties of tricalcium silikat *Journal of Chinese. Ceramic Society* vol 39 pp1666-1672
31. Zhang, H., He, P.J., Shao, L.M. et al. 2008 Leaching behavior of heavy metals from municipal solid waste incineration bottom ash and its geochemical modeling, *J Mater Cycles Waste Manag* <https://doi.org/10.1007/s10163-007-0191>
32. Zmijowa D., Koliba M., Raclavski K 2018 Human Health Risk Assessment of Heavy Metals Bound on Particulate Matter *Inżynieria Mineralna Wyd. Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalni, z. 1(41), s. 93–98, DOI: 10.29227/IM-2018-01-15*

Mechanizm immobilizacji kationów metali amfoterycznych w mieszaninach ilowo-cementowych

W artykule przedstawiono możliwości zastosowania specjalnie przygotowanych spoiw w celu unieruchomienia migracji metali amfoterycznych. Spoiwa cementowo-ilowe to mieszanki zawierające w swoich składach spoiwo klinkierowe i minerały ilaste, w tym przypadku były to gliny Bełchatów i Koniecpol. Po procesie hydratacji mieszanki te tworzą elastyczne i szczelne struktury, które są wykorzystywane m.in. jako bariery unieruchamiające rozprzestrzenianie się zanieczyszczeń. Testy wykazały, że w przypadku metali amfoterycznych możliwa jest prawie 100% akumulacja zanieczyszczeń w strukturze zawieszin ilowo-cementowych. Podjęto również próbę wyjaśnienia mechanizmów zatrzymywania jonów w powstałych strukturach. W artykule przedstawiono trzy prawdopodobne mechanizmy wiązania jonów amfoterycznych, pierwszy to retencja w przestrzeniach międzywarstwowych minerałów ilastych, drugi to uwięzienie w fazach typu CSH powstałych podczas hydratacji. Ostatnią możliwością jest tworzenie nowych struktur krzemianowych.

Słowa kluczowe: jony amfoteryczne, zanieczyszczenie metalami, mieszanki gliny z cementem, hydratacja



STUDIA PODYPLOMOWE 2020/2021

Nazwa studiów podyplomowych: PRZERÓBKA SUROWCÓW MINERALNYCH

Sylwetka absolwenta:

Sluchacze nabędą wiedzę teoretyczną i praktyczną z zakresu wzbogacania surowców obejmującą identyfikację właściwości minerałów, procesów separacji, procesów pomocniczych, projektowania i optymalizacji technologii przeróbki. Ukończenie studiów podyplomowych zostanie potwierdzone świadectwem Akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie zgodnie z wymogami Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego.

Czas trwania:

2 semestry: 15.10.2020 – 30.06.2021

Termin zgłoszeń:

10.10.2020

Wymagane dokumenty:

1. Podanie
2. Kwestionariusz osobowy
3. Odpis dyplomu ukończenia studiów I lub II stopnia

Tryb zgłoszeń:

Pisemne lub osobiste

Liczba miejsc:

30



Detection of Underground Anomalies Using Analysis of Ground Penetrating Radar Attribute

Cuong Van Anh LE^{*1,2}, Thuan Van NGUYEN^{1,2}

¹) University of Science, Ho Chi Minh City, Vietnam

²) Vietnam National University Ho Chi Minh city, Ho Chi Minh City, Vietnam

* Corresponding author: lvacuong@hcmus.edu.vn

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-04>

Submission date: 02-12-2019 | Review date: 22-01-2020

Abstract

Need of specifying underground construction works for supporting further tasks as maintenance, repairing, or setting up new underground structures. For these needs, ground penetrating radar, one of the efficient geophysical methods, can bring high-resolution and quick underground image revealing existence of both natural and artificial anomalies. Its fixed receiver-transmitter antennas setting as constant offset is commonly used in urban areas. Conventionally, hyperbolae events are crucial indicator for scattering objects as kinds of pipes, water drainage system, and concrete building structures as well as sink holes. Calculation of their depths and sizes requires migration analysis with the environment velocity. Migrated sections with different velocity show different chaos degrees of transformation from a hyperbola diffraction curve to its focused area. We have researched diagrams of different Ground Penetrating Radar attributes as energy, entropy, and varimax dependent on two variables, velocity and window zone covering diffraction events from a set of synthetic data and real data, in specifying the environment velocity. We have developed a novel technique for evaluation of the ground velocity and object's size by combination of the new varimax diagram and the Kirchhoff migration method. The technique can define contribution of diffracted ground penetrating radar waves for building the diagram after removing the reflection contribution. The synthetic datasets consist of different random background noise levels and expressions of different-sized circular and rectangular pipes. The real data is measured for detecting two underground gas pipes in Ba Ria – Vung Tau province, Vietnam.

Keywords: migration, velocity estimation, Ground Penetrating Radar attribute

1. Introduction

Electromagnetic waves propagate through the medium and bounce back to receiver antenna after hitting the boundary of two zones of different electric permittivity. The electromagnetic waves characteristics lead to ability of investigation depth depending on their frequencies and electrically conductivity distribution in shallow surface environment (Doolittle and Collins, 1995, Smith and Jol, 1995). Specifically, “skin effect” shows that the higher frequency Ground Penetrating Radar (GPR) section can illustrate higher resolution images rather than lower frequency GPR ones. However, the lower frequency GPR ones can provide images of deep structures better than the higher frequency ones.

Like seismic, the conventionally processed GPR data and their attributes could illuminate underground hidden geophysical or artificial structures and provide tool for estimation of the environment velocity (Chopra and Marfurt, 2007, Le et al., 2019, Nguyen et al., 2017, Fomel et al., 2007, Khoshnavaz et al., 2016, Tomecka-Suchoń and Marcak, 2015, Ercoli et al., 2014).

The wave propagation velocity can help to correctly map the underground anomalies or structures through a specific processing step, migration. Known electric permittivity parameters are valuable for calculating electromagnetic velocity but it is unavailable where no drill hole is provided. To compensate the limitation, different techniques by analyzing GPR travel-time and amplitude sections are developed. Common Mid-Point (CMP) gather or a prior known object's depth can provide tools to evaluate velocity (Yilmaz, 2001, Sham and Lai, 2016, Forte et al., 2014, Zhao et al., 2015). The

constant offset (CO) data section can only utilize diffraction phenomena from small objects or edges of large ones (Yilmaz, 2001, Sham and Lai, 2016, Forte et al., 2014, Zhao et al., 2015). Migration technique can collapse the diffraction hyperbolae into highly energy focus points in which the chosen migrated velocity responds to the environment velocity. In the Kirchhoff migration, summation of seismic amplitudes along a diffraction hyperbola is the secondary source amplitude positioning at the peak of the diffraction hyperbola. The GPR data can take an advantage of the migration technique when sharing the same dynamic characteristics with seismic wave. The hyperbola curves are also function of two-way travel time, velocity, size of diffractor and its depth, and antennas distance in which the velocity is analyzed (Sham and Lai, 2016).

Relationship between migrated velocity and a function of migrated data points over a specified window can form a useful GPR attribute diagram for estimation of environment velocity. The diagram can show its extreme value corresponding to the environment velocity. Entropy and its inverse, varimax, are of great indicator for velocity analysis in both geophysical data, seismic and GPR data (De Vries and Berkhout, 1984, Wiggins, 1978, Prego et al., 2017, Fomel et al., 2007, Levy and Oldenburg, 1987, Clair and Holbrook, 2017). For these research works, diffractions and reflections can be separated and the diffracted hyperbolae are migrated with suitable velocity band. The entropy or varimax values can reach to the extremes if environment velocity is chosen. Besides, energy difference technique developed by C. Le (Nguyen et al., 2017)

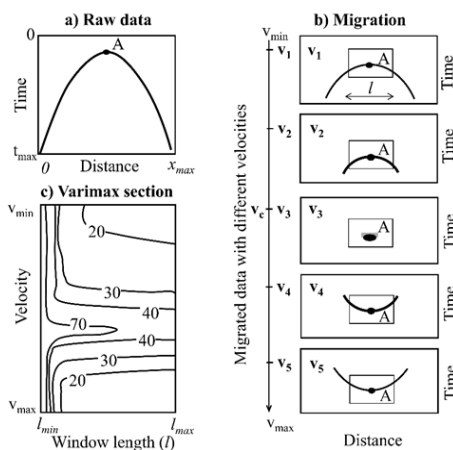


Fig. 1. Workflow for establishing a varimax section. a) Raw data, b) Migration. The raw data is migrated with different velocities. The migrated data can fall into one of three categories: under-migration, correct migration, and over-migration. If correct migration is, no “smiling” or “frown eyes” are recognized (Yilmaz, 2001). c) The varimax section is formed by representation of varimax depending two variables, window length and velocity. v_c is the environment velocity.

Rys. 1. Przebieg pracy przy tworzeniu sekcji varimax. a) Surowe dane, b) Migracja. Surowe dane są migrowane z różnymi prędkościami. Migrowane dane mogą należeć do jednej z trzech kategorii: niepełna migracja, poprawna migracja i nadmierna migracja. Jeśli jest to poprawna migracja, nie rozpoznaje się „uśmiechu” lub „zmarszczenia brwi” (Yilmaz, 2001). c) Sekcja varimax jest utworzona przez przedstawienie varimax w zależności od dwóch zmiennych, długości i prędkości okna. v_c jest prędkością środowiska.

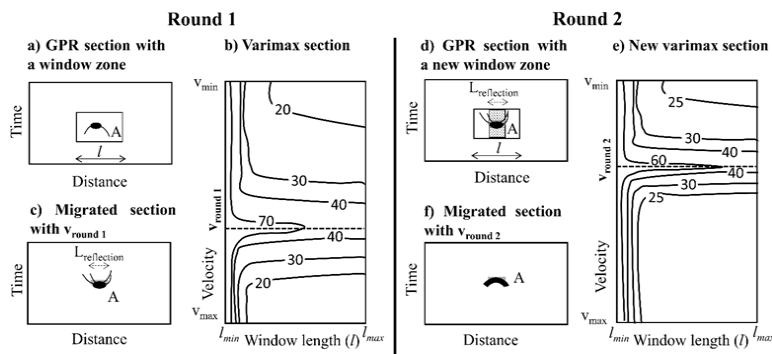


Fig. 2. Images of varimax sections (b and e) from two different window zones (a and d). For round 1, Figure c shows the over-migration effect coming from the higher migrated velocity than the environment velocity. For round 2, Figure f shows the focused image without over-migration effect after applying a new window zone without contribution of reflection (the dot area as $L_{reflection}$)

Rys. 2. Obrazy przekrojów varimax (b i e) z dwóch różnych stref okiennych (a i d). W rundzie 1 rysunek c pokazuje efekt nadmiernej migracji pochodzący z wyższej prędkości migracji niż prędkości otoczenia. W rundzie 2 rysunek f pokazuje zogniskowany obraz bez efektu nadmiernej migracji po zastosowaniu nowej strefy okna bez udziału odbicia (obszar kropki jako $L_{reflection}$)

can show that maximum energy difference can occur in the peak of diffraction hyperbolae with environment velocity applying to the GPR data

In this research, we develop a novel approach by combining the Kirchhoff migration and the diagram of GPR attributes to evaluate the environment velocity and underground anomalies' properties (i.e., their locations and their sizes). We will apply the approach in the GPR synthetic data and real data in Ba Ria-Vung Tau province, Vietnam.

2. Method

Analyzing expressions of GPR amplitudes in migrated sections with a velocity band can provide tools of velocity estimation. According to research works (Yilmaz, 2001, Nguyen et al., 2017) when GPR data is migrated with correct velocity, the diffraction hyperbola turns into highly energy point at its peak. If the migrated velocity is not correct, over-migration or under-migration effects can occur with higher velocity or

lower velocity than the environment velocity, respectively (Figure 1). In the wrong velocity case, the GPR migrated amplitudes are still stretched in curved shapes upward or downward, causing highly entropy data (De Vries and Berkhout, 1984, Wiggins, 1978, Prego et al., 2017, Fomel et al., 2007, Levy and Oldenburg, 1987, Clair and Holbrook, 2017). For these research works, the varimax and its inverse, entropy, within window zone containing the peak of diffraction hyperbola can also reach maximum or minimum, respectively.

Three functions of GPR migrated amplitude, varimax, entropy, and energy, are our interest. Varimax and entropy can relate to chaos degree of the GPR amplitude. For the energy variable, we are interested in investigating its strength over the reflection or diffraction events. Relationship between the GPR attributes (i.e., varimax, entropy, and energy) over two variables as velocity and a window can be of great explanation of the environment velocity. Also, we can investigate how useful the energy attribute can contribute to the velocity estimation from the small diffractor.

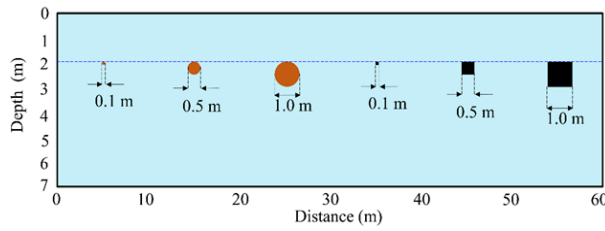


Fig. 3. Model of six anomalies in Cartesian coordinates including three solid circles and three solid squares
Rys. 3. Model sześciu anomalii we współrzędnych kartezjańskich, w tym trzy ciągłe koła i trzy ciągłe kwadraty

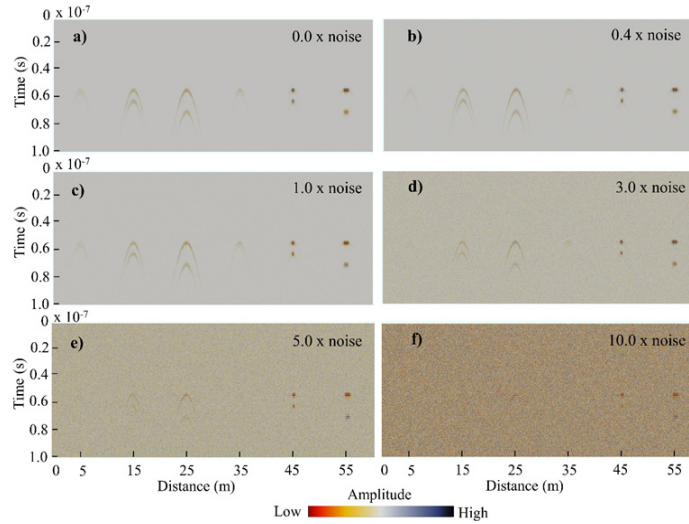


Fig. 4. The synthetic dataset with different Gaussian noise levels expressed as the parameter, constant_value. a) no Gaussian noise added, b) 0.4 Gaussian noise added, c) 1 Gaussian noise added, d) 3 Gaussian noise added, e) 5 Gaussian noise added, f) 10 Gaussian noise added
Rys. 4. Syntetyczny zestaw danych z różnymi poziomami szumu Gaussa wyrażonymi jako parameter, stała wartość. a) bez dodanego hałasu Gaussa, b) 0,4 dodanego hałasu Gaussa, c) 1 dodanego hałasu Gaussa, d) 3 dodanego hałasu Gaussa, e) 5 dodanego hałasu Gaussa, f) 10 dodanego hałasu Gaussa

2.1. Analysis of GPR attributes

Building GPR attribute diagram needs a set of migrated GPR sections from a velocity band in advanced. The extremes of the GPR attribute (i.e., entropy, energy, and varimax) can reflect to the suitable environment velocity (Fomel et al., 2007, Clair and Holbrook, 2017). Each GPR attribute is formed using two variables, velocity and window zone through its equation as followed:

(i) For the chaos of the GPR migrated data, entropy definition is introduced (Sava et al., 2004):

$$(ii) \quad Entropy = \frac{(\sum_i \Sigma s_i^2)^2}{\sum_i s_i^4} \quad (1)$$

(iii) For the inverse of the entropy, varimax term is used for minimum the order of “spikiness” or detecting the smallest number of the largest spikes as the equation (Wiggins, 1978):

$$(iv) \quad Varimax = \frac{\sum_i s_i^4}{(\sum_i \Sigma s_i^2)^2} \quad (2)$$

(v) We tempted to add one more energy term for researching the chaos level of migrated data as the equation (dGB Earth Sciences, 2015):

$$(vi) \quad Energy = \sum_i s_i^2 \quad (3)$$

where, s_i is an amplitude in a GPR migrated section with a defined velocity. i is the location of the data point within the window zone. The flowchart for one example of a GPR attribute versus two variables, velocity, and window length (i.e., varimax) is expressed in the Figure 1.

The rectangular window zone has width as time distance in nanosecond and length as distance in meter covering the peak of the diffracted hyperbola. The maximum varimax can show the chosen velocity in which its migrated data show the smallest number of spikiness (Wiggins, 1978).

2.2. The new technique: varimax diagrams made by from the diffraction contribution

We have developed a new workflow of calculating varimax section for defining environment velocity and size of an object. For small objects, the conventional workflow (Fomel et al., 2007, Clair and Holbrook, 2017) expresses that maximum varimax value in a full rectangular window can relate to environment velocity. Apparently, maximum varimax values can lead to smallest number of spikiness in the window area of the GPR migrated data. That is, the diffracted hyperbola can converge into the focus point. However, the focus data point cannot answer to the full size of the big object. For the big object, our technique can calculate contribution of diffracted GPR waves in varimax diagram in which the maximum varimax responds to the environment velocity.

We apply the idea of achieving smallest number of spikiness of the GPR data after mitigating diffraction effects. For

the big object, there can be two separated zones, (i) zone being responsible for reflection effect and (ii) zone for diffraction effect. Then, after removal of reflection zone, the diffraction zone can converge into the stage of being the smallest number of spikiness of the GPR data with the suitable velocity responding to the max varimax parameter. Note that exact separation of reflection and diffraction is a big challenge (Fomel et al., 2007).

Our workflow described in Figure 2 shows that two different varimax sections with two different window zones can produce two different velocities. Our technique needs three main processing factors: (i) calculation of a varimax diagram within a designated window zone from different migrated sections, (ii) the migrated section with velocity corresponding to the maximum varimax can give the object size, and (iii) condition for stopping the workflow depends on how dynamic characteristics of migrated events appear.

If correct migration occurs, the workflow stops. In case, over-migration case occurs, the new designated window zone does not include the reflection size of the object and a new varimax diagram is re-calculated. The full window zone shown in Figure 2a leads to the over-migrated image (Figure 2c). The new window zone (Figure 2d) for recalculating the varimax section (Figure 2e) is achieved by subtraction of the full window zone from the zone defined as $L_{\text{reflection}}$. $L_{\text{reflection}}$ is got from the object size in the over-migrated image (Figure 2c).

With the new varimax section, the migrated section (Figure 2f) shows the more focused object image.

3. Results

3.1 Numerical model

3.1.1. Building synthetic data

Setup model: The model includes six anomalies, three rectangular pipes and three circle pipes (Figure 3). In the model, the background velocity is 0.075 m/ns (equally, 0.75 x108 m/s) and its anomalies' ones is 0.122 m/ns (equally, 1.22 x108 m/s). The top of all the anomalies are in the same depth, 2 meter. Each anomaly type, circle or rectangular, has sizes as 0.1 m, 0.5 m, and 1 m.

Forward modelling: The modelling tool of the source code MATGPR (Tzani, 2006, Tzani, 2010) is used to build constant offset (CO) GPR data from the model (Figure 3). The tool utilized the modelling work of Bitri and Grandjean (1998) in which a phase shift technique in frequency-wave-number domain and solution of 2D Maxwell 's equations is used for wavefield extrapolation.

We have added different noise levels into the synthetic GPR data for testing robustness and effectiveness of our workflow. The *newdata* combining modelled signal and noise contributions is formed by the equation:

$$New_data = synthetic_data + constant_value * white_gaussian_noise$$

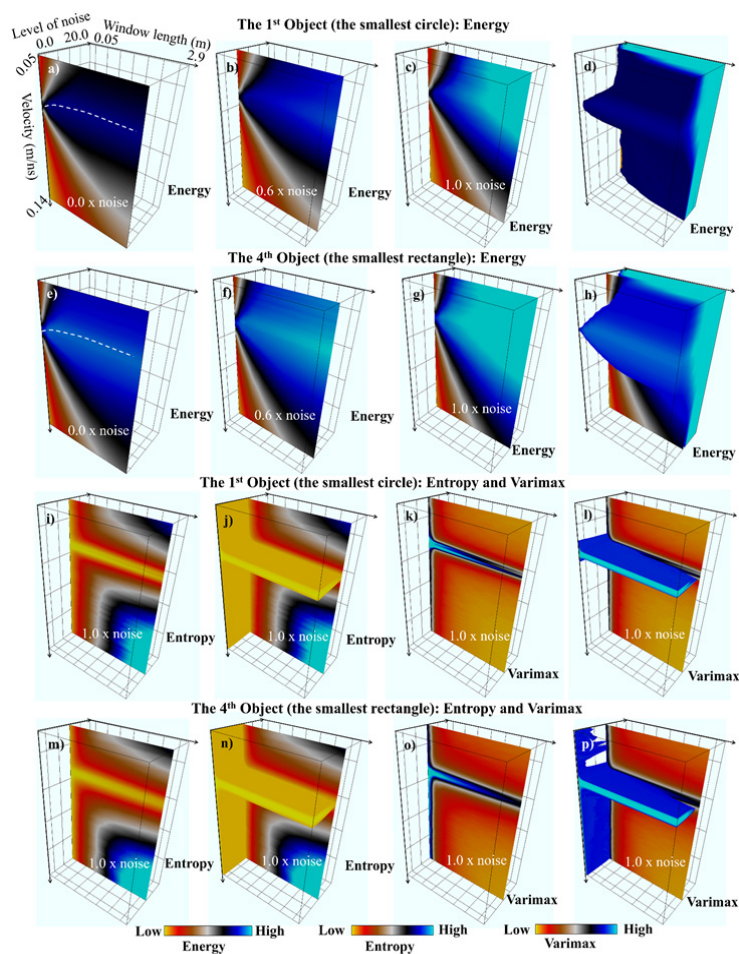


Fig. 5. Representations of energy, entropy, and varimax sections from synthetic datasets with different noise level for the smallest objects of circle and rectangle
Rys. 5. Reprezentacje sekcji energii, entropii i varimax z syntetycznych zestawów danych o różnym poziomie hałasu dla najmniejszych obiektów wiru i prostokąta

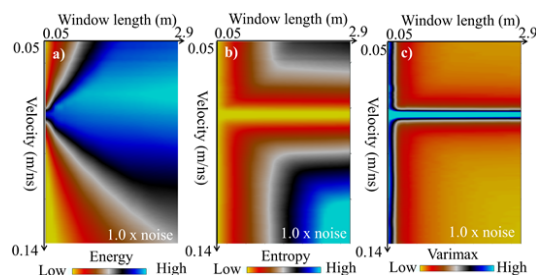


Fig. 6. Energy (a), entropy (b), and varimax (c) representations for the largest circle pipe (the third object) in the model
Rys. 6. Reprezentacje energii (a), entropii (b) i varimax (c) dla największej rury (trzeciego obiektu) w modelu

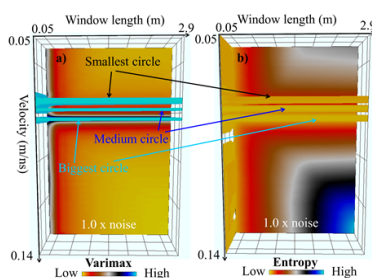


Fig. 7. 3D representations of varimax (a) and entropy (b) from synthetic dataset of 100% noise level added. The 2D varimax overlay accounts for the largest circle. The 3D bars of two circles (the medium and biggest) express the strong values of entropy and varimax are not equivalent to the environment velocity
Rys. 7. Reprezentacje 3D varimax (a) i entropii (b) z syntetycznego zestawu danych o dodanym poziomie hałasu 100%. Nakładka 2D varimax stanowi największy okrąg. Słupki 3D dwóch kół (średnie i największe) wyrażają wysokie wartości entropii, a varimax nie są równoważne prędkości otoczenia

Where, synthetic signal data is calculated from the source MATGPR; *constant_value* has values as 0.0, 0.2, 0.4, 0.6, 0.8, 1, 3, 5, 10, 20. The parameter, *white_gaussian_noise*, is white Gaussian noise made by the Matlab built-in function (MathWorks, 2019), *randn.m*.

Figure 4 represents modelling data behavior from the model (Figure 3) with different noise addition levels defined as parameter *constant_value*. In a location of each circle (i.e., in the distances as 5, 15, 25 m), two separated hyperbolae express its top and bottom. Many other hyperbolae with the weaker amplitudes are formed by small diffractors locating at its left and right circular edges. Sizes of the strong-amplitude hyperbolae (in the distances 5, 15, and 25 m) increase depending on the sizes of the circular pipes. For the smallest rectangular pipe (in the distances 35 m), it shares the same hyperbolae shapes for top and bottom with the smallest circle pipe (in the distance 5 m). In the other bigger rectangular pipe (its center point at the distance 45 or 55 m), two horizontal layers with the four hyperbolae locating at each of the four corners are shown.

3.1.2. Processing and result

Our workflow using varimax section analysis is applied into three cases for the synthetic dataset (i) small objects including circle or rectangular pipes having diameter size as 0.1 m, (ii) big-sized circle (i.e., its diameter as 1 m), and (iii) big-sized rectangle (i.e., its diameter as 1 m). We would apply two routines for calculating environment velocity, (i) conventional and (ii) our suggest ones. For the other medium-sized objects as 0.5 m, we would compare their migrated results from the two routines with the discussed model in Figure 3.

Preparation for our varimax analysis, migrated sections with different velocities and survey settings in the OpendTect software (dGB Earth Sciences, 2015, Huck, 2012) are set

up. All the GPR CO datasets are migrated with the velocity band ranging from 0.05 to 0.14 m/ns. For speeding migration process, parallel computing with four cores is applied in the calculation. The processor is Intel (R) Core™ i7-6700HQ CPU at 2.6 GHz in baseline running. Window length ranges from 0.05 m to 2.9 m horizontally and 6.35 ns vertically. The datasets consist of the pure synthetic data and different white Gaussian noise addition levels. Therefore, each 3D varimax is built up with three dimensions, velocity, window length, and level of noise (white Gaussian noise addition level) defined as *constant_value*. For 3D view, inline and crossline are nonlinearly defined as window length and level of noise, respectively. The velocity is linearly expressed as Z direction.

We applied analysis of attribute diagrams for three cases in the model (Figure 3); (i) the smallest objects with the first object for the smallest circular pipe and the fourth for smallest rectangular pipe, (ii) the largest circle object for the third, and (iii) The largest rectangular object for the sixth.

3.1.2.1 Conventional routine

Case 1: the small objects

The interest objects as small circles and rectangles with their diameters as 0.1 m, locate at the distances 5 m and 35 m, respectively. The three kinds of GPR attributes as energy, entropy and varimax are input for velocity estimation in an object. The window area for the attributes are full rectangles with the constant time gate (6.35 ns) and varied window length from 0.05 m to 2.9 m.

Figure 5 provides the diagrams of entropy, energy, and varimax for the small objects from the synthetic GPR data with different noise levels. In energy analysis, the maximum energy values responding to velocity changes versus the window length (i.e., see the dashed white curve) although good estimation for environment velocity just works well with the

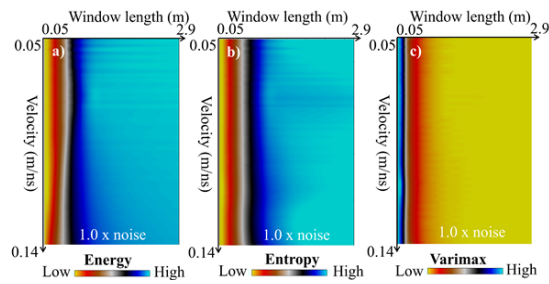


Fig. 8. Energy, entropy, and varimax sections from synthetic dataset of 100% noise level for the biggest rectangular object. All the sections cannot show the good estimate for environment velocity

Rys. 8. Sekcje energii, entropii i varimax z syntetycznego zestawu danych o poziomie hałasu 100% dla największego obiektu prostokątnego. Wszystkie sekcje nie dają dobrego oszacowania prędkości środowiska

smallest window length. Meanwhile, for entropy and varimax sections, the min entropy and max varimax are stably invariant reflecting the environment velocity even when window length and noise levels change. Their 3D representations also show their extremes (the furthest left image in Figure 5).

Case 2: the largest circle object

According to the representations of different GPR attributes for the largest circle object in Figure 6, the environment velocity is not correctly picked with the extreme values of the GPR attributes. It shows that the extreme values for the GPR energy section change due to the window length; meanwhile, the entropy or varimax cannot answer the environment velocity with their extreme values although they refer a constant velocity.

For analysis of entropy and varimax in the biggest circle object, the invariant velocity responding to the extreme values, minimum entropy or maximum varimax, is not equal to the environment velocity when the conventional workflow of full window zone covering the diffraction is applied. Figure 7 expresses three velocities corresponding to the extreme values shown by the three 3D entropy or varimax bars of the three circles objects. It illustrates that the chosen velocity relating to the extremes increases if the objects' sizes increase.

Case 3: The largest rectangular object

In Figure 8, all the three GPR attributes (energy, entropy, and varimax) do not show any visible extreme values responding to the environment velocity. It shows that the full rectangular window zone is not helpful for illuminating the differences of diffractions or reflection signal.

Figures 7 and 8 inspires us to try a new strategy in finding environment velocity from GPR diffracted signals of the biggest objects. For velocity estimation in traditionally window zone, some remarks are made; (i) energy sections cannot provide a good tool for velocity estimation, (ii) entropy or varimax for the circle type can show the constant velocity with different axis parameters but it is not the environment velocity if its object size is big, and (iii) entropy or varimax for the rectangular object type does not reflect any extreme values that connect to environment velocity.

3.1.2.2. Our new technique

Our new flowchart for defining environment velocity is provided (see Section 2.2). For analyzing velocity from the synthetic datasets, GPR data zone connecting to the biggest

objects as circles and rectangles are discussed. Taking advantages of the migrated sections from the velocity band, several rounds of calculating 3D varimax distribution with contribution of diffraction are applied. The idea of the flowchart is that reflection contribution is removed out of the calculation of varimax and the extreme varimax will respond to the contribution of the diffraction.

Case 2: the largest circle object

We have worked with four rounds of calculating varimax sections (Figures 9 and 10) for achieving the environment velocity and its sizes. The first round comes up with the velocity 0.082 m/ns showing the maximum varimax and its migrated section shows over-migration effect. Many over-migration effect or upward curves in the migrated section (Figure 9c) shows that the chosen velocity bigger than the environment one. In the second round, its window zone does not include the reflection zone as 0.15 m which is extracted from the migrated section of the first round (Figure 9b). The second-round migrated section with the chosen velocity, 0.080 m/ns, also has over-migration effect (Figure 9d) although the object size increase to 0.36 m better than the previous result 0.15 m.

In the third round, the migrated section also has over-migration effect with the better results, the object size 0.51 m and the chosen velocity 0.078 m/ns. The best-chosen velocity is 0.076 m/ns and the object size as 0.95 m in the migrated section for the fourth round shows the acceptable errors, 1.3% and 5%, respectively. The migrated section (Figure 10f) show the focused result image.

Case 3: The largest rectangular object

Two rounds of calculating varimax sections is done for calculating the biggest rectangular size, 1 m and the environment velocity, 0.75 m/ns (Figure 11). The first round (Figure 11a) does not show any meaningful max varimax value that could help to define velocity or its migrated section. In the second round, reflection contribution of the rectangular pipe as 1.05 m is calculated from the synthetic GPR data (Figure 4) in advance. After removing the reflection contribution, the new varimax in the second round (Figure 11b) shows the great chosen velocity

3.2. Real data

The data was recorded in Ba Ria Vung Tau province, Vietnam for checking present map of two underground metal gas

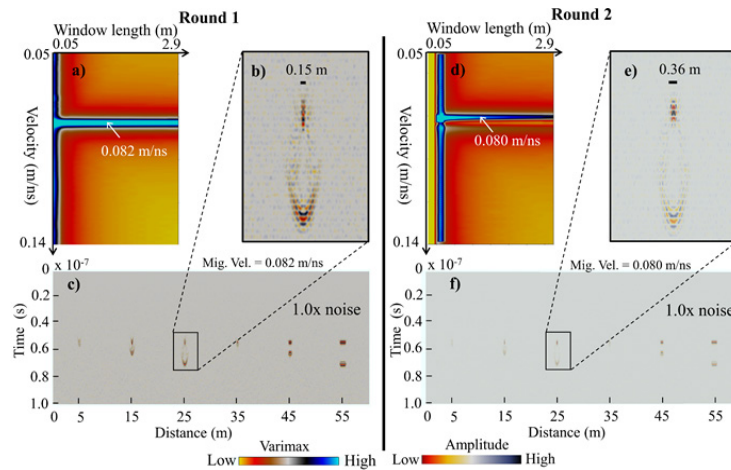


Fig. 9. Varimax and migrated sections with the chosen velocity for the max varimax from synthetic dataset of 1 noise level for the first and second rounds. The largest circle is accounted

Rys. 9. Varimax i sekcje z wybraną prędkością dla maksymalnego varimax z syntetycznego zestawu danych dla 1 poziomu hałasu dla pierwszej i drugiej rundy. Wyliczenia dla największego kręgu

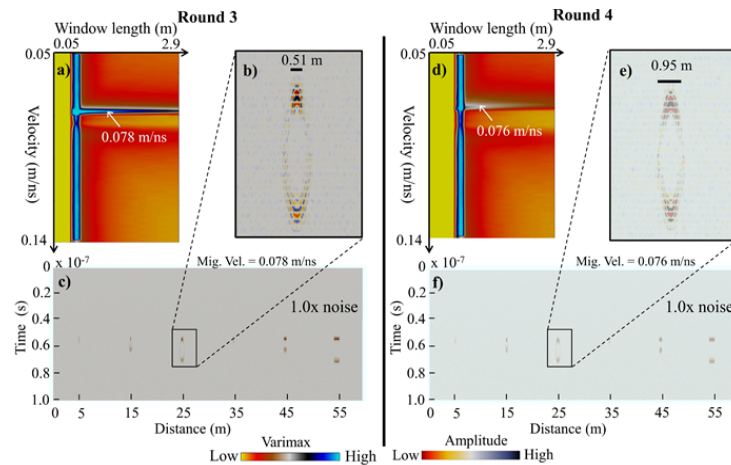


Fig. 10. Varimax and migrated sections with the chosen velocity for the max varimax from synthetic dataset of 1 noise level for the third and fourth rounds. The largest circle is accounted

Rys. 10. Varimax i sekcje z wybraną prędkością dla maksymalnego varimax z syntetycznego zestawu danych o poziomie hałasu 1 dla trzeciej i czwartej rundy. Wyliczenia dla największego kręgu

pipes. For prior information, two pipes have diameters as 0.66 m and 0.41 m for Nam Con Son (NCS) pipe and Bach Ho (BH) pipe, respectively (PV GAS, 2019). Two sign bars reflect their existence below the ground (Figure 12, left image). The GPR profile (Figure 12, right image) is collected across the two anomalous pipes using a Detector Duo IDS machine, Italy in 2019. Its configuration parameters include measurement length as 16.5 m, number of traces as 592 and the sample space on each trace as 0.25 ns. It follows the Constant Offset tradition. The data for analysis contains the central frequency as 700 MHz.

For preparation of the input data for our workflow, several processing techniques (Nguyen et al., 2017) are listed below: (i) Move start time: shifting the trace to the time zero, (ii) Removing the DC noise, (iii) Removing the background noise, (iv) Using dewow filter for low frequency removal, (v) Band-pass filter for frequencies from 350 MHz to 1050 MHz, and (vi) Gain filter to enhance weak signal in the big time.

Some brief interpretation can be extracted from the processed data (Figure 12, right image). A significant layer lo-

cates at the time 20 ns. Two strong symmetrical and unsymmetrical hyperbolae events related to diffraction effects at the two locations ($x = 2$ m, $t = 30$ ns) and ($x = 9$ m, $t = 35$ ns) can respond to the two underground metal gas pipes, NCS and BH, respectively. Our workflow of velocity estimation by the varimax diagrams (see Section 2.2) is applied to the first location where the symmetrical hyperbola peak is captured in distance-time domain, 2 meter and 30ns.

We have used our workflow to the real GPR data with different rounds (Figures 13 and 14).

- The first round:

In the first round (Figure 13), the varimax is established with velocity band from 0.08 m/ns to 0.16 m/ns and the window length from 0.05 to 2.9 m. Obviously, the largest window zone can cover the biggest pipe. The varimax section (Figure 13a) firstly shows the velocity corresponding to the max varimax (see white arrow) with different full window lengths. The zoom image extracted from the whole migrated section (Figure 13c) can illustrate several “smile curves” as over-migra-

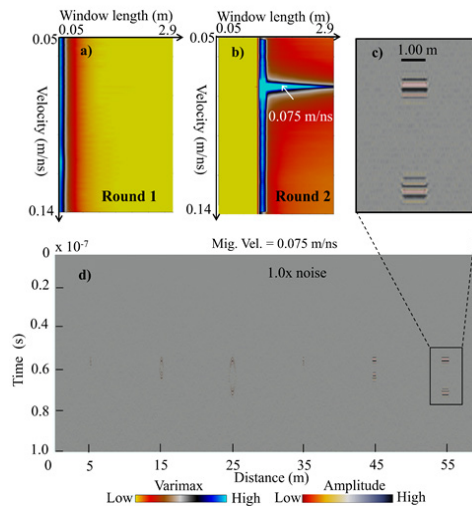


Fig. 11. Varimax (a and b) and migrated sections (c and d) with the chosen velocity of the max varimax from synthetic dataset of 100% noise level in the biggest rectangular object. The varimax section (a) in round 1 cannot show the estimate for velocity when it has contribution of the reflection and diffraction signals. The varimax section (b) from the new varimax technique after removal of reflection contribution can show the great estimate for the environment velocity

Rys. 11. Varimax (a i b) i migrowane sekcje (c i d) z wybraną prędkością maks. Varimax z syntetycznego zestawu danych o poziomie hałasu 100% w największym obiekcie prostokątnym. Sekcja varimax (a) w rundzie 1 nie pozwala na oszacowania prędkości z uwagi na udział odbicia i sygnały dyfrakcyjne. Sekcja varimax (b) z nowej techniki varimax po usunięciu udziału odbicia może wykazać świetne oszacowanie

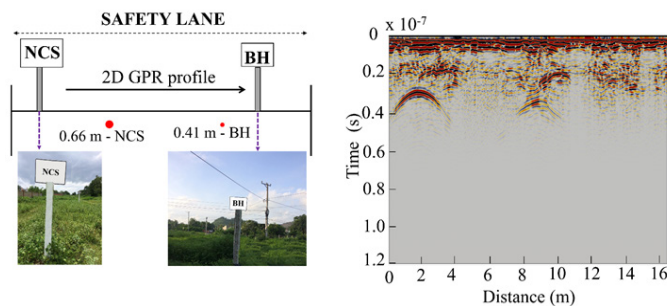


Fig. 12. Real site in Ba Ria - Vung Tau province, Vietnam (left image). The GPR measurement (right image) is to research anomalous objects and especially, existence of two gas metal pipes

Rys. 12. Realna lokalizacja Ba Ria - prowincja Vung Tau, Wietnam (lewy obraz). Pomiar GPR (prawy obraz) ma na celu zbadanie anomalnych obiektów, a zwłaszcza istnienia dwóch metalowych rur gazowych

tion effect. The migrated section (Figure 13c) with the chosen velocity, 0.115 m/ns can illustrate the size of the NCS metal pipe around 0.4 m.

- The second round:

The next step is to reevaluate the new varimax section with different window zones without the zone of reflection contribution that are defined the Figure 13b. In the Figure 13d, the varimax shows the velocity of the max varimax as 0.104 m/ns. Interestingly, the new migrated section (Figure 13e and f) expresses the new image result with having little over-migration effect and being more focused. We can compare its size, 0.61 m with the prior information, 0.66 m. The error percentage, 8%, is acceptable to confirm the validity of the method.

For further evaluation of velocity, we have tried the third round of calculating a new varimax section after extracting the reflection zone, 0.61 m from the second round (Figure 13e). The varimax section of the third round shows the velocity value as 0.096 m/ns (Figure 14a) and the object size as

0.8m (Figure 14b). The object image (Figure 14b) can remind us about the under-migration effect from the research works (Nguyen et al., 2017, Yilmaz, 2001, Holbrook et al., 2016).

4. Discussion

The synthetic datasets with different added error levels and real data are tested using varimax diagrams. The testing shows that using varimax sections can define the environment velocity.

For small objects, the traditional entropy or varimax diagram shows their great applications in velocity estimation. The reason is that diffraction mainly comes from the small objects.

In big circle object's cases, traditional rectangular window for a zone of hyperbola can lead to the over-migrated effect with its resulted velocity. It could be explained when Kirchhoff migration sum all the amplitude locating in the hyperbola curve of diffraction, it assumes the circular shape of the object as a part of its diffracted hyperbola and turns circle the shape into the focused point.

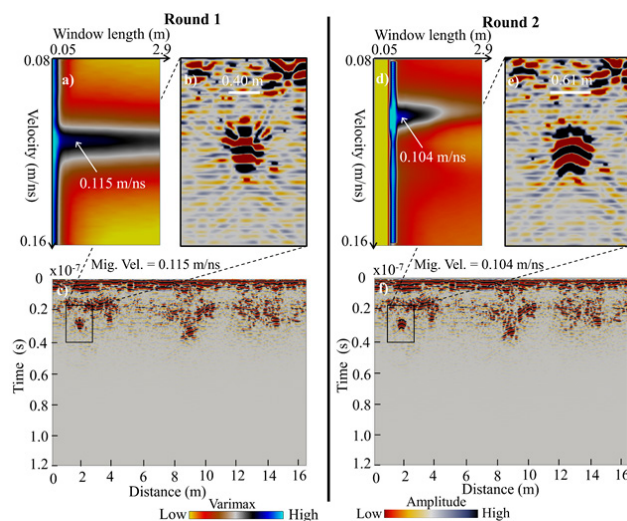


Fig. 13. Varimax (a and d) and migrated sections (c and f) with the chosen velocity of the max varimax in the real data (rounds 1 and 2). The varimax (a) in round 1 cannot show the environment velocity from over-migration effects in the migrated section (b). The varimax (d) in round 2 can show the environment velocity from the migrated section (f) of highly focused image

Rys. 13. Varimax (a i d) i migrowane odcinki (c i f) z wybraną prędkością maks. Varimax w danych rzeczywistych (rundy 1 i 2). Varimax (a) w rundzie 1 nie może wykazuje zależności prędkości środowiska od efektów migracji w sekcji (b). Varimax (d) w rundzie 2 może wykazuje prędkość środowiska z migrowanej sekcji (f) silnie zogniskowanego obrazu

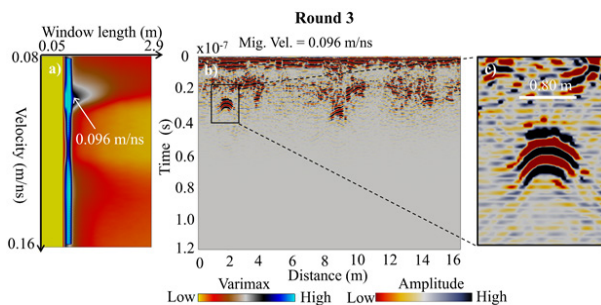


Fig. 14. Varimax and migrated sections with the chosen velocity for the real data for round 3. The varimax section (a) in round 3 cannot show the environment velocity because of under-migration effects in the migrated section (b and c)

Rys. 14. Varimax i migrowane sekcje z wybraną prędkością dla danych rzeczywistych dla rundy 3. Sekcja varimax (a) w rundzie 3 nie wykazuje prędkości środowiska z powodu efektów poniżej migracji w migrowanej sekcji (b i c)

For the big rectangular pipe, the tradition full rectangular window cannot be well applied. The energy, entropy and varimax do show no extreme values that could relate to the velocity.

In our suggested workflow, the varimax diagram without reflection contribution can reveal the strongest varimax responding to the environment velocity. The reflection contribution can be defined from migrated GPR sections.

5. Conclusion

We have applied the traditional workflow and our workflow of velocity estimation by using varimax diagrams to the synthetic and real data. For small objects, the both workflows could provide the environment velocity. However, in the big

object case our workflow can work better than the tradition one when our new varimax sections with a suitable window setting can catch diffraction contribution after removal of reflection contribution. Moreover, the categories of over-migration, correct migration, and under-migration is the stop condition of our workflow. Finally, energy diagram does not show its effectiveness in detecting environment velocity because the instability of energy extremes occurs with different window lengths.

6. Acknowledgments

This research is funded by Vietnam National University HoChiMinh City (VNU-HCM) under grant number C2019-18-08. I would like to thank Anh L. T. Ha for her support.

Literatura – References

1. BITRI, A. & GRANDJEAN, G. 1998. Frequency–wavenumber modelling and migration of 2D GPR data in moderately heterogeneous dispersive media. *Geophysical Prospecting*, 46, 287-301.
2. CHOPRA, S. & MARFURT, K. J. 2007. Seismic attributes for prospect identification and reservoir characterization, United States of America, Tulsa, Okla. (8801 South Yale St., Tulsa OK 74137-3175) : Society of Exploration Geophysicists
3. CLAIR, J. S. & HOLBROOK, W. S. 2017. Measuring snow water equivalent from common-offset GPR records through migration velocity analysis. *The Cryosphere*, 11, 2997-3009.
4. DE VRIES, D. & BERKHOUT, A. 1984. Velocity analysis based on minimum entropy. *Geophysics*, 49, 2132-2142.
5. DGB EARTH SCIENCES. 2015. OpendTect dGB Plugins User Documentation version 4.6 [Online]. Available: http://opendtect.org/reلمان/4.6.0/unpacked/4.6.0/doc/User/dgb/chapter2.3_attributes_with_steering.htm.
6. DOOLITTLE, J. A. & COLLINS, M. E. 1995. Use of soil information to determine application of ground penetrating radar. *Journal of Applied Geophysics*, 33, 101-108.
7. ERCOLI, M., PAUSELLI, C., FRIGERI, A., FORTE, E. & FEDERICO, C. 2014. 3-D GPR data analysis for high-resolution imaging of shallow subsurface faults: the Mt Vettore case study (Central Apennines, Italy). *Geophysical Journal International*, 198, 609-621.
8. FOMEL, S., LANDA, E. & TANER, M. T. 2007. Poststack velocity analysis by separation and imaging of seismic diffractions. *Geophysics*, 72, U89-U94.
9. FORTE, E., DOSSI, M., PIPAN, M. & COLUCCI, R. 2014. Velocity analysis from common offset GPR data inversion: theory and application to synthetic and real data. *Geophysical Journal International*, ggu103.
10. HOLBROOK, W. S., MILLER, S. N. & PROVART, M. A. 2016. Estimating snow water equivalent over long mountain transects using snowmobile-mounted ground-penetrating radar. *Geophysics*, 81, WA183-WA193.
11. HUCK, H. 2012. The road to open source: Sharing a ten years' experience in building OpendTect, the open source seismic interpretation software. 74th EAGE Conference and Exhibition. Copenhagen, Denmark.
12. KHOSHNAVAZ, M. J., BÓNA, A. & UROSEVIC, M. 2016. Velocity-independent estimation of kinematic attributes in vertical transverse isotropy media using local slopes and predictive painting. *Geophysics*, 81, U73-U85.
13. LE, C. V. A., HARRIS, B. D. & PETHICK, A. M. 2019. New perspectives on Solid Earth Geology from Seismic Texture to Cooperative Inversion. *Scientific Reports*, 9, 14737.
14. LEVY, S. & OLDENBURG, D. 1987. Automatic phase correction of common-midpoint stacked data. *Geophysics*, 52, 51-59.
15. MATHWORKS. 2019. Normally distributed random numbers [Online]. Available: <https://www.mathworks.com/help/matlab/ref/randn.html> 2020].
16. NGUYEN, T. V., LE, C. V. A., NGUYEN, V. T., DANG, T. H., VO, T. M. & VO, L. N. L. Energy Analysis in Semiautomatic and Automatic Velocity Estimation for Ground Penetrating Radar Data in Urban Areas: Case Study in Ho Chi Minh City, Vietnam. *International Conference on Geo-Spatial Technologies and Earth resources, 2017 Ha Noi, Vietnam*. Springer.
17. PREGO, F., SOLLA, M., PUENTE, I. & ARIAS, P. 2017. Efficient GPR data acquisition to detect underground pipes. *NDT & E International*, 91, 22-31.
18. PV GAS. 2019. PV GAS signed contracts belonging to the revised “Nam Con Son 2 Gas Pipeline” Project, “Sao Vang – Dai Nguyet Gas Pipeline” Project [Online]. Available: <https://www.pvgas.com.vn/en-us/news/pv-gas-signed-contracts-belonging-to-the-revised-nam-con-son-2-gas-pipeline-project-sao-vang-dai-nguyet-gas-pipeline-project> [Accessed January 6th, 2020].
19. SAVA, P., BIONDI, B. & ETGEN, J. 2004. Diffraction-focusing migration velocity analysis with application to seismic and GPR data. *Stanford Exploration Project report-115*.
20. SHAM, J. F. & LAI, W. W. 2016. Development of a new algorithm for accurate estimation of GPR's wave propagation velocity by common-offset survey method. *NDT & E International*, 83, 104-113.
21. SMITH, D. G. & JOL, H. M. 1995. Ground penetrating radar: antenna frequencies and maximum probable depths of penetration in Quaternary sediments. *Journal of Applied Geophysics*, 33, 93-100.
22. TOMECKA-SUCHOŃ, S. & MARCAK, H. 2015. Interpretation of ground penetrating radar attributes in identifying the risk of mining subsidence. *Archives of Mining Sciences*, 60, 645-656.

23. TZANIS, A. MATGPR: A freeware MATLAB package for the analysis of common-offset GPR data. Geophysical Research Abstracts, 2006.
24. TZANIS, A. 2010. matGPR Release 2: A freeware MATLAB® package for the analysis & interpretation of common and single offset GPR data. FastTimes, 15, 17-43.
25. WIGGINS, R. A. 1978. Minimum entropy deconvolution. Geoexploration, 16, 21-35.
26. YILMAZ, O. 2001. Seismic Data Analysis: Processing, Inversion, and Interpretation of Seismic Data, United States of America, Society of Exploration Geophysicists.
27. ZHAO, W., TIAN, G., FORTE, E., PIPAN, M., WANG, Y., LI, X., SHI, Z. & LIU, H. 2015. Advances in GPR data acquisition and analysis for archaeology. Geophysical Journal International, 202, 62-71.

Wykrywanie anomalii podziemnych za pomocą analizy wskazań radaru penetrującego ziemię

Konieczność określenia parametrów podziemnych budowli ma na celu wytyczanie dalszych zadań, takich jak konserwacja, naprawa lub ustawianie nowych konstrukcji podziemnych. Dla tych potrzeb radar penetrujący ziemię, jedna z wydajnych metod geofizycznych, pozwala osiągnąć wysoką rozdzielczość podziemnego obrazu ukazującego istnienie zarówno naturalnych jak i sztucznych anomalii. Stałe ustawienie anten odbiornika i nadajnika jest powszechnie stosowane na obszarach miejskich. Konwencjonalnie opis za pomocą hiperboli jest kluczowym wskaźnikiem rozproszenia obiektów, takich jak rury, system odprowadzania wody i betonowe konstrukcje budowlane, a także ujścia wody. Obliczanie ich głębokości i rozmiarów wymaga analizy migracji w środowisku. Migracja o różnej prędkości pokazuje różne stopnie transformacji od krzywej dyfrakcji do jej zogniskowanego obszaru. Przebadano diagramy różnych nastawień radaru penetrującego grunt, takich jak energia, entropia i varimax, zależnych od dwóch zmiennych, prędkości i parametrów okna obejmującego dyfrakcję dla zestawu danych syntetycznych i danych rzeczywistych. Opracowano nową technikę oceny prędkości w gruncie i wielkości obiektu poprzez połączenie nowego diagramu varimax i metody migracji Kirchhoffa. Technika taka może zdefiniować udział fal radarowych w ugiętym gruncie na podstawie diagramu po usunięciu udziału odbicia. Syntetyczne zestawy danych składają się z różnych losowych poziomów hałasu tła i różnej wielkości rur okrągłych i prostokątnych. Rzeczywiste dane są mierzone w celu wykrycia dwóch podziemnych rur gazowych w Ba Ria – prowincja Vung Tau, Wietnam

Słowa kluczowe: migracja, szacowanie prędkości, wskaźniki radaru penetrującego ziemię



STUDIA PODYPLOMOWE 2020/2021

Nazwa studiów podyplomowych: **PRZERÓBKA SUROWCÓW MINERALNYCH**

Miejsce zgłoszeń:

Akademia Górniczo-Hutnicza, Pawilon A-1, pok. Nr 15, parter

Osoba przyjmująca zgłoszenia:

Małgorzata Weklicz

Opłaty:

4 300,00 PLN

Organizator studiów podyplomowych:

Katedra Inżynierii Środowiska i Przeróbki Surowców,
Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Akademia Górniczo-Hutnicza

Dokładny adres organizatora:

Katedra Inżynierii środowiska i Przeróbki Surowców
30-059 Kraków, Al. Mickiewicza 30
Pawilon A-1, parter, pok. Nr 15; tel. 12 617 35 06

Kierownik studiów:

Prof. dr hab. inż. Barbara Tora

Osoba do kontaktu:

Prof. dr hab. inż. Barbara Tora
e-mail: tora@agh.edu.pl



Geodetic Activity for Compatibility of the Unit of Length of Geodetic Bases Košnice (Czech Republic) and Javoriv (Ukraine)

Igor Sevirovic TREVOGO¹⁾, Jiří LECHNER²⁾, Barbara TORA³⁾,
Pavel ČERNOTA⁴⁾, Hana STAŇKOVÁ⁵⁾

¹⁾ Prof., Ph.D., National University Lvivska Polytechnika, Mytropolita Andreia Street 3, Lvov, Halych Raion, Ukraine; email: itrevoho@gmail.com

²⁾ Ing., CSc., Research Institute of Geodesy, Topography and Cartography, Ústecká 98, 25066 Zdiby, Czech Republic; tel.:+420 226802330, email: jiri.lechner@vugtk.cz

³⁾ Prof., dr., hab.inż., AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Krakow, Poland; email: tora@agh.edu.pl

⁴⁾ doc., Ing., Ph.D.; Katedra geodézie a důlního měřictví, Hornicko geologická fakulta Vysoké školy báňské Ostrava, Czech Republic; email: pavel.cernota@vsb.cz

⁵⁾ doc., Ing., Ph.D.; Katedra geodézie a důlního měřictví, Hornicko geologická fakulta Vysoké školy báňské Ostrava, Czech Republic; email: hana.stankova@vsb.cz

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-05>

Submission date: 21-12-2019 | Review date: 01-03-2020

Abstract

The paper deals with geodetic and metrological activities in the field of length parameter, on the basis of which the uniformity and accuracy of measurements and gauges are ensured also in international extent. The historical role of surveyors in determining the basic unit of length is briefly described. Furthermore, the impact of the application of the laser tracker on the accuracy of determination of the characteristics of the geodetic length standard Košnice (Czech Republic) is evaluated. Based on laboratory tests performed in VUGTK and interlaboratory comparative tests with a leading laboratory in the length parameter in Veisala (Finland), the declared uncertainties of measurement of the VUGTK laboratory were confirmed. These are applied in the metrological traceability of the geodetic length base in Javoriv (Ukraine).

Keywords: geodesy, metrology, measurement accuracy, metrological traceability, geodetic length base

1. Introduction

The perfect functioning of the single market in all technical areas, and thus in geodesy, can only be ensured if the rules are harmonized in improving quality management systems, ie by ensuring the uniformity and accuracy of measurements and gauges. Measurement must therefore have a well-defined unit of measurement, an appropriate measurement method must be used, the necessary measuring means must be available and the human factor of the person making the measurement must also be taken into account.

2. Definition of length and use of length parameter in geodetic practice

According to the definition of the basic units of the SI system, the meter is the distance traveled by light in vacuum in $1/299792458$ s.

In geodetic practice the length parameter is used not only to measure direct distances, but also in combination with angles and directions to determine the position of the objects in space. For this purpose, rangefinders (optical, electronic, laser, ultrasonic, etc.) are used, which are combined with an angle gauge (theodolite) to form total stations.

For the field of metrology and geodesy there are also normative acts at the government decree level in the Czech Republic concerning the issue of requirements for measuring instruments [1] and mandatory coordinate reference systems [2].

From the literature we know about the imperial Decree of 1661, which already addressed the issue of quality as follows:

*First of all, with regard to weight and size,
be careful before everyone
to keep justice.*

This quote illustrates the long tradition of metrology in Czech lands. Regulation applies to the field of exchange of goods. Currently, metrological requirements are associated, first of all, with ensuring the uniformity and accuracy of measuring instruments and the measurements themselves, not only in business, but also in production activities.

3. Basic characteristics determined for rangefinders

Calibration of electronic rangefinders of geodetic total stations serves to verify their metrological parameters and to determine additive and multiplicative constants. Traditionally, terrain length bases are used for this purpose, which make possible testing of long length measurements in real conditions. The top current electronic rangefinders have a measurement accuracy below the threshold

$Q(1 \text{ mm} + 1 \text{ ppm} \cdot D)$, where D is the measured distance in km. For example, the Leica Nova TS60 $Q(0,6\text{mm} + 1,0 \text{ ppm} \cdot D)$ and the Trimble S9 HP $Q(0,8\text{mm} + 1,0 \text{ ppm} \cdot D)$ are available.



Fig. 1. Laser tracker Leica AT 401
Rys. 1. Miernik laserowy AT 401

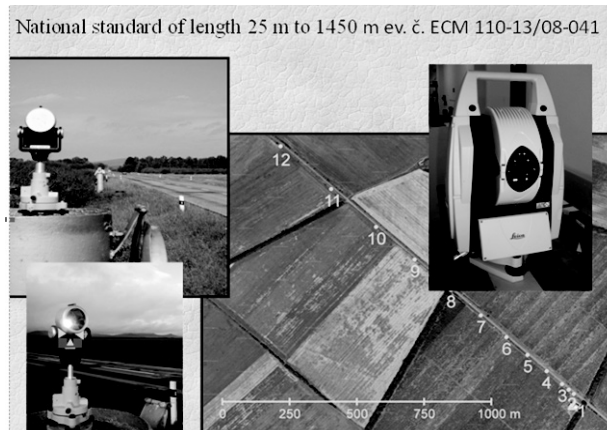


Fig. 2. Geodetic length base Košnice
Rys. 2. Podstawa długości geodezyjnej Košnice

A stable off-road base with accurate reference lengths is required to verify rangefinders during calibration. One possible way how to calibrate geodetic bases is to use a laser tracker. These devices are typical by the accuracy of micrometers, but usually have a limited range of meters. Since 2011 Research Institute of Geodesy, Topography and Cartography, p.r.i. (VÚGTK) owns laser tracker Leica AT401, whose parameters are most suitable in terms of geodesy. This instrument has a specified measuring range up to 160 m with a standard deviation of 5 μm (for lengths up to 80 m). VÚGTK, as an associated laboratory of the Czech Metrology Institute, manages the geodetic base Košnice, declared as the State Standard of 25 m to 1450 m in 2008.

4. Practical examples of the need to know the characteristics of precise instruments

When performing publicly useful geodetic works, officially authorized (certified) geodetic engineers confirm compliance with the metrological requirements. This confirmation “The content and accuracy meets the requirements of legislation”. In the case of small private firms that have not introduced a quality management system and are not subcontractors in the framework of public procurement, it is still very difficult to prove the metrological compliance of measuring instruments, and in many cases they refer only to the accuracy declared in the technical passport of the measuring instrument. In geodesy, lengths, horizontal and vertical angles are measured mainly. Angles are characterized by a standard deviation independent on the distance to the target. The term “standard deviation” or “standard error”, usually characterizes the accuracy of measurements of a single reception (ISO

17123). At present, theodolites or total stations with declared standard error for measuring horizontal directions and zenith distances. To express the accuracy of length measurements, an additional term shall be added to the absolute term, depending on the measured length value, in the form:

$$\sigma_a = a \text{ (mm)} + b \text{ ppm} \cdot d \text{ (km)},$$

e.g. at 2 mm + 2 mm per 1 km, a line 500 m long the standard deviation is 3 mm. With repeated measurements of the same value, we obtain results that differ in a certain sense. Each re-measured value contains a valid error, which reduced or increased the measurement result in compare with the nominal (projected) value L of the specific measured value. An authorized (certified) surveyor engineer, when performing cartographic and geodetic works and evaluating the accuracy of measurement, must take into account:

- 1) the value of the tolerance (for production, installation, operation, etc.), permissible deviations or deviations, which are given in some initial or new technical standards. The required accuracy parameters for individual elements are given in technical specifications, in project documentation or in contract documentation;
- 2) the values of the metrological traceability of the measuring device to the standard;
- 3) inaccuracy of the measurement technology and taking into account the influence of environmental conditions – the

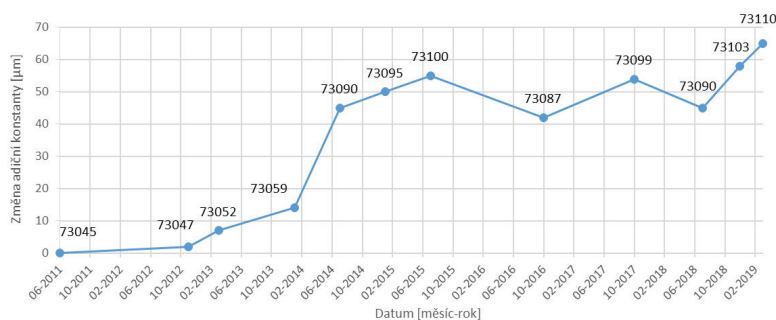


Fig. 3. Development of the addition constant of the test kit
Rys. 3. Opracowanie stałej dla zestawu testowego

Tab. 1. Results of interlaboratory comparison at the geodetic base in Nummela
Tab. 1. Wyniki badań międzylaboratoryjnych w bazie geodezyjnej w Nummela

Zkušební položka:		Geodetická délková základna Nummela (Finsko)					
Výrobce:		National Land Survey of Finland, Finnish Geospatial Research Institute					
Typ:		6 pozorovacích pilířů ve vzdálenostech 0, 24, 72, 216, 432 a 864 m					
Výrobní číslo:		neuveдено					
Pilíř č. - Pilíř č. (označení FIN)	x_{lab} (mm)	U_{lab} (mm)	x_{ref} (mm)	U_{ref} (mm)	$x_{lab} - x_{ref}$ (mm)	E_n	Hodnocení
1-2 (0-24)	24033,6	0,4	24033,25	0,35	0,35	0,66	A
1-3 (0-72)	72015,2	0,4	72015,45	0,35	-0,25	-0,47	A
1-4 (0-216)	216055,2	0,8	216055,66	0,35	-0,46	-0,53	A
1-5 (0-432)	432099,7	1,2	432099,14	0,35	0,56	0,45	A
1-6 (0-864)	864133,3	1,4	864132,82	0,35	0,48	0,33	A
2-3 (24-72)	47982,1	0,4	47982,20	0,35	-0,10	-0,19	A
2-4 (24-216)	192022,1	0,8	192022,41	0,35	-0,31	-0,36	A
2-5 (24-432)	408066,6	1,0	408065,89	0,35	0,71	0,67	A
2-6 (24-864)	840100,4	1,4	840099,57	0,35	0,83	0,58	A
3-4 (72-216)	144040,5	0,6	144040,22	0,35	0,28	0,40	A
3-5 (72-432)	360084,3	1,0	360083,70	0,35	0,60	0,57	A
3-6 (72-864)	792118,4	1,4	792117,37	0,35	1,03	0,71	A
4-5 (216-432)	216042,8	0,8	216043,48	0,35	-0,68	-0,78	A
4-5 (216-864)	648077,9	1,2	648077,16	0,35	0,74	0,59	A
5-6 (432-864)	432034,0	1,2	432033,68	0,35	0,32	0,26	A

x_{lab}, x_{ref}	naměřená hodnota	U_{lab}, U_{ref}	nejistota měření
--------------------	------------------	--------------------	------------------

uncertainty of the technology. This technology is selected before measurements after analyzing the possible accuracy in such a way that the required value of the observed parameter is confirmed as a result. In case the source documentation is in a foreign language, it is important to carefully approach the translation of the terms: tolerance and rejection, as the mistake made can lead to unpleasant consequences. One way to prevent such cases is to develop multilingual digital terminology dictionaries.

4.1 Calibration of measuring devices

In metrology, the accuracy characteristics are expressed by the standard uncertainty u of the measurement results and the expanded uncertainty U . The expanded measurement uncertainty is the product of the standard measurement uncertainties and the expansion coefficient $k = 2$, which, with a normal distribution, corresponds to a coverage probability of approximately 95%. The standard measurement uncertainty is determined in accordance with document [11]. To determine the metrological correspondence of individual quantities, standards with established metrological parameters – uncertainties are used. In industry it is often necessary to achieve the highest accuracy. In this case, a direct connection is used, i.e. determination of metrological correspondence of the range finder with a laser interferometer directly in the me-

trological laboratory. Using the main standard of the VUGTK calibration laboratory, the metrological compliance of the tracker Leica AT401 is also determined (Fig. 1), i.e. so-called total additive and multiplicative device constants. The expected accuracy of measuring lines by the tracker Leica AT401 is expressed by the equation for the standard uncertainty

$$u = Q(0,012; 0,001 \cdot L \text{ (m)}) \text{ mm.}$$

Actual error consists of gross errors and inevitable errors, i.e. random (Δ_i) and systematic (c_i) errors. In connection with the requirement to eliminate gross errors, the actual error can be expressed as

$$\varepsilon_i = \Delta_i + c_i,$$

where the systematic component c_i is to some extent interdependent (correlated) and can be suppressed, for example, by calibration, i.e. by comparison with the standard. In the case of random errors, we assume that the size of the errors and their sign correspond to the normal distribution. For length measurements using electro-optical rangefinders, measurement accuracy can be expressed by the standard deviation of the length measurement in mm



Fig. 4. Tracker Leica AT401 measurements at geodetic base Javoriv
 Fig. 4. Pomiary analizatorem Leica AT401 w bazie geodezyjnej Javoriv

Tab. 2. Demonstration of measured data with tracker Leica AT 401
 Tab. 2. Dane pomiarowe uzyskane za pomocą miernika Leica AT 401

AT_20190408T081105javorov1.txt - Notepad						
File	Edit	Format	View	Help		
6638154758	16.0404179633	0.0000801800	0.0003171852	0.0000025395		
6635316858	16.0404219122	0.0000544000	0.0002078110	0.0000013598		
5389548602	17.0394695254	0.0000490731	0.0003448840	0.0000013769		
5389049242	17.0394724246	0.0000992470	0.0001238337	0.0000025786		
5389237119	17.0394756487	0.0000513627	0.0001753664	0.0000017720		
5387786593	17.0394775149	0.0000572468	0.0001897965	0.0000018523		
5389011752	17.0394763356	0.0001302523	0.0002310764	0.0000025721		
5389688689	17.0394752109	0.0000863757	0.0001114786	0.0000013178		
5389478443	17.0394761274	0.0000269489	0.0000676270	0.0000015246		
5388648866	17.0394751610	0.0000480987	0.0001369357	0.0000019916		
5387662431	17.0394811011	0.0000518050	0.0001454680	0.0000008770		
5388701673	17.0394836954	0.0000347961	0.0001901226	0.0000022807		
4115299049	18.0342614894	0.0000565666	0.0001758172	0.0000018264		
4115344751	18.0342630834	0.0000575337	0.0001734704	0.0000020565		
4115667460	18.0342662076	0.0000516148	0.0001626304	0.0000019799		
4115362070	18.0342641681	0.0000702485	0.0002428036	0.0000016402		
4115082995	18.0342662326	0.0001386044	0.0004394433	0.0000015108		
4115178749	18.0342721267	0.0000394152	0.0001911776	0.0000024717		
4117684059	18.0342714019	0.0000608163	0.0001661730	0.0000022398		
4117653307	18.0342734514	0.0000819627	0.0003318413	0.0000021710		
4117995361	18.0342688926	0.0000834797	0.0003045217	0.0000022024		
4118745052	18.0342618532	0.0000799006	0.0002207723	0.0000017263		
3572738282	19.0296962025	0.0000673282	0.0002440101	0.0000031224		
3570666459	19.0297007263	0.0001072328	0.0004896569	0.0000021385		
3571507286	19.0297023332	0.0000819331	0.0002817511	0.0000024593		
3571861944	19.0297029330	0.0001094235	0.0002603692	0.0000019253		
3571183304	19.0296950351	0.0000749601	0.0000753128	0.0000011832		
3571578041	19.0296975037	0.0001052431	0.0003395736	0.0000021370		
3571328548	19.0296955542	0.0000820788	0.0001874065	0.0000013916		
3571036361	19.0296880660	0.0001136441	0.0003770448	0.0000037000		

$$\sigma_d = a \text{ (mm)} + b \text{ ppm} \cdot d \text{ (km)}.$$

From a practical example of a completely new device without indicating its type, it is assumed that the accuracy of the length measurement corresponds to the technical conditions of the device (1 + 1,5 ppm), respectively for measurements without a prism (2 + 2 ppm). In real atmospheric conditions, the measurement accuracy was determined from the point of view of prism measurements (1,3 + 3,7 ppm) in mm and from the point of view of measurements without a prism (2,4 + 2,7 ppm) for a maximum length of 200 m in mm. In the case of additional and multiplicative constants, determined during processing, the accuracy characteristic for measurement with a prism changes to a value (0,4 + 0,7 ppm) in mm. From the given real example, the need for standards for determining the accuracy of measurements or for demonstrating a certain parameter of geometric accuracy follows. Based on the above facts, the result of the calibration activity can be attributed to the determination of the external accuracy of the measurements, that is, provided that individual measurements are evaluated relative to the true values of the standard.

5. Technical and economic justification of the need for a standard

Since the 1980s electronic rangefinders in the field of geodesy and land registry have been used in the Czech Republic.

The technical development of these instruments has allowed a change in the resolution of the previous 1 cm, respectively 5 mm, changed to millimeter, respectively tenths of millimeter. These circumstances and request formulated in the Government Resolution on the Concept of the Development of the Metrological System of the Czech Republic with Equivalence with the System in the European Union led to the inclusion of the solution of the task within the Metrology Development Program of the Office for Technical Standardization, Metrology and State Testing (ÚNMZ) for the announcement of the national standard of long lengths.

6. History of the Košnice Standard

Standardization of lengths from 25 m to 1450 m was resolved by the approval of the national standard (SE) in 2008. Until that time, metrological traceability was solved for rangefinders using geodetic bases realized in individual regions. Due to technical developments, the resolution of these measuring instruments has improved over time (from the original value of 1 cm to the current standard value of 0,1 mm). At the same time, the requirements for compliance with construction tolerances have been tightened and, in

particular as a result of EU integration, the requirements for stricter criteria in terms of metrology have increased. Given the existence of metrological continuity of rangefinders, it was necessary to solve a matter acceptable in terms of labor and accuracy. These circumstances led to the realization of a new composition of SE lengths.

7. Description of the Koštice Standard

The national standard of lengths of 25 m to 1450 m consists of the following items:

- field geodetic base Koštice (12 stabilized pillars with forced centering), s/n ECM 110-13/08-041,
- laser interferometer 633 nm LIMTEK,
- tracker Leica AT401,
- Leica NOVA MS50 multi-station (total station).

Longitudinal traceability of rangefinders is performed on the geodetic base Koštice.

Geodetic length base Koštice: standard uncertainty of determination of length parameters $u = Q[165; 0,8 \cdot L \text{ (m)}] \mu\text{m}$.

8. Calculation of measuring capability of calibration of state standard

In view of some instability of the state standard itself, this aspect is considered when calculating the measurement capability of the state standard calibration.

8.1 Additive constant of the tracker Leica AT401 and RRR 1.5 in prism

The additive constant is a mathematical correction of the measured length that takes into account the mechanical and electronic effects of the rangefinder and the mechanical effects of the prism. All of the above-mentioned effects are often tested together and the measurement kit is therefore treated as an instrument-prism assembly. The additive constant of the tracker Leica AT401 (s/n 576371) and the Leica RRR 1.5 in spherical prism (s/n 8058) were tested. The later purchased RRR 1.5 in prism (s/n 575784) has the specified centricity even lower ($3 \mu\text{m}$) and is tested by comparison with prism s/n 8058 on the selected length base.

The first determination of the constant was made by the instrument manufacturer. The usual procedure for checking or compensating the additive constant is done by means of a test that is implemented in the manufacturer's official control software called Leica TrackerPilot. Even in this application, however, the measurement methodology (eg change of base length from 1,5 m to 2,0 m) and data evaluation (eg change of tolerance from $10 \mu\text{m}$ to $5 \mu\text{m}$) have been changed. The test is usually performed repeatedly and the variation of the results of the constant is monitored for its multiple determination. Fig. 3 shows graphically the development of the constant in the period 06/2011 (determined by the manufacturer Leica) to 02/2019 (determined in the framework of the thesis of Ing. Petr Kúdela). From the graph we can deduce the approximate time interval needed for retesting and determining the constant, if we know the requirement for real measurement accuracy for specific geodetic activities.

8.2 Interlaboratory Comparison (ILC)

The issue of traceability to foreign Laboratory of the National Metrology was planned for 2018 (June) with the National Land Survey of Finland, the Finnish Geospatial Research Institute (FGI), the Department of Geodesy and Geodynamics, the National Standards Laboratory, Geodeetinrinne 2, FI-02430 Masala, Finland. Bilateral comparative tests in the parameter of long lengths took place from 25th to 29th June 2018 at a geodetic base in Finland – Nummela. The actual comparative measurement was carried out on the base with lengths of 24 m, 48 m, 72 m, 144 m, 192 m, 216 m, 360 m, 408 m, 432 m, 648 m, 792 m, 840 m and 864 m. These were measurements of oblique lengths between the pillars with forced centering. Tracker Leica AT401 and total station Leica MS50 were used for the tests. Based on the measured quantities, these were corrected by corrections for the difference in height of the instrument and the prism, and corrections for the temperature and pressure of the measurement environment were introduced into the measured data.

The lengths of 24 m, 47 m, 72 m and 144 m were repeatedly measured with the tracker Leica AT401 on several days. All possible lengths of the standard were repeatedly measured over several days with the MS 50. Based on the evaluation of measured lengths by an independent and certified organization (Czech Metrology Institute), an overall evaluation of the bilateral international interlaboratory comparison was carried out in August 2018, the results of which are shown in Table 1. The evaluation shows that all considered uncertainties of VUGTK were confirmed with sufficient reserve.

8.3 Geodetic length base Javoriv (Ukraine)

On the basis of a contract between the National University Lvivska Polytechnika and VUGTK and a long-term cooperation between the two institutions, measurements were made in April 2019 on a part of the geodetic length base of the Javoriv geodetic polygon. The measurements were carried out with the tracker Leica AT401. Based on the measured values, these were corrected by corrections for the difference in height of the instrument and prism and corrections for the temperature and pressure of the measuring environment were introduced into the measured data.

Based on an example of the measured data in Table 2, the measurement accuracy of the tracker Leica AT401 at the Javoriv geodetic base can be inferred, for example, for a length of 18 m, the measurement was $261 \mu\text{m}$ – minimum value and $273 \mu\text{m}$ maximum value. In 2020, it is planned to complete measurements on the geodetic base using the tracker Leica AT 401 and total station Leica MS 50 with the uncertainty

$$u = Q [165; 0,8 \cdot L \text{ (m)}] \mu\text{m}.$$

The aim of these measurements is to ensure the requirements of European legislation in the framework of quality management, ie to meet the conditions of uniformity and accuracy of measuring instruments and measurements while achieving complete compliance.

Conclusion

Ensuring uniformity and accuracy of measurements and gauges is an important aspect of achieving of mutual recognition of national standards and measurement certificates is-

sued by national metrology institutions. This has become a requirement of European standards and is a prerequisite for product safety and quality, competitiveness, removal of technical barriers to trade, consumer protection and other public

interests. The VÚGTK calibration laboratory, based on the laboratory work carried out and interlaboratory comparisons with a leading European laboratory, has proven its measuring capabilities, which it also applies internationally.

Literatura – References

1. Nařízení vlády č. 120/2016 Sb. o posuzování shody měřidel při jejich dodávání na trh.
2. Nařízení vlády č. 430/2006 Sb. o stanovení geodetických referenčních systémů a státních mapových děl závazných na území státu a zásadách jejich používání, ve znění nařízení vlády č. 81/2011 Sb., Zákon č. 200/1994 Sb., o zeměměřictví a o změně a doplnění některých zákonů souvisejících s jeho zavedením, v platném znění.
3. Zákon o metrologii č. 505/1990 Sb., ve znění zákona č. 119/2000 Sb., zákona č. 137/2002 Sb., a zákona č. 13/2002 Sb., v platném znění.
4. Vyhláška č. 264/2000 Sb. o základních měřicích jednotkách a ostatních jednotkách a o jejich označování, v platném znění.
5. ISO 17123-1. Optics and optical instruments - Field procedures for testing geodetic and surveying instruments - Part 1: Theory
6. ISO 17123-3. Optics and optical instruments - Field procedures for testing geodetic and surveying instruments - Part 3: Theodolites
7. ISO 17123-4. Optics and optical instruments - Field procedures for testing geodetic and surveying instruments - Part 4: Electro-optical distance meters (EDM instruments)
8. ISO 17123-5. Optics and optical instruments - Field procedures for testing geodetic and surveying instruments - Part 5: Electronic tacheometers
9. EN ISO/IEC 17025:2018 General requirements for the competence of testing and calibration laboratories
10. EA-04/02 M:2013 EA-04/02 M: 2013. Methodology for the expression of measurement uncertainties during calibrations.

Badania geodezyjne zgodności jednostek długości baz geodezyjnych Koštice (Republika Czeska) i Jaworów (Ukraina)

Artykuł dotyczy badań geodezyjnych i metrologicznych w zakresie określenia parametru długości, na podstawie których zapewniona jest równoważność i dokładność pomiarów w wymiarze międzynarodowym. Opisano krótko historyczną rolę geodezji w określaniu podstawowych jednostek długości. Omówiono wpływ zastosowania analizy laserowego na dokładność oznaczania długości geodezyjnej w miejscowości Koštice (Republika Czeska). Na podstawie badań laboratoryjnych przeprowadzonych w VUGTK i międzylaboratoryjnych testów porównawczych z wiodącym laboratorium pod względem parametru długości w Veisala (Finlandia), potwierdzono deklarowaną niepewność pomiaru w laboratorium VUGTK. Przedstawiono wyniki pomiarów geodezyjnych w analizie metrologicznej pomiarów geodezyjnych w Jaworowie (Ukraina).

Słowa kluczowe: geodezja, metrologia, dokładność pomiaru, identyfikacja metrologiczna, podstawa długości geodezyjnej



Kluczowe obszary due diligence w procesach fuzji i przejęć w sektorze górnictwym

Maciej MATUSZEWSKI¹⁾

¹⁾ mgr; Uniwersytet Ekonomiczny we Wrocławiu – Szkoła Doktorska, KGHM Polska Miedź S.A.; email: maciej.matuszewski@ue.wroc.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-06>

Submission date: 22-12-2019 | Review date: 29-01-2020

Abstrakt

Celem artykułu jest przedstawienie specyfiki obszarów analizy due diligence, które należy przeprowadzić w odniesieniu do aktywów górniczych, ze szczególnym odniesieniem do sektora wydobywania rud miedzi. Due diligence jest istotnym elementem procesu podejmowania decyzji inwestycyjnej w ramach fuzji i przejęć, jak również w transakcjach joint ventures lub wyboru partnera strategicznego. Pozwala na pozyskanie i selekcję informacji w celu określenia ryzyka oraz potencjalnych korzyści towarzyszących transakcji. Due diligence jest jednym z kluczowych czynników mających wpływ na dalszy sukces transakcji M&A, również w sektorze górnictwym. Specyfika działalności spółek w branży górniczej wymaga odpowiedniej modyfikacji i dostosowania obszarów procesu badania due diligence.

Słowa kluczowe: due diligence, fuzje i przejęcia, M&A

1. Wprowadzenie

W najbliższych latach należy się spodziewać konsolidacji małych i średnich firm wydobywczych przez grupę największych producentów w branży, co może przełożyć się na wzrost aktywności firm w sektorze wydobywania rud miedzi jako potencjalnych nabywców aktywów górniczych [1]. Jednocześnie spółki górnicze mierzą się z ograniczoną możliwością kontynuacji działalności poszczególnych aktywów podyktowaną uwarunkowaniami zewnętrznymi (rynkowymi) jak i wewnętrznymi (wyniki ekonomiczne, poziomami zadłużenia, priorytetyzacją inwestycji wewnątrz posiadanego portfela aktywów), co z kolei przekłada się na aktywność spółek jako sprzedawców aktywów górniczych [2]. Powyższe czynniki przekładają się na zwiększenie aktywności spółek górniczych, w zakresie transakcji fuzji i przejęć.

Globalna wartość transakcji fuzji i przejęć w 2018 roku wyniosła 3,9 biliona dolarów [3]. Jest to wartość ponad trzykrotnie przekraczająca wartość produktu krajowego brutto gospodarki Polski w 2018 roku, która wyniosła 1,1 biliona dolarów [4]. Sama wartość transakcji fuzji i przejęć pokazuje, jak istotną rolę odgrywają one w światowej gospodarce. Nie inaczej jest w przypadku sektora górniczego metali nieżelaznych (skategoryzowanych w raporcie S&P Global Market Intelligence jako miedź, nikiel i cynk), gdzie wartość transakcji M&A w 2018 roku wyniosła 24,9 mld USD i była niższa niż 10-letnia średnia 26,6 mld USD [5]. Średnia wartość transakcji w sektorze górnictwym metali nieżelaznych wyniosła z kolei 327,5 mln USD.

Badania transakcji fuzji i przejęć wskazują, że większość z nich kończy się niepowodzeniem. Odsetek nieudanych transakcji jest wysoki i wynosi często ponad 50%, w zależności od przeprowadzonych badań obejmujących dany okres i lokalizację geograficzną, osiągając współczynnik nawet do 80% nieudanych transakcji [6]. Nieodłącznym elementem poprzedzającym transakcje fuzji i przejęć jest procedura due diligence, obejmująca szczegółowe, wielowymiarowe badanie

aktywa będącego podmiotem planowanej transakcji. Wysoki odsetek nieudanych transakcji M&A wskazuje m.in. jak istotna jest rola procesu due diligence w transakcji. Potwierdzają to badania przeprowadzone m.in. przez AIM M&A [7] oraz Epsteina [8], które wskazują due diligence jako jeden z kluczowych czynników mających wpływ na dalszy sukces transakcji M&A.

Celem artykułu jest przedstawienie specyfiki obszarów analizy due diligence, którą należy przeprowadzić w odniesieniu do aktywów górniczych, ze szczególnym odniesieniem do sektora wydobywania miedzi.

Artykuł został przygotowany w oparciu o badania literatury przedmiotu i analizy raportów dotyczących sektora wydobywania rud miedzi.

2. Istota procesu due diligence

P. Howson definiuje due diligence jako „proces obejmujący zapytania i sprawdzenie przeprowadzany przez potencjalnego kupującego w celu potwierdzenia, że kupuje to co według niego myśli że kupuje” [9]. Samo pojęcie „due diligence” pierwszy raz pojawiło się w USA w ustawodawstwie „Securities Act of 1933” [10]. Termin pochodzi z połączenia dwóch słów – „due” czyli odpowiedni, należyty, należy oraz „diligence” czyli pilność, pracowitość, w polskiej literaturze termin często tłumaczony jest jako „należyta staranność”.

Due diligence jest istotnym elementem procesu podejmowania decyzji inwestycyjnej w ramach fuzji i przejęć, jak również w transakcjach joint ventures lub wyboru partnera strategicznego. Pozwala na pozyskanie i selekcję informacji w celu określenia ryzyka oraz potencjalnych korzyści towarzyszących transakcji. Analizy tej dokonuje się zazwyczaj przed zakupem udziałów i akcji, przedsiębiorstw, ich zorganizowanych części, podjęciem decyzji o przejmowaniu lub łączeniu się podmiotów gospodarczych, czy ich przekształcaniach, a także w zakresie innych inwestycji kapitałowych [11]. Istotą jest poddanie podmiotu (spółki) czy aktywa (np.

projektu górniczego) wszechstronnej analizie, wskazanie najważniejszych aspektów (szans i zagrożeń) w celu prowadzenia dalszego procesu negocyjnego oraz przygotowaniu wyceny. Celem due diligence jest dostarczenie wiarygodnych danych niezbędnych do podjęcia decyzji inwestycyjnej.

3. Obszary due diligence

Proces due diligence polega na badaniu i analizie najważniejszych aspektów spółki czy aktywa, wśród których najczęściej wymieniane są kwestie finansowe oraz prawne i komercyjne/handlowe [12]. Obszar finansowy obejmuje przede wszystkim wyniki finansowe osiągnięte w przeszłości oraz prognozy wyników. Obszar prawny obejmuje między innymi zawarte umowy, prawa własności i postępowania sporne. Z kolei obszar handlowy/komercyjny skupia się na analizie aspektów rynkowych, pozycji konkurencyjnej na rynku, rozpoznawalności marki i relacjami z inwestorami, czyli kwestiami mającymi wpływ na przeszłe działania przejmowanej spółki czy aktywa. Zarówno obszar finansowy, prawny jak i komercyjny/handlowy nakierowane są na zdefiniowanie potencjalnych ryzyk, które mogłyby przełożyć się na pogorszenie wyników finansowych w przyszłości.

Powyższe obszary uzupełniane są również o bardziej szczegółowe aspekty, które mogą być częścią trzech głównych obszarów:

- Analiza zasobów ludzkich i kultury organizacyjnej,
- Analiza zarządzania,
- Analiza emerytalna,
- Analiza podatkowa,
- Analiza technologii informatycznych (IT),
- Analiza techniczna,
- Analiza operacyjna,
- Analiza praw własności intelektualnej,
- Analiza nieruchomości i infrastruktury,
- Analiza wpływu regulacji antymonopolowych,
- Analiza ryzyka i ubezpieczeń [13].

Proces due diligence najczęściej uwzględnia udział doradców zewnętrznych, w tym doradców strategicznych, technicznych, kancelarie prawne i doradców finansowych którzy wspierają kupującego w analizie powyższych aspektów, ze względu na specjalistyczną wiedzę, której organizacja często nie posiada.

W praktyce w ramach due diligence najważniejszymi wyznacznikami odnośnie szczegółowości przeprowadzanej analizy są: pieniądze, czas i cierpliwość sprzedającego. Często wstępne umowy dotyczące transakcji wyznaczają również ramy czasowe, w ramach których powinien zostać przeprowadzony proces due diligence [14]. Niemożliwością jest zbadanie wszystkich aspektów danego aktywa, więc należy przyjrzeć się tylko najważniejszym problemom, które mogą zniweczyć całą transakcję. Każda transakcja jest unikalna, tak jak unikalne jest aktywo którego dotyczy. Najgorszym posunięciem spotykanym w praktyce jest standardowe podejście do każdej transakcji oraz schematyczne poszukiwanie bezcelowych informacji, również w odniesieniu do sektora, do którego należą przejmowane aktywo czy spółka.

4. Specyficzne cechy sektora wydobywania rud miedzi w odniesieniu do analizy due diligence

Poza obszarami wskazanymi w punkcie powyżej, strona zaangażowana w proces due diligence w sektorze górniczym będzie skupiała się na dodatkowych kwestiach, związanych z charakterystyką tego rynku. Specyfika działalności spółek w branży górniczej wymaga odpowiedniej modyfikacji i dostosowania obszarów procesu badania. Przedmiotem analizy transakcji co do zasady są aktywa i projekty górnicze, które stanowią największą wartość każdej ze spółek operującej w sektorze górniczym. Poniższa analiza będzie skupiała się przede wszystkim na sektorze wydobywania miedzi.

Aktywa górnicze, będące celem przejęcia w sektorze górniczym, można podzielić m.in. na stopień zaawansowania prac i rozpoznania zasobów. W zależności od poziomu zaawansowania prac nad aktywem i jego okresem życia, na danym etapie dla potencjalny inwestor będzie skupiał się na różnych obszarach i zakresie pozyskania informacji. Aktywa górnicze, w podziale na cykl życia i obszary w szczególności istotne dla inwestora analizującego aktywo w ramach procesu due diligence, zostały przedstawione w Tabeli 1.

Strona kupująca polega na informacjach pozyskanych od strony sprzedającej (informacjach pisemnych i słownych) oraz na informacjach pozyskanych od podmiotów trzecich, więc istotna jest ich wiarygodność. W przypadku sprawozdań finansowych kluczową rolę odgrywa audytor (jeżeli sprawozdania są audytowane). W branży górniczej wiarygodność związana jest również z dokumentacją projektową (np. feasibility study) czy standardami raportowania zasobów geologicznych.

Istotną rolę w branży górniczej odgrywają standardy raportowania, w tym:

- National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects (NI 43-101) w Kanadzie,
- South African Mineral Reporting Codes (SAMREC) w Republice Południowej Afryki,
- Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (JORC) w Australii.

Standardy regulują minimalne wymagania dotyczące m.in. wyników eksploracji, zasobów geologicznych i eksploatacyjnych, informacji środowiskowej czy analizy ekonomicznej. Techniczne informacje są wymagane w ramach publikowania raportów spółek notowanych na giełdach w danych jurysdykcjach i są również rekomendowanym standardem raportowania dla spółek prywatnych. Ważnym aspektem wiarygodności standardów jest proces przygotowywania informacji zawartych w raportach, gdzie dane i analizy muszą zostać zatwierdzone przez ekspertów w danej dziedzinie, nazywanych Qualified Person (osoby z odpowiednią wiedzą i doświadczeniem, zdefiniowanymi zgodnie z danym standardem raportowania).

W porównaniu do aktywów i spółek w innych branżach, w kolejnych punktach wymienione zostały kwestie związane ze specyfiką techniczną i operacyjną, geopolityczną oraz środowiskową związaną z działalnością górniczą, które w szczególności powinny zostać również uwzględnione w analizie due diligence aktywów górniczych.

4.1. Kwestie techniczne i operacyjne w analizie due diligence firm w sektorze wydobywania rud miedzi

Tab. 1. Obszary zainteresowania inwestora w podziale na cykl życia aktywa górniczego [Źródło: opracowanie własne]

Tab. 1. Areas of investor's interest by mining asset life cycle

Poziom zaawansowania prac/ cykl życia aktywa górniczego	Obszary istotne dla inwestora w ramach procesu due diligence
Projekty eksploracyjne	Informacja geologiczna oraz wyniki przeprowadzonych programów eksploracyjnych
Projekty rozwojowe	Założenia operacyjne, zasobowe, środowiskowe, opisane między innymi w raportach scoping study, pre-feasibility study, feasibility study, bankable feasibility study
Aktywa operacyjne	Założenia operacyjne, środowiskowe, informacje dotyczące zasobów eksploatacyjnych, infrastruktura
Aktywa nieoperacyjne	Założenia środowiskowe, informacje dotyczące infrastruktury, zasobów geologicznych oraz prac rekultywacyjnych

W procesie due diligence obejmującym aktywa górnicze, w szczególności istotne są kwestie techniczne obejmujące zarówno aktywa produkcyjne, jak i te w fazie przedoperacyjnej. Kluczowe aspekty dotycząca metody wydobycia i planu produkcji oraz poziom zaawansowania prac inżynierskich (w przypadku projektów w fazie przedprodukcyjnej). W odniesieniu do metalurgii ważne są przeprowadzone testy (jak i proces pobierania próbek do testów) oraz ich wyniki oraz zastosowane technologie. Osobną kwestią są aspekty związane z geologią. W tym przypadku wyniki odwiertów, zaawansowanie prac nad modelem geologicznym i poziom rozpoznania geologicznego oraz zgodność ze standardami raportowania w sektorze górniczym, jak i wcześniej wspomniane obszary górnictwa i metalurgii powinny być częścią due diligence aktywa górniczego.

4.2. Geopolityka w analizie due diligence firm w sektorze wydobycia rud miedzi

Ryzyko geopolityczne jest jednym z kluczowych ryzyk wymienianych w rankingach dotyczących działalności górniczej [15]. Jeżeli chodzi o samą ocenę ryzyk projektów górniczych, stosunkowo łatwiej odnieść się do założeń technicznych czy handlowych, niż do ryzyka politycznego. Ma ono szczególnie wpływ na kwestie związane z stabilnością przepisów regulacyjnych dane branże, nie tylko ze strony rządów centralnych, ale również rządów lokalnych, interesariuszy lokalnych i innych grup.

Podstawę oceny ryzyka geopolitycznego w górnictwie mogą stanowić niezależne rankingi instytucji analitycznych w tym Ease of Doing Business, Economic Freedom Index, które oceniają swobodę prowadzenia działalności w danym kraju oraz Fraser Institute Survey of Mining Companies, który analizują określone kraje i prowincje pod kątem przyjazności prowadzenia działalności górniczej [16]. Ryzyko geopolityczne powinno być również jednym z aspektów analizy due diligence aktywa górniczego.

4.3. Analiza środowiskowa – licencja na prowadzenie działalności w analizie due diligence firm w sektorze wydobycia rud miedzi

Licencja na prowadzenie działalności (ang. license to operate) jest wymieniane w badaniu przeprowadzonym przez EY jako najważniejsze ryzyko stojące przed sektorem górniczym w 2020 roku, wskazanym przez 44% respondentów przeprowadzonego przez firmę badania [17]. Ryzyko pozostało również w zestawieniu na czołowej pozycji w porównaniu do rankingu z 2019 roku. Ryzyko wynika z nasilającej się odpo-

wiedzialności podmiotów działających w sektorze górniczym względem interesariuszy i społecznej odpowiedzialności prowadzonego biznesu. W przeciągu ostatnich lat, licencja na prowadzenie działalności ewoluowała poza sferę aktywności w samym obszarze CSR (ang. corporate social responsibility), kładąc nacisk na transparentność i współpracę zarówno z agencjami rządowymi jak i społecznościami lokalnymi [18]. Licencja na prowadzenie działalności powinno być również uwzględnione w analizie due diligence aktywa górniczego.

5. Podsumowanie

Due diligence jest jednym z kluczowych czynników mających wpływ na dalszy sukces transakcji M&A, również w sektorze górniczym. Ze względu na unikalność każdej transakcji M&A oraz badania due diligence, należy unikać standardowego podejścia do każdej transakcji, również w odniesieniu do sektora, do którego należą przejmowane aktywo czy spółka.

W ramach obszarów głównych badania due diligence należy przeanalizować kwestie związane z finansami, prawem oraz aspektami komercyjnymi i handlowymi. Obszar finansowy obejmuje między innymi sprawdzenie historycznych informacji finansowych oraz sprawdzenie zakresu zarządzania finansami. Jego głównym rezultatem jest potwierdzenie wyników finansowych oraz zapewnienie informacji bazowych do wyceny. W ramach aspektów prawnych analizowane są przede wszystkim umowy oraz sprawy sporne. W wyniku tego badania uzyskiwane są informacje o udzielonych gwarancjach i potencjalnych odszkodowaniach, kontraktach zakupowych i kontraktach sprzedaży. Obszar handlowy/komercyjny uwzględnia badanie dynamiki rynku, pozycji konkurencyjnej na tle branży oraz perspektywę pozycji konkurencyjnej w przyszłości. W odniesieniu do branży górniczej i sektora wydobycia miedzi kluczowe znaczenie ma obecna oraz przyszła pozycja aktywa na globalnej krzywej kosztowej.

W ramach obszarów dodatkowych, analiza zasobów ludzkich i kultury organizacyjnej uwzględnia między innymi warunki zatrudnienia pracowników, ich poziom zaangażowania i motywacji oraz kulturę organizacyjną. Rezultaty badania powinny obejmować ujawnienie zobowiązań względem pracowników, ocenę potencjalnych kosztów i ryzyk związanych z obszarem HR, priorytetyzację kwestii HR w procesie integracji potransakcyjnej (ang. post-merger integration) oraz ocenę dopasowania kulturowego. Rozszerzeniem badania HR jest również analiza obszarów zarządzania, gdzie oceniana jest jakość zarządzania i struktura organizacyjna w celu wskazania potencjalnych, głównych obszarów integracyjnych oraz

wskazania potencjalnej, nowej struktury organizacyjnej. Obszar emerytalny skupia się z kolei na planach emerytalnych i ich wycenie w celu minimalizacji ryzyka braku środków na przyszłe zobowiązania emerytalne. Obszar podatkowy badania due diligence obejmuje poziomy opodatkowania oraz zobowiązania podatkowe. Badanie w tym zakresie ma za zadanie uniknięcie nieprzewidzianych wcześniej zobowiązań podatkowych oraz wskazanie szans do optymalizacji podatkowych po zakończonej integracji potransakcyjnej. Due diligence w zakresie technologii informatycznych zakłada badania i zapytania w kwestiach wydajności, struktury własnościowej oraz spójności systemów informatycznych. Finalny rezultat badania powinien uwzględniać ocenę możliwości integracji systemów informatycznych połączonych struktur i związanych z tym kosztów. Obszar praw własności intelektualnej obejmuje zasadność, okres ochrony patentów i innych praw własności intelektualnej, natomiast obszar analizy nieruchomości i infrastruktury bada akty własności, ewidencję nieruchomości w księgach wieczystych, umowy najmu i dzierżawy oraz w przypadku aktywów górniczych prawa do mineralizacji, praw do powierzchni i koncesje eksploracyjne oraz wydobywcze. W zakresie badania potencjalnego wpływu regulacji antymonopolowych analizowane są wymogi związane z decyzjami administracyjnymi w tym zakresie. Analiza ryzyka i ubezpieczeń z kolei obejmuje przeszłe, obecne i przyszłe ekspozycje na ryzyko związane z prowadzoną działalnością oraz strukturę i koszty obecnego programu ubezpieczeń między innymi w celu oceny kosztów i korzyści związane

z ekspozycją na dane ryzyko względem możliwości jego transferu na podmioty zewnętrzne.

Specyfika działalności spółek w branży górniczej wymaga odpowiedniej modyfikacji i dostosowania obszarów procesu badania due diligence. Wyszczególnione powyżej aspekty należy również uzupełnić o obszary związane z kwestiami technicznymi i operacyjnymi, geologicznymi, geopolitycznymi oraz rozszerzonymi kwestiami środowiskowymi. Obszar badania geopolityki analizuje kwestie związane z regionem prowadzonej działalności i regulacjami dotyczącymi górnictwa w danej jurysdykcji w celu identyfikacji ryzyk geopolitycznych. Analiza due diligence w zakresie geologii obejmuje ocenę poziom rozpoznania geologicznego między innymi w celu potwierdzenia zgodności z międzynarodowymi standardami raportowania (na przykład NI 43-101). Obszar techniczny w przypadku aktywów górniczych skupia się na metodach wydobywania, analizie prac inżynierskich, kwestiach związanych między innymi z geotechniką i hydrogeologią w celu identyfikacji strategicznych ryzyk technicznych. Obszar operacyjny due diligence zakłada analizę planów produkcji oraz założeń metalurgicznych w celu oceny ryzyk związanych z utrzymaniem ciągłości produkcyjnej oraz możliwościami wprowadzenia ulepszeń w procesie produkcyjnym. Zakres badania środowiskowego obejmuje wpływ regulacji środowiskowych, zobowiązania środowiskowe w przypadku aktywa górniczego potencjalny wpływ zobowiązań rekultywacyjnych w przyszłości.

Literatura – References

1. PWC.2019. Shifting Ground – Canadian Mine. [cyt. 2020-01-09]. [online]. dostęp poprzez URL <https://www.pwc.com/ca/en/industries/mining/canadian-mine/shifting-ground.html>
2. EY. 2018. Mergers, acquisitions and capital raising in mining and metals.
3. Statista.2020. Value Of M&A Deals Globally 1985-2019. [cyt. 2020-01-04]. [online]. dostęp poprzez URL <https://www.statista.com/statistics/267369/volume-of-mergers-and-acquisitions-worldwide/>
4. Heritage Foundation. 2020. Index Of Economic Freedom. [cyt. 2020-01-07]. [online]. dostęp poprzez URL <https://www.heritage.org/index/country/poland>
5. S&P Global Market Intelligence.2018. Metals and mining research M&A activity in 2018 — Overview.
6. Yaw Koi-Akrofi G.2016. Mergers and acquisitions failure rates and perspectives on why they fail, International Journal of Innovation and Applied Studies 17(1):150-158
7. Daniel Stewart & Company.2009:. AIM M&A Survey. [cyt. 2020-01-08]. [online]. dostęp poprzez URL <http://www.danielstewart.co.uk/Assets/19314/aim%20m%26a%20survey%202009.pdf>
8. Epstein M. 2005. The determinants and evaluation of merger success, Business Horizons, Vol. 48, str. 37-46
9. Howson P.2017. Due Diligence: The Critical Stage in Mergers and Acquisitions. Taylor & Francis. str. 4. przekład własny
10. Spedding L. 2009. Due Diligence Handbook: Corporate Governance, Risk Management and Business, str. 4
11. Kozina A. 2011: Analiza due diligence w planowaniu negocjacji przejęć, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, nr 686, str. 656
12. Savović S.2013: Due diligence as a key success factor of mergers and Acquisitions, Actual Problems of Economics · January 2013.
13. Howson P. 2003: Due Diligence: The Critical Stage in Acquisitions and Mergers, Gower Publishing Limited, str. 8.
14. Bing G.1996: Due Diligence Techniques and Analysis: Critical Questions for Business Decisions, Greenwood Publishing Group, str. 6.
15. KPMG. 2019. Risks and opportunities for mining: Outlook 2019.
16. Fraser Institute Annual Survey Of Mining Companies 2018
17. EY 2019. Top 20 business risks and opportunities in 2020, [cyt. 2020-01-02]. [online]. do-stęp poprzez URL https://www.ey.com/en_gl/mining-metals/10-business-risks-facing-mining-and-metals
18. MINING TECHNOLOGY. 2019 [cyt. 2020-01-11]. [online]. dostęp poprzez URL <https://www.mining-technology.com/features/licence-to-operate-understanding-the-biggest-challenge-for-mining-in-2019/>

Key Due Diligence Areas in Merger and Acquisition Processes in the Mining Industry

The purpose of the article is to present the specifics of the areas of due diligence that should be carried out in relation to mining assets, with particular reference to the copper ore mining sector. Due diligence is an important element of the investment decision making process as part of mergers and acquisitions transactions, as well as in joint ventures or the process of selection of a strategic partner. It allows the acquisition and selection of information to de-terminate the risk and potential benefits of accompanying transactions. Due diligence is one of the key factors influencing the further success of M&A transactions, also in the mining sector. The specificity of the operations of companies in the mining industry requires appropriate modification and adjustment of the areas of due diligence process.

Keywords: *due diligence, mergers and acquisitions, M&A*

**TWOJA
PODRÓŻ DO SUKCESU**



**WYDZIAŁ GÓRNICZWA
I GEOINŻYNIERII**



86,99%

**ABSOLWENTÓW WGIG AGH 2019
DO 6 MIESIĘCY PO OBRONIE ZNALAZŁO
ZATRUDNIENIE**



BUDOWNICTWO



**INŻYNIERIA
KSZTAŁTOWANIA
ŚRODOWISKA**



**INŻYNIERIA
GÓRNICZA**



**INŻYNIERIA
I ZARZĄDZANIE
PROCESAMI
PRZEMYSŁOWYMI**



**REWITALIZACJA
TERENÓW
ZDEGRADOWANYCH**



REJESTRACJA - WGIG.AGH.EDU.PL/STUDIA/REKRUTACJA



Waste Thermal Treatment Installations in Poland

Waldemar KĘPYS¹⁾, Katarzyna JASZCZURA²⁾

¹⁾ dr inż.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Environmental Engineering, Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland; email: kepys@agh.edu.pl

²⁾ mgr inż.; Graduate of AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-07>

Submission date: 29-11-2019 | Review date: 12-02-2020

Abstract

Waste thermal treatment by incineration, co-incineration, gasification or pyrolysis aims at recovering the waste, mainly in the form of energy. In addition, it also serves to disposal of waste, in particular hazardous one, including medical and veterinary waste. Thermal treatment of waste should be carried out in specially adapted installations that meet the BAT requirements. The article discusses installations operating in Poland designed for thermal treatment of municipal solid waste, sewage sludge as well as hazardous waste, including medical and veterinary waste.

Keywords: thermal waste conversion, installations, incineration, waste co-incineration

1. Introduction

One of the waste handling methods is thermal treatment installations called incineration and co-incineration plants. Currently, there are over 2,000 waste incineration plants operating worldwide, including approx. 1,200 installations in Japan and almost 500 in Europe [1]. In accordance with the Directive of the European Parliament on the incineration of waste [2], waste incineration plant means any stationary or mobile installation in which waste is incinerated through oxidation. In an incineration plant, waste may also be thermally treated by means of pyrolysis, gasification or plasma process, provided that the substances resulting from the treatment are subsequently incinerated. The operation of co-incineration plants, on the other hand, consists in the generation of energy or products in which waste constitutes an additive to fossil fuels in order to recover the energy contained in it or for waste disposal. Both incineration and co-incineration plants must be equipped with installations and equipment for receiving, preparing and storing waste, conducting a thermal process, cleaning waste gases and discharging them into the air. Other required installations are designed for inspection, control and monitoring of processes as well as storage and processing of substances derived from the combustion and treatment of waste gases. According to the Directive [2], in these installations waste can be recovered (R1 recovery process) and used as a fuel and/or neutralized (D10 disposal process).

The EU Reference Document (BREF) for Best Available Techniques (BAT) for thermal waste treatment [3] distinguishes several types of waste subjected to those processes. These include municipal waste, hazardous waste, sewage sludge and medical waste. On account of the characteristic properties of those types of waste, thermal treatment is carried out in different types of boilers. Decisive factors here include mainly the morphological diversity of waste, physical

state, grain composition in the case of solid waste, chemical composition, sanitary and ethical standards.

Regardless of the type of waste and the type of boiler, an important requirement from the point of view of environmental impact is the requirement of maintaining temperature of gases in the combustion chamber. For the incineration of hazardous waste with the content of halogenated organic substances expressed as chlorine above 1%, the temperature of gases must be min. 1100°C, for at least two seconds. For other wastes, the temperature of gases must be min. 850°C for two seconds. Another condition of operation is conducting the process in such a way that the total organic carbon content in the slag and bottom ash is lower than 3% or the loss on ignition when slag and the bottom ash is lower than 5% of dry matter.

2. Waste thermal treatment methods

The thermal treatment of waste consists mainly in its incineration; the pyrolysis and gasification methods are much less frequently used. The incineration itself is a set of fast oxidation reactions of combustible parts contained in waste, which results in the release of heat and light. The products of the process are gases, fly ash and bottom ash (slag). Gasification involves partial oxidation of an organic substance contained in the waste. The gasification product is flammable gas, which can be used as a fuel or raw material, and solid phase in the form of slags and ashes. Pyrolysis, on the other hand, involves thermal degradation of organic matter under anaerobic conditions. Three products are produced in the pyrolysis process: pyrolysis gas, oil and water as well as solid phase in the form of ash and coke [4].

Mixed municipal solid waste (MSW) for purpose of treatment is usually a mixture of various wastes (rubber, foil, hard plastics, fabrics, paper, cardboard, wood, ballast in the form of glass, debris). The heterogeneity in terms of morphological and grain composition caused that grate hearths are most

Tab. 1. List of municipal solid waste incineration plants in Poland
 Tab. 1. Zestawienie instalacji termicznego przekształcania odpadów komunalnych w Polsce

No.	Installation location in Poland	Capacity [Mg/year]	Calorific value of waste [MJ/kg]	Thermal power [MWt]	Electric power [Mwe]
1	Kraków	220 000	8.8	35	10.7
2	Bydgoszcz	180 000	8.5	27.7	9.2
3	Konin	94 000	7.8	15.5	4.4
4	Poznań	210 000	8.4	34	15
5	Szczecin	150 000	10.5	32	9.4
6	Białystok	120 000	7.5	17.5	6.1
7	Warszawa	40 000	10.1	9.1	1.4
8	Rzeszów	100 000	8.0	16.5	4.6
	Total	1 114 000	-	187.3	60.8

often used. This enables the waste to be mixed and moved on the grate and the exhaust gases to be burned in the chamber above it.

MSW is also processed into a full-fledged fuel by separating combustible fractions from it, shredding and drying. The resulting homogeneous mixture with averaged properties is most often referred to as refuse derived fuel (RDF). It can be easily transported and stored and does not pose a threat to the environment or people. The main recipients of RDF in Poland are cement plants, which use it to burn clinker in the process of co-incineration with coal in a cement kiln. Heating and power plants can be other recipients.

In installations dedicated to the thermal treatment of sewage sludge, fluidized bed boiler are most often used. This is primarily due to the high degree of fragmentation of waste, homogeneous grain and chemical composition. Fermented sewage sludge, after dehydration, is pre-dried to 30–35% of dry matter content. This is necessary to reduce the water content in the sludge, and thus obtain autothermal or near-autothermal conditions during combustion. Thermal energy for drying is recovered from flue gas. An example of sludge combustion technology is PYROFLUIDTM. Another way of burning sewage sludge in Poland is combustion in grate boilers. Before feeding to the boiler, sewage sludge is dried to a content of approx. 90% of dry matter. An example of such technology is the BIOCON® system.

In turn, hazardous waste may occur in various forms (solid, gas, liquid or paste). In addition, it is characterized by variable calorific value and chemical composition (can contain significant amounts of chlorine). Hence, rotary kilns are most commonly used for thermal treatment [5]. Their basic advantage is that they can be equipped with several dispensers enabling feeding waste to the boiler regardless of the form: loose, by pumping or in containers in which they were delivered to the installation. In addition, such installations very often have a feeder adapted to the administration of medical and veterinary waste.

3. Installations in Poland

Municipal solid waste

There are currently 8 municipal solid waste incineration plants in Poland with a total capacity of 1.1 million Mg/year (Tab. 1.). In 2018, approx. 12.5 million Mg of MSW was gen-

erated in Poland, of which 3 million Mg underwent thermal treatment [6]. It follows that about 8.8% of MSW was incinerated in 8 installations. Incineration takes place on a mechanical grate. In addition, all installations are equipped with facilities to recover waste and produce electricity and heat from it. The total thermal power of the installation is over 187 MWt, while the electric power is 60.8 MWt. Installations may accept mixed municipal solid waste for incineration (waste code 20 03 01) and a selected fraction – RDF fuel (waste code 19 12 12), whose average share is 40% [1].

Municipal solid waste also serves to produce alternative fuel (waste code 19 12 10) which is used in the process of co-incineration. In addition to the listed MSW incineration plants, the Zabrze heat and power plant, equipped with a circulating fluidised bed boiler, in which refuse derived fuel (about 250 000 Mg/year) is being co-incinerated together with coal and biomass, was opened in 2018. The capacity of the installation is 225 MW of fuel input (thermal power: 145 MW, electric power: 75 MW). The assumed annual heat production is 730 GWh and the annual electricity production is 550 GWh [7].

Alternative fuel from MSW is also used as a substitute for coal in cement plants for the production of clinker. In addition, other types of waste, such as tyres, sewage sludge or meat and bone meal as well as biomass (agricultural and forest biomasses) are co-incinerated in cement plants. The use of waste in cement plants is considered as energy recovery (process R1) and raw material recovery (process R5) because ash is a component of clinker. There are 10 cement plants using alternative fuel in Poland, with cement production capacity of approx. 22 million Mg/year. The average share of heat from alternative fuels in Polish cement plants reaches 70%, while in some cement plants it reaches 80% [8]. In 2015, approx. 1.4 million Mg of alternative fuel was used, including approx. 1.1 million Mg of refuse derived fuel (RDF). It is estimated that in 2020 the demand for alternative fuel will be approx. 1.8 million Mg, of which 1.5 million Mg will be the combustible fraction of municipal solid waste [8].

Sewage sludge

There are 11 installations for the thermal treatment of sewage sludge in Poland (Tab. 2), whose capacity ranges from 1

Tab. 2. List of sewage sludge mono-incineration plants in Poland
 Tab. 2. Zestawienie monospalarni osadów ściekowych w Polsce

No.	Location of the incineration plant	Capacity Mg of dry matter/year [9]	Type of boiler
1	Warszawa	62.2	fluidised
2	Kraków	23.0	fluidised
3	Łódź	21.0	fluidised
4	Gdańsk	14.0	fluidised
5	Gdynia	9.0	fluidised
6	Bydgoszcz	10.0	fluidised
7	Szczecin	6.0	mechanical grate
8	Zielona Góra	6.4	mechanical grate
9	Kielce	6.2	fluidised
10	Olsztyn	3.2	mechanical grate
11	Łomża	1.5	mechanical grate
	Total	162.5	

Tab. 3. List of installations for the thermal treatment of hazardous waste in Poland
 Tab. 3. Zestawienie instalacji termicznego przekształcania odpadów niebezpiecznych w Polsce

Type of waste incinerated	Number of installations in Poland	Capacity [Mg/year]
Hazardous waste	20	370,663
Medical and veterinary waste	18	80 144
Total	38	450 807

500 to 62 200 Mg of dry matter/year [9]. Total capacity is more than 162 000 Mg of dry mass/year. Fermented, dehydrated and dried sludge is incinerated in fluidised bed boilers (7 installations) or on mechanical grate (4 installations). These are called mono-incineration plants, as they incinerate sewage sludge only. In addition, sewage sludge is incinerated in hazardous waste incineration installations. It may also be co-incinerated in cement plants, although the problems that arise due to low calorific value of sediments, phosphorus content (negative effect on strength parameters of cement) and chlorine (increased risk of corrosion) should be taken into account [9].

Hazardous waste

Hazardous waste, including medical and veterinary waste, is incinerated in several dozen installations. According to the data contained in the Voivodeship Waste Management Plans, a total of 38 such installations operate in Poland (Tab. 3). These installations have a various capacity (total capacity is over 450 thousand Mg/year), incorporating various types of boilers. They are mainly used for the disposal of hazardous and non-hazardous waste (process D10), with energy recovery (process R1). They include installations which provide commercial services (with capacity of up to 80,000 Mg/year) incinerating hazardous waste, including medical, veterinary and non-hazardous waste (incineration of up to approx. 1000 different types of waste). In addition, there are installations operating next to the plants, often dedicated to one type of

waste, generated in a given plant (chemical, petrochemical or processing of animal products). The second group are installations dedicated to medical and veterinary waste. These are installations that collect waste from healthcare facilities, laboratories, veterinary establishments or small installations that operate next to hospitals. Their capacity ranges from 200 Mg/year to 10 000 Mg/year.

4. Summary

The primary form of waste management should be the reuse and recycling of waste. Thermal treatment of waste in Poland is one of the methods of waste management. It mainly enables the recovery of energy and raw materials, as well as waste disposal, which is particularly important for hazardous waste, including medical and veterinary waste. A total of 68 installations for thermal treatment of waste operate in Poland. They include 8 municipal solid waste incineration plants, 11 plants for the co-incineration of alternative fuel from municipal solid waste (10 cement plants and 1 heat and power plant), and 11 sewage sludge mono-incineration plants. In addition, hazardous waste incineration plants are in operation – 38 installations, including 18 installations incinerating medical waste only.

5. Acknowledgement

The article was developed as part of the AGH subsidy No. 16.16.100.215.

Literatura – References

1. Wielgoskiński G., Czerwińska J., 2019. Spalarnie odpadów komunalnych w Polsce. Nowa Energia, nr 4.
2. Directive 2000/76/EC of the European Parliament and of the Council of 4 December 2000 on the incineration of waste.
3. European Commission, Integrated Pollution Prevention and Control, 2019. Reference Document on the Best Available Techniques for Waste Incineration.
4. Lapčík V., Lapčík V. jr., Čablik V., 2018. Energy Recovery from Municipal and Other Waste. Inżynieria Mineralna/ Journal of the Polish Mineral Engineering Society, R. 42, nr 1, pp. 265-272.
5. Kępyś, W., Wisła-Walsh, E., Matusik, J., 2018. Chemical examination of fly ash and bottom ash derived from incineration of hazardous waste. Inżynieria Mineralna/Journal of the Polish Mineral Engineering Society, R 19, nr 1, pp. 21-233.
6. Główny Urząd Statystyczny, 2019. Ochrona środowiska 2019. Warszawa.
7. <http://www.eczabrze.fortum.pl/>
8. Środa B., 2018. Paliwa alternatywne w przemyśle cementowym – aktualne wyzwania. Budownictwo - technologie - architektura, Wyd. 3(83), str. 68-71.
9. Ministerstwo Środowiska, 2018. Strategia postępowania z komunalnymi osadami ściekowymi na lata 2019-2022. Warszawa.

Instalacje termicznego przekształcania odpadów w Polsce

Termiczne przekształcanie odpadów poprzez spalanie, współspalanie, zgazowanie czy pirolizę ma na celu ich odzysk, głównie energii. Ponadto służy także unieszkodliwieniu odpadów, w szczególności odpadów niebezpiecznych, w tym odpadów medycznych i weterynaryjnych. Termiczne przekształcanie odpadów powinno być prowadzone w specjalnie do tego przystosowanych instalacjach, spełniających wymagania BAT. W artykule omówiono instalacje funkcjonujące w Polsce dedykowane do termicznego przekształcania odpadów komunalnych, osadów ściekowych, odpadów niebezpiecznych w tym medycznych i weterynaryjnych.

Słowa kluczowe: termiczne przekształcanie odpadów, instalacje, spalanie, współspalanie odpadów



New Design of Quarry Gravitricity

Samir REMLI¹⁾, Djouama MOHAMED¹⁾, Benselhoub AISSA¹⁾,
Rachid KHEBBAB¹⁾, Nacereddine FELLOUH¹⁾

¹⁾ Laboratory of Mining Department, Badji Mokhtar University, Annaba, Algeria; email: benselhoub@yahoo.fr

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-08>

Submission date: 04-01-2020 | Review date: 02-04-2020

Abstract

The consumption of electric energy in open pit mines or quarries maybe can achieve the consumption of all inhabitants of a city which it is according to their size and production of ore. in the other hand, View that the demand crescent of energy electric in the world, the limits of energetic resources in the third world, the increase of prizes operation and the maintenance of classic energy, the environmental consequences of classic energy and the benefic for using the autonomy system for production of electricity incites for searching the other sources responds the demands, To do this, we propose in this work a system equipped by generator for the creation of electrical energy resulting from the traffic of trucks in open pit mines whom situated in mountainous reliefs as knows a new kind of gravitricity.

Keywords: gravitricity, sustainable development, renewable energy, open pit mining design, quarry, truck

1. Introduction

Much of electrical energy used by humanity comes from fossil fuels. According to the international energy agency, its conventional resources represent 80.4% of global energy production, they are responsible for 40% of global emissions of CO₂ [1]. In the context of sustainable development, in the face of the double global challenge posed by the risks of scarcity of fossil fuels and their effects on climate change, governments committed to the Kyoto Protocol must therefore multiply their actions in the energy production sector. in order to develop renewable, clean and inexhaustible sources of energy, the latter represent a considerable deposit at the global level [2].

The development and exploitation of renewable energies has grown strongly in recent years. From here and in the future, any sustainable energy system will be based on the rational use of traditional sources and increased use of renewable energies, for which purpose several research projects have been launched in several research laboratories in the field of sustainable development. , in order to satisfy the demand for energy consumption on the one hand and on the other hand to reduce the negative effects of fossil resources on the environment [3].

Ore deposits close to the surface are generally developed by open pit mining. Due to the hardness of the rock, mining is usually carried out by means of drilling and blasting. Large excavators load the material directly onto big trucks which convey the uncrushed rock from the mine. Most of the rock is overburden which is transported to one or several dumps close to the mine. On the other hand, the ore is driven to a crusher close to the processing plant. Apart from the simple way the uncrushed material is handled, this form of conveyance has the advantage of the trucks being able to be flexibly driven to the varying loading points and to be tipped at diverse points depending on actual requirements [4].

In the case where the quarry is situated in mountainous terrain, blasted rock is transported from benches in top to the crushing station at the bottom. Therefore, our work is to produce electricity from truck traffic in quarry. On the oth-

er hand, to minimize the time of course of the trucks which will influx on the transport costs of blasted rock in quarry, by a proposal of a new installation contains rotating platforms which is loaded by truck fixed on the overall slope of quarry. this work is essentially, as the gravitricity system which is a huge 'clock weight'. A cylindrical weight of 500–5000 tones is suspended in a deep shaft by a number of cables each of which is engaged with a winch capable of lifting its share of the weight (fig.01). Electrical power is then absorbed or generated by raising or lowering the weight. This latest is guided by a system of tensioned guide wires (patents applied for) to prevent it from swinging and damaging the shaft. The winch system can be accurately controlled through the electrical drives to keep the weight stable in the hole [5].

2. Theoretical study and prototype

During the transportation of blasted rock within quarry which is in a mountainous terrain, the truck ascends empty and descends in charge. So the proposal is used to take advantage of electrical energy during the return of the loaded truck by installing a new system on which a generator plays a role of absorbing the braking power to get off the truck with a speed that ensures its descent safely. On the other hand, the distance of truck road will decrease which will influence of cost price of quarry. to do this, we made a prototype illustrates the disposition of new system of gravitricity in quarry (Figure 2).

After loading of truck by blasted rock thanks to a loader, it crosses along the bench until its end, then it embarks on the platform of new system of gravitricity after a fixation of that in bench thanks to the fastening devices, so using the truck's own weight, the blade of the system rotates until arrival of truck at the lower bench which will continue its way to crushing station or the place of storage. So this blade movement generates a rotation of the generator through a speed multiplier to produce energy that will then store in storage batteries and dedicated either to the companion itself or to the power grid to feed the city. The edges of benches next to the system



Fig.1. Gravitricity in shaft mine
Rys. 1. Odzysk energii w szybie kopalni

are built according to the rotation of blade, so all of them form an arc. The batteries of energy storage is put in order to avoid the cut of electricity in the case where the blade stops for the embarkation or the descent of the truck from platform of system. Also an electricity regulation inverter is installed before dedicating electrical energy to the users.

For best understanding of this new kind of gravitricity system, we can take an example for more explanation.

We have the gravity $g = 9.81 \text{ m/s}^2$.

We have the mass of loaded truck $m = 60\,000 \text{ Kg}$, with a high $H = 30 \text{ m}$.

So, for calculation of power created from generator, we must in begin calculate the power generated from free fall of mass. This latest is lowering to inferior bench in open pit mining; its free fall will take a time as follow:

$$t = \sqrt{(H/g\cos\beta)} = \sqrt{(30/9.81\cos50)} = 2.18 \text{ s.}$$

β = it is the inclination of moving of platform loaded by truck with a certain angle (fig.03); °

we have the law of power P:

$$P = c * \omega, \text{ Kw.}$$

c: torque; Nm.

$$c = F * \cos\beta * L = 60\,000 * 9.81 * \cos50 * 30 = 11\,301\,120 \text{ Nm}$$

ω : angular speed rad/sec

$$\omega = v / L; \text{ rad/sec}$$

So the speed of mass in free fall v is:

$$v = H/t = 30/2.18 = 13.76 \text{ m/s.}$$

$$\omega = 13.76 / 30 = 0.45 \text{ rad/sec}$$

The best speed of platform loaded by truck when it is lowering is $v = 0.4 \text{ m/s}$. this latest is according to cadence of mine production (time of cycle of trucks to carry out the planned production)

L: length of blade (fig.04) $L = 30 \text{ m}$.

Now we can calculate the total power as follows:

$$P_t = 11\,301\,120 * 0.45 * (1-0.3) = 3\,559\,852,8 \text{ w} = 3\,559.85 \text{ Kw}$$

We can consider the ratio of friction of generator and multiplier wearing of resistance is assimilated for 30 percent

from total power (according to system of hydraulic energy). Therefore, the value (1-0.3) represents the yield of system.

If we want to minimize this linear speed from 13.76 m/s to 0.4 m/s, we must slow down the free fall with a retarding force, for doing this, it is necessary to put multiplier as shown in fig.02, which is records also with a generator. The forces of resistance of this generator equal a retarding force which let the speed minimize to 0.4 m/s.

Than; the lost power PL in the movement of mass when the speed $v = 0.4 \text{ m/s}$ is as follows.

$$t = H / v = 30 / 0.4 = 75 \text{ s,}$$

So; the acceleration is:

$$a = 30 / (75)^2 = 0.0053 \text{ m/s}^2$$

$$\text{The angular speed: } \omega = v / r = 0.4 / 30 = 0.013 \text{ rad/sec}$$

$$c = F * \cos\beta * L = 60\,000 * 0.0053 * \cos50 * 30 = 6105,6 \text{ Nm}$$

$$P_L = 6105,6 * 0.013 = 79.37 \text{ w} = 0.0079 \text{ Kw.}$$

The subtraction of this two powers given the power energy generated Pg from the generator whom represents the retarding power which cited above.

$$P_g = P_t - P_l = 3\,559.85 - 0.0079 = 3559,84 \text{ Kw.}$$

Electric energy generated from a generator during one hour:

If we analyze the electricity production of the generator, we should put into consideration all times of movement of trucks, so we have:

- Time of riding of truck into platform. Tr
- Time of lowering of truck. Tl
- Time of descend of truck. Td

In all of these times cited above, we find only the time of lowering of truck whom can product energy from its moving. but other timeout the system is stopping and there is no energy created. So from the example taken above we can calculate the energy created from the generator in one hour.

In general, in the mine, the trucks take 10 seconds to ride or descent from the balance to measure their weights.

$$\text{So } T_{ro} = T_r + T_l + T_d = 10 + 75 + 10 = 95 \text{ second.}$$

Tro time of energy product.

$$\text{The timeout } T_o = T_r + T_d = 5 + 5 = 10 \text{ second}$$

In one hour the movement of system is 154 rotations (3600 / 23.33 = 154.3)

$$\text{To know the timeout in one hour } T_{oh} = 154 * 10 = 1540 \text{ second}$$

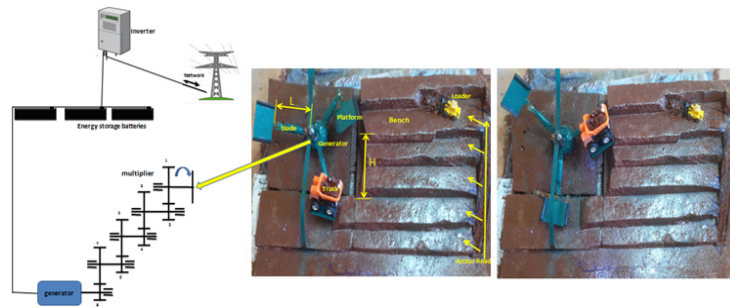


Fig. 2. New system of gravitricity
Rys. 2. Nowy system odzysku energii

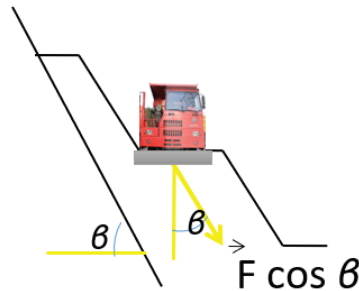


Fig. 3. Angle of inclination of platform moving loaded by truck
Rys. 3. Kąt nachylenia platformy poruszającej się z ładunkiem ciężarówki

So the time of energy product is $154 \cdot 13.33 = 20\,52.82$ second.

We have the power of generator installed is 3559,77 Kw but it work 2052.82 second in one hour, so the generator can product 2 029 Kw/h ($(2052.82 \cdot 3559,77 / 3600) = 2\,029$ Kw/h).

The electric energy created by the generator connects to the batteries for stock it to provide the continuous of this energy for users without interruption and to transform it from the direct to alternating current, we must use inverters corresponding the power of energy created.

As the study of SIEMAG TECBERG, the advantage lies in the transport time being curtailed by the difference in height being rapidly overcome. While the trucks move upwards at less than 3 m/s on a slope of 10% at the maximum, a slope hoisting plant can overcome the mine's natural angle of repose of over even 50° at 8 m/s. This means that a truck is hoisted to surface in only 2 minutes while driving on the haul road incline takes some 20 minutes (from 300 m depth, time for driving on and off the TruckLift platform included). Whereas one vehicle is on the slope with the TruckLift plant at one time, conventional haulage requires a large number

of trucks only on the inclined part of the road for achieving the same transport volume. Thus, the truck fleet can correspondingly be reduced. Comparing the costs by the present value method using an interest rate of 10% on future costs and considering an annual price increase of 3%, investing in a slope hoisting plant usually pays off within less than five years. During a plant's running time of 20 years, a volume of up to 60% can be saved with regard to gradient transport (fig.05).

3. Conclusions

The study requires more details on the performance of this new kind of gravitricity to know its feasibility. Therefore, several factors influence the realization of this system such as: the shape of the deposit, the method of exploitation, the mode of opening. On the other hand, there is a chain of correspondence of many trucks and their capacities of dumps, also the planned production and all that to avoid the cut of blade rotation which will influence on the production of electrical energy.

Literatura – References

1. Buzdugan, M. Lopez, “ Contribution à l’Optimisation d’un Système de Conversion Eolien Pour une Unité de Production Isolée ”, Thèse de Doctorat, Université de Paris-Sud, 2008.
2. R.Chedid and S.Rahman, “ Unit Sizing and Control of Hybrid Wind-Solar Power Systems”, IEEE Transactions on Energy Conversion, Vol. 12, No. 1, March 1997.
3. M. Muralikrishnan and V. Lakshminarayana, “ Hybrid (Solar and Wind) Energy System for Rural Electrification ”, ARPJ Journal of Engineering and Applied Sciences, Vol. 3, No. 5, October 2008.
4. SIEMAG TECBERG, Technical Information, TruckLift System (Innovative Transport Technology for Open Pit Mines).
5. www.gravitricity.com

Nowe spojrzenie na odzysk energii w kopalni odkrywkowej

Zużycie energii elektrycznej w kopalniach odkrywkowych lub kamieniołomach może osiągnąć poziom zużycia energii w mieście, zużycie energii w kopalni zależy od rodzaju kopaliny i wielkości wydobywania. Przedstawiono zmiany popytu na energię elektryczną na świecie, ograniczenia zasobów energetycznych w Trzecim Świecie, proporcje udziału energii konwencjonalnej, konsekwencje środowiskowe wykorzystania energii oraz korzyści z wykorzystania z systemu autonomicznego produkcji energii elektrycznej. Wszystko to zachęca do poszukiwania alternatywnych źródeł energii. Autorzy zaproponowali w pracy system wyposażony w generator energii elektrycznej bazujący na odzysku energii z przemieszczania się ciężarówek w kopalniach odkrywkowych.

Słowa kluczowe: odzysk energii, zrównoważony rozwój, energia odnawialna, projektowanie kopalni odkrywkowych, kamieniołom, ciężarówka



Reliability of the Transport System in an Area Affected by the Mining Underground Activity

Leopold HUDEČEK¹⁾, Miloslav ŘEZÁČ²⁾, Denisa CIHLÁŘOVÁ³⁾, Otto ROHÁČ⁴⁾

¹⁾ Ing. Ph.D.; Faculty of Civil Engineering, VŠB – Technical University of Ostrava, Czech Republic; email: leopold.hudecek@vsb.cz

²⁾ doc. Ing. Ph.D.; Faculty of Civil Engineering, VŠB – Technical University of Ostrava, Czech Republic; email: miloslav.rezac@vsb.cz

³⁾ Ing., Ph.D.; Faculty of Civil Engineering, VŠB – Technical University of Ostrava, Czech Republic; email: denisa.cihlarova@vsb.cz

⁴⁾ Ing., MBA; Green Gas DPB, a.s.; email: otto.rohac@dpb.cz

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-09>

Submission date: 13-11-2019 | Review date: 28-02-2020

Abstract

The paper deals with the negative effects of mining on the transport network in the Moravian-Silesian area, especially is focused on problems reflected in construction layers of transport-related structures (railways, roads, area storage and handling areas). With the extraction downturn, the sources and objectives of transport have changed including the characteristics of transport flows of all traffic roads and connections. Various measures for all transport modes situated in Moravian-Silesian region are identified and introduced in the both districts. Also new relevant directions of transport development are described considering efficiency, effectiveness. And also these measures are taken for to needs minimization negative impact on the health and quality of our environment while ensuring the transport services in the region.

The dynamic development of the Ostrava agglomeration is thus inseparably connected with black coal mining, metallurgy and railway development. The position of extraction companies was set by the position of the deposit, which resulted in the establishment of a polycentric system of settlement in the agglomeration. Further development of the coal railways at the end of the 19th century was related to the extraction capacities in the region of Karviná. The greatest industrial and development boom was experienced at the beginning of the 20th century where there were massive changes in the condition of the entire Ostrava basin. After 1989, with reduction in the mining work, primary „brownfields“ started appearing in OKD, being industrial premises of the mines as well as secondary „brownfields“, which were disused railway siding stations and connecting railway sidings. High-performance, sufficiently efficient and comfort system of transport infrastructure appears to be a key factor for future development this area.

The development of mining in the past years was subject to a functional transport system, with prevailing requirements for the transportation of large volumes of extracted material, structural elements and people working in this industry. With the extraction downturn, the sources and objectives of transport have changed including the characteristics of transport flows of all traffic roads and connections. Thus, in this area it is necessary to identify the consequences of mining, reclaim the landscape, reconstruct civil structures and ensure safe and reliable transport through transport-engineering measures which may ensure the required transport standard and minimise its adverse environmental impacts.

Keywords: undermined area, terrain transformation, civil structure rectification, non-rigid civil structures, brownfields, line construction

1. Development of the area and transport system

Mining is usually associated with environmental impacts, in particular air pollution according to the sources of dust [1], [11], [12], [13]. The Moravian-Silesian Region, one of 13 regions, is located in the north and east of the Czech Republic. The protected black coal deposit is located here – the Upper Silesian Coal Basin. There are two types of undermined areas here: district of Ostrava where the mines have been closed down and the mining phenomena are considered terminated and Karviná, where coal is still mined and the impacts of mining are still present.

Industrial production has influenced the character of Moravia and Silesia since the turn of the 19th century when the country started being industrialised. Factories following the developed manufacture production depended largely on sources of fuel and this dependence was even increased by sparse and poor quality road network, which made the transport of raw materials over longer distances difficult.

The dynamic development of the Ostrava agglomeration is thus inseparably connected with black coal mining, metallurgy and railway development. The position of extraction com-

panies was set by the position of the deposit, which resulted in the establishment of a polycentric system of settlement in the agglomeration. Further development of the coal railways at the end of the 19th century was related to the extraction capacities in the region of Karviná. The greatest industrial and development boom was experienced at the beginning of the 20th century where there were massive changes in the condition of the entire Ostrava basin. This trend continued, although it was strongly affected by WWI, until the 1930s. The railway used exclusively for the purposes of the coal mines was a part of the mining company Severní dráha Ferdinanda and was nationalised along with the company, which became the property of Ostravsko-karvinské kamenouhelné doly (OKD). Later, in 1952, the company OKD-Doprava was incorporated and it gradually took over the coal railways from Ostravsko-karvinské doly and České dráhy. This process was completed in 1980. At the peak of the extraction operations in OKD, the railway siding network totalled ca. 400 km of railway sidings. After 1989, with reduction in the mining work, primary „brownfields“ started appearing in OKD, being industrial premises of the mines as well as secondary



Fig. 1. Undermined area in Moravian-Silesian Region [2]
Rys. 1. Nieokreślony obszar w regionie morawsko-śląskim [2]



Fig. 2. Defects of transport-related civil structures: building of signal box – drop
Rys. 2. Uszkodzenia konstrukcji cywilnych związane z transportem: budowa skrzynki sygnalizacyjnej



Fig. 3. Road defects
Rys. 3. Uszkodzenia dróg

„brownfields“, which were disused railway siding stations and connecting railway sidings. Currently, the length of these rails is 309 km. Further development of the agglomeration with a size of 248.1 km² with ca. 527 thousand inhabitants is affected by several larger settlements with a population of 50–100 thousands people and the city of Ostrava with 311,000 people. High-performance, sufficiently efficient and comfort system of transport infrastructure appears to be a key factor for future development [6].

With the extraction downturn, the sources and objectives of transport have changed including the characteristics of transport flows of all traffic roads and connections. Thus, in this area it is necessary to identify the consequences of mining, reclaim the landscape, reconstruct civil structures and ensure safe and reliable transport [7].

The impacts of undermining can be behind a number of problems in various types of civil structures, however, trans-

port structures are rather specific due to their line character [8], [9], [14]. This specificity is mainly due to the fact that line structures enter all parts of the subsidence basin and therefore they are negatively impacted by the subsidence and inclination as well as by horizontal shifts in longitudinal and cross directions. The impacts of mining operations are reflected in the line transport structures themselves but also in civil structures that are not directly related to the transport system (see Fig 2), but which are endangered by methane seeps. Besides the aforesaid negative impacts of undermining, there are risks to the reliability which are closely connected to changes in groundwater table, formation of flooded depressions, whose localisation may change in time depending on the operation.

2. Roads

A regards extensive road areas it is practically unconceivable to design the carriageway or base courses in a way



Fig. 4. Defects in rail alignment
Rys. 4. Uszkodzenia torów



Fig. 5. Increased sleeper wear as a result of frequent handling during the rail geometrical position repair
Rys. 5. Zwiększone zużycie podkładu kolejowego w wyniku częstych zmian położenia geometrycznego szyny



Fig. 6. Reclamation of the Darkov area, 1st stage (2004, 2006)
Rys. 6. Rekultywacja obszaru Darkova, I etap (2004, 2006)

resisting curvature or transformation (prolongation and compression) of the terrain. However, the required road and base course plasticity entails expected changes in the design parameters of the road. Besides changes in the design parameters, there is a number of minor defects occurring, in particular tensile cracks or pressure waves and uplifts (see Fig. 3) which also strongly deteriorates the road use conditions [10].

The carriageway and base course structures are very sensitive to the effects of terrain transformation. Therefore, for undermined areas it is always plastic and easily repairable structures that are designed [5]. It is forbidden to construct rigid cement-concrete roads of a permanent nature. The effects of relative horizontal terrain transformations create tensions in the road plain, embankments, base courses and the road. The rigid layers behave in a very adverse manner. They crack by the action of tensile stress from positive terrain prolongation

+ ϵ , as their high rigidity is combined with disproportionately low tensile strength, the action of negative terrain compression - ϵ creates terrain waves, kerbs and flush kerbs get jammed and if dilatation joints are firmly filled, the contact points rise by up to 0.5 m. For these reasons we propose principally non-rigid road structures which get better adapted to the subsoil deformation, geometrical changes of the surface are more smooth and endanger road traffic to a lesser extent. Road defects are demonstrated by a finer and more even network of cracks which are repaired through standard maintenance procedures (coatings, fine carpets) [16].

The requirements for road designs in undermined areas are closely related to the requirement for the rectified performance of safety systems and other road equipment. Any design or fastening is allowed ensuring its easily renewable functions [14].

Tab. 1. Composition of transport flow (%) on the road network in Ostrava [2], [3], [4]
 Tab. 1. Struktura przepływu transportu (%) w sieci drogowej w Ostrawie [2], [3], [4]

Name	year 2003	year 2005	year 2010
Trucks	6,4	15,0	17,2
Buses (incl. public transport)	4	2,2	1,9

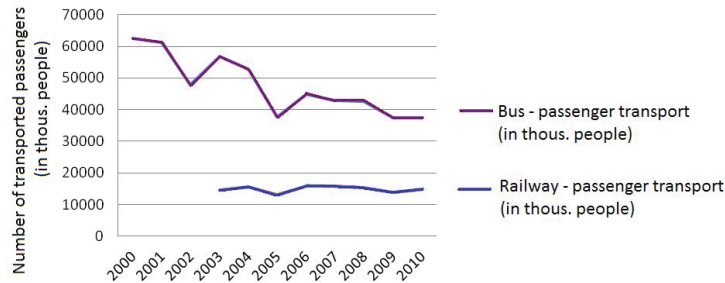


Fig. 7. Number of passengers transported by bus and train in the region between 2000–2010
 Rys. 7. Liczba pasażerów przewożonych autobusami i pociągami w regionie w latach 2000–2010

3. Railways

Since 1970, OKR has performed regular annual levelling measurements of railway structured (once, twice a year). The results of the measurements are then used to plan repairs of the railway structures. At the same time, levelling points fixed to structures are measured in terms of their altitude (station buildings, signal boxes – see Fig. 4, bridge pillars, etc.)

Main defects include:

- defects in directional and height rail alignment,
- rail, switch and minor rail wear,
- increased sleeper wear (especially wooden sleepers).

4. Reclamation

The extraction downturn entailed changes in the sources and objectives of transport including the characteristics of traffic flows of all transport routes and connections. It is therefore necessary to identify the consequences of mining in this area, reclaim the land (see Fig. 6), reconstruct civil structures and ensure safe and reliable transport services.

5. Discussion

Transport plays a major role in the development of the Ostrava agglomeration. The development of freight transport is closely related to the development (or decline) of the industry, the importance of passenger transport is then related to the increase (or decrease) in the number of employees working in a specific industry and the average speed increase. Under current conditions, railway and road transport play a major role, air transport is additional and water transport is only mentioned for the future. The railway network establishes a number of important stations and transport hubs including mainly Bohumín and Ostrava. In terms of importance, road transport ranks second although its importance is on the rise. The road network of nationwide and regional importance is mainly related to the connection to neighbouring Poland.

A number of partial modifications to the transport system have been carried out in the line routes to support the needs of involved towns and municipalities. The objective of

these lines is to give preference to high capacity railway transport to the detriment of bus transport, which was mainly implemented by removing parallel bus and tram, or trolleybus lines.

The transport flow trend is shown in Tab. 1. It also shows an increase in the number of trucks with all negative accompanying impacts on the inhabitants, such as noise nuisance, emissions, traffic safety and generally deteriorating environment caused by traffic. The survey indicates a shift of the transport freight to the road from other means of transport, see Fig. 7. There is also a clear drop in bus transport including public transport.

The effects of mining are a strongly negative factor for using industrial railways for public (suburban) transport. Tram, train, train-tram, bimodal tram, are names given to the transport system and vehicles enabling the transfer from train railways to tram railways, or a railway having mixed features (e.g. train railway in a municipality along the street). Train-trams for Ostrava could take up on the tradition of narrow gauge suburb railways in the area. We can consider mainly the Ostrava – Orlová track.

The idea of renewing light railway transport between Ostrava and through Petřkovice (Ostrava) and Ludgeřovice appeared in the Transport Master Plan of the City of Ostrava in 1997 at the initiative of the General Directorate of Czech Railways. However, the costs of construction are hard to cover as it is estimated at 2 billion CZK.

The introduction of train-trams between Ostrava and Havířov has been a theoretical idea so far. It would expect the use of the existing train railway between these cities and construction of a new tram railway from the Havířov Hlavní station and Dlouhá třída.

To assess the suitability of the railway sections of the individual industrial railways for public (suburban) transport it is necessary to consider the range of the effects of undermining and its time factor. Inspiration may also be found in similar industrial agglomerations abroad, such as the transport model in Karlsruhe in the Federal Republic of Germany.

5. Conclusion

The development of mining in the past years was subject to a functional transport system, with prevailing requirements for the transportation of large volumes of extracted material, structural elements and people working in this industry. With the extraction downturn, the sources and objectives of transport have changed including the characteristics of transport flows of all traffic roads and connections. Thus, in this area it is necessary to identify the consequences of mining, reclaim the landscape, reconstruct civil structures and ensure safe and reliable transport through trans-

port-engineering measures which may ensure the required transport standard and minimise its adverse environmental impacts.

Acknowledgements

The works were supported from sources for conceptual development of research, development and innovations for 2015 at the VŠB – Technical University of Ostrava which were granted by the Ministry of Education, Youths and Sports of the Czech Republic.

Literatura – References

1. Q. Jia, N.Al Ansari, S. Knutsson, S. Dust Generation Within the Vicinity of Malmberget Mine, Sweden, In: ADVANCES IN CIVIL ENGINEERING, PTS 1-4 Book Series: Applied Mechanics and Materials, Vol. 90-93, p. 752-759
2. Balcar, Z. and E. Černá. Ročenka dopravy velkých měst, r. 2003 (Transport Yearbook of large cities, 2003), UDI Praha, 2006.
3. Balcar, Z. and E. Černá. Ročenka dopravy velkých měst, r. 2005, (Transport Yearbook of large cities, 2005), UDI Praha, 2006.
4. Balcar, Z., Černá, E. and M. Šubrt. Ročenka dopravy velkých měst, r. 2010, (Transport Yearbook of large cities, 2010), UDI Praha, 2011.
5. Lahuta, H. a D. Cihlářová. EXPERIENCE WITH MATHEMATICAL MODELING IN PROGRAM PLAXIS: DESIGN AND ASSESSMENT OF RETAINING WALLS. In: Conference proceedings 12th International Multidisciplinary Scientific GeoConference & EXPO SGEM 2012. Bulgaria: STEF92 Technology Ltd., Sofia, 2012, s. 87-94. ISSN 1314-2704.
6. Řezáč, M., Cihlářová, D., Seidler, T., a P. Šimoník. Options to Mitigate Congestion on Roads In: Conference proceedings International Conference on Civil Engineering, Architecture and Building Materials, CEABM 2013. Jinan, China: May 25-26. 2013, Vols. 361-363 (2013) pp 2049-2052, ISSN 1660-9336. ISBN 978-3-03785-777-9.
7. Řezáč, M., Cihlářová, D. a M. Kludka. Operation of Intelligent Transportation Systems of the City Ostrava in Czech Republic. In: Conference proceedings 13th International Multidisciplinary Scientific GeoConference & EXPO SGEM 2013. Bulgaria: June 16-22, 2013, Vols. 1 (2013) pp 183-190, ISSN 1314-2704, ISBN 978-954-91818-9-0.
8. Cihlářová, D., Seidler, T. a M. Řezáč. Roads Problems on Undermined Areas in the Moravian-Silesian region. In: Conference proceedings The 3rd International Conference on Civil Engineering and Transportation, ICCET 2013. Kunming, China: December 14-15, 2013. Vols. 505-506, pp. 477-480. ISBN 978-3-03835-006-4.
9. Hudeček L. and D. Cihlářová. The Problems of Railways in the Undermined Areas. In: Conference proceedings 15th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2015. Bulgaria: June 18-24, 2015, Book1 Vol. 3, 713-718 pp. ISBN 978-619-7105-33-9 / ISSN 1314-2704.
10. Seidler, T., M. Mihola, D. Cihlářová, a M. Krajčovič. Predikce poruch pozemních (Fault prediction roads in undermined areas) komunikací na poddolovaném území. In: Sborník vědeckých prací VŠB-TU Ostrava: řada stavební. 2011, XI(2), 229 - 234. ISSN 1213-1962.
11. Michalowski M., Dudzicz, K., and B.Tora. CO2 emissions with the option of reduce on the example of the EDF Poland S.A. In: Inzynieria Mineralna. Vol.15, is.1, p. 269-274, 2014. ISSN 1640-4920.
12. Hycnar, J.J., Szczygielski, T. And B. Tora. Current state and prospects of increased product-oriented utilization of CCPs. In: Inzynieria Mineralna. Vol.15, is.1, p. 131-142, 2014. ISSN 1640-4920.
13. Hudeček, V., Zapletal, P. and V. Zubíček. The protection against methane leakage from undermined areas. In Inzynieria Mineralna. Vol.16, is.1, p. 115-120, 2015. ISSN 1640-4920.
14. Černota, P., Schenk, J. And J.Mučková. High voltage power transmission line in undermined areas. In: In Inzynieria Mineralna. Vol.14, is.2, p. 1-6, 2013. ISSN 1640-4920.

15. Černota, P., Staňkova, H., Gašinec, J. and S. Labant, S. New method of swing observation to determine accurate plummet position at the plumb line for both connecting surveys and orientation measurements. In: Acta Montanistica Slovaca. Vol.19, is.4, p. 221-227, 2014. ISSN 1335-1788.
16. Cápavová, S., Zuzulová, A., Bačová, K. Properties of asphalt mixtures with reclaimed material in Slovakia (2015) Green Building, Materials and Civil Engineering - Proceedings of the 4th International Conference on GreenBuilding, Materials and Civil Engineering, GBMCE 2014, pp. 17-20. ISBN: 978-113802669-8

Niezawodność systemu transportu w obszarze dotkniętym podziemną działalnością górniczą

Artykuł dotyczy negatywnego wpływu wydobycia na sieć transportową na obszarze morawsko-śląskim, w szczególności koncentrując się na problemach odzwierciedlonych w warstwach konstrukcyjnych struktur transportowych (koleje, drogi, obszary magazynowania i przeładunku). Wraz ze spadkiem wydobycia zmieniły się sposoby i cele transportu, w tym charakterystyka przepływów transportowych na wszystkich drogach i połączeniach komunikacyjnych. Zidentyfikowano różne środki transportu zlokalizowane w regionie morawsko-śląskim. Opisano również nowe istotne kierunki rozwoju transportu z uwzględnieniem wydajności i skuteczności. Podejmowane są również działania mające na celu minimalizację potrzeb, negatywny wpływ na zdrowie i jakość naszego środowiska przy jednoczesnym zapewnieniu usług transportowych w regionie. Dynamiczny rozwój aglomeracji ostrawskiej jest zatem nierozzerwalnie związany z wydobyciem węgla kamiennego, metalurgią i rozwojem kolei. Lokalizacja firm wydobywczych była ustalana przez położenie złoża, co spowodowało powstanie policentrycznego systemu osadnictwa w aglomeracji. Rozwój kolei węglowych pod koniec XIX wieku związany był z możliwościami wydobywczymi w regionie Karwina. Największy boom przemysłowy i rozwój nastąpił na początku XX wieku, kiedy ogromne zmiany nastąpiły w całym rejonie Ostrawy. Po 1989 r. wraz ze zmniejszeniem prac wydobywczych, w OKD zaczęły pojawiać się pierwotne „tereny poprzemysłowe”, będące obiektami przemysłowymi kopalń, a także wtórne „tereny poprzemysłowe”, które były nieużywanymi bocznkami kolejowymi i łączącymi bocznice kolejowe. Wydajny i komfortowy system infrastruktury transportowej wydaje się być kluczowym czynnikiem dla przyszłego rozwoju tego obszaru. Rozwój górnictwa w ostatnich latach był uwarunkowany przez system transportu, z dominującymi wymaganiami dotyczącymi transportu dużych ilości wydobytego materiału, elementów konstrukcyjnych i osób pracujących w tej branży. Wraz ze spadkiem wydobycia zmieniły się źródła i cele transportu, w tym charakterystyka przepływów transportowych na wszystkich drogach i połączeniach komunikacyjnych. Dla tego w tym obszarze należy zidentyfikować konsekwencje wydobycia, odzyskać krajobraz, zrekonstruować konstrukcje cywilne oraz zapewnić bezpieczny i niezawodny transport za pomocą środków inżynierii transportowej, które mogą zapewnić wymagany standard transportu i zminimalizować jego negatywny wpływ na środowisko.

Słowa kluczowe: obszar pokopalniany, rewitalizacja terenu, budowe cywilne, konstrukcje cywilne, tereny poprzemysłowe, budowa linii



Problemy społeczne gospodarki odpadami

Wiktoria SOBCZYK¹⁾, Anna KOWALSKA²⁾

¹⁾ prof. dr hab. inż.; Katedra Inżynierii Środowiska, AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, 30-059 Kraków, Al. Mickiewicza 30, Polska; email: sobczyk@agh.edu.pl

²⁾ dr inż.; Instytut Matematyczno-Przyrodniczy, Zakład Ochrony Środowiska, Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa w Tarnowie, 33-100 Tarnów, ul. Mickiewicza 8, Polska; email: annakowalska333@op.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-10>

Submission date: 21-12-2019 | Review date: 22-01-2020

Abstract

Odpady stanowią problem w skali lokalnej i globalnej. Ich masa jest niemalże równa masie produkowanych przez człowieka towarów. Rośnie również ich różnorodność. W pracy wykorzystano metody studiów literaturowych oraz dokumentacyjną. Wskazano na niebezpieczeństwo pozbywania się odpadów problematycznych w strumieniu odpadów komunalnych. Bogaty materiał faktograficzny wykazał, że problem braku kultury ekologicznej dotyczy nie tylko Polaków, ale także społeczeństw innych krajów. Zaśmiecone ulice, skwery, parkingi, przystanki to powszechny widok dosłownie wszędzie. Jak temu zaradzić? Sposobem najprostszym, a jednocześnie najtrudniejszym, jest edukacja ekologiczna społeczeństwa. Do wszystkich grup wiekowych kierowane są kampanie edukacyjne dotyczące zasad segregacji odpadów, lokalizacji punktów selektywnej zbiórki odpadów, problematyki odpadów niebezpiecznych. Najwyższy czas wyzbyć się cech ignorancji ekologicznej. Nie czyńmy Ziemi tego, co nam jest niemiłe.

Słowa kluczowe: gospodarka odpadami, edukacja ekologiczna, etyka ekologiczna

Wstęp

Rozwój gospodarczy świata jest związany z problematyką surowcową oraz ochroną środowiska, w tym ochroną przed niekorzystnym oddziaływaniem odpadów na otoczenie. Działania w kierunku racjonalnego wykorzystania odpadów, nadania im nowej formy oraz zredukowania ich masy prowadzone są na całym świecie. Przez wiele lat podstawową formą unieszkodliwiania odpadów było gromadzenie ich na składowiskach. Duże zmiany w gospodarce odpadami rozpoczęły się pod koniec XX w. Przy postępowaniu z odpadami zaczęła obowiązywać hierarchia działań, obejmująca w kolejności: zapobieganie powstawaniu odpadów, minimalizację ilości odpadów, wykorzystanie odpadów (recykling lub odzysk) oraz unieszkodliwianie ze składowaniem łącznie. Wzrost świadomości społeczeństwa co do zagrożeń powodowanych przez odpady wymusił rozpoczęcie budowy wielu instalacji gospodarki odpadami. Systematycznie zamykane są stare składowiska, a budowane nowe, o zminimalizowanym wpływie na środowisko. Odchodzi się od systemu, w którym jedyną metodą unieszkodliwiania odpadów jest składowanie, na rzecz systemu złożonego z kilku elementów: zbiórki surowców wtórnych, sortowania, kompostowania i termicznego przekształcania odpadów. Dopiero w latach dziewięćdziesiątych XX w. sformułowano w Polsce pierwsze przepisy prawne regulujące gospodarkę odpadami. Stan prawny uległ zmianie w związku z dostosowaniem polskiego prawa do norm obowiązujących w Unii Europejskiej. Już 15 lipca 1975 roku UE ustaliła podstawowe kierunki działań w zakresie gospodarki odpadami (dyrektywa 75/442/EWG kilkakrotnie nowelizowana). Do działań tych zaliczono: ustanowienie ogólnych zasad kontroli usuwania odpadów w skali krajowej, przyjęcie zasady minimalizacji powstawania odpadów, wprowadzanie czystych technologii, szerokie zastosowanie recyklingu, wykorzystywanie odpadów jako źródła energii.

Odpady komunalne stanowią coraz większy problem zarówno ekologiczny, dotyczący ich negatywnego oddziaływania na wszelkie elementy środowiska przyrodniczego, jak i gospodarczy, związany ze zbiórką, transportem oraz unieszkodliwianiem. Według najnowszych danych GUS w 2017 r. w Polsce zebranych zostało 12 mln ton odpadów komunalnych, o 5% więcej niż w roku poprzednim [<https://www.forbes.pl/gospodarka/odpady>]. Zdecydowanie najszybciej wzrasta masa opakowań jednorazowych.

We wszystkich gminach w Polsce funkcjonuje system zbiórki surowców wtórnych, przyczyniający się do oszczędzania surowców naturalnych i zmniejszający strumień odpadów, które muszą być poddane unieszkodliwianiu. Niestety, odpady wywożone na dzikie wysypiska na pola, do rowów, do lasów są ciągle plagą w naszym kraju. Władze gmin starają się temu zapobiec przez instalowanie monitoringu najczęściej uczęszczanych szlaków turystycznych oraz poprzez edukację społeczeństwa [www.ekoportal.gov.pl].

Zmieniające się przepisy ustaw środowiskowych i odpadowych, a także surowe dyrektywy unijne wymuszają na naszym społeczeństwie radykalną zmianę postaw wobec środowiska naturalnego. Przykładem następujących obecnie dynamicznych zmian jest znowelizowana Ustawa o utrzymaniu porządku i czystości w gminach, która zobowiązuje podmioty samorządowe do wdrożenia nowych rozwiązań w zakresie gospodarki odpadami, które w rezultacie doprowadzą do redukcji masy biodegradowalnych odpadów komunalnych składowanych na wysypiskach o 65% w 2020 roku w stosunku do roku 1995. Niedostosowanie się do powyższych przepisów, o których stanowi również Dyrektywa 1999/31/EC, skutkować będzie nakładaniem kar pieniężnych na gminy [Dyrektywa Rady 1999].



Fig. 1. Abandoned waste bags at the street curb [photo W. Sobczyk]
Fig. 1. Porzucone worki z odpadami przy krawężniku ulicy [fot. W. Sobczyk]



Fig. 2. Cigarette butts thrown out of the car [photo W. Sobczyk]
Fig. 2. Niedopałki papierosów wyrzucone z samochodu [fot. W. Sobczyk]

Odpady stanowią problem w skali globalnej. Ich ilość jest niemalże równa ilości produkowanych przez człowieka towarów. Rośnie również ich różnorodność. Bardzo ważnym elementem gospodarki odpadami jest uzyskanie akceptacji społecznej zarówno dla lokalizacji obiektów unieszkodliwiania i utylizacji odpadów, jak i do wdrażania nowych rozwiązań. Negatywne nastawienie społeczeństwa wynika głównie z nieprzyjemnych doświadczeń związanych z eksploatacją składowisk w przeszłości, a także brakiem podstawowej wiedzy w zakresie ochrony środowiska, która niesie ze sobą lęk przed nieznanym. Brak świadomości społecznej skutkuje odrzuceniem wielu inwestycji już na etapie konsultacji społecznych [Sobczyk 2016]. Nasza wiedza w zakresie ekologii jest niewystarczająca, toteż udział społeczeństwa w tworzeniu lepszego jutra jest bardzo ograniczony. Czas to zmienić.

Duże akcje edukacyjne

Kampanie edukacyjne są skierowane do wszystkich grup wiekowych. Dotyczą one zasad segregacji odpadów, lokalizacji punktów selektywnej zbiórki poszczególnych rodzajów odpadów, problematyki odpadów niebezpiecznych, szkodliwości spalania odpadów poza specjalnymi instalacjami. Edukacja ekologiczna prowadzona na poziomie krajowym to szansa dotarcia do najszerzej grupy odbiorców. Państwo jako podmiot ma nieograniczone możliwości wpływu na postępowanie obywateli. Podatki i bodźce finansowe, regulacje prawne (np. nakazujące gminom organizowanie kampanii informacyjno-edukacyjnych w zakresie gospodarki odpadami).

Od wielu lat Ministerstwo Środowiska prowadzi kampanię „Nasze Śmieci”. Aktywne są organizacje pozarządowe:

LOP „Śmieć i My”, „Zielone Karpaty = Czyste Karpaty” i „Osobiście Segreguję”. Kontrowersyjną akcją informacyjno-edukacyjną „Kochasz dzieci, nie pal śmieci” jest kampania organizowana przez Fundację „Arka”.

Także podmioty gospodarcze podejmują cenne inicjatywy. Przykładami prowadzonych w Krakowie dobrych praktyk są kampanie ekologiczne: „Elektryczne Śmieci”, „Czysty Kraków – lepsze życie”, „Segregując śmieci, dbasz o przyszłość dzieci”, „Góra śmieci Kraków szpeci”, „Naturalnie, że EKO-Kraków”.

Edukacja najmłodszych to najlepsza inwestycja w przyszłość. Miejskie Przedsiębiorstwo Oczyszczania w Krakowie organizuje warsztaty dla młodzieży szkolnej „Od segregacji nie ma wakacji”. W Centrum Ekologicznych Barycz od kilkunastu lat funkcjonuje ścieżka ekologiczna. Dla starszych dzieci i młodzieży przygotowano ścieżkę edukacyjną na składowisku, w kompostowni, w sortowni. Przykładem cennej akcji edukacyjnej, skierowanej do szkół, jest „Kino za baterie”. Natomiast edukacja dorosłych realizowana jest poprzez „Elektrobrygadę na telefon”.

Skoro funkcjonuje tak wiele inicjatyw ekologicznych, to w naszym kraju powinno być bardzo czysto. A jaka jest rzeczywistość? Polska jest krajem, którego mieszkańcy lubią bałagan, śmiecenie i brud. To powszechny obrazek dosłownie wszędzie. Ulice, chodniki, skwery, parkingi, przystanki - wszędzie jest mnóstwo odpadów z papieru, plastiku, szkła, niedopałków. Polacy śmiecą na każdym kroku.

Nasze miasta są brudne i zaniedbane, co jest oznaką braku elementarnej kultury społeczeństwa. Ulice, chodniki, trawniki i pobocza są zaśmiecone. Obserwujemy dewastację koszy na odpady. Czy można niszczyć nasze wspólne dobro?! Ludzie



Fig. 3. Littering around bus stops [photo W. Sobczyk]

Fig. 3. Zaśmiecone okolice przystanków autobusowych [fot. W. Sobczyk]



Fig. 4. Overfilled containers for waste – the effect of ignorance the rules of handling packaging waste [photo W. Sobczyk]

Fig. 4. Przepelnione kontenery na odpady – efekt nieznanosci zasad postepowania z odpadami opakowaniowymi [fot. W. Sobczyk]

porzucają worki ze śmieciami w parkach, pod drzewami, w zaroślach, przy krawężnikach ulic (fig. 1).

Karygodnym obrazkiem, ilustrującym zachowanie kierowców w okolicach miejsc parkowania samochodów, są sterty opakowań po artykułach spożywczych, po papierosach (fig. 2), napojach. Brak kultury, brak dbałości o estetykę otoczenia to nasze powszechne grzechy.

Kolejnym przykładem są zaśmiecone przystanki komunikacji miejskiej. Okolice przystanków to śmietniska pełne niedopałków papierosów, których nikt nie sprząta. Plagą przystanków są roznosiciele ulotek, promocja napojów itp. (fig. 3). Mimo że na przystankach zawsze znajdują się kosze na odpady, ludzie ich nie zauważają. Wygodniej jest wyrzucić odpad na trawnik, mimo że kosz jest metr, dwa dalej. Ludzie porzucają nawet całe worki śmieci przy przystankach.

Wszyscy miłośnicy zwierząt domowych wiedzą, że psie nieczystości są również odpadami kłopotliwymi. Przepisy mówią, że za pozostawienie psich odchodów na trawniku lub chodniku grozi kara grzywny do 500 zł. Po pupilkach należy sprzątać, więc sprzątajmy i odchody wyrzucamy do specjalnie do tego przeznaczonych koszy lub do koszy na odpady zmieszane.

Nasze miasta są zaśmiecone nie tylko dlatego, że mieszkańcy nie dbają o czystość. Także dlatego, że brakuje koszy na śmieci. Służby oczyszczania nie nadążają z opróżnianiem kontenerów. Czemu? Ponieważ nasze społeczeństwo nie zna podstawowych zasad postępowania z odpadami. Dla przykładu: plastikowe pojemniki po napojach należy zgnieść, wów-

czas kosz zapełni się po trzech dniach, a nie w ciągu jednego popołudnia (fig. 4). Służby przyjadą rzadziej, spalą mniej paliwa, będzie mniej korków ulicznych, mniejszy hałas itd.

Zakończenie

Nieprzestrzeganie przepisów powinno być surowo karane. Pozwoli to ograniczyć skalę negatywnego zjawiska powszechnego śmiecenia, powstawania „dzikich wysypisk”, samowolnego spalania odpadów, postępowania niezgodnego z deklaracją. Wyniki analiz świadomości ekologicznej pokazują, iż poziom wiedzy i odpowiedzialności Polaków za środowisko naturalne, mimo iż z roku na rok wzrasta, wciąż pozostaje na niezadowalającym poziomie. Jako społeczeństwo jesteśmy zbyt mało zaangażowani w podejmowanie inicjatyw oraz działań prośrodowiskowych, zarówno w sferze życia osobistego, jak i publicznej [Sobczyk, Biedrawa, Kowalska 2011].

Nic nie zastąpi edukacji środowiskowej, która ma fundamentalne znaczenie dla ochrony środowiska przed degradacją oraz dla zachowania go dla przyszłych pokoleń [Pawul, Sobczyk 2011]. Uporczywe powtarzanie informacji i przypomnianie zasad to najskuteczniejszy sposób, by podnieść poziom świadomości ekologicznej. Uczmy się właściwego postępowania od innych, lepszych. Kształtujmy naszą wrażliwość ekologiczną. Dbajmy o czystość naszego otoczenia, podobnie jak dbamy o porządek w naszych domach. Nie ustawajmy w wysiłkach wychowywania społeczeństwa. Rok 2014 był ostatni w dekadzie poświęconej edukacji ekologicznej na świecie. Co będzie dalej?

Literatura – References

1. Dyrektywa Rady 1999/31/WE z dnia 26 kwietnia 1999 r. Dyrektywa Rady w sprawie składowania odpadów.
2. <https://www.forbes.pl/gospodarka/odpady-komunalne-i-wysypiska-smieci-w-2017-r-w-polsce/j48mtvg> (dostęp 7 IX 2019).
3. Pawul M., Sobczyk W.: Edukacja ekologiczna w zakresie gospodarki odpadami jako narzędzie realizacji zrównoważonego rozwoju, „Problems of sustainable development” 2011, vol. 6, no 1, 147-156.
4. Sobczyk W.: Aspekty społeczne i środowiskowe gospodarki odpadami. Wydawnictwo Naukowe AGH, 2016, ss. 218.
5. Sobczyk W., Biedrawa A., Kowalska A.: Management of municipal waste in national parks of Europe. Teka Komisji Ochrony i Kształtowania Środowiska Przyrodniczego 2011, vol. 8, s. 159-168.
6. www.ekoportal.gov.pl (dostęp 7 IX 2019).

Social Problems of Waste Management

Waste is a problem on a local and global scale. Their mass is almost equal to the mass of man-made goods. Their diversity is also growing. The work uses literature and documentary methods. The danger of getting rid of problematic waste in the municipal waste stream was pointed out. Rich factographic material has shown that the problem of the lack of ecological culture applies not only to Poles, but also the societies of other countries. Littered streets, squares, parking lots, stops are a common sight everywhere. How do we fix this? The ecological education of society is the most simple and the most difficult method. Educational campaigns concerning the rules of waste segregation, location of selective waste collection points, and hazardous waste issues are addressed to all age groups. It's time to get rid of the features of ecological ignorance. Do not let us do the Earth, what is unpleasant to us.

Keywords: waste management, ecological education, ecological ethics



Zastosowanie metodyk zarządzania projektami w górnictwie – cykl życia projektu górniczego

Andrzej KACPERSKI¹⁾

¹⁾ mgr; Uniwersytet Ekonomiczny we Wrocławiu – Szkoła Doktorska; KGHM Polska Miedź S.A.; email: andrzej.kacperski@ue.wroc.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-11>

Submission date: 03-11-2019 | Review date: 13-02-2020

Abstract

Zarządzanie projektami jest już obszerną i niezależną dziedziną nauki o zarządzaniu. Wiedza z tego zakresu jest rozpowszechniana nie tylko przez uczelnie wyższe, lecz również, a w zasadzie można by powiedzieć, że głównie przez stowarzyszenia zrzeszające praktyków i teoretyków zarządzania projektami takie jak IPMA czy Project Management Institute. Organizacje te prezentują różne podejścia do zarządzania projektami. Obecnie wiele firm zmaga się z dylematem, które podejście do zarządzania projektami stosować. Tradycyjne, dobrze znane przez większość praktyków zarządzania, czy zwinne, młodsze podejście. W referacie przedstawione zostało w jaki sposób popularne metodyki zarządzania projektami definiują projekt oraz jego cykl życia. Zostało to skonfrontowane z charakterystyką projektu górniczego co jednocześnie wskazuje, które z metodyk mają potencjał do zastosowania w górnictwie.

Słowa kluczowe: projekt górniczy, cykl życia projektu, zarządzanie projektami

1. Wstęp

Przez lata zarządzanie projektami stało się osobną gałęzią nauk o zarządzaniu. Dysponuje ona zbiorem sprawdzonych metod i praktyk, które pozwalają usprawnić i pomóc w spełnieniu celów projektu. Z uwagi na to, że dziedzina ta wywodzi się głównie z praktyki, poza akademickimi opracowaniami możemy spotkać się z licznymi poradnikami i artykułami traktującymi o tej dziedzinie zarządzania. Dobre praktyki i metody zbierane i rozpowszechniane są w ramach opracowań, seminariów czy konferencji przez takie organizacje jak IPMA czy Project Management Institute. Organizacje te zrzeszają praktyków zarządzania projektami z całego świata i prezentują różne podejścia do zarządzania projektami. Wybór właściwego podejścia nie jest oczywisty i powinien być poprzedzony dogłębną analizą. To co jest kluczowe przy wyborze to świadomość wad i zalet obu podejść oraz spójność definicji projektu i jego przewidywany cykl życia z zastosowaną metodyką. W kolejnych częściach referatu przedstawione zostaną popularne podejścia do zarządzania projektami oraz to w jaki sposób definiują one projekt oraz jego cykl życia. Zostanie to skonfrontowane z charakterystyką projektu górniczego co jednocześnie wskaże czy istnieją przesłanki do stosowania tych metodyk w górnictwie.

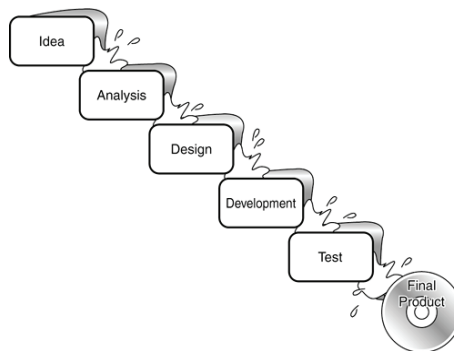
2. Przegląd podejść do zarządzania projektami

2.1. Podejście tradycyjne

Początki rozwoju dziedziny zarządzania projektami to w odniesieniu do dzisiejszych czasów okres bardzo statyczny pod względem gospodarczym jak i technologicznym. Mała konkurencja i niska dynamika rynku powodowała, iż zarówno otoczenie organizacji jak i jej wnętrze praktycznie nie zmieniały się podczas trwania projektu. Co więcej przedmiotem projektów były unikatowe produkty, które nie miały dużej konkurencji na rynku. W takich warunkach łatwo było określić wpływ otoczenia na projekt jak i projekt na otoczenie. Możliwe było przewidzenie przebiegu pro-

jektu oraz skuteczne i precyzyjne określenie ryzyk i szans, nawet w przypadku projektów trwających po kilka lat. Z biegiem czasu gospodarka zaczęła nabierać rozpędu. Na rynku pojawiało się coraz więcej dostawców tych samych usług i podobnych produktów. Konkurencja zaczęła przybierać bardzo złożony charakter i dotyczyć zarówno rynku dostawców usług jak i podmiotów zamawiających te usługi. Rolą dostawcy stało się dostarczenie w konkurencyjnej cenie produktu, który będzie wyróżniał się na rynku i spełniał oczekiwania klientów końcowych w momencie wypuszczenia na rynek. Dynamika postępu technologicznego w większości aspektów naszego życia sprawiła, iż niemożliwym stało się precyzyjne określenie dalszego horyzontu wydarzeń dla projektów. Im bardziej branża opierała się na nowinkach technologicznych i im dłuższy projekt tym więcej mogło się zmienić w czasie jego trwania.

Podejście tradycyjne polega na zaplanowaniu całego przebiegu projektu na samym jego początku i podążaniu za tym planem, aż do jego zakończenia. Charakteryzuje je wykonywanie kolejnych etapów projektu jeden po drugim niczym woda spływająca po kolejnych stopniach kaskady (rys. 1). Stąd też jest ono nazywane podejściem kaskadowym czy też z angielskiego waterfallowym. Podejście znajduje zastosowanie w przypadku precyzyjnie określonego zakresu projektu oraz małym prawdopodobieństwem zmiany tego zakresu. Może to wynikać z charakteru produktu końcowego jak i branży. Dla przykładu w branży budowlanej na etapie projektowania musimy określić przeznaczenie oraz rozkład pomieszczeń w budynku, aby odpowiednio usytuować przyłącza czy zastosować elementy o odpowiedniej nośności. Z drugiej strony klient jest w stanie precyzyjnie określić swoje wymagania już na etapie planowania i istnieje małe prawdopodobieństwo ich zmiany w czasie z powodu czynników wewnętrznych czy zewnętrznych. Dzięki temu jesteśmy w stanie z dużą dokładnością oszacować całkowity koszt projektu jak i jego czas zakończenia. Podejście dopuszcza dokonywanie zmian w zakresie.



Rys. 1. Cykl życia projektu w podejściu tradycyjnym [6]

Fig. 1. Project life cycle in traditional approach [6]

Tab. 1. Cechy projektów realizowanych według podejścia tradycyjnego

Tab. 1. Characteristics of projects executed with traditional approach

Cecha	Podejście tradycyjne
Prawdopodobieństwo i podatność na zmiany	Niskie
Koszt zmiany w trakcie realizacji	Wysoki
Precyzyjnie określony zakres projektu	Tak
Dokładność estymacji	Wysoka

Jednakże, jeżeli zdecydujemy się na zmiany w późniejszych etapach projektu będzie się to wiązało z wysokimi kosztami. Dostosowania wypracowanego do tej pory rozwiązania do nowych wymagań lub porzucenia dotychczasowych efektów i rozpoczęcia pracy od początku, znacząco zwiększy koszt przedsięwzięcia. Cechy projektów realizowanych według podejścia tradycyjnego zostały zestawione w tabeli 1.

Przykładem metodyki opartej na podejściu tradycyjnym jest PRINCE2. Metodyka ta oparta jest na występujących kolejno po sobie procesach, w której zdefiniowane są nie tylko procesy, ale również ich kolejność, co sprawia, że może być traktowana, jako dokładna instrukcja prowadzenia projektu. Jej nazwa to akronim o rozwinięciu Project IN Controlled Environment, co w wolnym tłumaczeniu oznacza projekty w kontrolowanym środowisku. [2] PRINCE2 to metodyka prowadzenia projektów składająca się z 7 procesów, kilkudziesięciu dokumentów, technik i ról. Jest to przykład konkretnego scenariusza postępowania w trakcie prowadzenia projektu. Określa ona projekt, jako „organizację stworzoną na pewien czas w celu dostarczenia jednego lub większej liczby produktów biznesowych, zgodnie z określonym uzasadnieniem biznesowym”. Już w tej definicji autorzy kładą wyraźny nacisk na zasadność biznesową realizowanych projektów i ta zasadność będzie weryfikowana po każdej fazie projektu. Projekt podzielony jest na co najmniej 3 etapy: przed projektem, etap inicjowania, etap realizacyjny (przynajmniej jeden). Projekt zarządzany jest na 3 poziomach: zarządzanie strategiczne, zarządzanie operacyjne i dostarczanie produktów. Skupia się głównie na pracy Kierownika Projektu, zespołów zarządzania projektem oraz członków kadry kierowniczej wyższego szczebla. PRINCE2 dokładnie określa jakie procesy przewidziane są dla danego poziomu zarządzania na każdym z etapów cyklu życia projektu (rys. 2). Procesy które proponuje metodyka to: przygotowanie projektu (PP), zarządzanie strategiczne projektem (ZS), inicjowanie projektu (IP), sterowanie etapem (SE), zarządzanie wytwarzaniem produktów (WP), zarządzanie zakresem etapu (ZE), zamykanie projektu (ZP). [1]

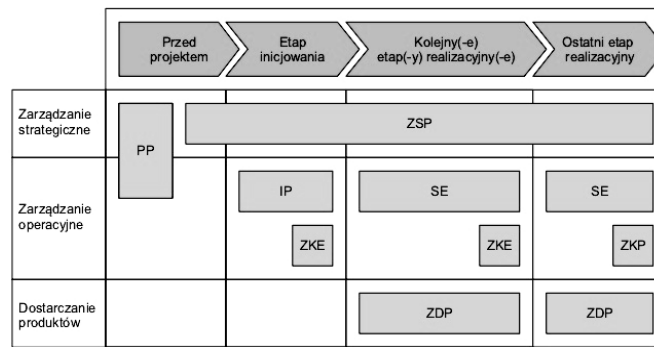
Inny przykład podejścia tradycyjnego to zbiór dobrych praktyk Project Management Institute. PMBOK Guide stanowi zbiór dobrych praktyk zarządzania projektami. [5] Wyróżnia 47 procesów pogrupowanych w 5 grup i 10 obszarów wiedzy. Wyróżnione przez PMI grupy procesów to:

- procesy rozpoczęcia (inicjowania) – Initiating Processes – mają na celu wstępne określenie i zatwierdzenie nowego projektu lub etapu,
- procesy planowania – Planning Processes – służą do określenia zakresu projektu, doprecyzowania celów, zaplanowania przebiegu projektu,
- procesy realizacji – Executing Processes – przeprowadzane aby wykonać prace określone w planie zarządzania projektem, zmierzające do realizacji zakresu projektu,
- procesy monitorowania i kontroli – Monitoring and Controlling Processes – mają na celu śledzenie postępu projektu, sprawdzanie wykonania zadań i identyfikacji obszarów wymagających zmian lub interwencji,
- procesy zamykania – Closing Processes – przeprowadzane w celu finalizacji działań z wszystkich grup procesów, zmierzające do formalnego zamknięcia projektu lub fazy.

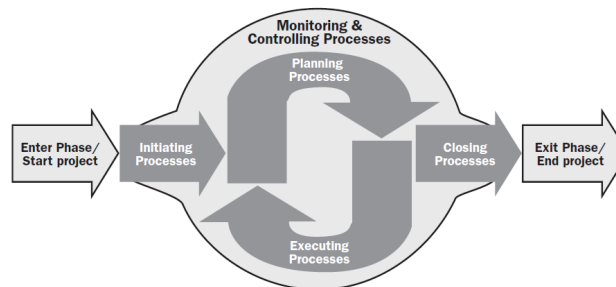
Relacje pomiędzy grupami procesów, tworzące jednocześnie cykl życia projektu zostały przedstawione na rysunku 3.

2.2. Podejście zwinne

Podejście zwinne nazywane jest z angielskiego Agile. Sam Agile jest nie tyle metodyką zarządzania projektem, lecz filozofią, stylem pracy cechującym się elastycznością, bliską współpracą z klientem, zapewnieniem by ostatecznie rozwiązanie faktycznie zaspokoiło potrzebę biznesową oraz odkładanie szczegółów rozwiązania na najpóźniejszy możliwy moment. Wśród zwinnych metodyk zarządzania projektami znajdziemy na przykład Scrum, Kanban, Lean, eXtreme Programming, Crystal czy model DSDM stanowiący podstawę metodyki Agile Project Management.



Rys. 2. Procesy w cyklu życia projektu wg PRINCE2 [7]
Fig. 2. Processes in the project life cycle according to PRINCE2 [7]



Rys. 3. Cykl życia projektu według PMI [5]
Fig. 3. Project life cycle according to PMI [5]

Pojęcie zwinnego podejścia do zarządzania projektami powstało w 2001 roku, kiedy czołowi przedstawiciele wyżej wymienionych metodyk spotkali się na nartach w ośrodku wypoczynkowym Snowbird w USA. Reprezentowali oni nowe podejście, które miało stać się alternatywą dla podejścia kaskadowego przy wytwarzaniu oprogramowania. Siedemnastu uczestników spotkania wspólnie wypracowało Manifest Zwinnego Wytwarzania Oprogramowania, zwany również Manifestem Agile. [8]

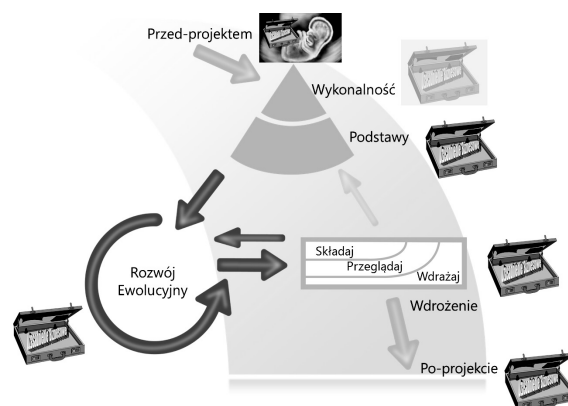
Wszystkie metodyki zwinne cechują się podejściem pragmatycznym i iteracyjnym. Decyzje podejmowane są na bazie aktualnie posiadanej wiedzy i podejmowane są w najpóźniejszym możliwym momencie, aby poziom tej wiedzy był możliwie największy. Zakres projektu jest stopniowo doprecyzowany, a na koniec każdej iteracji wytwarzany zostaje produkt cząstkowy, który potencjalnie mógłby zostać wypuszczony na rynek. W praktyce często się tak dzieje, przez co klient zaczyna czerpać korzyści z projektu przed jego końcem. Co więcej pod koniec każdej iteracji klient ma okazję, aby skorygować kierunek działania zespołu wytwarzania oprogramowania oraz wyrazić opinie na temat produktu. Jest to okazja do tak zwanej inspekcji i adaptacji, na których opierają się metodyki zwinne. Iteracyjna natura podejścia zwinnego pozwala również na nieprecyzowanie zakresu projektu na jego początku. Daje to bardzo dużą wartość w sytuacji, kiedy wymagania odbiorcy często ewoluują podczas trwania projektu. Przykładowy cykl życia projektu według metodyki zwinnej oparty na modelu DSDM został przedstawiony na rysunku 4. Produkty wytwarzane są przez samoorganizujące się zespoły, na których spoczywa wybór metod i narzędzi wytwarzania, lecz również odpowiedzialność za powodzenie projektu. Dzięki krótkim iteracjom (przeważnie około miesiąca) produkt

jest na bieżąco testowany i poprawiany, co zmniejsza ryzyko niepowodzenia projektu. Członkowie zespołu powinni posiadać umiejętności uzupełniające się tak, aby zespół posiadał wszystkie kompetencje niezbędne do osiągnięcia celu projektu. [4] Cechy podejścia zwinnego zostały przedstawione w tabeli 2.

3. Cykl życia projektu górniczego

Projekt górniczy jest poprzedzany pracami eksploracyjnymi. Kiedy ich wyniki pozwolą na identyfikację obiecującej bazy zasobowej i podjęta zostanie decyzja na temat rozpoczęcia prac projektowych, rozpoczyna się proces etap planowania podzielony zgodnie z metodyką Front-End-Loading (FEL). Polega ona stopniowym doszczegółowieniu planu projektu, zaczynając od przygotowania studium koncepcji (Scoping Evaluation). Zawiera ono wstępne warunki techniczne i finansowe, rachunek opłacalności i uzasadnienie biznesowe pozwalające na kontynuację prac. Na tym etapie podatność na zmiany oraz prawdopodobieństwo wystąpienia zmian jest wysokie. Dokładność estymacji kosztów jest dosyć niska i wacha się w granicach +100%–50% [3]. Zakres projektu również ma charakter generalny i nie wskazuje ostatecznych rozwiązań, które zostaną wykorzystane w projekcie. Jednocześnie, z uwagi na ramowy i ogólny charakter studium koncepcji, koszt zmiany na etapie koncepcyjnym jest stosunkowo niski.

W kolejnym kroku, w ramach wstępnego studium wykonalności wykonywane jest porównanie dostępnych wariantów realizacji przedsięwzięcia. Kolejny etap to benchmarki technologiczne i wskazanie, które rozwiązania zostaną wykorzystane na etapie budowy kopalni. Na tej podstawie wykonuje się Projekt Podstawowy co jednocześnie, kończy etap planowania



Rys. 4. Cykl życia projektu zgodnie z modelem DSDM. [9]
 Fig. 4. Project life cycle according to DSDM model [9]

Tab. 2. Cechy projektów realizowanych według podejścia zwinnego
 Tab. 2. Characteristics of projects executed with Agile approach

Cecha	Podejście zwinne
Prawdopodobieństwo i podatność na zmiany	Wysokie
Koszt zmiany w trakcie realizacji	Niski
Precyzyjnie określony zakres projektu	Nie
Dokładność estymacji	Niska

i pozwala na przejście do realizacji projektu. W etapie realizacji wykonuje się Projekt Szczegółowy, prowadzi się procesy zakupowe oraz konstruuje infrastrukturę wraz z jej wstępnym rozruchem.

Ostatni etap to rozruch kompletnego zakładu górniczego oraz proces osiągnięcia założonych mocy produkcyjnych. Na tym etapie zaangażowanie osób odpowiedzialnych za działalność operacyjną kopalni zaczyna wzrastać aż do całkowitego przejęcia kopalni, często w momencie osiągnięcia około 80% zakładanych mocy przerobowych. Następuje stopniowe wygaszanie kontraktów z podwykonawcami odpowiedzialnymi za realizację projektu i finalnie formalne rozwiązanie projektu. [3]. Proces zilustrowany został poniżej (rys. 5).

Gdyby spojrzeć jak na etapie rozruchu kopalni (Stage 4) kształtują się czynniki analizowane na etapie studium koncepcji, okazałoby się że mają już zupełnie inny charakter. Podatność na zmiany oraz prawdopodobieństwo wystąpienia zmian jest bardzo niskie z uwagi na iteracyjny sposób planowania projektu oraz stopień zaawansowania tych prac. Dokładność estymacji kosztów jest bardzo wysoka z uwagi na wysoki poziom zdefiniowania i dokładności zakresu projektu oraz fakt że spora część kosztów została już poniesiona. Koszt zmiany na tym etapie jest bardzo wysoki zważywszy na zależności występujące pomiędzy ściśle dobranymi do siebie elementami infrastruktury jak i parku maszynowego. Zmiany wspomnianych czynników w trakcie projektu górniczego zostały przedstawione na rysunku 6.

4. Możliwość zastosowania metodyk zarządzania projektami w projektach górniczych

4.1. Wybór podejścia.

Wybór podejścia do realizacji projektu to jedna z najważniejszych strategicznych decyzji. Zależy między innymi od tego jak dobrze jesteśmy w stanie określić zakres projektu

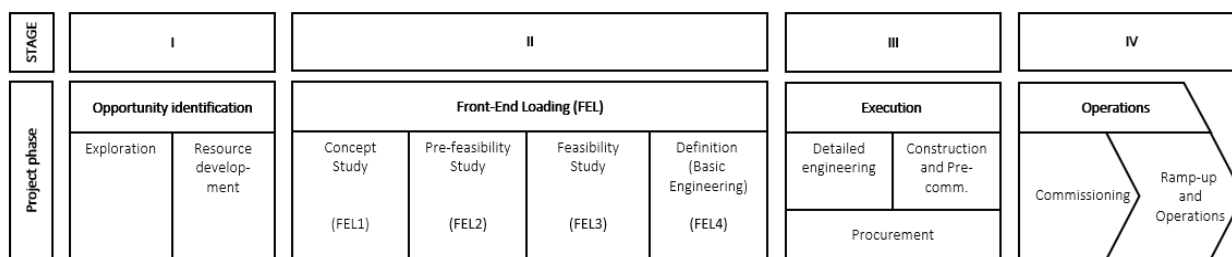
na jego początku, jaka jest szansa na zmianę docelowej specyfikacji w trakcie projektu i jak będzie to trudne czyli jaka jest podatność projektu na zmiany. Kolejne pytanie to czy jesteśmy w stanie nie tylko określić zakres projektu ale również oszacować związane z nim koszty. Są to główne czynniki, które zostaną wzięte pod uwagę w ramach analizy cyklu życia proponowanego przez metodyki oraz cyklu życia projektów górniczych.

Podejścia zwinne zostały stworzone z myślą o produkcji oprogramowania, jednakże w przypadku dużych, złożonych projektów gdzie pełna specyfikacja produktu końcowego jest znana przed rozpoczęciem projektu lub jest to wymagane przepisami prawa (budownictwo) lepiej sprawdzi się podejście tradycyjne. To co powinno nami kierować przy tym wyborze podejścia to świadomość wad i zalet obu podejść, a nie moda czy obawa przed zmianą. Dlatego postaram się przedstawić, w jakich warunkach sprawdzą się metodyki zwinne, a w jakich warto pozostać przy klasycie. W tabeli 3 zostały zestawione cechy projektów realizowanych w ramach podejścia zwinnego i tradycyjnego.

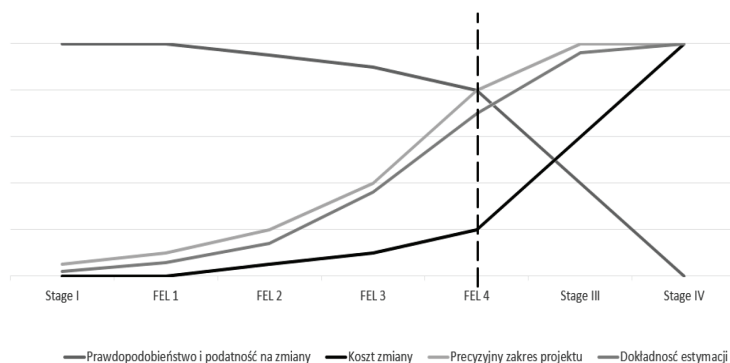
4.2. Możliwości wykorzystania metodyk zarządzania projektami w projektach górniczych.

Z uwagi na z góry określony przebieg projektu górniczego, z podziałem na kolejne fazy inicjowania, planowania, realizacji, rozruchu i przekazania do operacji, domyślnym podejściem wybieranym do realizacji tego typu projektów staje się podejście tradycyjne. Podobnie biorąc pod uwagę charakterystykę projektu na etapie konstrukcji czy rozruchu, wskazuje ona na wykorzystanie metodyk kaskadowych. Jednak biorąc pod uwagę czynniki opisujące projekty zwinne i tradycyjne okazuje się, że zmieniają one swój charakter w trakcie trwania projektu górniczego (rys. 7).

Charakterystyka projektu górniczego na etapie planowania odpowiada bardziej projektom zwinnym, a niżeli trady-



Rys. 5. Cykl życia projektu górniczego [3]
Fig. 5. Mining project life cycle [3]

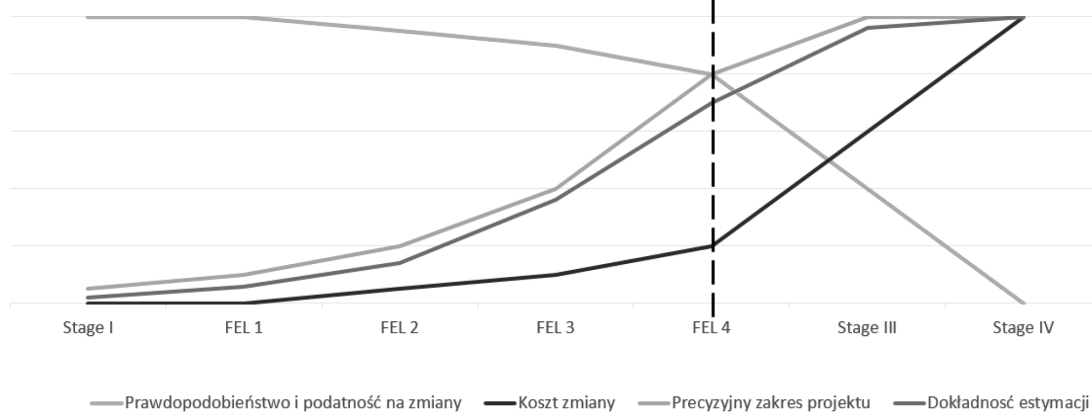


Rys. 6. Zmiany charakterystyk w trakcie projektu górniczego
Fig. 6. Characteristics change during the mining project

Tab. 3. Cechy projektów realizowanych według podejścia tradycyjnego i zwinnego
Tab. 3. Characteristics of projects executed with traditional and Agile approach

Cecha	P. zwinne	P. tradycyjne
Prawdopodobieństwo i podatność na zmiany	Wysokie	Niskie
Koszt zmiany w trakcie realizacji	Niski	Wysoki
Precyzyjnie określony zakres projektu	Nie	Tak
Dokładność estymacji	Niska	Wysoka

Cecha	Podejście zwinne	Podejście Tradycyjne
Prawdopodobieństwo i podatność na zmiany	Wysokie	Niskie
Koszt zmiany w trakcie realizacji	Niski	Wysoki
Precyzyjnie określony zakres projektu	Nie	Tak
Dokładność estymacji	Niska	Wysoka



Rys. 7. Charakterystyka projektu górniczego w odniesieniu do metodyk zwinnych i tradycyjnych
Fig. 7. Mining project characteristics in relation to traditional and Agile methodologies

cyjnym, co daje przesłanki do wykorzystania na tym etapie metodyk zwinnych. W odniesieniu do całego projektu górniczego świadczy to o potencjale wykorzystania podejścia hybrydowego, polegającego na połączeniu podejść zwinnych i tradycyjnych.

5. Podsumowanie

Metodyki zarządzania projektami należy dobierać zgodnie z charakterystyką projektu, w którym będą wykorzystywane. Kluczowe parametry to między innymi możliwość zdefiniowania szczegółów projektu na jego początku i związana z tym dokładność szacunków kosztów projektu, podatność na zmiany i prawdopodobieństwo ich wystąpienia czy koszt wprowadzenia zmian w trakcie projektu.

Projekt górniczy składa się z pewnej jasno określonej sekwencji działań, które prowadzą do budowy kompletnego zakładu górniczego i jego przekazania do operacji. Mogłoby to wskazywać jednoznacznie na wykorzystanie metodyk tradycyjnych, jednak analiza zmienności w czasie kluczowych parametrów z punktu widzenia doboru metodyki, wskazuje na możliwość wykorzystania podejścia zwinnego na etapie planowania projektu. Zmienność ta wskazuje na podejście hybrydowe jako sposób wykorzystania narzędzi właściwych dla bieżących charakterystyk projektu.

Powyższa analiza daje podstawy do dalszych rozważań na temat wykorzystania metodyk zwinnych oraz podejścia hybrydowego w projektach górniczych.

Literatura – References

1. Axelos, PRINCE2 Pocketbook, THE STATIONERY OFFICE BOOKS, 2009r.
2. Bradley K.: Podstawy metodyki PRINCE2. Centrum Rozwiązań Menedżerskich. 2002r.
3. Hickson R. J., Owen T. L.: Project Management for Mining. Englewood, Colorado. SME. 2015r.
4. Kaczor K.: SCRUM i nie tylko. Teoria i praktyka w metodach Agile. Warszawa. PWN. 2014r.
5. Project Management Institute.: A Guide to the Project Management Body of Knowledge (PMBOK Guide) Fifth Edition. Warszawa. MT&DC. 2013r.
6. Strona internetowa: <https://www.quora.com/What-are-the-pros-and-cons-of-the-waterfall-and-agile-scrum-project-management-approach>, dostęp 07.01.20r.
7. Strona internetowa: <https://www.slideshare.net/morman/prince-startup>, dostęp 07.01.20r.
8. Strona internetowa: <http://agilemanifesto.org/>, dostęp 19.12.19r.
9. Strona internetowa: <https://omec.pl/blog/czy-potrzebujemy-uzasadnienia-biznesowego>, dostęp 19.12.19r.

Usage of Project Management Methodologies in Mining – Mining Project Life Cycle

Project management is already an extensive and independent field of management. Knowledge in this field is shared not only by universities, but also, and in principle it could be said that mainly by associations of practitioners and theoreticians of project management such as IPMA or Project Management Institute. These organizations present different approaches to project management. Today, many companies face a dilemma about which approach to project management to apply. Traditional, well-known by most management practitioners, or agile, younger approach. The paper presents how popular project management methodologies define a project and its life cycle. This has been confronted with the characteristics of the mining project, which at the same time indicates which of the methodologies have the potential to be used in mining.

Keywords: *mining project, project life cycle, project management*



Analiza wpływu komponentów pirotechnicznych mieszanin opóźniających stosowanych w zapalnikach elektrycznych na ich właściwości użytkowe

Jolanta BIEGAŃSKA¹⁾, Krzysztof BARAŃSKI²⁾

¹⁾ prof. dr hab. inż.; Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Środowiska, AGH Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie; email: biega@agh.edu.pl

²⁾ dr inż.; Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Górniczej i Bezpieczeństwa Pracy, AGH Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie; email: baranski@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-12>

Submission date: 24-11-2019 | Review date: 22-03-2020

Abstrakt

W referacie scharakteryzowano grupy składników stosowanych do produkcji mieszanek pirotechnicznych oraz określono wpływ poszczególnych komponentów na ich właściwości. Omówiono czynniki mające wpływ na efekt energetyczny mieszanin pirotechnicznych. Przedstawiono zasady stosowane przy doborze poszczególnych komponentów w celu tworzenia nowych mieszanin mających zastosowanie w elementach opóźniających zapalników elektrycznych. Omówiono wady i zalety najczęściej stosowanych mieszanin pirotechnicznych.

Słowa kluczowe: pirotechniczna mieszanka opóźniająca, element opóźniający, zapalnik elektryczny

1. Wprowadzenie

Materiał wybuchowy (MW) wykazuje zdolność do wykonania pracy mechanicznej jedynie w przypadku jego prawidłowego zainicjowania. Cechą określającą progową wartość energii jaką trzeba dostarczyć by rozpocząć przemianę wybuchową jest wrażliwość. Wrażliwość materiału wybuchowego definiowana jest jako zdolność zainicjowania materiału wybuchowego pod wpływem działania bodźca zewnętrznego, którym może być: uderzenie tarcie, ciepło, przeniesienie detonacji z jednego ładunku na drugi. Większość współcześnie stosowanych materiałów wybuchowych klasycznych ze względów bezpieczeństwa charakteryzuje się niewielką wrażliwością. Dlatego by zapoczątkować przemianę wybuchową potrzebują silnego inicjatora. Inicjowanie materiałów wybuchowych odbywa się współcześnie poprzez zastosowanie lontów (detonujących, rzadziej prochowych) lub zapalników (elektrycznych, nieelektrycznych, elektronicznych). Precyzyjne odpalenie większej liczby ładunków realizowane jest z wykorzystaniem zapalników. W zapalnikach elektrycznych i nieelektrycznych w celu uzyskania odpowiednich opóźnień wykorzystuje się mechanizmy oparte na reakcji chemicznej spalania specjalnych mas palnych. Wykorzystywane w ten sposób masy palne w celu zachowania wysokiej precyzji działania zapalnika muszą charakteryzować się stałą prędkością spalania.

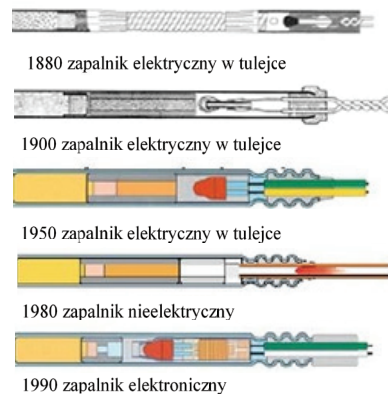
2. Krótka historia rozwoju sposobów inicjowania ładunków

Początkowo stosowany MW miotający (proch czarny) inicjowany był w bardzo prosty sposób (za pośrednictwem źdźbła słomy). Był to bardzo niebezpieczny i wysoce nieefektywny sposób odpalania materiału wybuchowego. Wynalazkiem, który ułatwił i poprawił bezpieczeństwo inic-

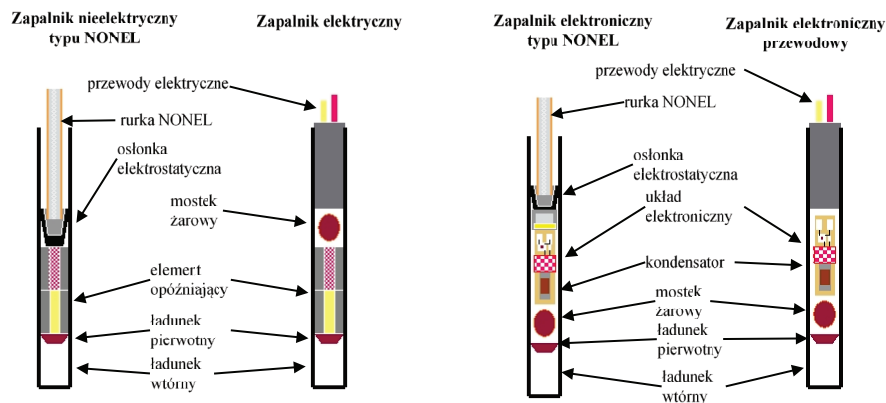
jowanie ładunków był lont prochowy Bickforda wytworzony po raz pierwszy w 1831 r. Mimo, że stosowany jest obecnie ma kilka wad w tym głównie trudność w precyzyjnym odpaleniu większej ilości ładunków. Jego czas palenia jest zmienny i zależy od wywieranego ciśnienia zewnętrznego. Ponadto nieefektywnie odpala MW kruszące.

W 1907 r. odkryto inny środek inicjujący – lont detonujący początkowo wytwarzany z trotylu, a cechujący się prędkością detonacji rzędu 5000 m/s. Od lat 30-tych XX w. stosowany aż do chwili obecnej jest lont pentrytowy (Brown, 2001; Morawa, 2013; Cybulski, 1970).

Wraz z rozwojem nowoczesnych kruszących materiałów wybuchowych ewaluowały sposoby inicjowania ładunków. Ograniczenia lontów prochowych przyczyniły się do stworzenia konstrukcji spłonki zawierającej piorunian rtęci(II) umieszczony początkowo w papierowej a następnie w miedzianej tulejce. Pierwszy zapalnik elektryczny pojawił się w 1880 roku i był też wykonywany jako zapalnik zwłoczny. Stosowana była nazwa: „ostry” zapalnik elektryczny, tj. taki, gdzie zespół zapalczy (główna zapalnika) była połączona na trwale z częścią spłonkową. W 1900 r. opracowano zapalniki elektryczne zwłoczne co pozwoliło na zastosowanie opóźnień przy detonacji ładunków. Główki zapalcze zapalnika miały też różne konstrukcje, jak np. zapalniki szparowe, iskrowe, bocznikowe. Były one mało precyzyjne i niestabilne w działaniu. Od 1907 roku zaczęto zastępować piorunian rtęci azydkiem ołowiu (Brown, 2001). Natomiast od 1950 roku wprowadzono zapalniki mostkowe, które zapewniały większe możliwości zarówno technologiczne, jak i bezpieczeństwo ich stosowania. Zapalniki o takiej konstrukcji produkowane są także współcześnie. Etapy rozwoju zapalników przedstawia rys. 1 (Morawa, 2013 str. 133).



Rys. 1. Stadia rozwoju zapalników
Fig. 1. The stages of development of detonators



Rys. 2. Budowa obecnie stosowanych konstrukcji zapalników
Fig. 2. Construction of currently used detonators

3. Budowa i działanie zapalnika elektrycznego

Zapalnik elektryczny można zdefiniować jako urządzenie w którym energia elektryczna zostaje zamieniona na ciepło potrzebne do zapłonu niewielkiej ilości masy zapalczącej. Uzyskany w ten sposób płomień powoduje detonację MW inicjującego (Cybulski, 1970). Zapalnik elektryczny zbudowany jest z metalowej tulei w której znajduje się jego cała konstrukcja oraz przewodów elektrycznych doprowadzających prąd elektryczny. W budowie zapalnika elektrycznego można wyróżnić następujące elementy:

- elektrostatyczna osłonka,
- główka zapalcząca zawierająca mostek żarowy,
- opóźniająca masa palna (umieszczona w elemencie opóźniającym),
- materiał wybuchowy pierwotny,
- masa pośrednia (podsypka),
- materiał wybuchowy wtórny.

Prąd elektryczny przepływający przewodami zapalnika a dostarczany za pośrednictwem zapalarki elektrycznej powoduje rozgrzanie główki zapalczącej. Otrzymane w ten sposób ciepło powoduje zapalenie elementu opóźniającego zapalnika. Dzięki zastosowaniu odpowiedniej kompozycji tego elementu następuje spalanie masy palnej ze stałą prędkością a czas zadziałania zapalnika regulowany jest długością tego elementu. W dalszym etapie dochodzi do przekazania ciepła na bardzo wrażliwy MW pierwotny – azydek ołowiu

lub tenezes, który detonuje. Przemieszczająca się w wyniku przemiany wybuchowej fala detonacyjna pobudza mniej wrażliwy ale silniejszy MW wtórny (pentryt lub heksogen). Postępująca fala detonacyjna propaguje poza zapalnik pobudzając ładunek zasadniczy lub pośredni (pobudzacz wybuchowy).

Porównanie konstrukcji obecnie stosowanych zapalników przedstawia rys. 2 (Opracowanie własne na podstawie Podoliak, 2004).

4. Znaczenie milisekundowego odpalania ładunków w technice strzelniczej

Badania nad wpływem opóźnień odpalania ładunków na efekt prowadzonych prac strzałowych prowadzone są od lat 40-tych XX wieku. W wyniku przeprowadzonych prac uznano, że technika milisekundowego odpalania ładunków pozwala na minimalizację negatywnych skutków oddziaływań na otoczenie oraz poprawia technologiczne efekty strzelań (Pyra, 2013). Spowodowało to upowszechnienie konstrukcji mostkowych zapalników elektrycznych zwłoczných w latach 50-tych XX w. oraz zapoczątkowało rozwój innych systemów inicjowania.

Opóźnienia międzystrzałowe stosowane podczas detonacji ładunku mają wpływ na:

- technologiczne efekty strzelań (rozdrobnienie urobku, kształt usypu),
- intensywność drgań parasejsmicznych,

Tab. 1a. Paliwa stosowane do produkcji pirotechnicznych mas opóźniających – składniki nieorganiczne (Wojewódka, 2014, str. 27–28)

Tab. 1a. Fuels used to produce pyrotechnic delay mass – inorganic components (Wojewódka, 2014, pp. 27–28)

Grupa składników nieorganicznych	Składniki
metale i stopy metali	Cynk (Zn), glin (Al), magnez (Mg), nikiel (Ni), molibden (Mo), mangan (Mn), stront (Sr), żelazo (Fe), chrom (Cr), tytan (Ti), cyrkon (Zr), beryl (Be), wolfram (W)
półmetale i niemetal	Antymon (Sb), bor (B), german (Ge), krzem (Si), selen (Se) fosfor (P)
związki	proste: siarczki metali, np. Sb_2S_3 , FeS_2
	złożone: Ti-C, Cu-C.

- efekty ekonomiczne i ochronę środowiska (prawidłowo dobrane opóźnienia pozwalają na zmniejszenie ilości zastosowanego MW i poprawę efektywności strzelań).

Zbyt małe opóźnienia międzystrzałowe mogą spowodować (Winzer, 2016; Sołtys, 2015):

- nakładanie się czasów opóźnień kolejnych ładunków (m.in. na skutek niedokładności zadziałania zapalników) przez co efekt odpalenia serii będzie podobny jak przy zastosowaniu zapalników natychmiastowych,
- wzrost intensywności drgań,
- słabe wytworzenie się dodatkowych płaszczyzn odsłoneń,
- większe rozdrobnienie urobku.

Zbyt duże opóźnienia międzystrzałowe mogą spowodować:

- niekontrolowany efekt sejsmiczny (wzrost intensywności drgań),
- dobre wytworzenie się dodatkowych płaszczyzn odsłoneń,
- grubsze rozdrobnienie urobku, w niektórych przypadkach nadgabaryty, oraz pogorszenia stanu ociosu.

Czynniki wpływające na dobór właściwego opóźnienia można podzielić na związane z (Winzer, 2016; Wojewódka, 2014):

- budowę geologiczną ośrodka skalnego (wytrzymałość skał, prędkość fali podłużnej, prędkość powstawania spękań w ośrodku skalnym, liczba i orientacja płaszczyzn odsłoneń w caliznie, częstotliwość rezonansowa ośrodka),
- technologią prowadzenia prac strzałowych (cel robót strzałowych, geometria rozmieszczenia otworów strzałowych, rodzaj zastosowanych MW itp.).

Istnieje wiele zasad określających sposób optymalnego opóźnienia międzystrzałowego. Najczęściej spotykana określa minimalny czas zadawania kolejnych opóźnień międzystrzałowych wynoszący 8 ms (Winzer, 2016; Pyra, 2013), jednakże dobór optymalnych opóźnień międzystrzałowych powinien być zawsze poprzedzony próbnymi strzelaniami i dokładną analizą miejsca prowadzenia prac strzałowych przy rozpoznanej geologii terenu.

5. Ogólna charakterystyka opóźniających mas pirotechnicznych

Pirotechniczną masę opóźniającą można zdefiniować jako związek chemiczny lub mieszanina związków chemic-

znych, składająca się co najmniej z paliwa i utleniacza, która prawidłowo zainicjowana lub pobudzona wykazuje zdolność w ściśle określonych warunkach do spalania z ustaloną prędkością.

Ponadto masy pirotechniczne powinny charakteryzować się odpowiednimi parametrami warunkującymi ich właściwe działanie i bezpieczeństwo użytkowania (Wojewódka, 2014; Szydłowski 1957):

- stałą prędkością palenia w zależności od długości elementu opóźniającego, w jak najszerszym zakresie,
- parametry spalania masy powinny być w małym stopniu zależne od temperatury otoczenia,
- nie powinny deflagrować lub detonować podczas zainicjowania, szczególnie w zamkniętej przestrzeni, musi być bezpieczna w użyciu i przechowywaniu,
- masa powinna wytwarzać właściwy i maksymalny efekt specjalny przy jej minimalnym zużyciu,
- powinna odznaczać się minimalną wrażliwością na działanie bodźców zewnętrznych (np. uderzenie, tarcie) oraz na zmianę temperatury,
- powinny posiadać odpowiednią stabilność chemiczną oraz fizyczną podczas długiego okresu przechowywania (wymagania techniczne podają często okres minimum 6 miesięcy bez utraty właściwości masy),
- powinny generować jak najmniejszą ilość gazów,
- powinny posiadać lekko ujemny bilans tlenowy,
- powinny być tanie i proste w wykonaniu, a także nie zawierać toksycznych substancji,
- powinny być proste w utylizacji, jeżeli stracą swoje właściwości.

Szczególne znaczenia ma dokładność i powtarzalność czasu spalania masy pirotechnicznej. Ze względu na charakterystykę procesu spalania pirotechniczne masy opóźniające można podzielić na (Conkling, 1985; Wojewódka 2014):

- masy szybkie – prędkości spalania w przedziale 30–100 mm/s,
- masy pośrednie – prędkość palenia w zakresie 10–30 mm/s,
- masy wolne – mają prędkość palenia w zakresie 1–10 mm/s.

6. Grupy składników stosowane do produkcji pirotechnicznych mas opóźniających

Pirotechniczne masy opóźniające, podobnie jak materiały wybuchowe, składają się różnych grup składników pełniących określone funkcje w ich strukturze. Można wyróżnić następujące grupy składników:

Tab. 1b. Paliwa stosowane do produkcji pirotechnicznych mas opóźniających – składniki organiczne (Wojewódka, 2014, str. 27–28)

Tab. 1b. Fuels used to produce pyrotechnic delay mass – organic components (Wojewódka, 2014, pp. 27–28)

Grupa składników organicznych	Składniki
węglowodany	celuloza, skrobia, laktoza, sacharoza i ich pochodne
związki funkcyjne	aminy i kwasy karboksylowe
metaloorganiczne związki kompleksowe	taniniany wanadu, żelaza lub ołowiu

Tab. 2. Utleniacze stosowane do produkcji pirotechnicznych mas opóźniających

Tab. 2. Oxidizers used for the production of pyrotechnic delay mass

Grupa składników	Składniki
sole	azotany(V): NaNO_3 , KNO_3 , $\text{Ba}(\text{NO}_3)_2$, $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$, chlorany(V): KClO_3 , NaClO_3 , chlorany(VII): KClO_4 i NaClO_4 , manganiany(VII): $\text{Ca}(\text{MnCO}_4)_2$, KMnO_4 , chromiany(VI): $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$, BaCrO_4 , PbCrCO_4 , siarczany(VI) BaSO_4 , SrSO_4 ,
tlenki metali i niemetalu	Fe_2O_3 , Pb_3O_4 , PbO_2 , CuO , Cu_2O , MnO_2
nieorganiczne nadtlenki	SrO_2 , BaO_2 , CaO_2 .

- substancje palne – podtrzymujące proces palenia,
- substancje utleniające (utleniacze) – zadaniem, których jest dostarczenie tlenu do struktury mieszaniny niezbędnego do prawidłowego procesu spalania,
- modyfikatory spalania (katalizatory, flegmatyzatory) – spowalniają lub przyspieszają reakcję spalania w zależności od potrzeby i zastosowania masy pirotechnicznej,
- lepiszcza – ułatwiające granulację mieszaniny, jej zaprasowanie oraz spajające poszczególne składniki mieszaniny,
- substancje pomocnicze i dodatkowe (pełniące inne funkcje, np. rozcieńczalnika).
- powinny zawierać możliwie największą zawartość tlenu na jednostkę objętości lub masy,
- powinny łatwo oddawać tlen podczas palenia się masy,
- powinny wykazywać dużą stabilność właściwości fizykochemicznych w zakresie temperatur -60°C – $+60^\circ\text{C}$,
- nie powinny być higroskopijne lub łatwo reagować z wodą,
- powinny być tanie i łatwe w przygotowaniu,
- nie powinny być toksyczne i rakotwórcze.

Substancje palne powinny dostarczać dużą ilość ciepła, zapewniającą stabilną prędkość palenia, odpowiednią temperaturę produktów spalania. Związki te muszą także łatwo wchodzić w reakcje z utleniaczem. Ponadto (Szydłowski, 1957; Wojewódka, 2014):

- powinny cechować się łatwością reagowania z tlenem utleniacza (lub powietrza) oraz w wyniku reakcji utleniania i redukcji dawać pożądane i stabilne produkty w fazach stałej/ciekłej,
- powinny wykazywać dużą stabilność właściwości fizykochemicznych w zakresie temperatur -60°C do $+60^\circ\text{C}$,
- nie powinny być higroskopijne,
- przy spalaniu powinny zużywać minimalną ilość tlenu,
- powinny być łatwe i tanie w przygotowaniu,
- nie powinny być toksyczne ani rakotwórcze.

Najważniejsze paliwa organiczne i nieorganiczne stosowane do wytwarzania pirotechnicznych mas opóźniających przedstawiono w tab.1a i 1b.

Utleniacze są podstawową grupą związków chemicznych stosowanych do produkcji pirotechnicznych mas opóźniających. Ich zadaniem jest dostarczenie możliwie dużej ilości tlenu, która gwarantuje stabilność procesu spalania.

Utleniacze stosowane do produkcji mas pirotechnicznych (Szydłowski, 1957; Concling 1985; Wojewódka, 2014):

Zestawienie najczęściej stosowanych utleniaczy przedstawia tab. 2. (Wojewódka, 2014, str. 32).

Modyfikatory spalania służą do korygowania prędkości reakcji chemicznej finalnej masy palnej. W charakterze aktywatorów najczęściej stosuje się tlenki (które są tym samym drugim utleniaczem). Do hamowania reakcji stosuje się przeważnie wodorotlenki, siarczany i węglany. Wykaz najważniejszych związków chemicznych stosowanych jako modyfikatorów właściwości chemicznych przedstawiono w tab. 3 (Wojewódka, 2014 str. 38).

Lepiszczko jest składnikiem umożliwiającym zespolenie składników w celu późniejszego zaprasowania mieszaniny. Pozwala na uzyskanie wymaganej gęstości mieszaniny oraz zabezpiecza jej stabilność fizyczną. Generalnie lepiszczo powinno być łatwe w aplikacji, a jego ilość powinna być na tyle niewielka, aby nie zakłócać właściwości podstawowej mieszaniny pirotechnicznej a także wpływać negatywnie na reaktywność mieszaniny. Składniki lepiszcza nie mogą wchodzić w reakcje z pozostałymi składnikami mieszaniny pirotechnicznej oraz istotnie zmieniać jej właściwości finalnych np. wrażliwości na uderzenie. Ponadto przy wyborze tego składnika nie powinno się stosować związków chemicznych, które są toksyczne lub powodują zagrożenie dla środowiska.

7. Ogólne zasady stosowane przy doborze poszczególnych komponentów w celu tworzenia nowych mieszanin pirotechnicznych

Duża ilość możliwych do zastosowania kombinacji paliw, utleniaczy, spoiw oraz modyfikatorów powoduje trudności

Tab. 3. Podział modyfikatorów palenia mas ze względu na ich wpływ na prędkość reakcji chemicznej
 Tab. 3 Division of combustion modifiers due to their influence on the velocity of chemical reaction

Rodzaj modyfikatora	Związek chemiczny
Aktywatory	MnO ₂ , Mn ₂ O ₃ , SnO ₂ , V ₂ O ₅ , Bi ₂ O ₃ , MoO ₃ ,
Inhibitory	B ₂ O ₃ , CuO ₂ , CaCO ₃ , Na ₂ CO ₃ , Ba(OH) ₂ , ZnO, Ca(OH) ₂ , CaF ₂ , NaF, CaC ₂ O ₄ , SiC ₂ C ₄ oraz niektóre organiczne związki
Neutralne	TiO ₂ , ZrP ₂ , SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Cr ₂ O ₃ , K ₂ O, CaO, BaO, MgO

w doborze poszczególnych składników masy palnej oraz ustaleniu odpowiednich proporcji.

Najważniejsze aspekty, na które należy zwrócić uwagę przy doborze składników mieszanek pirotechnicznych to:

- czystość chemiczna składników – zawartość wody oraz zanieczyszczeń,
- proporcje stechiometryczne składników,
- średnia wielkość cząstek i charakterystyka uziarnienia,
- gęstość mieszaniny,
- prędkość palenia mieszaniny,
- parametry termodynamiczne mieszaniny,
- bilans tlenowy mieszaniny.

Do produkcji mieszanek pirotechnicznych stosuje się składniki w stanie stałym mające strukturę krystaliczną. W celu zapewnienia stabilności procesu spalania powinny cechować się najwyższą czystością. Odczynniki o niższej czystości mogą wprowadzać do mieszaniny dodatkowe substancje, zakłócające przebieg zachodzących reakcji chemicznych.

Proporcje poszczególnych składników ustala się na drodze eksperymentalnej. Reakcje egzotermicznego rozkładu powinny przebiegać z wydzieleniem możliwie największej ilości ciepła. Istnieją programy komputerowe pozwalające na teoretyczne empiryczne obliczenie parametrów takie jak EKVI Thermodynamic Software Package Simulation (Shepherd M. i inni, 2015). Program zawiera obszerną bazę parametrów termodynamicznych różnych substancji chemicznych pozwalających na modelowanie zachowania układu dla różnych składników przy zmiennych warunkach ciśnienia i temperatury (Yolandi C. i inni, 2016).

Program pozwala na obliczenie:

- energii/ciepła spalania (symulując badanie wykonane w bombie kalorymetrycznej),
- objętości wydzielanych produktów gazowych,
- temperatury palenia (symulując badanie pirometrem).

Dzięki przeprowadzonym symulacjom można uzyskać przybliżone wyniki obliczanych parametrów oraz wytypować mieszaniny, które zostaną poddane badaniom z wykorzystaniem metod instrumentalnych.

Bardzo istotnym parametrem jest rozdrobnienie i powierzchnia właściwa składników mieszaniny. Do celów pirotechnicznych wykorzystuje się substancje o wielkości cząstek wynoszącej poniżej 100 µm. Cząstki o większych wymiarach nie dają stabilnego procesu spalania. Większe rozdrobnienie prowadzi do zwiększenia powierzchni właściwej mieszaniny a tym samym poprawia kontakt utleniacza z paliwem. Poprzez zmniejszanie wielkości cząstek utleniacza i paliwa można regulować prędkość palenia mieszaniny. Inne czynniki wpływające na prędkość palenia to (Szydłowski, 1957; Wojewódka, 2014):

- właściwości reagentów - szczególnie utleniacza,
- gęstość masy – z jej wzrostem maleje porowatość mieszaniny, a tym samym proces zapalenia przebiega wolniej (zapalenie najłatwiej przebiega w masach „luzem” – niezaprasowanych),
- obecność w układzie składników łatwo ulegających topnieniu,
- temperatura początkowa zapłonu oraz od wartości ciśnienia zewnętrznego.

Gęstość masy pirotechnicznej jest efektem ciśnienia jej zaprasowania na etapie elaboracji do metalowych tulei elementu opóźniającego zapalnika. Zagęszczanie mieszaniny jest koniecznym etapem produkcyjnym stosowanym w celu elaboracji do tulei elementu opóźniającego oraz zapewnienia stabilności procesu palenia. Prasowanie mas odbywa się przy ciśnieniu 50–1000 MPa. Zbyt silne zagęszczenie może spowodować zanik zdolności palenia się masy (podobnie jak w przypadku MW tzw. „zaprasowanie na martwo”).

Bilans tlenowy jest parametrem decydującym o cieple reakcji chemicznej oraz o strukturze produktów gazowych, które tworzą się w wyniku spalania. W przeciwieństwie do zasady obowiązującej przy tworzeniu materiałów wybuchowych, masy pirotechniczne powinny cechować się ujemnym bilansem tlenowym. Masy trudno łączące się paliwem powinny posiadać lekko ujemny bilans tlenowym. Układy pirotechniczne zawierające paliwa łatwo łączące się utleniaczem mogą wykazywać niższą wartość bilansu tlenowego (Georg Steinhauser i inni, 2008; Wojewódka, 2014).

8. Charakterystyka stosowanych kompozycji pirotechnicznych mieszanin opóźniających

Zestawienie najczęściej opisywanych w literaturze mas pirotechnicznych wraz z omówieniem ich wad i zalet przedstawiono w tab. 4. (Opracowanie własne)

Podsumowanie

Istnieje wiele możliwości tworzenia mieszanin, które mogą być stosowane do produkcji elementów opóźniających zapalników elektrycznych. Obecnie bardzo dużą uwagę przywiązuje się do zagadnień ochrony środowiska naturalnego co powinno przełożyć się na eliminowanie substancji toksycznych i szkodliwych z produkowanych mieszanin. Mieszaniny pirotechniczne nie powinny zawierać ołowiu, chromu oraz nadchloranów. Dyskusyjne pozostaje zastosowanie związków miedzi (Cu₂O) jako utleniacza w konstrukcjach elementów opóźniających zapalników elektrycznych ze względu na możliwość tworzenia azydków miedzi w kontakcie z MW pierwotnym zapalnika – azydkiem ołowiu. Biorąc po uwagę kryterium kosztów należy unikać stosowania mieszanin opartych na drogich składnikach takich jak: wolfram, tytan, nikiel, cyrkon.

Tab. 4. Charakterystyka najczęściej stosowanych mas pirotechnicznych
 Tab. 4. Characteristics of the most frequently used pyrotechnic masses

Masa pirotechniczna	Źródło opisujące mieszaninę	Uwagi
Si/Pb ₃ O ₄	Patent US2749226	Wysoka toksyczność ołowiu znajdującego się w utleniaczu
Si/Zr/Bi ₂ O ₃	Patent US5654520	Wysoka cena cyrkonu
Ti/Zr/KClO ₄	Patent US2457860A	Wysoka cena cyrkonu, toksyczność nadchloranu
Mn/Bi ₂ O ₃	Art.: Manganese as Fuel in Slow-Burning Pyrotechnic Time Delay Compositions	Mieszanina perspektywiczna
Si/Bi ₂ O ₃ /Sb ₂ O ₃	Art.: Environmentally Benign Pyrotechnic Delays Art.: Sb ₆ O ₁₃ and Bi ₂ O ₃ as Oxidants for Si in Pyrotechnic Time Delay Compositions	Mieszanina perspektywiczna
B/TiO ₂ /SnO ₂	Patent US 4915756 A	Mieszanina perspektywiczna
Zn/SrO ₂	Art.: Combustion of some zinc-fuelled binary pyrotechnic systems	Mieszanina perspektywiczna
Ti/SnO ₂	Patent US4374686	Mieszanina perspektywiczna
W/BaCrO ₄ /KClO ₄	Patent US4963204 Patent US3726730	Toksyczność chromu, mieszanina zawiera nadchlorany, wysoka cena wolframu, niektóre związki baru mogą być toksyczne.
Sb/KClO ₄ /Pb ₃ O ₄	Patent DE 2416920 A1	Wysoka toksyczność ołowiu znajdującego się w utleniaczu.
Si/PbCrO ₄	Art.: Alternative oxidants for silicon fuel in time-delay composition	Wysoka toksyczność ołowiu i chromu.
Mn/Cu ₂ O	Art.: Manganese as Fuel in Slow-Burning Pyrotechnic Time Delay Compositions	Miedź może reagować z azydkiem ołowiu (MW pierwotny) dając azydki miedzi.
Si/BaSO ₄ /Pb ₃ O ₄	Patent US4419154	Wysoka toksyczność ołowiu, niektóre związki baru mogą wykazywać toksyczność.
Sb/KMnO ₄	Patent US2105674	Mieszanina perspektywiczna
Mn/V ₂ O ₅	Art.: Manganese as Fuel in Slow-Burning Pyrotechnic Time Delay Compositions	Mieszanina perspektywiczna
Si/NaCl, Układ zawieraj.: Na ₂ SO ₄ , K ₂ SO ₄ , Sb ₂ O ₃ , Sb ₂ O ₅ , PbO, V ₂ O ₅	Patent US5147476	Wysoka toksyczność ołowiu (dot. układu zawierającego PbO)
Si/SnO ₂	Patent US4374686	Mieszanina perspektywiczna
Mn/MnO ₂ /rozpuszczalnik	Patent WO2010068957 (A2)	Mieszanina perspektywiczna
Zn/KMnO ₄ +Si+ Ti-Ni	Patent US3111438 (A)	Wysoka cena tytanu i niklu.
W/BaCrO ₄ /KClO ₄ z dod. (BaSiF ₆) Si	Patent US4963204	Niektóre związki baru mogą być toksyczne, wysoka cena wolframu, wysoka toksyczność chromu, mieszanina zawiera nadchlorany.
W/BaCrO ₄ /KClO ₄ ziemia okrzemkowa, stearynian cynku	Patent US3726730	Mieszanina zawiera nadchlorany, wysoka cena cyrkonu i niklu.
Si/Al/Fe ₃ O ₄ (masa termitowa)	Patent US7883593	Mala wrażliwość, wymagane duże rozdrobnienie wynoszące około 3µm. Wysoka temperatura zapłonu Fe ₂ O ₃ - 1000°C. Wymagana masa podpałkowa lub katalizator.
KClO ₄ /Mg-Al	Art.: Effect of different additives on the thermal properties and combustion characteristics of pyrotechnic mixtures containing the KClO ₄ /Mg-Al alloy	Mieszanina zawiera nadchlorany.
Stopy Zr/B oraz Ti/B	Art.: Investigation of the burning properties of Zr/B type and Ti/B type alloy delay compositions	Wysoka cena tytanu i cyrkonu.
Mn+Sb ₂ O ₃	Art.: Mn+Sb ₂ O ₃ ;Thermite/Intermetallic Delay Compositions	Mieszanina perspektywiczna
Si-CaSO ₄	Art.: Calcium Sulfate as a Possible Oxidant in "Green" Siliconbased Pyrotechnic Time Delay Compositions	Mieszanina perspektywiczna Opisana jako przyjazna dla środowiska
Si-Sb ₆ O ₁₃ / Bi ₂ O ₃	Art.: Sb ₆ O ₁₃ and Bi ₂ O ₃ as Oxidants for Si in Pyrotechnic Time Delay Compositions	Mieszanina perspektywiczna
B- K ₂ FeO ₄	Art.: Thermochemical Calculations for Potassium Ferrate(VI), K ₂ FeO ₄ , as a Green Oxidizer in Pyrotechnic Formulations	Mieszanina perspektywiczna
Stopy Ti/C-3Ni/Al	Art.: Ti/C-3Ni/Al as a Replacement Time Delay Composition	Wysoka cena tytanu i niklu
MTV Mg - 60% (C ₂ F ₄) _n - 20% (C ₁₀ H ₇ F ₁₃) _n - 10%	Art.: Review on thermochemical codes "Green" Pyrotechnics: A Chemist Challenge	Mieszanina perspektywiczna

Przyszłościowe wydaje się wykorzystanie mieszanin pirotechnicznych wykorzystujących jako paliwo mangan w kombinacji z różnymi utleniaczami opartymi na związkach bizmutu (Bi_2O_3), antymonu (Sb_2O_3) a także od niedawna badana mieszanina Si-CaSO_4 . Duże możliwości dają miesza-

niny wykorzystujące związki żelaza takie jak Fe_3O_4 , oraz ferry potasu K_2FeO_4 jednakże wymagają one modyfikacji składu mieszaniny w celu wprowadzenia dodatkowej podpałki lub składników korygujących właściwości palne.

Literatura – References

Patenty

1. Patent US 2749226 A: Delay composition for delay electric detonators. 1956-06-05.
2. Patent US5654520: Delay charge and element, and detonator containing such a charge. Boberg T., Carlsson S., Ekman Britt-Barie, Karlsson Bo, 1997-08-05.
3. Patent US2457860: Delay fuse compositions. Bennett Owen, Jack Dubin, 1949-01-04.
4. Patent US 4915756: A Pyrotechnical delay charge. Calsson Staffan, Boberg Tore, Sjoqvist Conny, 1990-04-10.
5. Patent US4374686: Delay composition for detonators. Davitt Alan I., Yuill Kenneth A.. 1983-02-22.
6. Patent US4963204: Pyrotechnic delay compositions. Faber Guenther, Florin Hans, Grommes Peter-Josef, Roeh Peter. 1990-10-16.
7. Patent US3726730: Pyrotechnic delay composition containing heavy metal soap. Rose J., Zimmer Galler. 1973-04-10.
8. Patent DE 2416920 A1: Delay element for electric time-fuse used in mining - contg. combustible substance, metal oxide and salt of an oxygen-contg. acid. Zalachowski Wiktor, Przybylik Geb Praszmo Roza, Kandzia Horst, Śliwinski Czeslaw, Stryjek Kazimierz. 1974-10-17.
9. Patent US4419154: Delay composition for detonators. Davitt Alan I, Yuill Kenneth. 1983-12-06.
10. Patent US2105674: Delay action detonator and fuse and delay composition for use therein. Edwin Sosson Charles. 1938-01-18.
11. Patent US5147476: Delay composition and device. Beck Michael W., Flanagan John. 1992-09-15.
12. Patent WO2010068957 (A2): Slow burning pyrotechnic delay composition. Focke Walter Wilhelm, Del Fabbro Olinto Guiseppe, Swanepoel Darren. 2010-06-17.
13. Patent US3111438: Delay compositions for delay electric detonators. Ball Thomas, Trevor William. 1963-11-19.
14. Patent US4963204: Pyrotechnic delay compositions. Faber Guenther, Florin Hans, Grommes Peter-Josef, Roeh Peter. 1990-10-16.
15. Patent US7883593: Non-toxic pyrotechnic delay compositions. Rose James, Michay Magdy, Puszynski Jan. 2011-02-08.

Artykuły naukowe:

16. Caroline K. Wilharm, Anton Chin, and Sara K. Pliskin. Thermochemical Calculations for Potassium Ferrate(VI), K_2FeO_4 , as a Green Oxidizer in Pyrotechnic Formulations. *Propellants, Explosives, Pyrotechnics* Vol. 39(2), 173-179, 2014.
17. Swanepoel D., Del Fabbro O., Focke Walter W.: Manganese as Fuel in Slow-Burning Pyrotechnic Time Delay Compositions. *Propellants, Explosives, Pyrotechnics* Vol. 35(2), 105-113, 2010.
18. Ouyang D., Pan G., Guan H., Zhu Ch., Chen X.: Effect of different additives on the thermal properties and combustion characteristics of pyrotechnic mixtures containing the $\text{KClO}_4/\text{Mg-Al}$ alloy *Thermochimica Acta* 513(1-2), 119-123, 2011.
19. Miklaszewski Eric J., Poret Jay C., Shaw Anthony P., Son Steven F. and Grove: Ti/C-3Ni/Al as a Replacement Time Delay Composition. *Propellants, Explosives, Pyrotechnics* Vol. 39(1), 138-147, 2014.
20. Steinhauser G. and Klapotke Thomas M.: "Green" Pyrotechnics: A Chemists' Challenge. *Angew. Chem. Int. Ed.* Vol. 47(18), 3330-3347, 2008.

21. Lua Kai-Tai, h Wang Yao-Chi, Yeha Tsao-Fa, Wub Chia-Wei.: Investigation of the burning properties of Zr/B type and Ti/B type alloy delay compositions. *Combustion and Flame* 156(8), 1677-1682, 2009.
22. Kalombo L., Del Fabbro O., Conradie C., Focke Walter W.: Sb₆O₁₃ and Bi₂O₃ as Oxidants for Si in Pyrotechnic Time Delay Compositions. *Propellants, Explosives, Pyrotechnics* Vol. 32(6), 454-460, 2007.
23. Tribelhorn Michael J., Venables Dean S., Brown Michael E.: Combustion of some zinc-fuelled binary pyrotechnic systems. *Thermochimica Acta* Vol. 256(2), 309-324, 1 June 1995.
24. Ricco M. M., Focke W. W. & Conradie C.: Alternative oxidants for silicon fuel in time-delay compositions. *Combustion Science and Technology* Vol. 176(9), 1565-1575, 2004.
25. Montgomery Yolandi C., Focke Walter W., Atanasova Maria, Del Fabbro Olinto and Kelly Cheryl: Mn+Sb₂O₃ Thermit/Intermetallic Delay Compositions *Propellants, Explosives, Pyrotechnics* Vol. 41(5), 919-925, 2016.
26. Sołtys, A., Winzer J., Pyra J.: Badania efektu sejsmicznego a nowoczesne systemy odpalania ładunków materiałów wybuchowych. *Przegląd Górniczy* T. 71, nr 9, 69-76, 2015.
27. Tichapondwa Shepherd M., Focke Walter W., Del Fabbro Olinto, and Kelly Cheryl: Calcium Sulfate as a Possible Oxidant in "Green" Siliconbased Pyrotechnic Time Delay Compositions. *Propellants, Explosives and Pyrotechnics* Vol. 40(4), 518-525, 2015.

Materiały konferencyjne:

28. Ernst-Christian Koch, Rutger Webb, Volker Weiser. Review on thermochemical codes. Conference: 36th International Pyrotechnics Seminar, At Rotterdam, August 2009.
29. Jay C. Poret, Anthony P. Shaw, Lori J. Groven, Gary Chen, Karl D. Oyler. Environmentally Benign Pyrotechnic Delays 38th International Pyrotechnics Seminar, Denver, Colorado 10-15 June 2012.
30. Kathryn Podoliak. The Evolution of the Detonator. New Leaders' Conference, 21 April 2004.
31. Pyra J. Przegląd badań nad wpływem opóźnienia milisekundowego na intensywność i czas drgań wzbudzanych robotami strzałowymi w polskich kopalniach odkrywkowych. *Technika Strzelnicza w Górnictwie i Budownictwie*. Ustroń 2013.

Pozycje książkowe:

32. Conkling J.: *Chemistry of Pyrotechnics*. Marcel Dekker Inc. New York 1985.
33. Cybulski W., Krzysztołik P.: *Strzelanie elektryczne w górnictwie*. Wydawnictwo „Śląsk” Katowice 1970.
34. Brown G. I.: *Historia materiałów wybuchowych*. Wydawnictwo Książka i Wiedza 2001.
35. Morawa R.: *Górnictwo materiały wybuchowe i sprzęt strzałowy*. Wydawnictwa Art-Tekst, Kraków 2013.
36. Winzer J., Sołtys A., Pyra A.: *Oddziaływanie na otoczenie robót z użyciem materiałów wybuchowych*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2016.
37. Wojewódka A.: *Decysekundowe masy opóźniające*. Monografia Politechniki Śląska, Gliwice, 2014.
38. Szydłowski A.: *Podstawy pirotechniki*. Wydawnictwo Obrony Narodowej, Warszawa 1957.

Analysis of the Influence of Pyrotechnic Components of Delay Composition Used in Electric Detonators on their Utility

The paper describes the groups of ingredients used in the production of pyrotechnic composition. The impact of the components on its properties was determined. The factors influencing the energy effect of pyrotechnic composition are discussed. The principles used for the selection of individual components are described in order to create new composition that are used in electric detonators' delay elements. The advantages and disadvantages of the most commonly used pyrotechnic composition are discussed.

Keywords: *pyrotechnic delay composition, delay composition, electric detonator*



Investigations of Flame Retardant Properties of Zinc Borate Accompanying with Huntite and Hydromagnesite in Polymer Composites

Hüsnügül YILMAZ ATAY¹⁾, Öykü İÇİN²⁾, Buket KURU^{1,3)}

¹⁾ İzmir Katip Çelebi University, Department of Material Science and Engineering, 35620 Çiğli İzmir Turkey, Assoc. Prof. Dr.; email: hgulyilmaz@gmail.com

²⁾ İzmir Institute of Technology, Department of Material Science and Engineering, 35430 Urla İzmir Turkey, Graduate Student; email: oyku_icin882@hotmail.com

³⁾ Budin Kimyevi Maddeler San ve Tic. Lim. Şti. AOSB, 35620 Çiğli İzmir, Graduate Student; email: buketkuru@gmail.com

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-13>

Submission date: 11-01-2020 | Review date: 02-04-2020

Abstract

Fires have been a danger to human beings for the centuries. As people lost their lives and property in fires, they tried to fight the fire and their efforts in this area continued increasingly. Unfortunately, it is still not possible to completely reset the risk of starting the fire. But it seems likely to extinguish immediately after the fire has started, and this is very important to save people's lives. Scientists have been working in this field in recent years; they are concentrated on producing fire-resistant materials using different materials. This can be provided by different ways; either fire-resistant material can be produced new, or the fire resistivity can be provided by incorporating the additive material into a flammable material. In our previous studies, we used huntite and hydromagnesite minerals to give fire resistance property to polymer materials, very successful results were obtained. In this study, huntite and hydromagnesite minerals were used for accompanying with zinc borate in polypropylene composites in order to increase the flame retardant property of a polymeric materials. Different content of minerals were blended with polypropylene, and composites were produced by twin-screw extruder for observing synergistic effect. Scanning electron microscopy (SEM) analyses were conducted to determine the structural and morphological properties of the composites. Thermal properties were determined according to thermogravimetric analysis (TGA). Tensile and three point bending tests were carried out to obtain mechanical properties. Flame retardant performance was evaluated according to UL 94 vertically flammability test. It was concluded that very good synergistic effects were obtained that zinc borate was significantly influential with huntite/hydromagnesite in the flammability characteristics of composites because higher char formation is observed with zinc borate addition. Moreover, the zinc borate reduced the smoke generated during combustion.

Keywords: flame retardancy, huntite hydromagnesite, zinc borate, polypropylene, mechanical properties, thermal degradation, synergistic effect

1. Introduction

Polypropylene (PP) is the most widely used commodity polymer in different commercial applications due to its good impact strength, good chemical resistance, good electrical insulation, low cost and easy processing. However, despite these wonderful features, PP is also known with its flammable property. Aliphatic hydrocarbon structure of this polymer gives rise to its severe flammability [1]. As pointedly, it should be investigated in order to enhance the usage of the polymer against fire to reduce losses of life and property [2-5]. With this regard, tendency of the addition of the flame retardant and the smoke suppressant additives has increased rapidly. Their effect is to drop off the chances of a fire starting with providing resistance to ignition. Even if ignition does occur, flame retardants can act to delay the spread of flame, provide extra time in the early stages so the fire can be extinguished or an escape can be made [6, 7].

Flame retardant additives are generally classified into two groups; halogenated and halogen free materials. Some halogenated ones are tris(2-chloroethyl) phosphate, tris(1,3-dichloroisopropyl) phosphate, pentabromobenzyl acrylate and tris(1-chloro-2-propyl) phosphate. Indeed, they are not very preferred in the recent times because they release toxic gas to the environment and they can affect the endocrine, immune,

reproductive and nervous systems. Some animal studies have shown that long-term exposure to those flame retardants can lead to cancer [8]. Halogen free flame retardants, which involve phosphorus, nitrogen, silicone, boron, zinc, iron, and aluminum-containing materials are considered as non toxic and environmentally harmless. In order to increase flame resistivity of polymers, environmental friendly systems have been also favored lately [9-11].

Huntite $[\text{Mg}_3\text{Ca}(\text{CO}_3)_4]$ and hydromagnesite $[\text{Mg}_2(\text{CO}_3)_4(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}]$ minerals are defined as a natural mixture and classified as salt type carbonate minerals. This naturally formed mineral is commercially mined and processed as an alternative to the commonly used flame retardants because of its attractive properties, such as low smoke generation, environmentally safe, halogen free, recyclable, noncorrosive, and low combustion. At present, economically important reserves of huntite and hydromagnesite are found in Turkey and Greece. Production facilities in Turkey have lowered the cost, improved quality control, and should further the use of these minerals. [12-16]. The thermal degradation of huntite and hydromagnesite gives off both water and carbon dioxide when heated, with a minor loss at about 230°C, and major losses at about 420 and 550°C [17]. On the other hand, Zinc borate (ZnB) that is an effective inorganic

Tab. 1. Designation and composition of PP and PP composites
 Tab. 1. Oznaczenie i skład PP i kompozytów PP

Sample Code	PP (weight per cent)	Huntite/Hydromagnesite (weight per cent)	ZnB (weight per cent)
PP	100	0	0
PP80H10ZnB10	80	10	10
PP70H20ZnB10	70	20	10
PP60H30ZnB10	60	30	10
PP50H40ZnB10	50	40	10
PP40H50ZnB10	40	50	10
PP70H30	70	30	0
PP70ZnB30	70	0	30

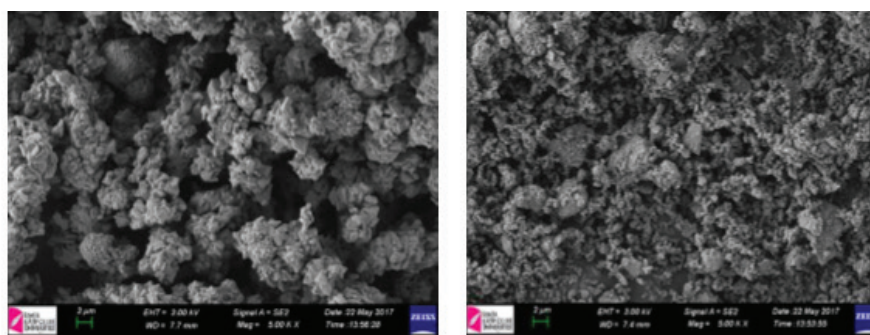


Fig. 1. SEM micrographs of the powders of (left) Zinc Borate and (right) Huntite/Hydromagnesite
 Rys. 1. Mikrografie SEM proszków (po lewej) boranu cynku i (po prawej) Huntite/Hydromagnesite

ic flame retardant additive is widely used both solely and in combination with other materials. Its influence as corrosion inhibitor, smoke suppressant, afterglow suppressant, synergistic agent improves elongation properties of polyolefins reported and emphasized by many authors [18–20].

To observe the synergistic effect with huntite and hydromagnesite and to increase the flame retardant property of the polymer composite, ZnB is used as a collateral additive in this study. Obtained samples were characterized by scanning electron microscopy (SEM) analysis to determine the structural and morphological properties of the composites. Tensile and three point bending tests were carried out to obtain mechanical properties. Thermal properties were determined according to thermogravimetric analysis (TGA). Finally, flame retardant performance of samples were observed according to UL 94 vertically flammability tests.

2. Experimental Section

2.1. Materials

Polypropylene (PP) pellets were used as a main polymer matrix, were supplied by Petkim Petrochemical Co. (Izmir, Turkey) with the melt flow index of 4.7 g/10 min (MFI; 230°C/2.16 kg, ASTM D1238), melting point of 163°C and density of 0.905 g/cm³. All the samples of natural huntite/hydromagnesite, which were used to improve flame retardancy properties of PP, were supplied from Tirtar region of Isparta. Commercial zinc borate was supplied by MELOS A.S. to increase flame retardancy properties of PP with huntite and hydromagnesite and its particle size range from 5 to 45 µm.

2.2. Sample Preparation

Polypropylene based composites containing huntite/ hydromagnesite and zinc borate additives were produced by us-

ing twin-screw extruder (co-rotate) (Labtech) with L/D ratio of the 44:1 at rpm. Screw speed was adjusted as 190 rpm and zone temperatures of extruder were selected between the temperatures 170°C and 185°C. 0, 10, 20, 30, 40, 50 wt% huntite/hydromagnesite and 10, 30 wt% zinc oxide reinforced PP composites were manufactured to observe synergistic effect (Table 1).

The samples for thermal, mechanical and flammability tests were produced by using laboratory scale press (Hydraulic Laboratory Press, Labtech) which was heating and cooling platens at 200°C for 9 min. according to ISO R 527 and ISO 178, respectively.

2.3. Characterization of Composites

The surface morphology and microstructure of ZnB, huntite/hydromagnesite and composite samples were characterized by a scanning electron microscope (SEM, Zeiss Sigma 300 VP-FESEM). Thermal properties of the all composites were investigated by TGA analyzer (Perkin Elmer, STA 8000) by heating from room temperature to 600°C at a heating rate of 10°C/min under nitrogen atmosphere. Tensile testing samples were obtained by using a mold which cut the plate with blades according to ASTM D638 standard. Tensile properties were tested by using tensile test machine (SHIMADZU, AGS-X 5kN) with a crosshead speed of 50 mm/min. The flexural modulus and flexural strength of samples were tested by test machine (SHIMADZU AGS-X 5kN) which involves a three-point bending tests at a crosshead speed of 1 mm/min according to DIN EN ISO 178. Vertical burning test (UL 94) were conducted to investigate the flammability properties of composites on the test bars of 125 x 13 x 3.2 mm³ angular radius 1.3 mm, according to American National Standard UL-94 standard.

3. Results and Discussion

Tab. 2. TGA results of the samples

Tab. 2. Wyniki TGA próbek

Sample Code	$T_{1\%}$ (°C)	T_{max} (°C)	Char Residue at 600 °C (%)
PP	416.80	451.06	1.32
PP80H10ZnB10	439.94	457.89	14.89
PP70H20ZnB10	425.50	459.94	21.26
PP60H30ZnB10	438.46	461.25	25.05
PP50H40ZnB10	434.70	456.07	28.72
PP40H50ZnB10	431.35	452.44	35.56
PP70H30	435.14	456.57	15.23
PP70ZnB30	422.69	446.71	25.32

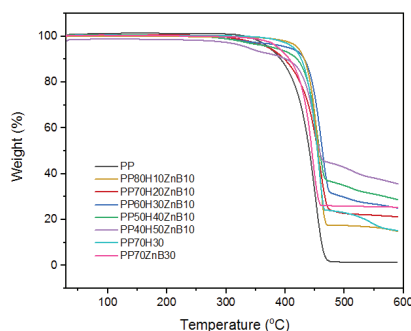


Fig. 2. TGA curves of the samples

Rys. 2. Krzywe TGA próbek

Fig.1 shows the SEM images of ZnB and huntite/hydromagnesite powder. As can be seen from the Fig.1-a that the particle size of ZnB is in between 5–10 micron; however, there seems also some agglomeration. Huntite/hydromagnesite particles change from 1 to 10 micron. To prevent agglomeration, some deflocculating materials can be used.

Fig. 2 shows the detected TGA curves of the samples. The initial degradation temperature ($T_{1\%}$), the maximum degradation temperature (T_{max}) and the char residue values of PP and PP composites at 600°C are shown in Table 2. Degradation temperature for polypropylene matrix starts at 416.80°C and ends at 451.06°C. Initial degradation temperature of PP matrix was retarded approximately 15°C by adding maximum amount of huntite/hydromagnesite (50%) and 10% Zinc Borate. Moreover, it is seen in Fig. 2 and Table 2, increasing percentage of additives increases char residue. Maximum degradation temperature of the composites alters at the higher temperatures compared with pure PP, because of char layer formed by flame retardants. Therefore, PP matrix is protected from heat and combustion [21]. PP70H30 and PP60H30ZnB10 have 435.14°C and 438.46°C initial temperature of the sample's decomposition process. ($T_{1\%}$), respectively. The difference of the initial degradation temperature between PP70H30 and PP60H30ZnB10 shows that synergistic effect of zinc borate on huntite/hydromagnesite reinforced PP.

Tensile strength, Young's modulus, Flexural strength and modulus values of the samples are listed in Fig. 3 and Table 3. It can be seen that the tensile strength and strain properties were deteriorated by increasing huntite/hydromagnesite mineral quantity. Tensile strength of the pure PP was 35.28 MPa. The values were estimated as 24.81 MPa, 28.48 MPa, 28.00 MPa, 25.22 MPa and 21.22 MPa with regard to 10%, 20%, 30%, 40% and 50% of huntite/hydromagnesite and zinc

borate addition, respectively. This decreasing is related to the poor compatibility between filler and polymer matrix which can be improved by the use of filler surface treatment [26]. In the tensile elongation results, it was obtained that increasing amount of mineral powder decreased the tensile elongation of PP by 91%; strain value of pure PP is 20.76% and 1.10% for PP40H50ZnB10 [26, 27]. The plastic deformation of the polymer matrix and isolated filler particles are related to poor adhesion, which is directly related with the decrease of elongation for the samples with higher filler content [22]. In addition, agglomeration of the additives is another reason for deterioration of the mechanical properties due to the weakened interaction between the agglomerated filler and polymer matrix [23]. This interaction is hindered at higher amount additive contents, resulting in lower strength of the composites [24]. Elongation is inversely proportional to the modulus of a material [28, 29]. Elastic modulus of pure PP is 0.996 GPa, while PP40H50ZnB10 is 2.257, thus it is increased by 126%. It is markedly improved by adding fillers that have higher stiffness than the matrix and are able to improve the modulus of composite to a polymer matrix [30].

If the comparison is made between huntite/hydromagnesite and zinc borate reinforced samples, it can be seen that there is no big difference in tensile strength and elastic modulus values, as PP70H30 has 24.52 MPa while PP70ZnB30 has 23.43 MPa tensile strength, and PP70H30 has 1.480 GPa while PP70ZnB30 has 1.389 GPa elastic modulus. However, there is a big difference in strain values because P70H30 has 2.62% while PP70ZnB30 has 13.67%. Therefore zinc borate containing samples have higher ductility than huntite/hydromagnesite reinforced samples.

Flexural strength of pure PP is 44.53 MPa. It decreased with increasing huntite/hydromagnesite content as following;

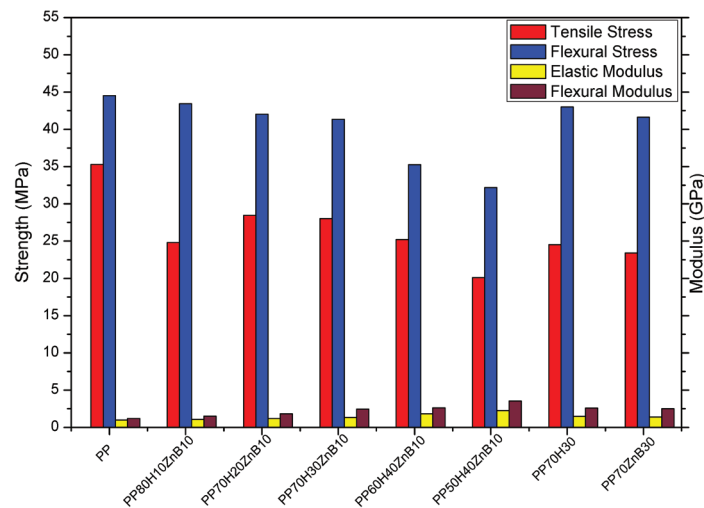


Fig. 3. Tensile&Flexural Strength and Elastic&Flexural Modulus of neat PP and composites

Rys. 3. Wytrzymałość na rozciąganie/wytrzymałość na zginanie i moduł sprężystości/na zginanie czystego PP i kompozytów

Tab. 3. Mechanical test results of the samples

Tab. 3. Wyniki badań mechanicznych próbek

Samples	Elastic Modulus (GPa)	Tensile Strength (MPa)	Tensile Strain (%)	Flexural Modulus (GPa)	Flexural Strength (MPa)	Flexural Strain (%)
PP	0.996	35.28	20.76	1.197	44.53	7.46
PP80H10ZnB10	1.084	24.81	5.02	1.521	43.44	4.97
PP70H20ZnB10	1.196	28.48	4.36	1.815	42.03	4.94
PP60H30ZnB10	1.351	28.00	3.82	2.447	41.36	4.25
PP50H40ZnB10	1.828	25.22	2.04	2.615	35.26	3.66
PP40H50ZnB10	2.257	21.22	1.10	3.536	32.17	1.31
PP70H30	1.480	24.52	2.62	2.601	43.01	4.72
PP70ZnB30	1.389	23.43	13.67	2.520	41.62	4.45

43.44 MPa, 42.03 MPa, 41.36 MPa, 35.26 MPa and 32.17 MPa for 10%, 20%, 30%, 40% and 50% huntite/hydromagnesite content, respectively. 30% huntite/hydromagnesite and zinc borate added composite values are 43.01 MPa and 41.62 MPa, respectively. It can be said that zinc borate has less effect on decreasing flexural strength value of PP than huntite/hydromagnesite filler. The highest huntite/hydromagnesite content is added into PP, the strain is decreased by 82.4%. Flexural modulus is increased with the filler content from 1.197 GPa for pure PP up to 3.536 GPa for PP60H50ZnB10.

Fig. 4 represents the SEM micrographs of tensile fractured surfaces of PP based on the composites which are PP70H20ZnB10, PP60H30ZnB10, PP50H40ZnB10 and PP60H50ZnB10 composites. Morphology of samples was investigated by 1000 times magnification. Pure PP shows ductile behaviour. It is seen that the fractured morphologies of huntite/hydromagnesite and ZnB reinforced composites show resembling brittle failure by increasing amount of huntite. If SEM images of the samples of PP70H20ZnB10 and PP40H50ZnB10 are compared, it can be found out that 20% reinforced composite shows the ductile fracture surface which is separated as fibers.

Flame retardant properties of specimens have been investigated by UL 94 vertical test method. Flame starting time, flame growing time, UL 94 rating and cotton ignition results of the samples are indicated in Table 4. Fig. 5 shows that photographs of the samples after UL 94 testing. Flaming time

of all composite samples are higher than neat PP. The flame starting and growing times were delayed by 5 seconds with the addition of 50% huntite/hydromagnesite in composites. It can be seen that UL 94 rating is changed from V2 to V1 by increasing the amount of huntite/hydromagnesite from 20% to 30% in the composite. This result is consistent with the results found in the Ref [31] by 50% huntite/hydromagnesite addition to thermoplastic polyurethane, thus UL 94 rating was achieved as V1. The work principle of the additives is related with the dilution effect in gas phase by the help of water and CO₂ release, endothermic decomposition and protective char layer [12, 21, 31, 32]. On the other hand, the assistive effect of ZnB was observed, and this effect is considered that it is based on increasing barrier effect of char layer in the condensed phase and formation of incombustible gasses due to the acid base interactions. As mentioned Table 2, the char layer was 25.32% for the sample of PP70ZnB30 while it is 15.23% for PP70H30. Dike et al. [20] obtained the similar result of contribution of ZnB as synergistic additive for flame retardant in polymer.

4. Conclusion

Synergistic effect of ZnB on the flame retardant, mechanical and thermal properties of huntite/hydromagnesite reinforced PP composites were investigated. Composites were produced by using twin-screw extruder. SEM observations showed that there is no interaction between the flame retardant additives and polypropylene, except to mechan-

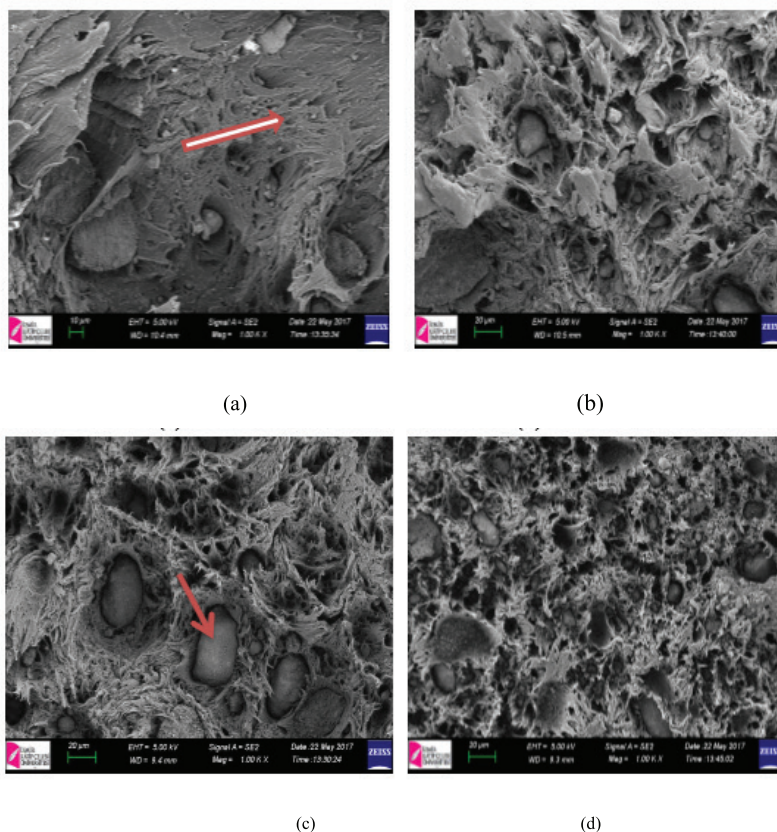


Fig. 4. SEM micrographs of (a) PP70H20ZnB10 (b) PP60H30ZnB10 (c) PP50H40ZnB10 and (d) PP60H50ZnB10 composites
 Rys. 4. Mikrografie SEM (a) PP70H20ZnB10 (b) PP60H30ZnB10 (c) PP50H40ZnB10 i (d) PP60H50ZnB10

Tab. 4. UL 94 Vertical test results of the samples
 Tab. 4. UL 94 Pionowe, wyniki badań próbek

Samples	Flame starting time (s)	Flame growing time (s)	UL 94 (Vertical) rating	Cotton ignition
PP	5	8	No rate	Yes
PP80H10ZnB10	7	9	V2	Yes
PP70H20ZnB10	8	10	V2	Yes
PP60H30ZnB10	10	14	V1	No
PP50H40ZnB10	12	14	V1	No
PP40H50ZnB10	12	14	V1	No
PP70H30	10	13	V1	No
PP70ZnB30	10	12	V1	No

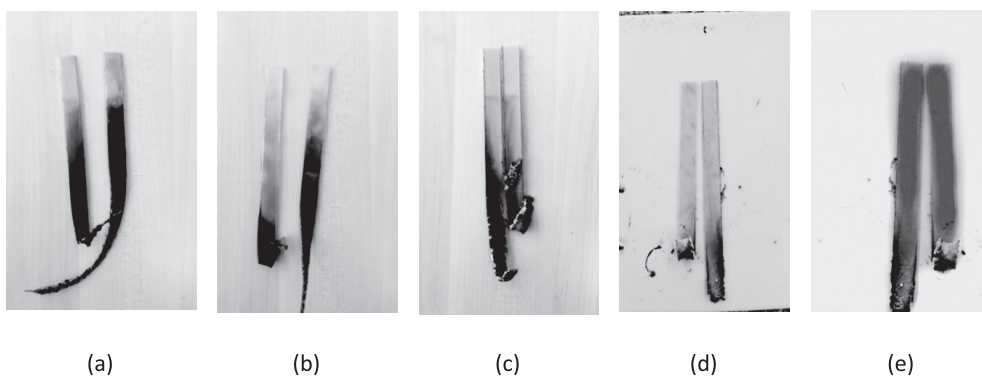


Fig. 5. Photographs of selected after UL 94 test sample of (a) PP (b) PP70H20ZnB10 (c) PP60H30ZnB10 (d) PP50H40ZnB10 and (e) PP40H50ZnB10

Rys. 5. Zdjęcia wybranych próbek testowych UL 94 (a) PP (b) PP70H20ZnB10 (c) PP60H30ZnB10 (d) PP50H40ZnB10 i (e) PP40H50ZnB10

ical adhesion. Besides, fractured morphologies of huntite/hydromagnesite and ZnB reinforced PP composites showed resembling brittle failure by increasing amount of huntite/hydromagnesite in PP composite. According to TGA results, increasing additive amount of minerals decreased the degradation weight. Additive minerals increased the maximum degradation temperature compared to PP. Initial degradation temperature of polypropylene was increased approximately 15°C by the addition of 50% huntite/hydromagnesite and 10% Zinc Borate into PP matrix. Tensile strength and strain values of polypropylene composites decreased with increasing loading level. The tensile strength of PP was around 35 MPa. The highest loading of 50 wt.% decreased the tensile strength of PP to 21 MPa. However, elastic modulus was increased with the increasing huntite/hydromagnesite in polypropylene composites. Elastic modulus of PP was 1000 MPa and the highest loading of 50wt.% increased the elastic modulus to 2.3 GPa. Flexural modulus values were increased with the

addition of mixtures of huntite/hydromagnesite into the polymeric matrix. The flexural modulus value of PP was around 1.2 GPa and this was much lower than loading levels of 10–20–30–40–50% by weight of huntite/hydromagnesite filled PP. UL94 vertical flammability test results showed that PP burned with melt dripping. 50% huntite/hydromagnesite and 10% ZnB reinforced polymer composites were much more successful in burning test because fire starting time was higher. The addition of ZnB caused significant synergistic effect with huntite/hydromagnesite in the flammability characteristics of composites. Higher char formation is observed by zinc ZnB addition. In addition, it reduced smoke that generated during combustion.

Acknowledgements

The authors acknowledge to Budin Kimyevi Maddeler San ve Tic. Lim. Şti. and İzmir Katip Çelebi University Central Research Laboratories.

Literatura – References

1. Bakar MB, Ishak MZA, Taib MR, Rozman HD, Jani MS. Flammability and mechanical properties of wood flour-filled polypropylene composites. *Journal of Applied Polymer Science*. 2010, 116, 2714-2722, DOI:10.1002/app.31791
2. Leong YW, Ishak ZAM, Ariffin A. Mechanical and thermal properties of talc and calcium carbonate filled polypropylene hybrid composites. *Journal of Applied Polymer Science*, 2004, 91, 3327-3336, DOI:10.1002/app.13543
3. Wang X, Li Y, Liao W, Gu J, LD D. A new intumescent flame-retardant: preparation, surface modification, and its application in polypropylene. *Polymers for Advanced Technologies*, 2008, 19,1055-1061, DOI:10.1002/pat.1077
4. Dai J, Li B. Synthesis, thermal degradation, and flame retardance of novel triazine ring- containing macromolecules for intumescent flame retardant polypropylene. *Journal of Applied Polymer Science*, 2010, 116, 2157-2165. DOI:10.1002/app.31813
5. Jha NK, Misra AC, Bajaj P. Flame-Retardant Additives for Polypropylene. *Journal of Macromolecular Science*, 2006, 24, 69-116. DOI:10.1080/07366578408069971
6. Atay HY, Çelik E. Size dependence of flame retardant composite coatings reinforced with huntite and hydromagnesite, *MSAIJ*, 2014, 11, 85-96.
7. Wilkie CA, Morgan AB. *Fire Retardancy of Polymeric Materials*, 2010, 1-15, ISBN 978-1-4200-8399-6.
8. National Institute of Environmental Health Sciences, www.niehs.nih.gov. Accessed 06.03.2018.
9. Qiu X, Li Z, Li X, Zhang Z. Flame retardant coatings prepared using layer by layer assembly:A review. *Chemical Engineering Journal* 2018, 334, 108-122. DOI:10.1016/j.cej.2017.09.194
10. Stapleton HM, Klosterhaus S, Eagle S, Fuh J, Meeker JD, Blum A, Webster TF. Detection of organophosphate flame retardants in furniture foam and U.S. House Dust. *Environmental Science&Technology*, 2009, 43, 7490-7495. DOI:10.1021/es9014019
11. Dvir H. Optimization of a flame-retarded polypropylene composite. *Composites Science and Technology*, 2003, 63, 1865-1875. DOI:10.1016/S0266-3538(03)00170-2
12. Hollingbery LA, Hull TR. The thermal decomposition of huntite and hydromagnesite- A review. *Thermochimica Acta* 2010, 509, 1-11. DOI:10.1016/j.tca.2010.06.012
13. Atay HY, Çelik E. Use of Turkish huntite/hydromagnesite mineral in plastic materials as a flame retardant. *Polymer Composites*, 2010, 31, 1692-1700. DOI:10.1002/pc.20959
14. Toure B, Cuesta JL, Gaudon P, Benhassaine A, Crespy A. Fire resistance and mechanical properties of a huntite / hydromagnesite /antimony trioxide /decabromodiphenyl oxide filled PP-PE copolymer. *Polymer Degradation and Stability* 1996, 53, 371-379. DOI:10.1016/0141-3910(96)00100-0
15. Haurie L, Fernandez AI, Velasco JI, Chimenos JM, Lopez Cuesta JM, Espiell F. Synthetic hydromagnesite as flame retardant. Evaluation of the flame behaviour in a polyethylene matrix. *Polymer Degradation and Stability*. 2006, 91, 89-994. DOI:10.1016/j.polymdegradstab.2005.08.009
16. Hollingbery LA, Hull TR. The fire retardant behaviour of huntite and hydromagnesite –A review. *Polymer Degradation and Stability*. 2010, 95, 2213-2225. DOI:10.1016/j.polymdegradstab.2010.08.019
17. Weil ED, Levchik SV. Flame Retardants in Commercial Use or Development for Polyolefins. *Journal of Fire Sciences*. 2008, 26 5-43. DOI:10.1177/0734904107083309
18. Shen KK, Kochesfahani S, Jouffret F. Zinc borates as multifunctional polymer additives. *Polymer Advance Technology* 2008, 19, 469- 474. DOI:10.1002/pat.1119
19. Oualha MA, Amdouni N, Laoutid F. Synergistic flame-retardant effect between calcium hydroxide and zinc borate in ethylene-vinyl acetate copolymer (EVA). *Polymer Degradation and Stability*. 2017, 144, 315-324. DOI:10.1016/j.polymdegradstab.2017.08.032
20. Dike AS, Umit T, Dogan M. Influence of zinc borate on flame retardant and thermal properties of polyurethane elastomer composites containing huntite- hydromagnesite mineral. *Fire and Materials* 2017, 41, 890-897. DOI: 10.1002/fam.2428
21. Liu J, Zhou K, Tang G, Wang B, Gui Z, Yuen RKK. Synthesis of Co₃(HPO₄)₂(OH)₂ nanosheets and its synergistic effect with intumescent flame retardants in ethylene-vinyl acetate copolymer. *Polymer Composites*, 2018, 39, 238-246. DOI:10.1002/pc.23923
22. Tait M, Pegoretti A, Dorigato A, Kalaitzidou K. The effect of filler type and content and the manufacturing process on the performance of multifunctional carbon/poly-lactide composites. *Carbon* 2011, 49, 4280-4290 DOI: 10.1016/j.carbon.2011.06.009

23. Ahmad FN, Jaafar M, Palaniandy S, Azizli KAM. Effect of particle shape of silica mineral on the properties of epoxy composites. *Composite Science and Technology*, 2008, 68, 346-353. DOI:10.1016/j.compscitech.2007.07.015
24. Bishay IK, Abd-El-Messieh SL, Mansour SH. Electrical, mechanical and thermal properties of polyvinyl chloride composites filled with aluminum powder. *Materials & Design*. 2011, 32, 62-68. DOI:10.1016/j.matdes.2010.06.035
25. Wu CL, Zhang MQ, Rong MZ, Friedrich K. Silica nanoparticles filled polypropylene: effects of particle surface treatment, matrix ductility and particle species on mechanical performance of the composites. *Composites Science and Technology*. 2005, 65, 635-645. DOI:10.1016/j.compscitech.2004.09.004
26. Atay HY, Çelik E. Mechanical Properties of Flame Retardant Huntite and Hydromagnesite Reinforced Polymer Composites. *Polymer-Plastics Technology and Engineering*. 2013, 52, 182-188. DOI:10.1080/03602559.2012.735310
27. Basfar A, Bae HJ. Influence of magnesium hydroxide (MH) and huntite hydromagnesite(HH) on mechanical properties of ethyl- ene vinyl acetate (EVA) compounds cross-linked by dicumylperoxide and ionizing radiation. *Journal of Fire Sciences*. 2010, 28, 161-180. DOI: 10.1177/ 0734904109340765.
28. Vladimirov V, Betchev C, Vassiliou A, Papageorgiou G, Bikiaris D. Dynamic mechanical and morphological studies of isotactic polypropylene/fumed silica nanocomposites with enhanced gas barrier properties. *Composites Science and Technology*. 2006, 66, 2935-2944.
29. Yetgin SH, Ünal H, Mimaroglu A. Findik F. Influence of process parameters on the mechanical and foaming properties of PP polymer and PP/TALC/EPDM composites. *Polymer-Plastics Technology and Engineering*. 2013, 52, 433-4439. DOI: 10.1080/03602559.2012.748802
30. Akil HM, Lily N, Razak JA, Ong H, Ahmad ZA. Effect of various coupling agents on properties of alumina-filled PP composites. *Journal of Reinforced Plastics and Composites*. 2006;25(7):745-759. DOI:10.1177/0731684406062068
31. Savas LA, Deniz TK, Tayfun U, Dogan M. Effect of microcapsulated red phosphorus on flame retardant, thermal and mechanical properties of thermoplastic polyurethane composites filled with huntite&hydromagnesite mineral. *Polymer Degradation and Stability*. 2017, 135, 121-129. DOI:10.1016/j.polymdegradstab.2016.12.001
32. [32]. Ferna´ndez AI, Haurie L, Formosa J, Chimenos JM, Antunes M, Velasco JI. Characterization of poly(ethylene-co-vinyl acetate) (EVA) filled with low grade magnesium hydroxide. *Polym. Degrad. Stabil.* 2008, 94, 57-60.

Badania właściwości ogniochronnych boranu cynku w obecności huntitu i hydromagnezytu w kompozytach polimerowych

Pożary od wieków stanowią zagrożenie dla ludzi. Gdy ludzie stracili życie i mienie w wyniku pożarów, próbowali zwalczyć pożar, a ich wysiłki w tej dziedzinie były coraz bardziej skuteczne. Niestety, nadal nie jest możliwe całkowite wyeliminowanie ryzyka rozpoczęcia pożaru. Ważne jest ugaszenie pożaru natychmiast po wybuchu aby uratować ludzkie życie. Naukowcy pracują w tej dziedzinie w ostatnich latach; koncentrują się na wytwarzaniu materiałów ognioodpornych przy użyciu różnych surowców. Można to zapewnić na różne sposoby; albo materiał ognioodporny może być wytworzony jako nowy, albo ognioodporność może być zapewniona przez włączenie materiału dodatkowego do materiału łatwopalnego. W badaniach używano minerałów huntite i hydromagnesitu, aby nadać materiałom polimerowym właściwości ognioodpornych, osiągając bardzo udane wyniki. W artykule przedstawiono wyniki wykorzystania minerałów huntitu i hydromagnezytu w obecności boranu cynku w kompozytach polipropylenowych w celu zwiększenia właściwości ognioodpornych materiałów polimerowych. Różne ilości minerałów zmieszano z polipropylenem, a kompozyty wytworzono za pomocą wylączarki dwuślismakowej w celu zaobserwowania efektu synergicznego. Przeprowadzono analizy skaningowej mikroskopii elektronowej (SEM) w celu określenia właściwości strukturalnych i morfologicznych kompozytów. Właściwości termiczne określono za pomocą analizy termogravimetryczną (TGA). Przeprowadzono próby rozciągania i zginania trzypunktowego w celu określenia właściwości mechanicznych. Działanie zmniejszające palność oceniono zgodnie z testem palności w pionie UL 94. Stwierdzono, że uzyskano bardzo dobre efekty synergiczne, boran cynku miał znaczący wpływ na huntit i hydromagnezyt i zmianę charakterystyki palności kompozytów, ponieważ obserwuje się podwyższone powstawanie węgla drzewnego przy dodawaniu boranu cynku. Ponadto boran cynku zmniejszył ilość dymu powstający podczas spalania

Słowa kluczowe: uniepalniacz, hydromagnezyt huntitu, boran cynku, polipropylen, właściwości mechaniczne, degradacja termiczna, efekt synergiczny



Determining the Separation Performance of the Knelson Concentrator

Ozcan ONEY¹⁾, Selcuk SAMANLI²⁾

¹⁾ Usak University, Department of Mining Engineering, Usak, Turkey; email: ozcan.oney@usak.edu.tr

²⁾ Usak University, Department of Mining Engineering, Usak, Turkey; email: selcuk.samanli@usak.edu.tr

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-14>

Submission date: 17-12-2019 | Review date: 15-02-2020

Abstract

This study was aimed at determining the separation performance of the Knelson concentrator in Zonguldak fine coal (-1+0.15 mm). The experiments were carried out in the Knelson concentrator under the following optimal parameters determined in previous studies; water flow rate of 3.14 L/min., bowl speed of 459 rpm, solids ratio of 23.87%, and feed flow rate of 1.50 L/min. A series of tests were conducted at optimal test parameters to obtain enough samples for float and sink analysis. Clean coal and tailing products were subjected to float and sink analysis. Based on this analysis, partition curve for coal cleaning process was generated. The cut-point of the separation was obtained at the specific gravity of 1.72 [g/cm³]. The probable error (Ep) value, which signifies the efficiency of the process, was calculated as 0.11. These results indicated that Knelson concentrator is very effective in separating fine coal.

Keywords: knelson concentrator, fine coal, separation performance, float and sink analysis, partition curve

Introduction

A typical coal preparation plant may incorporate four processing flow sheets for treating run-of-mine (ROM) feed (Luttrell et al. 2000). The coarse (+12 mm) and intermediate (-12+1 mm) size particles are normally treated using heavy medium baths and jigs and heavy medium cyclones, respectively. While screens are used to dewater the coarse products, centrifugal dryers are employed to dewater smaller coals. Water-based density separators like spirals and water-only cyclones are generally utilized for upgrading fine coal (-1+0.150 mm). Its performance efficiency is lower than those obtained by heavy medium-based concentrators. Ultrafine coal (-0.150 mm) is cleaned using flotation (column flotation or conventional flotation) or discarded to waste pond (Zhang, 2008). These process flow circuits may differ based on various product specifications demanded by the coal market (Meyer and Craig, 2011). Fine coal separators including coal spiral separator, fine coal heavy medium cyclone, enhanced gravity separator, teetered bed separator, and reflux classifier have shown a marked improvement in recent years (Honaker and Forest, 2003; Zhang et al. 2014).

Being developed and commercialized in the 1990's, enhanced gravity separators (EGS) are gravity concentrators operating at a centrifugal force to increase the settling rate of particles by rotating the separating vessel (Majumder and Barnwall, 2008). The EGS units work based on conventional density-based separation principles and an enhanced gravity field provided by a mechanical spinning action (Honaker and Ozsever, 2000). Today, it is possible to find a new generation of centrifugal enhanced gravity separators in the market for cleaning fine coals. Falcon Concentrator, Kelsey Jig, Knelson Concentrator, and Mozley Multi-Gravity Separator are among commercial units (Luttrell et al. 1995). The advancements in enhanced centrifugal gravity separators have led to improve treatment capabilities of gravity separating equipment for fine coal. Being one of the enhanced gravity separators, the

Knelson concentrator is basically a hindered settling device, related to a hydrosizer, using centrifugal force instead of the force of gravity (Tao et al. 2006; Uslu et al. 2012).

Knelson concentrator

Being an EGS technology, the Knelson concentrator operates based on teeter-bed principles in a centrifugal field to separate fine particles (Honaker et al. 2005) Fig. 1 shows schematic illustration of a Knelson concentrator.

This concentrator is a vertical axis bowl-type centrifugal concentrator and utilizes a fluidized bed to perform its concentrating duty. After it was first introduced as a semi-batch unit in 1982, it has been subjected to several iterations of design, resulting in the invention of a continuous discharge machine (McLeavy et al. 2001; Majumder and Barnwall, 2006). The models are basically composed of a conical inner shell and several parallel "vee" shaped riffles, bolted to a rotating outer shell (Majumder and Barnwall, 2006).

A separation process is realized as follows; feed is introduced in the form of slurry at the bottom of the unit through a central tube. A theoretical centrifugal force of around 60G leads the feed solids to fill the inter-riffle spaces completely. After solids fill in these spaces, the further feed starts to introduce in the sorting stages. At this point, heavy minerals replace with light minerals and are trapped in the inter-riffle spaces; on the other hand, the lighter counterparts are carried by water toward the top of the unit. Thus, fluidized water is given through the multiple fluidization holes in the inner chamber in order to keep the bed of heavy minerals (Honaker and Ozsever, 2000). This fluidization water force is expected to be strong enough to prevent severe compaction of the heavy mineral bed due to the strong centrifugal force (Banisi, 1990; Majumder and Barnwall, 2006). The concentration mechanism of a Knelson concentrator may thus be attached to a hindered settling classifier (Burt 1992; Laplante 1993; Majumder and Barnwall, 2006).

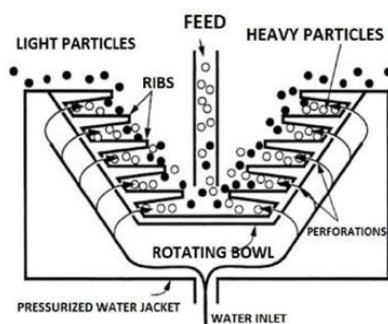


Fig. 1. Schematic illustration of a Knelson concentrator (Kawatra and Eisele, 2001)

Rys. 1. Schemat separatora Knelson (Kawatra i Eisele, 2001)

Tab. 1. Size distribution and ash content of Amasra fine coal

Tab. 1. Rozkład wielkości ziarna dla popiołu z drobnouziarnionego węgla z Amasry

Size fraction (mm)	Weight (%)	Ash (%)	Cumulative undersize	
			Ash (%)	Weight (%)
1.00-0.850	11.31	19.65	24.78	100.00
0.850-0.600	20.95	20.38	25.43	88.69
0.600-0.425	30.53	22.84	26.99	67.74
0.425-0.300	17.63	24.60	30.39	37.21
0.300-0.212	15.87	34.17	35.61	19.58
0.212-0.150	3.71	41.78	41.78	3.71
Total	100.00	24.78		

Material and Method

The raw slurry sample was obtained from the flotation feeding unit of Amasra Mine Coal Washing Plant. This sample was screened from 0.150 mm and divided into two parts; fine coal (-1+0.150 mm) and ultrafine coal (-0.150 mm). Table 1 shows screen analysis of fine coal enriched with Knelson concentrator.

The ash content of the feed varied from 19.65% to 41.78% for each size fraction with total ash content of 24.78%. Ash content increased rapidly with decreasing particle size. The finest fraction of the fine coal has more ash content.

Feed sample was subjected to float and sink analysis. Table 2 shows float and sink analysis results of the feed material is given in.

The washability curves were plotted as cumulative float curve, cumulative sink curve ± 0.1 relative density curve and density and ash characteristic curve (Figure 2).

Several tests were performed with a laboratory type KC- MD3 Knelson concentrator to obtain sufficient overflow (clean coal) and underflow (waste material) products for float and sink analysis. For this purpose, the experiments were carried out at optimal operating conditions determined in previous studies (Oney et al. article in press; <http://dx.doi.org/10.1080/19392699.2017.1397641>). The results of this study revealed that the optimal predicted values were obtained at 79.33% γ_c , 12.52% ϑ and 91.95% ϵ in the operating parameters of the fluidization water flow rate, bowl speed, solids ratio and feed flow rate by using response surface methodology. It should be noted that these parameters significantly affect performance of Knelson concentrator. In the tests, a laboratory type Knelson unit, a slurry feed unit with a stirrer, and a peristaltic pump were used. Concentration of feed sol-

ids was maintained at 23.87% by weight. Fluidization water flow rate was kept constant at 3.14 L/min. and the speed of the bowl was adjusted to 459 rpm. The slurry was agitated continuously so that the solids were kept in suspension and the material was fed regularly. Flow rate of the peristaltic pump was adjusted to 1.50 L/min.

The clean coal and waste material were subjected to the float and sink analysis. For this purpose, liquids of different specific gravity varying from 1.3 to 1.9 with typical step intervals of 0.1 were prepared using $ZnCl_2$. Firstly, the sample was placed in the liquid with lowest specific gravity. The fraction higher than the liquid floats and heavier part sinks. Sink fraction refers to the portion floating with a particular specific gravity and the portion sinking. Then, the sinks were placed with next higher specific gravity so that the float and sink fractions were separated. Weight and ash content of sink and float products were gathered, dried, and examined at each bath.

Results and Discussion

It was found based on the results of float and sink analysis that the clean coal had a total ash content of 12.51% (Table 3 and Figure 3).

Based on the Table 3 it was observed that while the weight content of the lightest coal fraction was 33.67%, its ash content was 3.93%. This may be associated with being vitrain. Clean coal is mainly floated at a specific gravity between 1.30–1.50. The cumulative ash content of clean coal at the density of 1.50 was 7.16% and its total weight was 87.10%. Table 3 also shows that the amount of clean coal material at the specific gravities between 1.5 and 1.9 was very low which corresponded to a small amount of locked particles.

Tab. 2. Float-sink analysis of Amasra fine coal
 Tab. 2. Analiza densymetryczna drobnouziarnionego węgla z Amasry

Specific gravity	Direct			Cumulative floats			Cumulative sinks			y=a ₀ +a ₁ /2
	Wt. (%)	Ash (%)	Ash content	Wt. (%)	Ash content	Ash (%)	Wt. (%)	Ash content	Ash (%)	
Float - 1.30	26.71	4.95	132.32	26.71	132.32	4.95	100.00	2478.34	24.78	13.36
1.30 - 1.40	30.30	6.01	182.01	57.01	314.34	5.51	73.29	2346.02	32.01	41.86
1.40 - 1.50	13.30	17.74	236.04	70.31	550.38	7.83	42.99	2164.00	50.34	63.66
1.50 - 1.60	4.96	35.16	174.27	75.27	724.66	9.63	29.68	1927.96	64.95	72.79
1.60 - 1.70	3.07	49.69	152.74	78.34	877.40	11.20	24.73	1753.68	70.92	76.81
1.70 - 1.80	3.27	57.48	187.81	81.61	1065.21	13.05	21.65	1600.94	73.93	79.98
1.80 - 1.90	7.35	66.53	488.81	88.96	1554.02	17.47	18.39	1413.13	76.86	85.28
Sink - 1.90	11.04	83.73	924.32	100.00	2478.34	24.78	11.04	924.32	83.73	87.13
Total	100.00	24.78	2478.34							

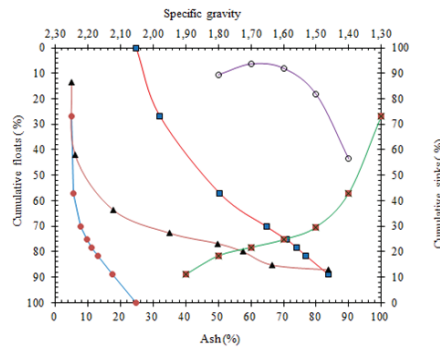


Fig. 2. Washability curves for Amasra fine coal
 Rys. 2. Krzywe wzbogacalności drobnouziarnionego węgla z Amasry

Table 4 and Figure 4 show the float and sink analysis of the tailing. Total ash content of the tailing product was 70.56%. There was no floated material at 1.30 specific gravity of, which signified that coal particles were collected in the clean coal product.

The cumulative ash content at 1.40 specific gravity was found to be 2.10% and total weight was 16.79%. After the 1.80 specific gravity, weight of the waste product and its ash content increased rapidly. Weight of sink material at 1.90 specific gravity was 48.8% and its ash content was 84.19%.

Partition curve is used for performance evaluation of any gravity concentration unit. Once the partition coefficient is plotted based on mean of its density range, the partition curve or Tromp curve (introduced by Tromp in 1937) is obtained (Gupta and Yan, 2018). Distribution curve for each test is plotted based on sink-float data of the overflow and underflow products. Normally, distribution curve is relatively dependent on the float and sink properties of the coal based on the particle size distribution as well as the type of separating unit. Data obtained from float and sink analysis on the raw coal, the clean coal and residue is used in following equation to determine the partition coefficients (Gupta and Yan, 2016):

$$\text{Partition Coefficient} = \frac{(\text{mass of coal reporting in any SG range})}{(\text{mass of feed coal present in that SG range})} \times 100 \quad (1)$$

The Tromp partition curve was plotted to evaluate the knelson concentrator based on the float and sink analysis data of the clean coal and waste products from Amasra fine coal. Table 5 and Figure 5 show the results.

The two important performance factors were measured from Tromp curve; cut density (SG₅₀) and Ecart probable error (Ep). The specific gravity cut point, SG₅₀, refers to the specific gravity of those particles in the feed that has a 50% possibility of moving to the overflow or the underflow in separator (Zhang, 2008). Conventional fine coal cleaning technologies such as single-pass spiral concentrator circuits typically provide relatively high separation density values of 1.8 and greater (Osborne, 1988; Honaker and Ozsever, 2000). In this study, SG50 was found to be 1.72.

The Ecart probable error, Ep () was used as the efficiency criterion. Ep refers to the deviation of actual curve from the ideal curve. It is estimated from the following equation (Zhang, 2008)

$$E_p = (SG_{25} - SG_{75})/2 \quad (2)$$

Where SG₂₅ and SG₇₅ are 25% and 75% of feed material representing to the clean coal. Probable error value should be zero for ideal separation and higher probable error values signify poorer separations (Rao, 2000). Probable error values in the range of 0.15 to 0.20 indicates moderate separation efficiency compared to the values realized from the process cleaning the coarse fractions with values of 0.05 and lower (Osborne, 1988; Honaker and Ozsever, 2000). A low Ep (0.02) indicates a very precise separation and a high Ep (0.20) indicates a very imprecise separation (URL 1). In this study, Ep was calculated for Amasra fine coal using following formula 2:

Tab. 3. Float and sink test results of the clean coal product
 Tab. 3. Wyniki testów densymetrycznych dla czystego węgla

Specific gravity range			Mean Sp. gr.	Weight	Ash	Cumulative weight	Cumulative ash
				(%)	(%)	(%)	(%)
Float	-	1.30	1.25	33.67	3.93	33.67	3.93
		1.30 - 1.40	1.35	37.65	5.85	71.32	4.94
		1.40 - 1.50	1.45	15.78	17.17	87.10	7.16
		1.50 - 1.60	1.55	5.31	34.56	92.41	8.73
		1.60 - 1.70	1.65	2.65	46.69	95.06	9.79
		1.70 - 1.80	1.75	1.80	55.93	96.86	10.65
		1.80 - 1.90	1.85	1.94	64.45	98.80	11.71
Sink	-	1.90	2.25	1.20	78.89	100.00	12.51
Total				100.00	12.51		

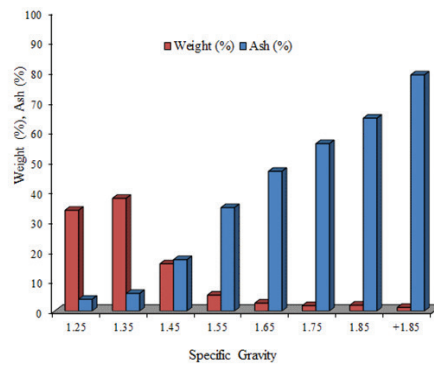


Fig. 3. Weight (%) and ash content (%) of clean coal according to float and sink analysis
 Rys. 3. Zawartość masowa (%) i popiołu (%) w czystym węglu według analizy densymetrycznej

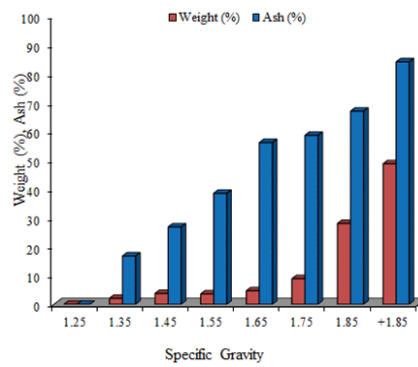


Fig. 4. Weight (%) and ash content (%) of the tailing according to float and sink analysis
 Rys. 4. Zawartość masowa (%) i popiołu (%) w odpadzie według analizy densymetrycznej

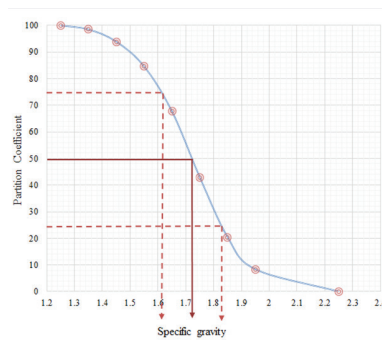


Fig. 5. Tromp partition curve
 Rys. 5. Krzywa rozdziału Trompa

Tab. 4. Float and sink test results of the tailing
Tab. 4. Wyniki testów densymetrycznych dla odpadu

Specific gravity range			Mean Sp. gr.	Weight	Ash	Cumulative weight	Cumulative ash
				(%)	(%)	(%)	(%)
Float	-	1.30	1.25	0	0.00	0.00	0.00
1.30	-	1.40	1.35	2.1	16.79	2.10	16.79
1.40	-	1.50	1.45	3.8	26.87	5.90	23.28
1.50	-	1.60	1.55	3.6	38.56	9.50	29.07
1.60	-	1.70	1.65	4.7	56.19	14.20	38.05
1.70	-	1.80	1.75	8.9	58.68	23.10	46.00
1.80	-	1.90	1.85	28.1	67.08	51.20	57.57
Sink	-	1.90	2.25	48.8	84.19	100.00	70.56
Total				100.00	70.56		

Tab. 5. Float and sink analysis results of the feed material
Tab. 5. Wyniki analizy densymetrycznej dla nadawy

Specific gravity range			Mean Sp. gr.	Clean coal	Tailing	Clean coal%	Tailing %	Calculated	Partition C for clean coal
				(Wt.%)	(Wt.%)	B x 0.7886	D x 0.2114	E+F	
A			B	C	D	E	F	G	H
Float	-	1.30	1.25	33.67	0.00	26.55	0.00	26.55	100.00
1.30	-	1.40	1.35	37.65	2.10	29.69	0.44	30.13	98.53
1.40	-	1.50	1.45	15.78	3.80	12.44	0.80	13.25	93.94
1.50	-	1.60	1.55	5.31	3.60	4.19	0.76	4.95	84.62
1.60	-	1.70	1.65	2.65	4.70	2.09	0.99	3.08	67.78
1.70	-	1.80	1.75	1.80	8.90	1.42	1.88	3.30	43.00
1.80	-	1.90	1.85	1.94	28.10	1.53	5.94	7.47	20.48
Sink	-	1.90	2.25	1.20	48.80	0.95	10.32	11.26	8.40
Total				100.00	100.00	78.86	21.14		

$$E p = \frac{(1.84 - 1.62)}{2} = 0.11$$

Conclusion

Modern gravity techniques have been used effectively in recent years for treating fine and ultrafine particles. In this study, Knelson concentrator developed to make use of centrif-

ugal force was used for cleaning of Amasra fine coal. Several tests were performed in optimal operating conditions after that operating cut point and efficiency of the separation were determined based on the results of the float and sink analysis. The Tromp partition curve indicated that separation performance of Knelson concentrator was effective for -1+0.150 mm Amasra fine coal.

Literatura – References

1. BANISI, S. An investigation of the behavior of gold in grinding circuits, (Master's Thesis). Mining and Metallurgical Engineering, Department McGill University, Montreal, Canada. 1990.
2. BURT, R. O. Gravity concentration of ultrafines- A literature review of centrifugal concentrating devices. MDA Report. 1992.
3. GUPTA, A.; YAN, D.S. Mineral Processing Design and Operations. Second Ed., Elsevier, USA. 2016.
4. HONAKER R.Q.; DAS A.; NOMBE M. Improving the separation efficiency of the knelson concentrator using air injection. Coal Preparation. 2005, 25 (2), 99-116.

5. HONAKER, R. Q.; FORREST, W.R. Advances in gravity concentration. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME), Colorado, USA. 2003, ISBN 0-87335-227-0.
6. HONAKER, R.Q.; OZSEVER, A.V. Innovations in fine coal density separations. Advances in Gravity Concentration. Honaker and Forrest (Ed) Society for Mining and Exploration, Colorado, USA, 2000, 125-140. ISBN 0-87335-227-0.
7. KAWATRA, S.K.; EISELE, T.C. Coal desulphurization, high-efficiency preparation methods. First ed., Taylor&Francis Inc., New York. 2001, ISBN 90-5699-696-7.
8. LAPLANTE, A.R. A comparison of two centrifugal concentrators. Annual Canadian Mineral Processors' Conference, Ottawa, ON, Canada, 1993.
9. LUTTRELL, G.H.; HONAKER, R. Q.; PHILLIPS, D. I. Enhanced gravity separators: New alternatives for fine coal cleaning. 12th International Coal Preparation Conference, Lexington, KT, 1995, 281-292.
10. LUTTRELL, G.H.; BARFEE, C.J.; STANLEY, FL. Optimum outpoints for heavy medium separations, Honaker and Forrest (Ed) Society for Mining and Exploration, Colorado, USA, 2000, 81-91. ISBN 0-87335-227-0
11. MAJUMDER, A.K.; BARNWALL J.P. Modeling of enhanced gravity concentrators- present status. Mineral Processing & Extractive Metall. Rev., 2006, 27, 61-86.
12. MAJUMDER, A.K.; BARNWAL, J.P. New possibilities in fine coal beneficiation techniques. The Institution of Engineers (India)-Mining, 2008, 89, 3-8.
13. MCLEAVY, M.; KLEIN, B.; GREWAL, I. Knelson continuous variable discharge concentrator: Analysis of operating variables. International Heavy Minerals Conference, Fremantle, WA, 18 - 19 June, 2001, 119-125.
14. MEYER, E.J.; CRAIG, I. K. Development of a steady-state partition curve from a dense medium cyclone dynamic model in coal beneficiation. Proceedings of the 18th World Congress. The International Federation of Automatic Control Milano (Italy) August 28 - September 2, 2011.
15. ONEY, O.; SAMANLI, S.; NIEDOBA, T.; PIĘTA, P.; SUROWIAK, A. Determination of the important operating variables on cleaning fine coal by knelson concentrator and evaluation of the performance through upgrading curves. International Journal of Coal Preparation and Utilization, (article in press), <http://dx.doi.org/10.1080/19392699.2017.1397641>
16. OSBORNE, D.G. Coal Preparation Technology, Graham and Trotman, Norwell, MA. 1988. ISBN 1853330922.
17. RAO, T.C. Dense medium cyclone, <http://eprints.nmlindia.org/2906/1/127-140.PDF>, 2000, (Accessed date: 10.11.2019).
18. TAO, Y.J.; LUO, Z.F.; ZHAO, Y.M.; TAO, D. Experimental research on desulphurization of fine coal using an enhanced centrifugal gravity separator. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 16, 399-403.
19. URL 1, <http://www.albrechts.com/mike/articles/Introduction%20to%20Coal%20Preparation.pdf>.
20. USLU, T.; SAHINOGLU, E.; YAVUZ, M. Desulphurization and deashing of oxidized fine coal by knelson concentrator. Fuel Processing Technology, 2012, 101, 94-100.
21. ZHANG, B. Performance optimization of a compound spiral for fine and ultrafine coal cleaning. Master Thesis. Southern Illinois University. 2008.
22. ZHANG, B.; BRODZIK, P.; MOHANTY, M.K. Improving fine coal cleaning performance by high-efficiency particle size classification. International Journal of Coal Preparation and Utilization, 2014, 34, 145-156.

Określenie jakości rozdziału w separatorze Knelson

Celem tego badania było określenie jakości rozdziału materiału w separatorze Knelson dla drobnouziarnionego węgla z Zonguldak (-1+0,15 mm). Doświadczenia przeprowadzono w separatorze typu Knelson przy zastosowaniu optymalnych wartości parametrów, które otrzymano w poprzednich badaniach, tj. przepływ wody 3,14 l/min, prędkość miski 459 rpm, zawartość fazy stałej 23,87% oraz przepływ nadawy 1,50 l/min. Przeprowadzono serię testów przy optymalnych parametrach testowych w otrzymaniu odpowiedniej ilości dla analizy densymetrycznej. Czysty węgiel oraz odpady poddano takiej analizie, na podstawie której wygenerowano krzywą rozdziału dla procesu czyszczenia. Ziarno podziałowe rozdziału otrzymano przy gęstości właściwej 1,72 [g/cm³]. Wartość rozproszenia prawdopodobnego (Ep), która oznacza skuteczność procesu została określona jako 0,11. Wyniki te wskazały, że separator Knelson jest bardzo efektywny przy rozdziale drobnouziarnionego węgla.

Słowa kluczowe: separator Knelson, drobnouziarniony węgiel, jakość rozdziału, analiza densymetryczna, krzywa rozdziału



How Selected Energy Commodity Prices Volatility Impacts Gross Domestic Product (GDP) Fluctuation with Respect to Selected European Countries

Robert RANOSZ¹⁾, Barbara KOWAL²⁾

¹⁾ Ph.D., DSc, Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Cracow, Poland; email: rranosz@agh.edu.pl

²⁾ Ph.D., Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Cracow, Poland; email: bkowal@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-15>

Submission date: 01-12-2019 | Review date: 12-01-2020

Abstract

The article examines price volatility of the following energy raw materials: uranium, coal, crude oil and natural gas, and its influence on GDP fluctuation with regard to selected European countries. The study was carried out using linear regression approach, in which the volatility of raw materials prices was determined as independent variables and GDP fluctuation as a dependent variable. The article examines 33 European countries and the examined period covered 28 years (from 1990 to 2018). As demonstrated in the study, energy raw materials prices volatility influences GDP fluctuation, especially in the countries involved in their extraction and processing. Attention was also drawn to the fact that uranium and coal are the most significant energy raw materials for the European countries. In the case of crude oil, its volatility turned out to be significant only for two countries, i.e. Norway and the Russian Federation. It was a surprise that natural gas prices volatility slightly affects GDP fluctuation in selected European countries.

Keywords: gross domestic product, energy raw materials, price volatility, GDP

Introduction

The article discusses the study on the influence of energy raw materials prices volatility on GDP fluctuation with regard to selected European countries. As it can be assumed, the prices (their volatility, to be precise) of raw materials such as: uranium, coal, crude oil or natural gas, can positively or negatively influence the economic growth of the European countries. There are many factors influencing the economic development of individual countries of course, like demand for consumer goods, investments or the amount of taxes. Nevertheless the authors focused on the previously mentioned energy resources in the article. The energy raw materials prices may have direct or indirect impact on the aforementioned economic factor. The direct impact relates to the extraction and processing of a particular energy raw material by a selected country, while indirect impact may affect GDP of a selected country through its influence on prices of, e.g. of consumer goods, production or inflation. This thesis is confirmed by the research conducted by A. Geis, who states that influence of crude oil prices on such parameters as production and inflation can be observed both in the long and short term in the European Union countries [1]. Within the framework of the research carried out by Hamilton J.D., the author claims that economic activity and crude oil prices have negative correlation [2]. Nevertheless, it should be pointed out that crude oil prices – being the main focus of the majority of scientific publications – are continuously losing importance with respect to GDP development in selected countries [3]. It results, among other things, from the fact that the majority of developed economies have significantly improved the efficiency of the raw material's consumption [4]. An upturn in the consumption of crude oil is related to implementation of a worldwide trend aimed at reducing CO₂ emissions to atmosphere, and

the crude oil itself has an essential meaning in this respect. In terms of significance, the coal is second and natural gas is third in the classification [5]. As opposed to crude oil, in the case of coal, reduction of its consumption may result in decline of GDP indicator in particular countries, especially the countries outside the Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD) [6]. The prices of the energy raw materials in question directly translate into energy prices, which in turn affects GDP development in selected countries. As it has been shown, the significance of the aforementioned relationship depends on the country [7]. It has also been stated that energy prices affect GDP to a greater extent in the developed countries than in the developing countries [8].

The first part of the article presents the methodology of the study and data taken into account in the analysis conducted. The second part of the article contains study results for particular raw materials. The whole article ends with a summary which discusses the study results presented in the previous chapter and the references.

Methodology and data for analysis

The aim of this article is to examine to what extent energy raw materials prices volatility impacts GDP fluctuation with regard to selected European countries [9]. In order to determine the aforementioned relationship, the linear regression was used. It was carried out using Excel and data analysis function (linear regression).

For the linear regression analysis - showing the relation between dependent variable and independent variables - to be carried out properly, data for the study should be selected appropriately in the first place. This article analyses the influence of particular energy raw materials (their prices volatility) on GDP fluctuation with respect to selected European



Fig. 1. Energy raw material prices. Source: own elaboration based on [11]

Rys. 1. Ceny surowców energetycznych. Źródło: opracowanie własne na podstawie [11]

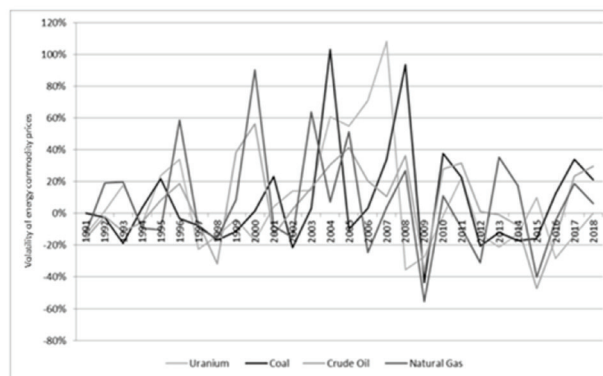


Fig. 2. Volatility of energy raw materials prices taken into account for the analysis. Source: own elaboration based on [11]

Rys. 2. Zmienność cen surowców energetycznych wzięty pod uwagę w analizie. Źródło: opracowanie własne na podstawie [11]

countries. Taking the above into consideration, raw materials prices (historical data) and GDP values for the selected countries are fundamental data. Figure 1 shows the prices of energy raw materials. The prices of the following raw materials were taken into account for the analysis: coal, crude oil, natural gas and uranium. The aforementioned raw materials are the base for electricity generation. It should also be stressed that they constitute more than 85% of the energy sources in the EU [10].

Figure 2 shows energy raw material prices volatility in the analysed period, i.e. in the years 1991–2018, as it is the main focus of the study.

As shown in Table 1, the correlation between the volatility of particular energy raw material prices is not significant. Taking the above into consideration, data considered as independent variables were taken into account in the analysis.

Within European countries, 46 countries can be distinguished. For the purpose of the analysis, 33 countries were taken into account. The remaining 13 countries were not analysed due to a lack of data. The following countries were not analysed: Bosnia and Herzegovina, Croatia, Montenegro, Estonia, Liechtenstein, Lithuania, North Macedonia, Moldova, Monaco, San Marino, Serbia and the Vatican City.

The analysis covered the period between 1990 and 2018.

Study results

Based on the assumptions presented in the previous chapter, an appropriate study of the relationship between energy

raw material prices volatility and GDP fluctuation with regard to selected European countries was carried out. Firstly, the coefficient of determination of independent variables to dependent variable (R squared) was determined. This coefficient value determines to what extent the independent variables describe the dependent variable. The study results are presented in Table 2.

Based on the results obtained, it can be generally stated that energy raw material prices volatility describes GDP fluctuation with regard to selected European countries within the range of nearly 14% to 70%. As it can be readily seen from Table 2 – Norway and the Russian Federation are the countries where GDP fluctuation depends on raw materials prices volatility to the greatest extent. In the case of the first of the aforementioned countries, GDP fluctuation depends on raw material prices volatility in 70%, and in the case of the second one this value slightly exceeds 64%. In the case of Poland, this value is at the level of nearly 45%, and for all the EU countries it is close to 40%. This means that energy raw materials prices volatility describes GDP fluctuation in 40%, thus the raw materials prices shape the level of dependent variable in 40%. As it can also be seen, the countries that mainly depend on energy raw materials prices volatility, rely on extraction and processing of these resources.

The further part of the article examines, which of the energy raw materials prices volatilities are of particular significance for development of GDP fluctuation with regard to selected European countries. The significance of particular

Tab. 1. Correlation matrix showing relation between the energy raw material prices taken into account for the analysis. Source: own elaboration
 Tab. 1. Macierz korelacji pomiędzy zmiennością cen surowców wziętych pod uwagę w analizie. Źródło: opracowanie własne

	Uranium	Coal	Crude Oil	Natural Gas
Uranium	1			
Coal	0.223376	1		
Crude Oil	0.263144	0.489415	1	
Natural Gas	0.056714	0.181226	0.640421	1

Tab. 2. R squared for selected European countries. Source: own elaboration
 Tab. 2. R kwadrat dla poszczególnych krajów Europy. Źródło: opracowanie własne

	R	R-square	Adjusted R2
Norway	0.837701335	0.7017435	0.649872836
Russian Federation	0.803203622	0.6451361	0.583420591
Kazakhstan	0.739889213	0.547436	0.468729273
Ukraine	0.739135325	0.546321	0.467420339
Romania	0.717212237	0.5143934	0.42994007
Belarus	0.704794402	0.4967351	0.409210828
Poland	0.667659168	0.4457688	0.349380724
Hungary	0.644451231	0.4153174	0.313633457
European Union	0.63242485	0.3999612	0.295606615
Czech Republic	0.631245168	0.3984705	0.293856629
Slovak Republic	0.624343211	0.3898044	0.283683479
Luxembourg	0.618838512	0.3829611	0.275649991
Denmark	0.609045378	0.3709363	0.261533885
France	0.608565234	0.3703516	0.260847582
Sweden	0.598647339	0.3583786	0.246792313
Spain	0.59780066	0.3573656	0.245603129
Andorra	0.592256535	0.3507678	0.237857856
Greece	0.591566743	0.3499512	0.236899248
Switzerland	0.588275624	0.3460682	0.232340942
Netherlands	0.587448363	0.3450956	0.231199159
Belgium	0.587039351	0.3446152	0.230635235
Italy	0.584439958	0.3415701	0.22706051
Austria	0.581491561	0.3381324	0.223025033
United Kingdom	0.557481255	0.3107853	0.190921932
Finland	0.555799621	0.3089132	0.188724213
Malta	0.55180396	0.3044876	0.183528934
Germany	0.548700211	0.3010719	0.179519212
Iceland	0.530408473	0.2813331	0.156347609
Ireland	0.524784914	0.2753992	0.149381676
Slovenia	0.522713007	0.2732289	0.146833912
Portugal	0.505472037	0.255502	0.126024064
Turkey	0.468249248	0.2192574	0.08347603
Bulgaria	0.4043057	0.1634631	0.017978421
Albania	0.375867211	0.1412762	-0.008067116

independent variables for the formation of a dependent variable is determined by the value „p”. If this value is below 0.05, then it can be assumed that the influence of a particular energy raw material (its volatility) affects development of GDP fluctuation of a selected country (bearing in mind importance of development of GDP fluctuation depended on energy raw materials prices volatility presented in Table 2).

Firstly, it was examined whether uranium prices volatility affects GDP fluctuation with regard to selected European countries. In the case of this energy raw material, it can be stated that it affects GDP fluctuation in the following countries: Norway, Kazakhstan, the Czech Republic, Slovakia, Luxembourg, Greece, Great Britain, Iceland and Ireland. The results are presented in Table 3.

With regard to all the aforementioned countries, an increase of the raw material price results in raise of GDP value in particular countries. Nevertheless, it should be remem-

bered that with regard to all these countries (despite of Norway) the influence is not significant. As shown in Table 3, Polish GDP fluctuation does not depend on the volatility of uranium prices. However, with regard to all European countries, there is such relation and similarly as in the case of the countries where GDP fluctuation depends on volatility of uranium prices, an increase of this raw material price results in raise of European GDP value.

Coal is another energy raw material subject to analysis. From the point of view of Poland and its resources, this raw material's volatility seems to be important for development of Polish GDP fluctuation. It should be remembered that in the case of Poland, raw materials prices volatility is described by GDP fluctuation to the extent of 35%. The results with regard to this raw material are presented in Table 4.

Analyzing coal, it should be stated that its volatility – from the perspective of GDP development in particular countries –

Tab. 3. Uranium. Source: own elaboration
 Tab. 3. Uran. Źródło: opracowanie własne

	Coefficient	Standard error	t-stat	p-value
Norway	0.080798948	0.037019744	2.183	0.03953308
Russian Federation	0.156415905	0.084070475	1.861	0.0756441
Kazakhstan	0.221321121	0.083553753	2.649	0.01434619
Ukraine	0.168238325	0.089459194	1.881	0.07274665
Poland	0.103200273	0.05526958	1.867	0.07466886
European Union	0.092047291	0.042091504	2.187	0.03918428
Czech Republic	0.159416512	0.066748681	2.388	0.02552385
Slovak Republic	0.128176127	0.055924331	2.292	0.03139331
Luxembourg	0.106124325	0.047251593	2.246	0.03461126
Greece	0.123226289	0.057262678	2.152	0.04213404
United Kingdom	0.113531674	0.044862042	2.531	0.01868272
Iceland	0.157013225	0.067862082	2.314	0.02996924
Ireland	0.119645996	0.050018041	2.392	0.02531744

Tab. 4. Coal. Source: own elaboration
 Tab. 4. Węgiel. Źródło: opracowanie własne

	Coefficient	Standard error	t-stat	p-value
Norway	0.064237212	0.042684998	1.505	0.14595655
Russian Federation	0.215552221	0.096936059	2.224	0.03627551
Kazakhstan	0.188674173	0.096340262	1.958	0.06241738
Ukraine	0.245379708	0.103149432	2.379	0.02605036
Romania	0.182837934	0.087034116	2.101	0.04682431
Poland	0.17676199	0.063727668	2.774	0.01080227
Hungary	0.144004921	0.060068549	2.397	0.02502887
European Union	0.103543184	0.048532907	2.133	0.04377663
Slovak Republic	0.138605839	0.064482618	2.15	0.0423477
Denmark	0.109643216	0.050794667	2.159	0.04156027
France	0.110317463	0.051402283	2.146	0.04264239
Switzerland	0.113000685	0.048517842	2.329	0.02900068
Netherlands	0.110678409	0.052790872	2.097	0.0472309
Belgium	0.115090659	0.053699647	2.143	0.04290174
Austria	0.112380899	0.054151541	2.075	0.04932718
Germany	0.118710708	0.055234421	2.149	0.04237323

Tab. 5. Crude oil. Source: own elaboration
 Tab. 5. Ropa naftowa. Źródło: opracowanie własne

	Coefficient	Standard error	t-stat	p-value
Norway	0.253462306	0.07149273	3.545	0.00172633
Russian Federation	0.380692704	0.162357358	2.345	0.0280377
Kazakhstan	0.217617048	0.161359462	1.349	0.19058089
Ukraine	0.262289238	0.172764082	1.518	0.14259264
Poland	-0.031800496	0.106736914	-0.3	0.76842868
European Union	-0.012928238	0.081287341	-0.16	0.87502279

is much more important that changes in the uranium prices. As regards coal prices volatility, it is crucial for 13 countries, and in the case of uranium, the number of countries amounts to 9. As shown in Table 4, coal prices volatility is not of significant influence on GDP development only with regard to two countries, these are: Norway and Kazakhstan. It is also worth noting that in the case of Poland, coal prices in the context of GDP are the most important among the mentioned countries.

Crude oil is another energy raw material subject to analysis. The results obtained with regards to this variable are presented in Table 5.

In the case of this raw material, crude oil prices volatility affects GDP fluctuation only with regard to the following two countries: Norway and the Russian Federation. The results obtained for these two countries should be beyond any

doubt, taking into consideration the fact that their economies are based on the extraction and processing of crude oil itself. Admittedly, in the case of Poland and EU countries crude oil prices volatility is not important (according to the study results), nevertheless, even if it is assumed that there is some relation with regard to this raw material, it should be stated that it is negative, i.e. the increase in crude oil prices causes the Polish GDP decrease, as well as for the EU in general.

Natural gas is the last energy raw material subject to analysis. The results obtained for this study are presented in Table 6.

According to the study results, presented in the table hereinabove, natural gas prices volatility has no significant impact on GDP fluctuation with regard to selected European countries. Even for countries like Norway and the Russian Federation. The study results concerning this scope can be in-

Tab. 6. Natural gas. Source: own elaboration
 Tab. 6. Gaz ziemny. Źródło: opracowanie własne

	Coefficient	Standard error	t-stat	p-value
Norway	-0.00838149	0.048773345	-0.17	0.86506189
Russian Federation	0.039479241	0.110762471	0.356	0.72476637
Kazakhstan	-0.002029172	0.110081693	-0.02	0.98545214
Ukraine	-0.015972689	0.117862085	-0.14	0.89337972
Romania	0.110692127	0.099448171	1.113	0.27717936
Belarus	0.102067051	0.101122094	1.009	0.32331074
Poland	0.072937569	0.072817423	1.002	0.32693501
European Union	0.043732748	0.055455367	0.789	0.43839253

terpreted in such a way that crude oil is much more important for the economic situation of these countries than natural gas.

Summary

According to the analysis conducted, raw materials prices volatility affects GDP fluctuation in selected European countries. This dependence is particularly evident in the case of countries that are involved in the extraction and processing of particular energy raw materials. It concerns the countries such as Norway and the Russian Federation. In the case of Norway, crude oil and uranium have the greatest impact on GDP fluctuation. With regard to the Russian Federation, crude oil and coal prices volatility are the most significant. According to the study carried out, countries within the con-

tinental in question, depend primarily on resources such as uranium and coal. In the case of Poland, only the volatility of coal prices has an impact on GDP fluctuation. It should also be noted that within the European countries in question, GDP of Poland depends on coal prices volatility to the greatest extent. Considering the European Union countries, these are uranium and coal prices volatilities that mainly influence GDP development. Summing up the study results, it should be stated that coal and uranium are still significant for GDP fluctuation development with regard to selected European countries.

This paper was supported by the AGH University of Science and Technology [No. 16.16.100.215]

Literatura – References

1. Geise, A. Wpływ cen ropy naftowej na produkcję i inflację w wybranych państwach unii europejskiej, *Metody ilościowe w badaniach ekonomicznych* 2015, Vol. XVI/3, 48–59.
2. Hamilton, J. D. Nonlinearities and the Macroeconomic Effects of Oil Prices, *Macroeconomic Dynamics* 2011, 15, 364–378.
3. Bergmann, P. Oil price shocks and GDP growth: Do energy shares amplify causal effects? *Energy Economics* 2019, 80, 1010–1040.
4. Deutsche Bundesbank. The price of crude oil and its impact on economic activity in the industrial countries, [in:] *Monthly Report* 2012, June, 27–49.
5. BP. *The Statistical Review of World Energy 2006*, <http://www.bp.com/statisticalreview>, 07/12/2019.
6. Jinke, L.; Hualing, S.; Dianming, G. Causality relationship between coal consumption and GDP: Difference of major OECD and non-OECD countries *Applied Energy* 2008, 85, 421–429.
7. Soyntas, U.; Sarib, R. Energy consumption and GDP: causality relationship in G-7 countries and emerging markets, *Energy Economics* 2003, 25, 3337.
8. Chontanawat, J.; Lester, C. H.; Pierse, R. Does energy consumption cause economic growth?: Evidence from a systematic study of over 100 countries *Journal of Policy Modeling* 2008, 30, iss. 2, 209–220.
9. www.worldbank.com, 08/12/2019.
10. Atlas energii, Fakty i dane o energetyce odnawialnej w Europie 2018, https://pl.boell.org/sites/default/files/atlas_energii.pdf, 09/12/2019.
11. www.indexmundi.com, 09/12/2019.

Wpływ zmienności cen surowców energetycznych na zmienności wartości produktu krajowego brutto dla poszczególnych krajów Europy

W artykule poddano badaniu zmienność cen surowców energetycznych, do których zaliczono: uran, węgiel, ropę naftową oraz gaz ziemny, na zmienność produktu krajowego brutto poszczególnych krajów Europy. Badanie przeprowadzono przy użyciu regresji liniowej, w której zmienność cen surowców określono jako zmienne niezależne a zmienność PKB jako zmienną zależną. W artykule wzięto pod uwagę 33 kraje Europy, a badany okres obejmował 28 lat (od roku 1990 do roku 2018). Jak wykazano w badaniu zmienność cen surowców energetycznych wpływa na zmienność PKB szczególnie dla krajów zajmujących się ich wydobyciem oraz przetwarzaniem. Zwrócono również uwagę na fakt, iż najistotniejszymi surowcami energetycznymi, które mają znaczenie dla krajów Europy to uran oraz węgiel. W przypadku ropy naftowej zmienność tego surowca okazała się być istotna tylko dla dwóch krajów tj. Norwegii oraz Federacji Rosyjskiej. Zaskoczeniem okazał się fakt, iż zmienność cen gazu ziemnego w nieznacznym stopniu wpływa na zmienność PKB poszczególnych krajów Europy.

Słowa kluczowe: produkt krajowy brutto, surowce energetyczne, zmienność cen



Wskaźniki rentowności jako miary efektywności gospodarowania w spółkach węglowych w latach 2014–2018

Grzegorz GOŁĘBIOWSKI¹⁾, Elżbieta KRÓLIKOWSKA²⁾

¹⁾ Akademia Ekonomiczno-Humanistyczna w Warszawie

²⁾ Jastrzębska Spółka Węglowa

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-16>

Submission date: 30-10-2019 | Review date: 03-01-2020

Abstrakt

W artykule poruszone zostały problemy oceny efektywności funkcjonowania kopalń węgla kamiennego notowanych na rynkach kapitałowych przy wykorzystaniu wskaźników rentowności. Zmienność cen węgla determinuje w dużym stopniu wyniki finansowe co powoduje, że w okresach dekonjunktury spółki ponoszą straty. Wskaźniki deficytowości sprzedaży, aktywów i kapitałów własnych wskazują, jak głębokie straty ponoszą spółki węglowe w okresie dekonjunktury. W niektórych z nich, kapitały własne mają wartości ujemne wynikające z nierozliczonych strat. W okresie konjunktury, spółki generują zyski i wykazują wysoką rentowność we wszystkich ocenianych obszarach. Wskaźniki rentowności klasycznie wykorzystywane do oceny efektywności funkcjonowania przedsiębiorstw przez kapitałodawców w spółkach węglowych nie stanowią w krótkim okresie czasu wyznacznika tej efektywności. Mogą natomiast być wykorzystane do oceny w dłuższym okresie.

Słowa kluczowe: rentowność brutto przychodów, rentowność brutto aktywów, rentowność kapitałów własnych

Wstęp

Celem działalności przedsiębiorstw jest pomnażanie kapitału właścicieli przy uwzględnieniu w sposób zrównoważony celów wszystkich interesariuszy: pracowników, budżetu centralnego i terenowego, dostawców, odbiorców, środowisko przyrodnicze, społeczność lokalną. Stąd zarządzanie spółką górnictwem powinno uwzględniać w sposób zrównoważony cele ekonomiczne, społeczne i środowiskowe. Realizując cele finansowe, należy uwzględnić specyfikę działalności górniczej wyrażającej się długimi cyklami inwestycyjnymi i wysoką kapitałochłonnością. W celu pozyskania kapitału, spółki węglowe muszą zapewnić dawcom kapitału satysfakcjonującą stopę zwrotu. Podstawową miarą korzyści dla dostarczycieli kapitału jest w krótkim okresie rentowność kapitału własnego, w długim zaś Ekonomiczna Wartość Dodana (EVA). Rentowność jako miara efektywności gospodarowania wiąże efekt w postaci wyniku finansowego (zysku) z nakładem wyrażonym jako zainwestowany kapitał lub zaangażowany majątek. Rentowność, obok płynności – jest jednym z głównych czynników warunkujących przetrwanie przedsiębiorstwa na rynku w trudnych warunkach gospodarczych oraz wspiera jego rozwój w okresie konjunktury.

Celem artykułu jest omówienie kierunków zmian rentowności spółek węglowych w latach 2014–2018, obejmujących okres dekonjunktury w branży surowcowej oraz okres dobrej konjunktury na węgiel. Ma ona posłużyć weryfikacji hipotezy, że zmiany rentowności spółek górniczych są uwarunkowane głównie cyklicznością cen węgla i niską elastycznością kosztów jego wydobycia.

Wskaźniki rentowności – sposób pomiaru i wykorzystanie

Oprócz skumulowanych środków pieniężnych, wysokość wygenerowanego zysku stanowi jeden z podstawowych wy-

znaczników oceny efektów działania przedsiębiorstwa. Jest podstawą budowy kapitałów własnych przedsiębiorstwa, źródłem wypłat dywidend dla właścicieli i wpływów do budżetu państwa z tytułu podatku.

Prowadząc analizę danych spółek górniczych poprzez porównanie zysku/straty z przychodami, aktywami, kapitałami własnymi lub innymi danymi ze sprawozdań finansowych, otrzymujemy szereg relacji, które ilustrują aspekty rentowności (zyskowności) lub jej braku w prowadzonej przez te podmioty działalności. Wskaźniki rentowności odzwierciedlają w syntetycznej formie efektywność gospodarowania posiadanymi zasobami w przedsiębiorstwie. Stąd do kluczowych zadań zarządu każdego podmiotu gospodarczego należą działania mające na celu osiągnięcie rentowności, zagwarantowania płynności oraz optymalizacji obszarów prowadzonej działalności, głównie w sferze kosztów operacyjnych. W długim okresie – działania te powinny zapewnić zrównoważony rozwój spółki.

Przeprowadzenie analizy opisywanych powyżej wskaźników w okresie kilku lat pozwala ustalić, jak sprawnie działa dane przedsiębiorstwo. Jednak w okresach dekonjunktury wiele przedsiębiorstw ponosi straty, które mogą doprowadzić do ich upadłości. W oparciu o wygenerowane straty można ustalić poziom deficytowości poniesionych nakładów, a straty odniesione do kapitałów własnych wskazują na zdolność firmy do pokrycia strat z tych kapitałów (Sierpińska, Jachna, 2011).

Analizę rentowności traktuje się jako najważniejszy obszar analizy wskaźnikowej, z uwagi na to, że (Wędzki, 2009):

- jest określeniem stopnia zwiększenia kapitału właścicieli, co jest równoważne maksymalizacji wartości dla właścicieli;
- wskazuje funkcję celu przedsiębiorstwa, z którą powinny być zgodne inne obszary jego działalności, ta-

Tab. 1. Rentowność brutto przychodów ze sprzedaży w spółkach górniczych w latach 2014–2018. Źródło: opracowanie własne na podstawie sprawozdań finansowych badanych spółek

Tab. 1. Gross profitability of sales revenues in mining companies in the years 2014–2018. Source: own study based on the financial statements of the surveyed companies

Lp	Spółki	2014	2015	2016	2017	2018
1.	ARCH COAL INC.	(18,1%)	(127,7%)	64,4%	8,7%	10,6%
2.	BAOTAILONG NEW MATERIALS	4,8%	5,8%	7,5%	7,6%	12,8%
3.	BAYAN RESOURCES TBK PT	(24,2%)	(14,7%)	5,3%	39,4%	41,6%
4.	BELON OAO	(21,0%)	(5,6%)	(21,7%)	417,8%	29756,2%
5.	CHINA COAL ENERGY Co Ltd	2,2%	(4,3%)	5,6%	7,2%	8,4%
6.	CORSA COAL CORP.	(29,5%)	(118,6%)	(35,2%)	49,9%	1,2%
7.	JASTRZĘBSKA SPÓŁKA WĘGLOWA	(12,9%)	(58,3%)	0,3%	35,2%	22,4%
8.	LW BOGDANKA	17,2%	(18,2%)	12,5%	46,6%	3,7%
9.	MECHEL PAO	(53,7%)	(42,3%)	5,1%	5,3%	5,2%
10.	MONGOLIAN MINING CORP.	(104,1%)	(205,6%)	(126,1%)	70,6%	16,7%
11.	PEABODY ENERGY CORP.	(8,1%)	(35,5%)	(16,1%)	1,7%	11,9%
12.	RAMACO RESOURCES INC	N/A	N/A	(144,1%)	(25,3%)	11,1%
13.	RASPADSKAYA PAO	(87,6%)	(37,2%)	46,4%	46,1%	52,2%
14.	WARRIOR MET COAL INC	-	(64,5%)	(30,2%)	35,6%	34,2%
15.	WHITEHAVEN COAL LTD.	(63,3%)	2,4%	26,8%	33,6%	29,6%

kie jak płynność finansowa, sprawność zarządzania itp.;

- wskazuje czynniki wpływające na wartość dla właścicieli przedsiębiorstwa.

Do obliczenia wskaźników rentowności można wykorzystać kategorię zysku operacyjnego, zysku przed opodatkowaniem (zysku brutto) i zysku netto. W skali międzynarodowej największą porównywalność zapewnia zysk brutto ze względu na zróżnicowane obciążenie zysku brutto podatkiem dochodowym i sposoby rozliczania strat w ciężar kosztów uznanych za koszty podatkowe.

Podstawowym aspektem oceny zyskowności sprzedaży produkowanych dóbr i usług jest rentowność sprzedaży (handlowa). Obrazuje ona ogólną efektywność podstawowego obszaru działalności przedsiębiorstwa i zależy od ilości sprzedanych produktów, poziomu ich cen, struktury asortymentowej wyrobów i ich jednostkowej rentowności, a także poziomu jednostkowych kosztów własnych sprzedaży. Rentowność aktywów, określana też jako stopa zwrotu aktywów (ROA – Return On Assets) informuje o zdolności aktywów przedsiębiorstwa do generowania zysków. Im wyższa wartość wskaźnika, tym efektywniej przedsiębiorstwo wykorzystuje zaangażowany w nim majątek. Na rentowność aktywów wpływa rentowność sprzedaży oraz szybkość rotacji aktywów obrazująca stopień ich wykorzystania poprzez

poziom wygenerowanych przychodów ze sprzedaży (Gołębiowski, Grycuk, Tłaczała, Wiśniewski, 2020).

Efektywność zaangażowanego w przedsiębiorstwie kapitału własnego obrazuje wskaźnik rentowności tego kapitału (ROE – Return On Equity). Jego ocena jest jednym z kluczowych etapów badania rentowności podmiotu gospodarczego, gdyż jego poziom warunkuje dopływ kapitału z rynku giełdowego. Ponadto przedsiębiorstwa mające wysoki stabilny, poziom rentowności kapitałów własnych są wiarygodne i mają łatwiejszy dostęp do kapitałów obcych. Wraz z kapitałami własnymi zapewniają one stabilny rozwój podmiotu gospodarczego. Sam wskaźnik wyrażony jako relacja zysku netto do kapitału własnego, nie daje jednak zbyt dużych możliwości interpretacyjnych, gdyż pozwala tylko stwierdzić, czy osiągnięta rentowność jest efektem wysokiego poziomu zysku netto, czy też niskiego kapitału własnego. Do ustalenia czynników determinujących poziom rentowności kapitałów własnych wykorzystuje się model Du Pont'a, z którego wynika, że rentowność kapitału własnego warunkują: przychody ze sprzedaży, wartość aktywów ogółem, zysk przyjęty do obliczenia wskaźnika oraz wartość kapitału własnego. Na stopę zwrotu z kapitału własnego mają więc wpływ (Wnuczak, 2012):

- efektywność działalności operacyjnej, którą wyraża rentowność sprzedaży,

Tab. 2. Rentowność brutto aktywów (ROA) w spółkach górniczych w latach 2014–2018. Źródło: opracowanie własne na podstawie sprawozdań finansowych badanych spółek

Tab. 2. Gross return on assets (ROA) in mining companies in the years 2014–2018.
Source: own study based on the financial statements of the surveyed companies

Lp	Spółki	2014	2015	2016	2017	2018
1.	ARCH COAL INC.	(18,1%)	(127,7%)	64,4%	8,7%	10,6%
2.	BAOTAILONG NEW MATERIALS	4,8%	5,8%	7,5%	7,6%	12,8%
3.	BAYAN RESOURCES TBK PT	(24,2%)	(14,7%)	5,3%	39,4%	41,6%
4.	BELON OAO	(21,0%)	(5,6%)	(21,7%)	417,8%	29756,2%
5.	CHINA COAL ENERGY Co Ltd	2,2%	(4,3%)	5,6%	7,2%	8,4%
6.	CORSA COAL CORP.	(29,5%)	(118,6%)	(35,2%)	49,9%	1,2%
7.	JASTRZĘBSKA SPÓŁKA WĘGLOWA	(12,9%)	(58,3%)	0,3%	35,2%	22,4%
8.	LW BOGDANKA	17,2%	(18,2%)	12,5%	46,6%	3,7%
9.	MECHEL PAO	(53,7%)	(42,3%)	5,1%	5,3%	5,2%
10.	MONGOLIAN MINING CORP.	(104,1%)	(205,6%)	(126,1%)	70,6%	16,7%
11.	PEABODY ENERGY CORP.	(8,1%)	(35,5%)	(16,1%)	1,7%	11,9%
12.	RAMACO RESOURCES INC	N/A	N/A	(144,1%)	(25,3%)	11,1%
13.	RASPADSKAYA PAO	(87,6%)	(37,2%)	46,4%	46,1%	52,2%
14.	WARRIOR MET COAL INC	-	(64,5%)	(30,2%)	35,6%	34,2%
15.	WHITEHAVEN COAL LTD.	(63,3%)	2,4%	26,8%	33,6%	29,6%

- efektywność wykorzystania aktywów, której wyrazem jest rotacja aktywów,
- struktura finansowania aktywów przedsiębiorstwa, którą wyraża mnożnik kapitału własnego.

Rentowność kapitałów własnych można zatem podwyższyć poprzez wzrost rentowności sprzedaży, przyspieszenie obrotu aktywów, a także przez podniesienie poziomu zadłużenia przedsiębiorstwa. Zmienną zależną od rentowności sprzedaży, a także wskaźnika rotacji aktywów, mającą wpływ na wartość ROE, jest rentowność aktywów (ROA). W związku z tym, w kontekście badania czynników warunkujących rentowność kapitałów własnych (ROE) istotne staje się również to, jaki wpływ na wartość ROA mają wskaźniki ROS i mnożnik kapitału własnego.

Rentowność działalności firmy warunkuje wiele różnorodnych czynników, z których część wynika z przyjętej koncepcji zarządzania, a część z otoczenia. Według S. Marka i M. Białasiewicza (2011) na poziom rentowności prowadzonej działalności wpływają następujące czynniki:

- rynek produktu i sektor – wielkość rynku, poziom jego rozwoju, pojawiające się trendy rozwojowe sektora i ich wpływ na rynek produktu, a także sama zmienność produktów sektora;
- konkurencja i pozycja konkurencyjna przedsiębiorstwa – posiadany udział w rynku, liczna konkuren-

tów i stopień natężenia konkurencji, wielkość marż, koncepcja marketingu, marka;

- innowacje oraz rozwój produktu – potencjał innowacyjny danego przedsiębiorstwa i jego relacja do innych konkurentów w sektorze;
- dywersyfikacja i zarządzanie wiedzą – portfolio przedsiębiorstwa, możliwości tworzone przez kapitał wiedzy;
- organizacja koncepcji działania przedsiębiorstwa – efektywność zarządzania, poziom formalizacji, współpraca poszczególnych obszarów działania firmy, umiejętności kadr oraz stosowane systemy motywacji, nadzór korporacyjny i strategia działania zarządu;
- rezerwy finansowe i zarządzanie ryzykiem – źródła finansowania przedsiębiorstwa, zarządzanie finansami i ryzykiem, wrażliwość na zmiany kursu walut (w przypadku firm działających na wielu rynkach), stopy procentowe, ceny niezbędnych surowców i materiałów, wielkość sprzedaży oraz poziom kosztów.
- specyficzne warunki prowadzenia działalności tworzone przez państwo – polityka fiskalna i zasady jej kształtowania, ewentualne subwencje, infrastruktura i służba publiczna, stabilność i ryzyko kraju, poziom swobody prowadzenia działalności.

Tab. 3. Rentowność brutto kapitałów własnych (ROE) w analizowanych spółkach węglowych w latach 2014–2018. Źródło: opracowanie własne na podstawie sprawozdań finansowych badanych spółek

Tab. 3. Gross return on equity (ROE) in the analyzed coal companies in the years 2014–2018. Source: own study based on the financial statements of the surveyed companies

Lp	Spółki	2014	2015	2016	2017	2018
1.	ARCH COAL INC.	(27,2%)	(1550,7%)	-	28,8%	38,0%
2.	BAOTAILONG NEW MATERIALS	3,2%	2,5%	3,1%	4,4%	7,7%
3.	BAYAN RESOURCES TBK PT	(92,5%)	(59,5%)	30,4%	154,0%	128,7%
4.	BELON OAO	(28,0%)	(12,9%)	(78,9%)	46,4%	36,4%
5.	CHINA COAL ENERGY Co Ltd	1,7%	(3,0%)	4,0%	6,7%	9,7%
6.	CORSA COAL CORP.	(28,4%)	(158,0%)	(118,2%)	177,1%	3,1%
7.	JASTRZĘBSKA SPÓLKA WĘGLOWA	(11,5%)	(73,9%)	0,5%	60,1%	30,3%
8.	LW BOGDANKA	13,9%	(14,9%)	10,2%	32,0%	2,2%
9.	MONGOLIAN MINING CORP.	(71,4%)	(69,8%)	(58,2%)	61,0%	12,4%
10.	PEABODY ENERGY CORP.	(16,5%)	(109,3%)	(139,0%)	4,9%	19,0%
11.	RAMACO RESOURCES INC	-	(82,1%)	(16,6%)	(15,6%)	19,8%
12.	RASPADSKAYA PAO	(66,9%)	(82,0%)	111,0%	81,8%	70,4%
13.	WARRIOR MET COAL INC	-	-	-	71,4%	83,7%
14.	WHITEHAVEN COAL LTD.	(16,0%)	1,0%	15,4%	22,4%	21,0%

Z powyższego zestawienia wynika, że wpływ otoczenia ma istotne znaczenie w kształtowaniu się rentowności przedsiębiorstwa. Ważna jest również przyjęta strategia marketingowa, wynikająca z działań konkurentów branżowych. Trzeci aspekt rzutujący na rentowność to ponoszone koszty działalności.

Źródła informacyjne i metodologia badań

Dane do obliczenia wskaźników rentowności spółek węglowych zaczerpnięte zostały ze sprawozdań finansowych spółek notowanych na giełdach światowych. Sprawozdania te obejmują lata 2014–2018, a dane w nich zawarte są porównywalne. Są one bowiem sporządzane według MSR/MSSF. Spółki amerykańskie sporządzają sprawozdania według amerykańskiego systemu rachunkowości US GAAP, jednak do baz światowych dostarczają sprawozdania sporządzane w układzie zapewniającym międzynarodową porównywalność. Porównywalność i jednolity sposób ustalania relacji ekonomicznych ułatwia wnioskowanie i pozycjonowanie spółek według określonej relacji.

Wskaźniki rentowności sprzedaży, aktywów i kapitałów własnych zamieszczone zostały w kolejnych tabelach 1–3. Wartości ujemne zawarte w tabelach oznaczone zostały w nawiasach. Stopy rentowności obliczone zostały na podstawie zysku przed opodatkowaniem w celu zachowania

porównywalności wyników między spółkami w różnych krajach, gdzie stopy podatkowe są zróżnicowane. Dodatkowo, w przypadku górnictwa zwłaszcza spółek prowadzących eksplorację złóż stosowane są różnego rodzaju ulgi podatkowe i rozwiązania ułatwiające realizację projektów geologiczno-górnictwowych charakteryzujących się wysokim ryzykiem [Pawłowski, Kustra, Kozieł, 2019]. Wpływają one na efektywną stopę obciążenia zysku podatkiem dochodowym informującą jak część zysku brutto zostanie odprowadzona do budżetu.

Stopy zwrotu w spółkach węglowych w latach 2014–2018

Na poziom generowanego wyniku finansowego, a zatem i na rentowność w górnictwie węgla wpływają koszty jego wydobycia uwarunkowane głównie czynnikami wewnętrznymi i ceny węgla zdeterminowane czynnikami zewnętrznymi. Koszty wydobycia w 90% mają charakter stały (Raport 2018), zatem im większa produkcja tym niższe jednostkowe koszty wydobycia. Wydaje się jednak, że znacznie większa część kosztów mogłaby mieć charakter zmienny poprzez wdrożenie rozwiązań optymalizujących i efektywnościowych, pozwalających na większą elastyczność i racjonalność zarządzania np. kosztami pracy. Wskazuje się, że w przypadku sektora wydobywczego w Polsce, w strukturze płac koszty pracy stanowią ok. 50–60% kosztów ogółem.

Poziom kosztów i ich struktura w spółkach górniczych kształtowane są przez takie czynniki jak:

- Wolumen wydobytego węgla.
- Technologia wydobycia węgla.
- Głębokość wydobycia i występowanie zagrożeń naturalnych
- Tektonika eksploatowanych pokładów – liczne uskoki, zawartość kamienia w urobku, zawadnienie pokładów zwłaszcza w kopalniach odkrywkowych powodują wzrost kosztów wydobycia.
- Awaryjność maszyn i urządzeń górniczych – wysoka awaryjność maszyn sprzyja przestojom i powoduje relatywny wzrost kosztów wydobycia jednej tony węgla i spadek wydajności pracy.
- Struktura zatrudnienia i sposób zarządzania spółkami górniczymi.
- Poziom automatyzacji pracy i innowacyjność technologii wydobycia, które mogłyby pozytywnie wpłynąć na wydajność pracowników.
- Poziom nakładów inwestycyjnych.

Poziom przychodów ze sprzedaży zależy jest w znacznym stopniu od czynników zewnętrznych, a główną przyczyną dużych wahań rentowności sprzedaży jest cykliczność cen węgla (Jonek-Kowalska, 2019). Oprócz dużych wahań cen węgla, czynnikami determinującymi poziom przychodów ze sprzedaży węgla są przede wszystkim:

- zmiany popytu na węgiel,
- rodzaj wydobywanego węgla i stopień jego przeróbki (węgiel brunatny, kamienny energetyczny, kokosowy),
- ceny węgla na rynkach światowych,
- koniunktura gospodarcza w świecie i w kraju,
- koniunktura w branży stalowej mająca wpływ na wydobycie i ceny węgla kokosowego,
- cykliczność w branżach zużywających węgiel, (energetyka, ciepłownictwo, przemysł stalowy),
- wahania kursu złotego i innych walut w stosunku do EUR i USD,
- poziom importu węgla z rynków o niższych kosztach wydobycia,
- program rozwoju energetyki i przechodzenie na alternatywne źródła energii,
- regulacje prawne (polityka podatkowa, amortyzacja majątku) dotyczące sektora górniczego.

Biorąc pod uwagę zmienność cen węgla w badanym okresie można wyróżnić dwa podokresy: lata 2014–2016 spadku cen węgla i lata 2017–2018, w których wystąpił wysoki wzrost cen węgla (Raport 2018). W tabeli 1 zamieszczone zostały wskaźniki rentowności sprzedaży w kilkunastu spółkach węglowych wydobywających węgiel na różnych kontynentach.

W latach 2014–2015 spółki węglowe poniosły głębokie straty. W wielu z nich straty były wyższe niż uzyskane przychody ze sprzedaży. W korporacji Mongolian Minig Corp. w 2015 roku straty były dwukrotnie wyższe, a w 2016 o 26% wyższe niż przychody ze sprzedaży węgla. Podobna sytuacja wystąpiła w 2015 roku w Arch Coal i Corsa Coal. W JSW straty osiągnęły 58% przychodów. W kolejnym 2016 roku, wiele spółek światowych w dalszym ciągu generowało straty. Spółki polskie wygenerowały dodatni wynik finansowy

a rentowność sprzedaży brutto np. w LW Bogdana wynosiła 12,5%. Najlepsze wyniki spółki węglowe osiągnęły w 2017 roku. W kolejnym roku rentowność sprzedaży zaczęła spadać. W warunkach tak dużych zmian wyników finansowych, spółki węglowe powinny stosować racjonalne narzędzia zarządzania zyskami Ponadto spółki powinny prowadzić racjonalną politykę dywidend i zatrzymać znaczną część zysków na pokrycie strat w okresach dekonjunkury. Duże wahania wyników finansowych utrudniają spółkom korzystanie z kapitałów obcych, co może znacząco ograniczać inwestycje i wzrost wydajności pracy.

W tabeli 2 zawarte zostały stopy zwrotu z aktywów analizowanych spółek górniczych.

Rentowność aktywów w spółkach górniczych jest mocno zróżnicowana. W spółce Baotailing zajmującej się wydobyciem węgla i produkcją koksu stopa zwrotu z aktywów kształtowała się w granicach 1,3–4,3%. Świadczy to o wysokiej kapitałochłonności branży węglowej. Spółka ta poddana jest cykliczności w branży hutniczej, która nie pokrywa się z cyklicznością cen w branży węglowej. W wielu spółkach w wyniku poniesionych strat pojawiła się deficytowość aktywów. Najwyższą deficytowość wykazały spółki Corsa Coal (52,9%), Arch Coal (48,8%) i polska spółka JSW (29,8%). Kształtowanie się wskaźników deficytowości i rentowności aktywów uniemożliwia ustalanie jakichkolwiek tendencji zmian tych relacji w analizowanym okresie. Utrudnia też porównanie relacji w dwóch kolejnych latach. Przykładowo, w spółce Arch Coal deficytowość majątku w 2015 roku wynosiła prawie 50%, a rok później dodatni wynik finansowy pozwolił na osiągnięcie 35,4% poziomu rentowności. Podobne wyniki można zaobserwować w spółce Belon, w której w 2016 roku deficytowość aktywów wynosiła 42,5%, a rok później rentowność osiągnęła poziom 35,4%. Najwyższą rentowność majątku spółki osiągnęły w 2017 roku. W ostatnim roku analizowanego okresu ceny węgla zaczęły spadać, co pogorszyło wyniki finansowe spółek. W roku 2019 polskie spółki węglowe wygenerowały straty w wysokości ok. 0,5 mld zł. Zostały one spowodowane rosnącymi kosztami wydobycia i gromadzeniem się zapasów niesprzedanego węgla energetycznego w wyniku importu tańszego węgla z zagranicy (Oksińska, 2020).

Rentowność kapitału własnego uznawana jest za najbardziej wymierny wskaźnik korzyści dla dostarczcycieli kapitału. Określa ona efektywność zaangażowanych w przedsiębiorstwie środków własnych i pozwala na ocenę opłacalności inwestowania w dany podmiot. Poziom wskaźników rentowności w spółkach węglowych zaprezentowany został w tabeli 3.

Stopa zwrotu z kapitału własnego (ROE) w analizowanych spółkach węglowych jest mocno zróżnicowana. W latach 2014–2016 w wyniku dekonjunkury w branży węglowej wiele z nich poniosło straty, które zostały pokryte kapitałami zapasowymi co znacznie uszczupliło. Ustalone w oparciu o obniżone kapitały własne relacje są więc ponadprzeciętne. W spółce Bayan, w 2017 roku wynik brutto przed opodatkowaniem był 1,5 razy wyższy niż posiadane przez nią kapitały własne. Rok później, wynik ten był 28% wyższy niż kapitały własne. W spółce Corsa Coal Corp. zysk brutto był o 77% wyższy niż kapitały własne. Ocena rentowności kapitałów własnych musi być zatem prowadzona w długich horyzontach czasu. Dodatkowo można wyciągnąć wniosek, że w branżach wysoko kapitałochłonnych, do których należy branża węglowa

wa zgromadzone kapitały własne powinny być na tyle wysokie, aby w okresie spadku wyników nie uszczuplały kapitałów własnych tak drastycznie jak to wynika z poziomu obliczonych relacji. W amerykańskiej spółce Peabody w 2016 roku poniesione straty były 39% wyższe niż posiadane przez nią kapitały własne. Kapitały te zostały wytracone we wcześniejszych latach na pokrycie strat.

Zakończenie

Przedsiębiorstwa branży węglowej funkcjonują na zmiennym i niestabilnym rynku. Okresy dekonjunktury w szczególności wpływają na poziom wskaźników rentowności. Wskaźniki deficytowości sprzedaży, aktywów i kapitałów własnych w spółkach węglowych w latach 2014–2016 pokazują jak głębokie są spadki wyniku finansowego. Straty pokryte zostały z kapitałów własnych co wpłynęło na poziom

rentowności tych kapitałów w okresie koniunktury na węgiel. Wysokie wskaźniki rentowności w latach 2017–2018 wskazują na cykliczność ich działalności oraz znaczne ryzyka z tym związane. Spółki węglowe powinny zatem posiadać rezerwy w postaci bufora gotówkowego, aby utrzymać płynność finansową oraz rezerwy w postaci zysków zatrzymanych na pokrycie strat w okresie dekonjunktury na węgiel (Królikowska, Sierpińska-Sawicz i inni. 2019). Aby zapobiec ryzyku niekontrolowanego przejścia bądź upadłości, spółki węglowe powinny podjąć działania ograniczenia wpływu ryzyka zmienności cen surowców na wyniki w okresie co najmniej średnioterminowym, czyli trzech do pięciu lat. Działania te muszą być zróżnicowane inne dla górnictwa węgla energetycznego niż dla górnictwa węgla koksowego, poddanego cykliczności w branży stalowej.

Literatura – References

1. Gołębiowski G., Grycuk A., Tłaczała A., Wiśniewski P. (2020). Analiza finansowa przedsiębiorstwa, Difin, Warszawa, s. 228-235
2. Jonek-Kowalska I. (2017). Zmienność uwarunkowań rynkowych jako źródło ryzyka w planowaniu produkcji górniczej i jej ekonomicznych rezultatów, Inżynieria Mineralna, Journal of the Polish Mineral Engineering Society, lipiec-grudzień, 2017, s.207- 214.
3. Królikowska E., Sierpińska-Sawicz A., Królikowski M. 2019). Volatility in the Raw Materials Market and Risk Mitigation Methods, Inżynieria Mineralna, R 21, nr 1, s. 237 -243.
4. Marek S., Białasiewicz M. (red.), Podstawy nauki o organizacji, PWE, Warszawa 2011, s. 373-374.
5. Oksińska, B. (2020). Kopalnie węgla ponownie w finansowych tarapatkach, Rzeczpospolita z dnia 21 stycznia 2020, s.A19.
6. Pawłowski S., Kustra A., Kozieł D. (2019). Zachęty podatkowe stosowane dla spółek junior mines, Inżynieria Mineralna, , Journal of the Polish Mineral Engineering Society, styczeń - czerwiec, R21, nr 1, s. 347 -351.
7. Raport 2018, Górnictwo węgla kamiennego w Polsce raport zrealizowany pod kierunkiem J. Kickiego, IGSM PAN, Kraków 2019.
8. Sierpińska M., Jachna T., Ocena przedsiębiorstwa według standardów światowych, WN PWN, Warszawa 2011.
9. Wędzki, D. (2009). Analiza wskaźnikowa sprawozdania finansowego, Oficyna a Wolters Kluwer business, Kraków, s. 354.
10. Wnuczak, P. (2012), Wpływ wybranych czynników na rentowność kapitałów własnych przedsiębiorstw notowanych na Giełdzie Papierów Wartościowych w Warszawie, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego - Finance, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia, nr 51, s. 403.

Profitability Ratios as a Measure of Management Efficiency in Coal Companies in 2014–2018

The paper addresses issues relating to assessment of the operational efficiency of listed hard coal companies by means of profitability ratios. Their financial results are largely determined by the volatility of coal prices, implying that they sustain losses during downturns. Sales, assets and equity deficit indicators reveal the scale of losses sustained by coal companies during a slump. Some even report negative equity as a result of unsettled losses. During a boom, though, these companies generate profits and boast high profitability in all areas analyzed. Profitability ratios typically used by finance companies to assess the performance of coal companies do not constitute a good gauge of their efficiency in the short term, though. However, they can be used for long-term assessment.

Keywords: Pretax Margin, Pretax ROA, Pretax ROE



A Proposal of Rock Burst Control Measures at the Coalface No. 1 4064 at the Mining Plant 1, in OKD, A. S. Czech Republic

Václav ZUBÍČEK¹⁾, Vlastimil HUDEČEK¹⁾, Milan KUBICA²⁾

¹⁾ Institute of Mining Engineering and Safety, Faculty of Mining and Geology, VŠB – Technical University of Ostrava, 17. Listopadu 15, 708 33 Ostrava – Poruba, Czech Republic; email: vlastimil.hudecek@vsb.cz

²⁾ OKD, a.s. Karviná, Czech Republic

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-17>

Submission date: 11-01-2020 | Review date: 02-04-2020

Abstract

The paper describes a proposal of rock burst control measures for excavation and mining of the area the Coalface No. 1 4064, which is located in the 1st mining block of the Mining Plant 1, locality Karviná. It is an area that has been left in place as a protective area for safety reasons due to the high risk of rock bursts, and it is bordered on both sides by old workings.

The aim of the proposal is to extract the retained area by using rock burst control measures to reduce this risk. As a measure, extensive disintegration of the rock massif in the overlying rocks of the seam by blasting works was chosen, both in driving mine workings and in mining of the coalface.

The article describes the methods and scope of implementation of active and passive rock burst control measures in standard situations and in the case of detection of an unfavourable stress level.

Keywords: rock burst, active and passive means of rock burst control measures, mine working management technology, edges of non-stopped-out areas

Introduction

The future of the company OKD a.s. (Ostrava–Karviná Mines) is mainly represented by the coal reserves in its mining space that can be securely extracted through the available means. There are two ways to mine the new resources. The first way is to make the deposits in the mining areas accessible through conventional development work. The second option is to extract the deposits left in the mining area due to technological or safety reasons. In the Mining Plant 1, these are areas with a high concentration of stress and a high risk of rock bursts. In order to protect employees against the possible effects of rock bursts, high demands are placed on rock burst prevention.

For the proposal of rock burst control measures for excavation and mining, the area of the Longwall Face No. 1 4064 was selected, which is located in the 1st mining block of the Mining Plant 1, Karviná locality. [1]

The area of the Longwall Face No. 1 4064 belongs to unexcavated blocks left for safety reasons. This is an area with a high risk of rock bursts. The aim of the proposal for rock burst control measures is the extensive disintegration of the rock massif in the overlying rocks of the seam by blasting work during driving and excavation of the longwall face. [9]

Geology

The Coal Seam No. 40 is a sub-horizontal deposit with an inclination of 5° to 10° the north or northeast. In the western part of the 1st block and in the eastern part of the 2nd block, this seam is partly eroded to the north-east. The seam thickness ranges from 3.2 to 5.1 m in the area of the Breakthrough No. 4064. In the immediate overlying rocks of the Seam No. 40 there is a local occurrence of the Prokůpek Seam, which

reaches the thickness of up to 1 m and it is located approximately 1.35–1.8 m from the Seam No. 40. [2]

The immediate overlying rocks of the Seam No. 40 consists of a siltstone layer with the thickness of about 1.5–8 m, which extends to the north, and of the layers of various sandstones and conglomerates with an average thickness of about 40 m. The Seam No. 39, which follows, is partially extracted. The northern part the Seam No. 39 is affected by erosion. The position of sandstone with the thickness of about 20 m to 40 m is increasing to the north. This is followed by the extracted Seam No. 37. [2]

The underlying rock of the Seam No. 40 consists of siltstone with a very high proportion of quartz, immediately below the Seam No. 40. Siltstones and arenaceous siltstones continue below. The Seam No. 40 is sometimes penetrated by a band from 0 to 0.6 m thick. [2]

Geomechanical conditions

The rock massif of the 1st block in the Karviná locality (formerly the Doubrava Plant) is bordered in the north by the Doubrava Fault with an amplitude of about 500 m and with a dip of the fault area of 80° to the north, an eastward depth fault with an amplitude of about 5 meters and a dip of 65° to the east. To the south, the Eleonora Deformation with an amplitude of about 30 m, and a dip of the fault area of 75° to the north. In the west, the border is formed by the protective pillar of the north-south cross-cut of the 10th Level No. 1036. Due to the preparation and mining of the overlying Seams Nos. 34b, 37 and 39, the area of the 1st block was divided, by artificially created boundary from the already destroyed Blind Shaft No. 931 along the Seam Bases No. 1 3730 and 1 3930, driven approximately in the centre of the area, into two

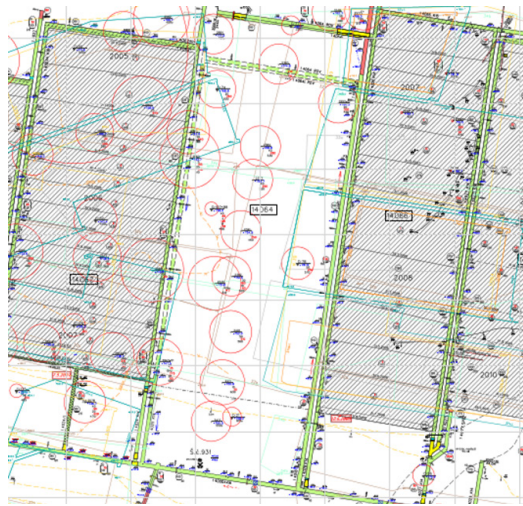


Fig. 1. Map of the Seam No. 40, the 1st block with the proposed Longwall Face No. 4064
 Rys. 1. Mapa pokładu nr 40, 1. blok z proponowanym wyrobiskiem ścianowym nr 4064

Tab. 1. Determination of the weight of the charge in individual boreholes
 Tab. 1. Określenie ciężaru ładunku w poszczególnych otworach wiertniczych

Length of bore (m)	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Charge weight (kg)	3	3	4	4	5	6	7	7	8	8	9	9	10	10

separate Blocks 1 and 2. However, the protective pillar near the two bases was not extracted in any of the above-mentioned seams. [3]

The stress level in the remaining pillar in the area of the Longwall Face No. 1 4064 is influenced mainly by the edges of the finished longwall faces (Figure 1) on the southeast and the west side. The Seam No. 34b was finished on the west side with a pillar 50 m to 70 m wide between the former 2nd block and the 1st block; moreover, from a ground plan point of view, the pillar is shifted to the east compared to the other two underlying Seams No. 37 and No. 39. In the remaining two seams, a pillar up to 200 m wide of irregular shape is left. On the west side of the 2nd block, mining was terminated very irregularly. This created a very unstable pillar in which it is very difficult to estimate the magnitude of the stress. This pillar fundamentally affects stress fields not only in their immediate surroundings but throughout the area of the present 1st block. [3] In addition to the above-mentioned fundamental influence on the stress level, local stresses from adjacent old workings of the Longwall Faces No. 1 4062 to the west and No. 1 4066 to the east of the planned Longwall Face Block No. 1 4064. [3] The width of the Longwall Face Block No. 1 4064 reaches 240 m, which exceeds twice the value of “L” (125 m – the impact range of the additional stresses). During preparation and mining, the areas lining the gate roads of the planned longwall face, especially the Gate Road No. 1 4025, must be regarded as critical and the risk of the shock as real. The rock burst control measures will consist mainly in the massive use of the non-productive blasting operation in the overlying rocks of the Coal Seam No. 40 [3] [4] [5] [6].

A proposal of rock burst control measures for the first driving in standard situations and in the case of the detection of an unfavourable stress level

Active means of rock burst control prevention

Pressure-relief by blasting (PRB) for driving a gateway and breakthrough in standard situations

This pressure-relief by blasting (PRB) will be conducted in boreholes test drills (TD), while a continuous section affected by the PRB at the sides of the mine working must at no point move away from the face more than 10 m and the bore spacing at which PRB is conducted must not exceed 5 m. The DBT partial charge in individual boreholes will be determined according to Table 1 below.

When extending the Breakthrough No. 1 4064/1, PRB will be realized with the borehole length of “N + w” (m), where w = width of the extension and with a spacing of 5 m. Minimum advance of PRB before the extension face will be “N + predicted day-to-day expansion face advance” (m). The partial explosive charges in the individual boreholes are determined according to Table 1. Documentation on precaution measures will be kept in the section of drilling until driving the extension of the Breakthrough No. 1 4064 has been completed.

Measures in the case of unfavourable drill tests

In all boreholes executed at the face or in the road behind the face, PRB will be carried out in the event of adverse results of the drilling tests. The DBT I partial charges will be determined according to Table 1. In case of unfavourable results of the verification drill tests, further steps will be specified by the geomechanics specialist in cooperation with the professional staff of Green Gas, DPB, a. s. [8] [9] [11].

Measures for anomalous development of seismological activity (SL)

In the case of anomalous seismological development, further steps will be specified by a geomechanics special-

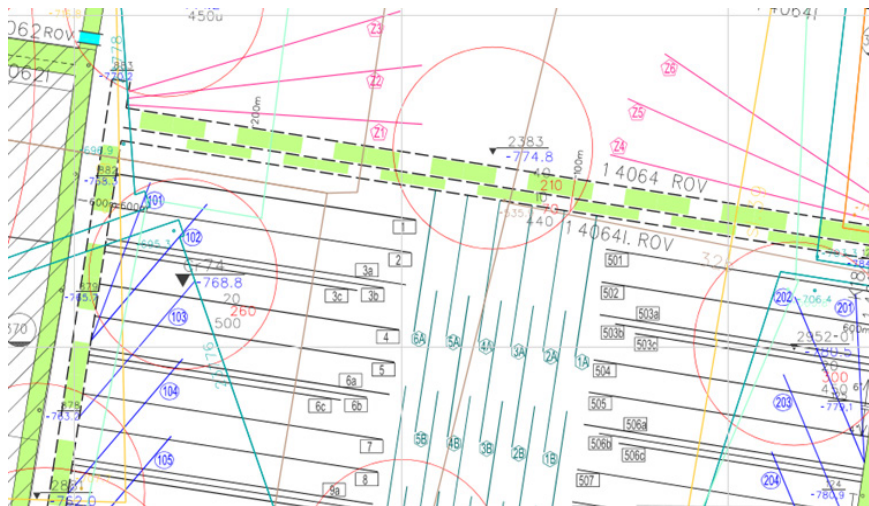


Fig. 2. Drilling diagram of non-productive large-scale blasting operation in the overlying rocks of the Longwall Face No. 4064
Rys. 2. Schemat wiercenia w wyrobisku ścianowym nr 4064

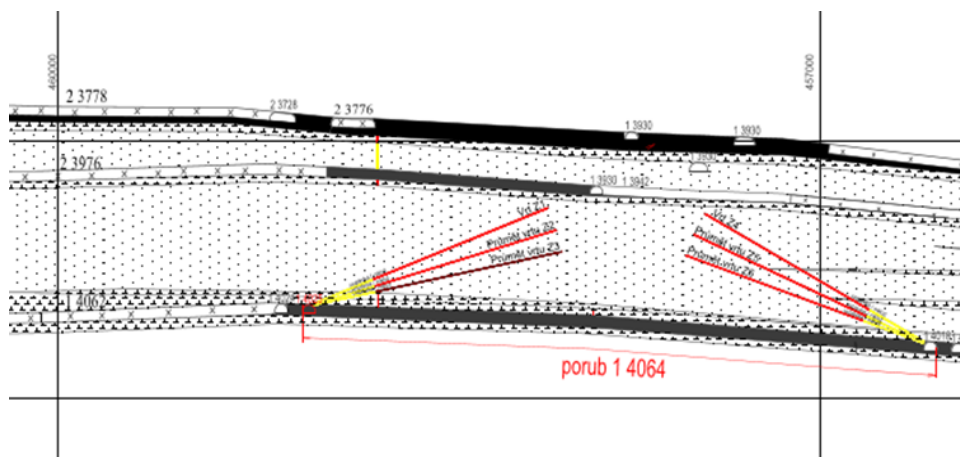


Fig. 3. Drilling diagram of the caving boreholes of the Longwall face No. 4064. Legend: vrt – borehole, průměr vrtu – borehole diagram, porub – longwall face
Rys. 3. Schemat wiercen w wyrobisku ścianowym ścianowej nr 4064. Legenda: vrt – otwór wiertniczy, průměr vrtu – schemat otworu wiertniczego, porub – ściana czołowa

ist in cooperation with professional staff of Green Gas, DPB, a. s.

Methods and scope of passive means of rock burst control *Determination of a vulnerable area*

A driven road or a breakthrough, or adjacent mine workings within 50 m of the face, or 50 m on both sides from the point of unfavourable individual observation is considered to be a vulnerable area. The area under threat must be marked with a “Vulnerable area” board.

Maximum permissible number of employees

The maximum permissible number of employees throughout the shift in the vulnerable area is determined as follows:

- at the time when the work with the intervention into the massive is carried out up to 6 employees
- at the time when there is no intervention into the massif and if forecasting and prevention is realized in standard situations – up to 17 employees

- at the time when an unfavourable stress level is defined (verified) – up to 4 employees
- at the time when an unfavourable stress level is eliminated by active means of rock burst control prevention – up to 3 employees

The highest permissible number of employees does not include the supervising staff or higher supervision authorities (State Mining Administrations, Green Gas DPB a.s., OKD Administration, trade unions, Expert and Scientific Organizations, etc.).

Only the necessary number of employees (foreman, miner, machine operator, etc.) will be involved in handover work at the face, but the maximum permissible number of employees in the vulnerable area must not be exceeded.

Impermissible coincidence of activities

When working with a rock mass (coal extraction at the face or robbing TH-support), it is not possible to carry out work in the area at risk, except for the necessary work to ensure safety. [6]

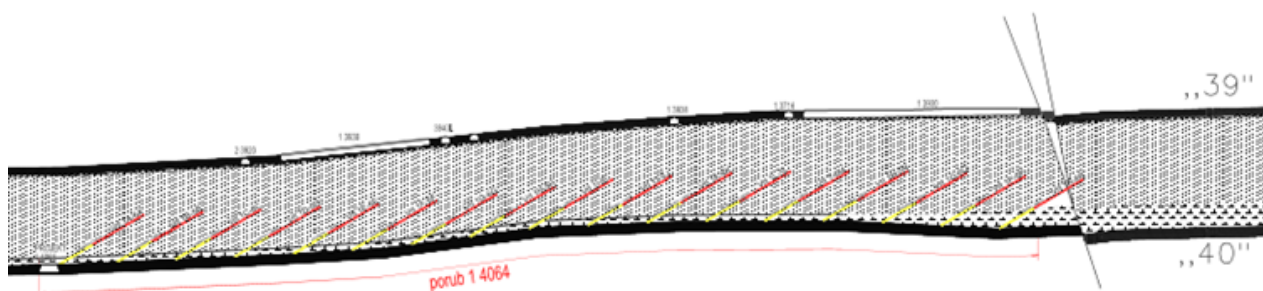


Fig. 4. N-S section of the boreholes for NPLSB in the Longwall Face No. 4064. Legend: vrt – borehole
 Rys. 4. Przekrój N-S otworów dla NPLSB w ścianie nr 4064. Legenda: vrt - otwór wiertniczy

In the case of unfavourable results of a continuous forecast of rock bursts, no work other than the work associated with the removal of this condition can be done.

Ensuring the resistance of the support

The side arcs of the TH-support in coal, or possibly in loose band will be built on steel prop bases and the support will be stabilized by at least five steel bracings.

In places of increased pressures, the load-bearing capacity of the support will be increased by the longitudinal timbers supported by pit props placed on wooden sole pieces, or the mutual spacing of TH-support arcs will be reduced.

Ensuring the passability of escape routes

Necessary material in the vulnerable area must be placed in such a way that safe passage is preserved, and it must be secured against movement.

Continuous forecast for long mine workings in the post-driving period

After driving the Roads Nos. 1 4018 and 1 4025 and the Breakthrough No. 1 4064, or its Extension No. 1 4064 I, continuous seismological monitoring of this area will continue. The evaluation of the data obtained will be carried out in accordance with the valid methodological procedure GF/05/PIS.

Other measures

- The drill test results must be reported to the seismic (geophysical) central in the same shift in which the tests were carried out at the latest.
- The results of the drill tests, pressure-relief by blasting and any other rock burst control measures must be clearly documented. The results of individual observations must be recorded in the shift books of the shift technicians. [7]
- After the drill tests have been carried out at the face, the face stationing must be marked on the face board, after which the creation of the protection zone has been verified.

The pit crew, technical supervision and other staff in the vulnerable area, to the extent relevant to them, must be demonstrably familiarized with the Appendix to the Technological Process - Special Rock Burst Control Measures – based on the project rock burst control. [12].

Proposal of rock burst control measures during longwall face mining

Method and technology of mine working conduct

The Longwall Face No. 1 4064 will be mined using a method of longwall working along the strike from the mining field to controlled caving. It will be equipped with a mechanized support, a power loader and a conveyor. The width of the longwall face will be 240 m and its length will be 497 m. Termination of the longwall face is expected in the Road No. 1 4025 and in the Road No. 1 4018 at the stationing of 120 m. The average extracted thickness of the Longwall Face No. 1 4064 is 3.8 m. In the Road No. 1 4018, conveyor extraction will be installed, and the exhaust air will be led through the Road No. 1 4025.

Methods and scope of implementation of active rock burst control measures in standard situations

Non-productive large-scale blasting operations (NPLSB) in overlying rocks

The NPLSB will be executed in the overlying rocks according to the drilling diagram (Figure 2). The aim of this NPLSB is the extensive degradation of the rock massif in the overlying rocks of the Seam No. 40.

Set goals:

- Influence on the physical and mechanical properties of the overlying rocks in the front zone of the longwall face and the creation of failure zones in the area of the initial Breakthrough No. 1 4064 to the height of the effective overlay, thus helping to create the first caving after the start of the longwall face from the initial breakthrough and initiating the process of regular cutting of the overlying rocks in the further longwall face mining process.
- Influence on the physical and mechanical properties of the overlying rocks and the disruption of the solid layers in the overlying rocks of the Seam No. 40 in order to partially eliminate the influence of edges and non-stopped-out areas in the Seams Nos. 39 and 37.
- Release of flexible potential energy, possibly accumulated in the massif, at the time when there are no employees in the area.

Prior to commencement of mining the Longwall Face No. 1 4064, the NPLSB will be executed within the maximum distance of 70 m from the initial Breakthrough No. 4064. The

individual stages of the NPLSB will be carried out in such a way that the Vertical Boreholes are blasted at a maximum distance of $L_0 = 38$ m to $L = 100$ m in front of the advancing coal head of the Longwall Face No. 1 4064.

Prior to the commencement of mining, the Caving Boreholes Nos. Z 1 – Z 6, see Fig. 3, and the Vertical Boreholes Nos. 1A – 6A from the Breakthrough to the front zone of the longwall face will be blasted. From the Road No. 1 4018, the Vertical Boreholes Nos. 501, 502, 503a, 503b, 503c, 504, 505, 506a, 506b, and 506c, see Fig. 4, and Mop Boreholes Nos. 201 and 202 will be blasted. From the Road No. 1 4025, Boreholes Nos. 1, 2, 3a, 3b, 3c, 4, 5, 6a, 6b, and 6c, and Mop Boreholes Nos. 101 and 102 will be blasted.

Other vertical boreholes that will be drilled and blasted from the Longwall Face No. 4064 will always be drilled after 30 m of the longwall face advance.

The Vertical Boreholes Nos. 503a, 503b, 503c and 3a, 3b, 3c have the “cut-off” character and they will be repeated in regular cycles. The regular development of the caving in the whole area of the Longwall Face No. 1 4064 is facilitated by the continuous disruption of the overlying rock layers of the Seam No. 40.

If drilling boreholes for NPLSB leads to verification of the presence of tectonic faults, which manifest themselves, e.g. by repeated caving of the borehole, loss of flush water, or increased water inlet, the boreholes will not be blasted, or the planned charge will be proportionally reduced for these boreholes.

Another method of blasting may be specified by a geomechanics specialist depending on the development of the seismological activity after consultation with Green Gas DPB, a.s. professional workers.

Irrigation of the coal seam

Before the commencement of mining, the coal head must be irrigated with pressure water in advance within the distance of “L” (m), and within the distance of “L₀” (m) in the front zone of the coal head, it must not be older than 3 months, otherwise additional irrigation must be done. Irrigation will be carried out by the long borehole method from the opening drift and air gate with a spacing of 10 m. In cases where the whole coal head length cannot be covered by long boreholes, or for other operational reasons, it is necessary to carry out irrigation using medium-sized boreholes from the longwall face with a spacing of 5 m and a length of daily advance +0.5 m.

During irrigation, the amount of water injected into the borehole will be measured by the flowmeter and documented. Each irrigated long borehole must be closed, for example with a wooden plug. Individual boreholes must be marked with boards indicating the number, length, water quantity, and irrigation date.

The required amount of water to irrigate each borehole (Q) was determined according to [10]:

$$Q = 2 \cdot M \cdot B \cdot V \cdot (D + B) \text{ (litres)} = 2 \cdot 3.8 \cdot 5 \cdot 10 \cdot (120 + 5) = 47\,500 \text{ (litres)}$$

where

M – average thickness of the seam in the irrigated block (m),

D – length of the irrigation borehole (m),

B – irrigation range (5 m),

V – specific quantity of pressure water (10 l/1 m³ of coal),

The amount of injecting water to be pumped is set at 75% of the original calculated value, that is 35 625 (litres).

Active rock burst control measures in the seam in longwall gate roads

Active rock burst control measures performed during the excavation of longwall gate roads by the PRB, which will no longer be carried out.

Methods and extent of implementation of active rock burst control measures in the case of the detection of an unfavourable stress level

Active rock burst control measures in the event of unfavourable drill test results

In the event of unfavourable drill test results, the PRB will be executed in all boreholes. The partial charge in the individual boreholes will be determined according to Table 1.

Active rock burst control measures in the event of detecting anomalous development of a seismo-active or seismological activity

In the case of anomalous development of a seismo-active activity, the PRB will be performed, the specific parameters of which will be determined by a geomechanics specialist. Check drill tests after the performed PRB will no longer be carried out. In the case of anomalous development of a seismological activity, further steps will be specified by the geomechanics specialist in cooperation with the professional staff of Green Gas, DPB, a. s.

Method and extent of passive rock burst control measures

Determination of a vulnerable area

The Longwall Face No. 1 4064, Gate Roads Nos. 1 4018 and 1 4025, and other roads up to a minimum distance of “L” (m) before the coal head are considered vulnerable areas.

Determination of impermissible overlapping of activities and restrictions on the movement of employees

Impermissible concurrent activities in the vulnerable area

At the time of execution of the work with intervention in the rock massif in the longwall face, all works in the gate roads are prohibited, except for the works absolutely necessary for ensuring safety. Intervention in the rock massif means:

- Coal extraction and loading of a power loader
- Transferring longwall support

In the case of unfavourable results of a continuous rock burst forecast, it is forbidden to carry out activities that are not related to works intended to eliminate this condition.

Restrictions on the movement of employees

- At least at the distance of “L” (m) from the longwall face, an openable gate must be placed in the coal heads with the warning board with the notice “Entry Prohibited – Endangered Area”. A red light signal must be set up there to

indicate the time of the intervention into the rock massif. The openable gate will be equipped with alert signalling its opening and closing at the inspection service site. Entering the area behind this gate towards the vulnerable area is possible only with the permission of the inspection service. Consent is issued verbally based on the development of seismic activity in the vulnerable area.

- Entering the section of roads in the vulnerable area at the time of intervention into the rock massif and staying there is possible only if it is absolutely necessary to ensure occupational and operational safety.

- Tracking the movement of persons in the roads of the vulnerable area and persons entering the affected area, i.e. the sections of the gate roads and roads in the front zone of the longwall face in the same seam within a minimum distance of "2 L" (m) from the coal head has to be provided by electronic sensors with the data output at the inspection service site. The sensors must provide a continuous overview of the movement of persons in the vulnerable area and must permanently record the entry time, identification of the persons entering and the time of leaving the vulnerable and affected areas.

- Drilling work in the seam and in the accompanying rocks in the roads within the same seam up to the distance of "1.5 L" (m) from the coal head is not allowed at the time of the intervention into the rock massif.

- An acoustic warning will be installed in the longwall face area and in the gate roads within the distance of L" (m) from the longwall face.

Maximum permissible number of employees

The maximum permissible number of employees in the vulnerable area is 22 in the mining shift and 45 in the preparatory shift. When verifying the increased stress zone by additional drill tests, it is up to 6 employees. In the implementation of active rock burst control measures in order to eliminate dangerous situations, the maximum number of employees in the vulnerable area will be reduced to 4 and no other operations can be carried out.

The highest permissible number of employees does not include the supervising staff or higher supervision authorities (State Mining Administrations, Green Gas DPB a.s., OKD Administration, trade unions, Expert and Scientific Organizations, etc.).

Changing shifts will take place outside the vulnerable area. Only the necessary number of employees in the main professions will be present during handover of work in the workplace and their number must not exceed the maximum permissible number of employees.

Securing the coal pillar in the longwall face

The coal pillar in the longwall face must be permanently secured against slipping out by means of pillar plates of the longwall support sections, with the exception of the area in which coal extraction has just been carried out (about 20 m in the vicinity of the power loader). Employee move-

ment across the longwall conveyor will be limited to technically necessary operations such as securing the roof, repairing the longwall conveyor belt or support plates, and test drills. Employees performing test drills in the longwall face are obliged to secure the coal pillar at the site of the test drill with support plates, or possibly with wooden shredding.

Strengthening the bearing capacity of gate roads

Strengthening the support of the Gate Road No. 1 4025 will be made by means of strand anchors according to the high anchor project. The Road No. 1 4018 was already supported with strand anchors during driving.

Ensuring escape routes

In the gate roads in the vulnerable area "L" (m) in front of the longwall face, no material may be stored on the seam floor except the materials necessary to ensure the daily operation of the longwall face. This material must be stored and fixed to TH-support so that safe passage is maintained. The material must not be kept on the suspension groove in the vulnerable area, either.

Signalling of unfavourable stress levels

In the event of a hazardous situation signalled by the intermittent acoustic signal, it is the duty of all employees in the vulnerable area to hide immediately in the sections of the longwall support, and the other staff in the adjacent gate roads will leave the designated vulnerable area. Pursuant to Section 15, Subsection 3 of the State Mining Administration Decree No. 659/2004 Coll., as amended, the State Mining Administration Decree No. 282/2007 Coll., the State Mining Administration Decree No. 35/2010 Coll., switching off of electricity with cable distributions above 1 kV in mines classified in the 2nd or 3rd degree of rock burst hazard must be equipped with a device for automatic shutdown in the case of

- rock burst, or
- exceeding the permitted methane concentration in the mine air. The shutdown must occur within 2 seconds of exceeding the set limit of any sensor located in the specified mine workings.

Location of sensors and areas of automatics shutdown will be specified by the mine manager. The organization will mark them in the emergency plan.

Conclusions

The area of the concerned Longwall Face No. 1 4064 is situated in the last layer of saddle layers of the Karviná formation, characterized by solid compact rocks and very thick deposits located at a depth of about 1000 m below the earth's surface. The Longwall Face No. 1 4064 will be the last extracted block in the Seam No. 40 in the 1st mining block at the Mining Plant 1, Karviná locality, and it will be situated between the old workings of the Longwall Face No. 1 4062 from the west and the old working of the Longwall Face No. 1 4066 from the east.

Since the concerned longwall face is bordered on both sides by the old workings of the already extracted longwall

faces, increased stresses can be expected to occur in the concerned area. Without the use of active and passive rock burst control measures, rock bursts could occur in the concerned area. For this reason, it is essential to comply with the principles of rock burst control and to apply all available steps with regard to the implementation of active rock burst control measures and all available steps in terms of passive rock

burst control measures. The primary active rock burst control measures, which should be used when mining the Longwall Face No. 1 4064, is the non-productive blasting operation in the overlying rocks.

The main aim of the article is to familiarize the readers with the proposal of rock burst control measures for safe extraction of the above-mentioned longwall face.

Literatura – References

1. Karviná mine – ČSA Plant[online], 2012 [cit. 2015-04-14]. Available at WWW: <http://www.okd.cz/files/img_4517_33.jpg>.
2. Geology 1 4064, Internal documents of the Mining Plant 1, Karviná locality, Karviná
3. PTÁČEK, J., KONÍČEK, P., GOLASOWSKI, J., WACLAWIK, P.: Současný trend protitřesové prevence v OKR. Uhlí, rudy, geologický průzkum.(Current trend of rock burst control in OKR. Coal, ore, geological survey) 2014, year 62, issue 4, p. 10-14. ISSN 1210-7697
4. KUBICA, M.: The Proposal Prevention of Rock Burst for Preparation and Extraction in the Location of Coalface no.1 4064 Karviná at the Mining Plant 1. Ostrava, 2017. Diploma thesis. VŠB – Technical University of Ostrava. Thesis supervisor Ing.Václav Zubíček,Ph.D
5. TAKLA et al.: Prognóza a aktivní a pasivní prostředky prevence otřesů v OKR (Prognosis and active and passive rock burst measures in the Ostrava-Karviná Coal District), VŠB – Technical University of Ostrava, Ostrava, 2009, ISBN 80 – 7078 – 793 - 2
6. State Mining Administration Decree No. 659/2004 Coll., on health and safety at work and on the safety of operation in mines with the rock burst hazard, Praha
7. Methodology, Individual observations, GM/05/IP. Ostrava, 2005
8. Methodology, Rock burst control measures, GM/05/PPP. Ostrava, 2005
9. Methodology, Blasting operations, GM/05/TP. Ostrava, 2005
10. Methodology, Irrigation, GM/05/ZAV. Ostrava, 2005
11. Methodology, Relief drilling, GM/05/OV. Ostrava, 2005
12. Draeger Oxy K50 [online], 2017 [cit. 2017-04-20]. Available at WWW: <https://www.draeger.com/Products/Image/oxy-k-30-50_st-3475-2003.jpg>

Propozycja sposobu pomiaru ruchów górotworu w ścianie węglowej nr 1 4064 w kopalni nr 1 w OKD, Czechy

W pracy opisano propozycję sposobu kontroli tępań skał w obszarze górniczym wydobycia w ścianie nr 1 4064, która znajduje się w 1. bloku wydobywczym Zakładu Górniczego nr 1, miejscowość Karwina. Jest to obszar, który pozostawiono jako filar ochronny ze względów bezpieczeństwa z uwagi na na wysokie ryzyko przemieszczania się skał, po obu stronach graniczących ze starymi wyrobiskami. Celem opracowania jest zbadanie obszaru filara za pomocą środków do kontroli tężenia. W artykule opisano metody i zakres wdrażania aktywnych i pasywnych środków kontroli tężenia w skałach w standardowych sytuacjach oraz w przypadku wykrycia niekorzystnego poziomu stresu. Jako sposób wybrano rozległy obszar masywu skalnego gdzie obserwuje się ruchy górotworu wywołane przez roboty strzałowe. W artykule opisano metody i zakres realizacji aktywnych i pasywnych środków kontroli tężenia w warunkach standardowych oraz w przypadku wykrycia niekorzystnego poziomu naprężeń.

Słowa kluczowe: tężenie, aktywne i pasywne środki kontroli tężenia, technologia zarządzania pracą w kopalni, krawędzie obszarów bez przeszkód



Rola edukacji społeczeństwa w koncepcji gospodarki cyrkularnej

Anna KOWALSKA¹⁾, Wiktoria SOBCZYK²⁾, Kinga KORZEC³⁾

¹⁾ dr inż.; Instytut Matematyczno-Przyrodniczy, Zakład Ochrony Środowiska, Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa w Tarnowie, 33-100 Tarnów, ul. Mickiewicza 8, Polska; email: annakowalska333@op.pl

²⁾ prof. dr hab. inż.; Katedra Inżynierii Środowiska, AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, 30-059 Kraków, Al. Mickiewicza 30, Polska; email: sobczyk@agh.edu.pl

³⁾ lic.; Instytut Matematyczno-Przyrodniczy, Zakład Ochrony Środowiska, Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa w Tarnowie, 33-100 Tarnów, ul. Mickiewicza 8, Polska

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-18>

Submission date: 05-01-2020 | Review date: 11-04-2020

Abstrakt

W okresie znacznego zanieczyszczenia środowiska oraz nadmiernego i nieracjonalnego wykorzystania nieodnawialnych surowców gospodarka cyrkularna, nazywana zamiennie gospodarką o obiegu zamkniętym, jest szansą dla obecnych i przyszłych pokoleń. Aby możliwe było przejście z gospodarki linearnej na gospodarkę cyrkularną, muszą być spełnione dwa warunki. Pierwszy dotyczy odpowiedniej produkcji, drugi odpowiedniej konsumpcji. Konsumenci oraz producenci muszą traktować odpady jako surowce, które można zawrócić do obiegu. Aby zmienić podejście społeczeństwa w tej kwestii, należy zintensyfikować oraz dopasować edukację ekologiczną do aktualnych potrzeb. Dostosowując metody edukacji, należy zbadać najpierw poziom świadomości ekologicznej społeczeństwa i zastanowić się, na jakie aspekty zwrócić szczególną uwagę. W artykule przedstawiono wyniki badań ankietowych w dwóch grupach: młodzieży oraz dorosłych. Ankietowanie dotyczyło zachowań prośrodowiskowych oraz wiedzy o odpadach. Na podstawie przeanalizowanych odpowiedzi można stwierdzić, że świadomość ekologiczna w dwóch badanych grupach jest na różnych poziomach.

Słowa kluczowe: odpady, edukacja ekologiczna, świadomość ekologiczna, gospodarka cyrkularna

Wstęp

Współczesny model życia opiera się na gospodarce linearnej, która zakłada wytworzenie dobra przez producentów, zakup danego produktu przez konsumentów oraz jego wykorzystanie, a następnie jego pozbycie się. Wraz ze wzrostem stopy życiowej ludzie nabywają coraz więcej produktów, które niejednokrotnie są im zbędne. Podążanie za modą powoduje, że ludzie pozbywają się sprawnych przedmiotów. Sposób myślenia konsumentów wielu dóbr jest dużym problemem środowiskowym. Świadomość dorosłego społeczeństwa kształtowana jest głównie przez media, które przez rozmaite reklamy zachęcają do konsumpcjonizmu. Reklamy skupiają się na produktach ułatwiających życie, toteż stają się wręcz celem egzystencji wielu ludzi, a posiadanie środków materialnych świadczy o statusie społecznym.

W środkach masowego przekazu nie ma równowagi pomiędzy przekazem informacji dotyczących samych produktów a wpływem konsumpcjonizmu na środowisko. W lepszej sytuacji są dzieci i młodzież, którym wiedza na temat ochrony środowiska i zależności pomiędzy środowiskiem i człowiekiem są przekazywane na zajęciach lekcyjnych oraz podczas proekologicznych akcji (np. „Dni Ziemi”). Edukacja ekologiczna jest szansą dla obecnego i dla przyszłych pokoleń. Zmiana sposobu myślenia jest konieczna i wymaga dużego nakładu pracy.

Aby efekty były długofalowe, należy uświadomić społeczeństwu, że wszyscy jesteśmy zależni od środowiska, a w przypadku gdy poszczególne komponenty środowiska będą zanieczyszczone, wpłynie to negatywnie również na stan zdrowia ludzi. Przez długie lata prowadzona była edukacja ekologiczna mająca na celu nauczenie społeczeństwa odpowiedniego postępowania z od-

padami ze szczególnym uwzględnieniem segregacji odpadów [Pawul, Sobczyk 2011]. Niestety do dzisiejszego dnia nie każdy potrafi właściwie posegregować odpady, a część społeczeństwa wyrzuca odpady na dzikie wysypiska. Mimo to należy pójść krok dalej i edukować społeczeństwo w zakresie minimalizacji powstawania odpadów oraz rozwoju gospodarki o obiegu zamkniętym. Nowy model zakłada podarowanie niepotrzebnych przedmiotów, ich naprawę lub odnowę (upcyklik), dzięki czemu dany przedmiot nie trafi na składowisko odpadów i będzie jeszcze służył innym przez dłuższy czas.

Założenia gospodarki o obiegu zamkniętym dotyczące społeczeństwa konsumentckiego

Koncepcja circular economy zakłada, że produkty, materiały i surowce mają być wykorzystywane tak długo, jak to możliwe, przy równoczesnym dążeniu do minimalizacji wytwarzania odpadów. Odpady powinny być traktowane jako surowiec wtórny poddany recyklingowi i użyty ponownie. Dzięki temu produkty są wprowadzane do obiegu na nowo, a ich cykl życia zostaje wydłużony [Rutkowska, Popławski 2017].

Założenia gospodarki o obiegu zamkniętym nie są przepiśm nowym. Jednym z punktów jest powtórne wykorzystanie. Już od wielu lat w Polsce funkcjonują sklepy z odzieżą używaną, a do specjalnych pojemników można oddać niepotrzebne ubrania dla potrzebujących (np. w Wieliczce Brzegach działa Campus Misericordiae, a w wielu miastach funkcjonuje food-sharing). Na licznych portalach internetowych można znaleźć zakładki oddam za darmo/zamienię.

Kolejnym założeniem gospodarki o obiegu zamkniętym jest naprawianie. Jeszcze w latach 90. XX wieku z uwagi na

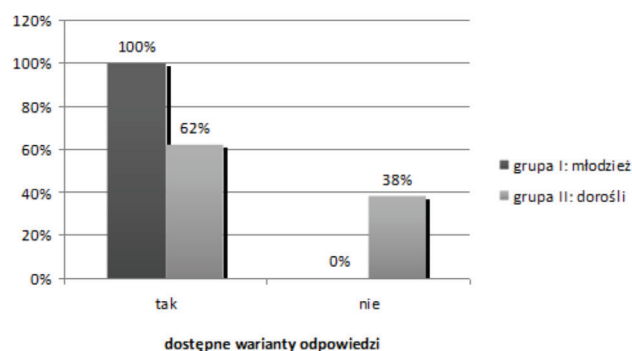


Fig. 1. Results of the answer to the question about the respondents' knowledge of the concept of ecological education
Fig. 1. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące znajomości przez respondentów pojęcia edukacji ekologicznej

braki towarów w sklepach zepsute rzeczy często zanosilo się do punktu napraw lub reperowano we własnym zakresie. Obecnie sprzęty częściej ulegają awarii, a ich żywotność szacowana jest na krótszy czas niż kilkanaście lat temu. W związku z tym zużyte sprzęty szybciej stają się odpadem, a konsument częściej nabywa nowe towary. Obecnie w nowo wybudowanych punktach selektywnej zbiórki odpadów funkcjonują miejsca naprawy zepsutych urządzeń, np. ostrzenie noży i noży.

Odnowienie starych przedmiotów jest częścią gospodarki o obiegu zamkniętym. Starocie stały się modnym, często unikatowym elementem mieszkania, np. stare meble dostają drugie życie. Prowadzone są specjalistyczne kursy, gdzie laicy mogą nabyć umiejętności w tym zakresie.

Współdzielenie się prowadzi do ograniczania powstawania odpadów, ale również może pogłębiać więzi pomiędzy sąsiadami. Dzielenie się kosiarką do trawy na osiedlu domków jednorodzinnych, gdzie właściciele mają małe trawniki, a koszenie odbywa się kilka razy do roku, wpłynie na zmniejszenie się liczby tych urządzeń, a tym samym na zmniejszenie ilości odpadów.

Gospodarka o obiegu zamkniętym opiera się na usługach, a nie na posiadaniu rzeczy. Powszechne są pralnie, jednak coraz częściej można spotkać się z usługą osób prywatnych, które zajmują się odbiorem, praniem i prasowaniem nieświeżych ubrań. Nie jest konieczne posiadanie pralki w swoim gospodarstwie domowym. Specjalistyczne punkty oferujące usługi mogą mieć sprzęt dobrej jakości, serwisowany przez specjalistyczną firmę. W takim podejściu odchodzimy od posiadania, a skupiamy się na usługach. Tym samym na oferowaniu pracy innym ludziom.

Edukacja ekologiczna jako ważny element przejścia na gospodarkę cyrkularną

Edukacja ekologiczna, zamiennie nazywana środowiskową, powinna zawierać trzy elementy: kształtowanie świadomości, zmianę postawy, konkretne działania. Nie wystarczy wiedza o zagrożeniach środowiska. Potrzebna jest motywacja do podejmowania konkretnych działań. Ponadto edukacja ekologiczna ma na celu przygotowanie społeczeństwa do odpowiedzialności za środowisko, racjonalnego korzystania z zasobów oraz ekologicznego podejścia do własnego organizmu [Terlecka 2014].

Edukacja ekologiczna wymaga czasu. Mimo że jest prowadzona w Polsce od kilkadziesiąt lat, to świadomość ekologiczna społeczeństwa, a co za tym idzie, postawy i działania, nie

są zadowalające. Celem edukacji powinno być kształtowanie nowych nawyków. Obok zajęć teoretycznych uczestnicy szkoleń i kursów powinni poznać praktyczną stronę gospodarki odpadami. Podczas zorganizowanych wyjazdów terenowych warto odwiedzić składowisko odpadów, spalarnię, kompostownię oraz PSZOK, aby zdać sobie sprawę, że życie odpadów nie kończy się w kubie na śmieci lub w śmieciarce. Każdy odpad jest albo surowcem wtórnym, albo obciążeniem dla środowiska.

Edukację należy opierać na przykładach. Trudno jest wyobrazić sobie 9 milionów ton jedzenia, które jest wyrzucane każdego roku w Polsce. Jednak gdy opiszemy długi jak wszystkie granice Polski pociąg z 220 tysiącami wagonów z odpadami żywnościowymi, skalę tego zjawiska zrozumie nawet uczeń szkoły podstawowej.

Wyedukowane społeczeństwo w zakresie ekologii jest bardziej świadome podczas nabywania dóbr. Wybierając produkty przyjazne środowisku, konsumenci realnie wpływają na producentów, motywując ich do zmiany produkcji. W tym zakresie niezbędny jest wkład każdego człowieka, ponieważ im więcej osób wybierze ekologiczny produkt, tym bardziej wybór ogółu wpłynie na producentów. Ekologiczne firmy będą się rozwijały, natomiast pozostałe będą zmuszone do wprowadzenia zmian umożliwiających zmniejszenie negatywnego wpływu na środowisko. W przeciwnym przypadku czeka je bankructwo.

Dużym problemem jest niedocenywanie realnego wpływu własnych wyborów na środowisko. Niektórzy sądzą, że postępowanie w skali lokalnej ma znikomy wpływ na środowisko w skali globalnej. Tylko świadomość integracji ze środowiskiem pozwoli na emocjonalne podejście do spraw ekologii, a tym samym na zmiany w systemie wartości, w którym być jest ważniejsze niż mieć. Jednostka powinna czuć się częścią zarówno środowiska, jak i społeczeństwa, które poprzez swoje codzienne zachowania może zrobić coś dobrego dla siebie oraz dla przyszłych pokoleń. Świadomość ekologiczna polega na uzupełnianiu się wiedzy i wyobraźni ekologicznej, jest efektem własnych przemyśleń, doznań i doświadczeń [Sobczyk 2016].

Bardzo ważnym elementem gospodarki o obiegu zamkniętym są Punkty Selektywnej Zbiórki Odpadów (PSZOK). Nie wystarczy sama edukacja ekologiczna w zakresie postępowania z odpadami, jeżeli nie będzie możliwości zastosowania nabytej wiedzy. PSZOK-i są miejscem odbioru od mieszkańców odpadów zarówno niebezpiecznych, wielkogabarytowych, jak i segregowanych. Eliminuje to deponowanie odpadów w nielegalnych miejscach, czyli na dzikich wysypiskach. Szczegółowy

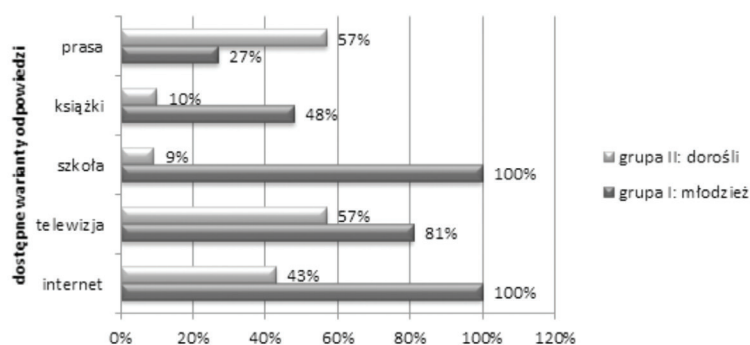


Fig. 2. Results of answers to the question regarding sources of knowledge about the state of the environment
Fig. 2. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące źródeł wiedzy o stanie środowiska

sposób świadczenia usług przez PSZOK-i określa rada gminy w drodze uchwały. Niestety nie ma jasnych wytycznych dotyczących funkcjonowania takich obiektów, w związku z tym w kraju można spotkać różne modele organizacyjne. Każdy PSZOK posiada regulamin określający szczegółowe zasady funkcjonowania, w tym godziny otwarcia, rodzaj przyjmowanych odpadów, rodzaje odpadów, które nie są przyjmowane, wagę lub ilość odpadów, które można oddać bezpłatnie. PSZOK musi być traktowany przez mieszkańców jako jeden z ważnych elementów system gospodarki odpadami. Dzięki PSZOK-om mieszkańcy produkują mniej odpadów zmieszanych, a odpady niebezpieczne trafiają do miejsc dla nich przeznaczonych. W gminach, w których funkcjonują nowo otwarte PSZOK-i, powinna być prowadzona kampania edukacyjna dla mieszkańców regionu objętego systemem. Należy to prowadzić z zastosowaniem różnorodnych form przekazu, tak aby każdy mieszkaniec znał zasady funkcjonowania takiego punktu [<https://sozosfera.pl>].

Ocena świadomości ekologicznej społeczeństwa

Badania zostały przeprowadzone w formie ankiety, w celu porównania świadomości ekologicznej dwóch różnych grupach wiekowych. Kwestionariusz ankiety składał się z 18 pytań. W badaniu uczestniczyło 158 respondentów, podzielonych na dwie grupy pod względem wieku: młodzież w wieku szkolnym oraz dorosłych powyżej 20 roku życia. Każda z badanych grup liczyła po 79 osób. W grupie pierwszej kobiety stanowiły 59%, natomiast w grupie drugiej 53%. W obydwu grupach dominującym miejscem zamieszkania była wieś, w pierwszej grupie 82%, a w grupie drugiej 66%.

Pierwsze pytanie dotyczyło znajomości pojęcia edukacji ekologicznej. Okazało się, że termin ten nie jest w dostatecznym stopniu znany osobom dorosłym. Tylko 62% ankietowanych kiedykolwiek wcześniej zetknęło się z tym pojęciem, a pozostałe 38% nie zna go. Bardzo zadowalający jest fakt, że w grupie młodzieży zaobserwowano 100% znajomości tej definicji (fig. 1).

Pytanie drugie dotyczyło źródeł wiedzy ekologicznej. Badania wykazały, że w I grupie informacje o środowisku czerpane są głównie ze stron internetowych (100%), programów telewizyjnych (81%) oraz z zajęć szkolnych (100%), natomiast dużo mniej informacji zdobywanych jest poprzez źródła, takie jak: książki (48%) i prasa (27%). Ankietowani poproszeni o wskazanie innych źródeł, z których pogłębiają swoją wiedzę na temat środowiska, wskazali także uroczystości szkolne (86%), własne obser-

wacje (34%) oraz doświadczenie starszych osób w tej dziedzinie (24%). Dla grupy II źródłem wiedzy o środowisku w większości jest telewizja oraz prasa – stanowią one prawie 60% odpowiedzi podanych przez respondentów. Źródłami, które w mniejszym stopniu dostarczają wiedzę na temat środowiska, okazały się: strony internetowe (43%), książki (10%) i szkoła (9%). Spośród tej grupy inne odpowiedzi podały tylko dwie osoby i były to: własne obserwacje i doświadczenia życiowe (fig. 2).

Kolejne pytanie miało na celu sprawdzenie wiedzy na temat obecnego stanu środowiska i podejmowanych działaniach polepszających jego stan. Wyniki, które zostały uzyskane, wskazują na to, że dużo większą wiedzę na ten temat posiada grupa młodzieży – 90% ankietowanych. Natomiast 10% przebadanych z grupy I nie wie, jak należy postępować, aby poprawić warunki środowiskowe, pomimo posiadanej wiedzy o jego obecnym stanie. Druga grupa respondentów nie prezentuje dobrej znajomości w tym zakresie. Co prawda 53% osób podało, że ma świadomość pogarszającego się stanu środowiska, ale 41% respondentów nie wie, jak postępować w celu poprawy obecnego stanu (fig. 3).

Z przeprowadzonych badań wynika, że po 43% respondentów z obu grup zwraca uwagę podczas zakupów na to, czy opakowania produktów podlegają recyklingowi (fig. 4). Część badanych z grupy I kupuje produkty w opakowaniach zwrotnych (33%), lecz dla 24% jest to obojętne. W grupie II produkty w opakowaniach zwrotnych kupuje 11% ankietowanych, a aż 46% nie zwraca na to uwagi.

Interpretując wyniki badania w pytaniu szóstym, można stwierdzić, że podczas zakupów ankietowani z grupy I najczęściej wybierają ekologiczne torby (54%), natomiast respondenci z grupy II preferują reklamówki wielokrotnego użytku (30%). Najmniejszą popularnością w obu grupach cieszą się koszyki wiklinowe (grupa I–0%, grupa II–10%) oraz plecak/torba (grupa I–10%, grupa II–11%) (fig. 5).

Zadano badanym pytanie o segregację odpadów w domu i uzyskane odpowiedzi są zadowalające. Aż 96% ankietowanych w grupie I segreguje odpady i 89% w grupie II. Jedynie mały odsetek, odpowiednio 4% i 11%, nie segreguje odpadów.

Według 75% ankietowanych w grupie młodzieży kluczowym powodem segregacji odpadów jest zmniejszenie ilości odpadów w środowisku. Jedynie 21% określa pobieranie mniejszych opłat za segregację jako motywację do wykonywania tej czynności. Dorosli respondenci w 48% za główny powód segregacji podali uiszczanie mniejszych opłat za odpady segre-



Fig. 3. Results of the answer to the question about the respondents' awareness of the current state of the environment
 Fig. 3. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące świadomości respondentów na temat obecnego stanu środowiska

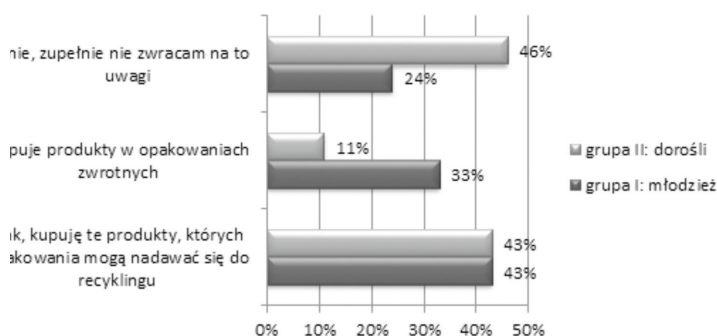


Fig. 4. Results of the question regarding the types of packaging
 Fig. 4. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące rodzajów opakowań

wane oraz zmniejszenie ilości odpadów segregowanych – 41% (fig. 7).

Ankietowani zostali postawieni przed zadaniem wybrania tych odpadów komunalnych, które powinny być oddzielane od odpadów zmieszanych. Grupa I wykazała się większym zasobem wiedzy w tym zakresie, ponieważ w większości zaznaczane odpowiedzi były poprawne. Młodzież w 100% podała, że powinno się oddzielać: radio, leki, umyte opakowanie po jogurcie, szklą butelkę po napoju i baterie. Pozostałe odpady, które powinny zostać oddzielone, uzyskały 96% i 93% w I grupie. W grupie II 86% respondentów podało leki i baterie jako odpady oddzielane od zmieszanych, 71% uznało radio, 20% umyte opakowanie po jogurcie, 29% szklaną butelkę po napoju, 23% obierki po warzywach i owocach, 15% karton po soku jako odpady konieczne do sortowania (fig. 8).

Podsumowanie

Bazując na otrzymanych wynikach przeprowadzonych badań, można dostrzec istotną różnicę pomiędzy odpowiedziami udzielonymi przez młodzież i dorosłych. Badani z grupy I udzielali w większości prawidłowych odpowiedzi. W grupie II zauważalne były odpowiedzi wymieszane, niekoniecznie prawidłowe. Ankietowani z I grupy posiadają szeroką wiedzę z zakresu edukacji ekologicznej, pochodzącą głównie z zajęć oraz uroczystości szkolnych, co zaznaczali przy pytaniu drugim jako jedną z odpowiedzi. Obie grupy jako zasób wiedzy podawały także strony internetowe oraz programy telewizyjne.

Badanie pozwoliło zaobserwować fakt, że wraz z wiekiem zainteresowanie środowiskiem maleje. Młode osoby wiedzą

o pogarszającym się stanie środowiska i tylko nieliczna grupa nie wie, jak sobie z tym radzić. Część respondentów z grupy II twierdzi, że środowisko jest w dobrym stanie i działania mające na celu polepszenie go nie są konieczne. Zadowolający jest fakt, że w przypadku obu grup w miejscach zamieszkania w większości segreguje się odpady, chociaż powody ku temu są różne. Część ankietowanych robi to z powodu pogarszającego się stanu środowiska, a część dlatego, że za odbiór takich odpadów naliczane są mniejsze opłaty. Warto dodać, że bardzo duża część ankietowanych zwraca uwagę na to, w jakich opakowaniach znajdują się zakupione produkty. To bardzo ważny krok, który prowadzi do zmniejszenia masy odpadów komunalnych. Co ciekawe, grupa I bardzo dobrze poradziła sobie z wskazaniem odpadów, które powinny zostać oddzielane od zmieszanych odpadów komunalnych. Niestety dorośli mieli z tym dużo więcej problemu. Z analizy wynika, że większość podanych odpadów należy umieścić w kontenerze odpadów zmieszanych.

Podsumowując, należy podkreślić, że młodzież odznacza się dużo większą wiedzą z zakresu postępowania z odpadami komunalnymi w domu oraz w najbliższym otoczeniu. Wynika to głównie stąd, że kształtowanie postaw proekologicznych stało się jednym z głównych założeń edukacyjnych ostatnich lat. Ta tematyka zawarta jest w programach przedszkolnych i szkolnych i realizowana podczas zabaw, nauki czytania, śpiewu czy malowania. Dzieci wynoszą ze szkoły bardzo duży zasób wiedzy. Warto byłoby edukować dorosłych w podobny sposób. Już teraz wiele starszych osób czerpie wiedzę od młodszego społeczeństwa, co warto zintensyfikować i zacząć otwierać ośrodki szkoleniowe dla osób dorosłych.

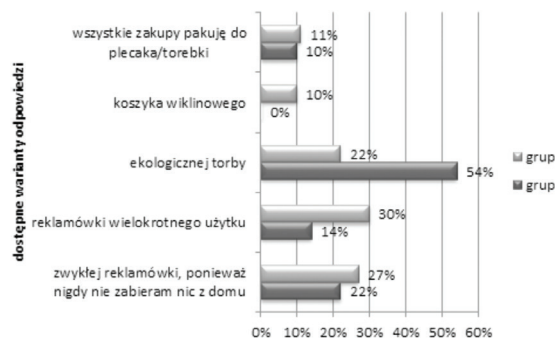


Fig. 5. Results of answers to the question regarding shopping packaging
Fig. 5. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące pakowania zakupów

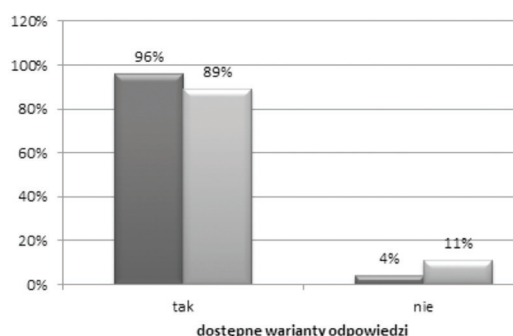


Fig. 6. Results of answers to the question about waste sorting by respondents
Fig. 6. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące segregacji odpadów przez respondentów

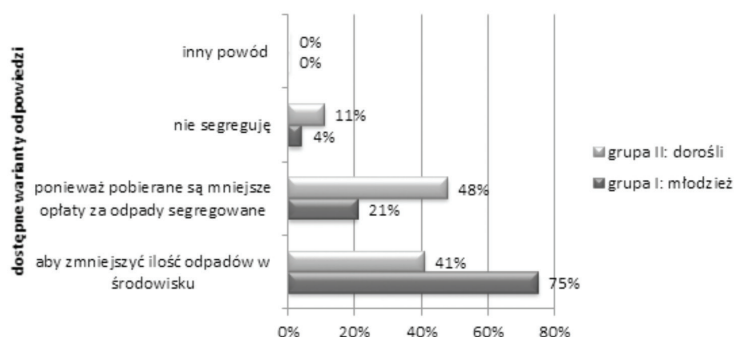


Fig. 7. Results of answers to the question regarding the reason for sorting of waste by respondents
Fig. 7. Wyniki odpowiedzi na pytanie dotyczące powodu segregacji odpadów przez respondentów

Odpady i zagrożenia z nimi związane dla środowiska stają się coraz bardziej dostrzegalnym problemem. Rozwijający się przemysł jest przyczyną różnorodności powstających odpadów. Problem związany z odpadami pojawia się wszędzie tam, gdzie przebywa człowiek. Przeciętny Polak produkuje 200-300 kg odpadów rocznie. Warto podkreślić, że nie tylko Polska boryka się z problemem odpadów. Dotyczy to Europy i całego świata. Kwestię odpadów próbuje się rozwiązać poprzez ich właściwą gospodarkę i stanowienie przepisów, które wymuszają prawidłowe postępowanie z nimi. Należałoby dążyć do zmniejszenia masy odpadów, a najlepiej zacząć od własnego podwórka. Do osiągnięcia tego celu niezbędna jest edukacja ekologiczna, której celem jest wpajanie społeczeństwu wiedzy o środowisku. Przeprowadzone badania ankietowe uświadomiły ważną rolę edu-

cji prośrodowiskowej w szkołach. Dzięki ekoedukacji młodzież posiada pogłębia wiedzę o zarządzaniu gospodarką odpadami komunalnymi. Niestety wciąż brakuje edukacji dla osób dorosłych i starszych, która poszerzyłaby zasób ich wiedzy.

Od kilkunastu lat prowadzona jest edukacja w zakresie segregacji odpadów i związanego z tym recyklingu. Jest to jednak niewystarczające, dlatego nacisk stawia się na unikanie powstawania odpadów. Jest to tematyka jeszcze mało znana przez polskie społeczeństwo, jednak bardzo ważna, ponieważ lepiej jest unikać niż przetwarzać. Dużym problemem są koncerny i mniejsze firmy, które wykorzystują atrakcyjne opakowania, aby zwiększyć sprzedaż swoich produktów. Społeczeństwo jest manipulowane i nie do końca zdaje sobie sprawę z wpływu swoich zakupów na środowi-

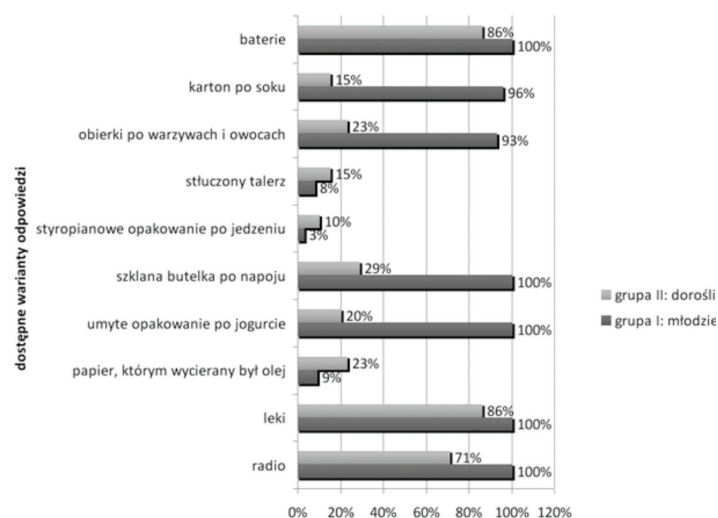


Fig. 8. Results of respondents' answers regarding the selection of waste necessary for separation from mixed waste
 Fig. 8. Wyniki odpowiedzi respondentów dotyczące wyboru odpadów koniecznych do oddzielenia od zmieszanych

ska. Jednak ostatnio można zaobserwować zmiany w tym zakresie. Społeczeństwa na świecie domagają się dbałości o środowisko. W najbliższych latach Europę oraz Polskę czeka ogromna zmiana wraz z wprowadzeniem gospodarki o obiegu

zamkniętym. Aby sprostać założeniom circular economy, bardzo ważna będzie dalsza edukacja społeczeństwa i uświadomienie faktu, że odpad to surowiec XXI wieku.

Literatura – References

1. Pawul M., Sobczyk W.: Edukacja ekologiczna w zakresie gospodarki odpadami jako narzędzie realizacji zrównoważonego rozwoju, Problems of sustainable development 2011, vol. 6, no 1, 147-156.
2. Sobczyk W.: Aspekty społeczne i środowiskowe gospodarki odpadami. Wydawnictwo Naukowe AGH, 2016, ss. 218.
3. Rutkowska M., Popławski Ł.: Model Zrównoważonej gospodarki w obiegu zamkniętym. Studia i prace WNEIZ US, nr 47 T. 2. Problemy współczesnej ekonomii, Szczecin 2017.
4. <https://sozosfera.pl/odpady/pszok-i-ponowne-uzycie> (dostęp 1.09.2019)
5. Terlecka M.K.(red): Edukacja ekologiczna, wybrane problemy. Dwanaście zasad współczesnej edukacji ekologicznej w myśl Alberta Schweitzera. Krosno 2014.

The Role of Society Education in the Concept of Circular Economy

In the times of substantial pollution of the environment and excessive and irrational utilization of the fossil fuels the circular economy is the chance for better tomorrow for current and future generations. To make the change from the linear economy to the circular economy possible, two crucial conditions have to be implemented. One of them is for appropriate production, the second for proper consumption. Consumers have to treat the waste as a raw materials that can be re-used returning to the circulation. To change the approach of the society regarding this problem it is crucial to intensify and adjust ecological education to our needs. Prior to adjusting the methods of education it is important to examine the level of ecological awareness of the society and determine the missing aspects. In this article we present the results of surveys conducted on two age groups: teenagers and adults. The survey concerned about pro environmental behaviour and overall knowledge about waste. Given the results, it can be concluded that there are major differences in the knowledge between two examined age groups.

Keywords: waste, ecological education, ecological awareness, circular economy



Analysis of the Causes of Conflict between the Miners and Naturalists

Wiktoria SOBCZYK¹⁾, Anna KOWALSKA²⁾, Eugeniusz Jacek SOBCZYK³⁾

¹⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Environmental Engineering, Cracow, Poland; email: sobczyk@agh.edu.pl

²⁾ The National Higher Vocational School, Department of Environmental Protection, Institute of Mathematics and Natural Sciences, Tarnow, Poland

³⁾ The Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences, Cracow, Poland

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-19>

Submission date: 06-11-2019 | Review date: 20-01-2020

Abstract

The primary goal of this paper is to suggest potential methods of post-mining areas management. Moreover, such methods must be compliant with the expectations of the residents of a given area. The assessment of natural and socio-economic factors affecting the choice of optimum reclamation and revitalization approaches was carried out using the following research methods: analysis of the available literature, case study, field research, photographic documentation. An analysis of the impact of deposit exploitation of mineral aggregates on protected species and their habitats located within the Natura 2000 sites was done. The scale of the problem is enormous. A proper approach needs to be developed among the economy, society and organization of managing the network. The Natura 2000 network covers huge areas simultaneously utilized for other purposes than nature conservation. The Natura 2000 network is in serious conflict with industry, especially with open-pit mining due to the location of mineral deposits. The results can be used to resolve conflict situations on Natura 2000 sites. An undertaking will only receive a go-ahead if it exerts no negative impact on a given area and if the public approves of it. Plans and undertakings having a negative impact on a given area are authorized but on the condition that mitigating measures are taken.

Keywords: mining, valuable natural areas, nature conservation, conflicts

Introduction

Before Poland's accession to the EU, various forms of nature conservation had existed on its territory. The most restrictive forms of nature conservation are still national parks and nature reserves where no forms of land development by people are permitted. The law of the European Natura 2000 network authorizes land development; however the condition to be met is a rational approach to the potential impact of undertakings or plans on endangered habitats as well as animal and plant species. For this requirement to be satisfied, one is obligated to perform a rigorous procedure of impact assessment on Natura 2000 areas. Such assessment takes into account social considerations [Badera 2013], along with economic and development-related issues, but the most important is protecting biodiversity and ensuring the required conservation status of habitats and species of importance for the entire Community [Poros, Sobczyk W. 2013].

Rapid economic development has led to intensified mining works in Poland and all over the world. Even a few dozen years ago, the profits generated through mining were a priority issue, while very little attention was given to the effects of that activity. Degraded areas were left for nature to heal them, which indeed happened – to various degrees. As the area of devastated patches of land expanded, the society began to perceive mining as a major threat to the environment. Currently, image improvement is possible through efficient land reclamation that meets the needs of local communities. Despite wide-ranging reclamation projects, the effects of past negligence can still be found.

Objective, materials and methodology

The primary goal of this paper is to suggest potential methods of post-mining areas management. Moreover, such methods must be compliant with the expectations of the residents of a given area. The assessment of natural and socio-economic factors affecting the choice of optimum reclamation and revitalization approaches was carried out using the following research methods: analysis of the available literature, case study, field research, photographic documentation. An analysis of the impact of deposit exploitation of mineral aggregates on protected species and their habitats located within the Natura 2000 sites was done.

Objectives of Natura 2000 programme

Dynamic development of our civilization has brought about numerous adverse effects all over the world. National leaders and decision-makers have become aware of the fact that excessive utilization of natural resources combined with continuous polluting of the environment may have catastrophic results. They understood that economic development is not the sole purpose of our existence. Moreover, the socio-economic benefits of possessing healthy natural areas were becoming increasingly evident. Environmental protection became one of key objectives of many countries, which facilitated the development of a relevant common legal framework.

The European Natura 2000 network is one of the tools used to ensure sustainable development because it creates growth opportunities for current and future generations. More important, however, this programme aims to be-



Fig. 1. Deposit of natural aggregates and a Natura 2000 area. Klaj, Poland (photo by A. Kowalska)

Fig. 1. Złóża kruszyw naturalnych i obszar Natura 2000. Klaj, Polska (fot. A. Kowalska)



Fig. 2. Construction of the motorway around Olkusz (Poland) Interference with the natural environment (deforestation) (Photo by M. Gomułka)

Fig. 2. Budowa autostrady wokół Olkusza (Polska). Ingerencja w środowisko naturalne (wylesianie) (fot. M. Gomułka)

queath the natural environment in good condition to our descendants.

Natura 2000 areas have been established to protect rare animal and plant species and unique natural habitats which are important for preserving natural values across Europe [Bulletin 2000]. The system of preserving valuable natural areas that jointly comprise a functionally coherent entity (mostly through ecological corridors) will facilitate more effective mitigation of adverse environmental changes than it would be the case with isolated, single ecosystems. There are no obligatory protection methods to be implemented in specific areas; however, monitoring of natural habitats as well as plant and animal species is required to evaluate the effectiveness of protective measures.

The Natura 2000 network was established to protect:

- endangered plant species,
- endangered animal species, in particular birds as they cover considerable distance and due to historical factors, they are treated as a separate category.
- endangered ecosystems – by conserving natural habitats [Kowalska, Sobczyk W. 2011].

The aforementioned goals constitute the basis for preserving natural balance in the environment and for correct functioning of natural processes. These processes are of key importance for the stability and sustainability of nature. Moreover, they play a very prominent role in terms of the ability to function of today's and future generations.

Implementation of contested projects and the good of the environment

To analyze in greater depth the issue of conflicts caused by the establishment of the Natura 2000 network, one should

be aware of several facts. The greater part of the society knew nothing about the new form of conservation, namely the Natura 2000 network, until the outbreak of conflict related to the planned construction of Augustów ring road through the Rospuda Valley. The resolution of that dispute only proves that with good will of both parties involved it is possible to reconcile assumptions of controversial projects with the interest of the environment.

The Natura 2000 areas currently constitute 17% of Europe's surface area, so the scale of the problem is enormous. A proper approach needs to be developed among the public and the organizations managing the network. The Natura 2000 network covers huge areas simultaneously utilized for other purposes than nature conservation. More than 30% of those areas are part of farmlands, the other part is used in forestry, fishing, recreation and more. Nature conservation being in opposition to other forms of managing the same area is the usual source of conflict. Efforts should be made to understand their mechanisms and causes to be able to resolve arising disputes.

In most cases, two types of conflict are likely to erupt [Radwanek-Bąk 2008]. The first type begins where the requirements concerning the preservation of protected habitats and species to be found in a given area need to be reconciled with particular forms of land use. Owners and users of land fear alternated or limited land use, unsatisfactory compensation or losing their freedom to decide. This type of conflict may be avoided or mitigated by offering sufficient compensation or other pecuniary incentives, by putting in place uncomplicated and effective administrative procedures, by gaining proper scientific knowledge and development of innovative practices [Kowalska 2013].



Fig. 3. Single-family housing located close to the boundary of a mineral deposit. The town of Trzciana in the Jasiołka Valley (Poland) (Photo A. Kowalska)
 Fig. 3. Budyunki jednorodzinne położone w pobliżu granicy złoża kopalini. Trzciana w dolinie Jasiołki (Polska) (Fot. A. Kowalska)

The second type of conflict is linked to organization of the planning process of Natura 2000 areas management. Land owners and users want to exert a greater influence on the way such areas are managed. To avoid such conflicts, the parties involved should be allowed to participate in decision making as regards areas management. Moreover, the public should be allowed to join, while effective communication and information channels should be put in place. Finally, one of the priorities should be making Natura 2000 areas an integral part of spatial planning and land use planning strategies. Important factors are knowledge, competence and training of the staff of nature conservation authorities and of the individuals managing the areas with respect to effective communication and negotiation skills.

The Natura 2000 network is in serious conflict with the industry – especially open-pit mining, due to the type of mineral deposits. Many protected areas have been established in the vicinity or even within managed or unmanaged sand and gravel deposits, thus creating a potential threat of being forced to cease mining (Fig 1).

Increased demand for mineral aggregates is a result of the massive motorway construction programme being implemented in Poland (Fig. 2). Since minerals can only be excavated where their deposits are located, this poses a serious problem – especially where deposit sites overlap with Natura 2000 areas.

An undertaking will only receive a go-ahead if it exerts no negative impact on a given area and if the public approves of it. Plans and undertakings having a negative impact on a given area are authorized but on the condition that mitigating measures are taken. A prerequisite in such case is lack of alternative solutions or a need to implement a given undertaking for crucial reasons resulting from the overriding public interest, e.g. social or economic interest [Engel 2009, Pietrzyk-Sokulska 2009, Sobczyk E.J. et al. 2017]. Council Directive 92/43/EEC of 21 May 1992 on the conservation of natural habitats and of wild fauna and flora sets out relations between land protection, development and management so that it is possible to ensure sustainable development of the areas where Natura 2000 network is located. The Directive goes beyond protecting species and habitats; it also takes into account the public interest permitting deviations from certain regulations [Bulletin 2000].

Mining of natural minerals may cause interferences with the natural environment. The extent of impact depends primarily on the mining stage and the condition of the envi-

ronment. The scale and scope of anthropogenic changes are caused by a combination of many intertwined factors that include, among others: land planning factors, terrain-related factors, but also technical, physiographic, economic, social factors as well as the duration of exposure to impact [Kowalska, Sobczyk W. 2011]. As mineral deposits are an environmental component, any land management plan should meet the requirements for deposits protection (with deposits being the source of raw materials for the economy) for the purpose of their future mining, as defined in official acts. Technical factors include geometric parameters of the pit, i.e. its size and depth. An important role is also played by methods of deposit treatment and mineral processing and the types of equipment used.

The terrain-related (situational) factors pertain to land management, location of the undertaking against existing infrastructure, distance from the source of demand and proximity of protected areas. The physiographic factors include natural conditions of a given area. They include: climate, land relief, water conditions, geological structure, as well as flora and fauna. The most important economic conditions include demand for and supply of aggregates in a given area, which affects the volume and rate of the mining activity.

Available funds are a decisive factor in selecting deposit extraction technology and equipment. Moreover, they are indispensable when mines are to be decommissioned, or when fees for the environment use (or potential fines for its degradation) have to be paid. Among social factors there are environmental ethics and awareness of both the people directly involved in mining and local residents. All these factors are reflected in taking care of the environment, which after all is a source of economic, health and recreation-related and aesthetic benefits.

Extracting deposits may pose a danger for groundwater, which may be subject to mechanical pollution, with increased turbidity being the obvious symptom. Their purging is a natural process occurring when water runs off into a river. The equipment used in mining may emit pollution in the form of oil-derivatives. To prevent that, only technically efficient equipment should be used that undergoes regular inspections. Changes in land relief and overgrowing vegetation, as well as soil degradation, are often only temporary when part of the pit is filled with ground once mining activity stops. Land reclamation aimed at restoring agricultural capacity may yet facilitate returning to the previous type of land management.

The impact on specific environmental components usually remains within the limits established for mining sites and mostly pertains to soils and land relief. Formation of dumping ground and access roads is also only temporary. Reclamation aimed at restoring water conditions makes it possible to adapt water bodies for agricultural purposes or recreation-related purposes.

And yet, when deposits are located in the vicinity of Natura 2000 areas, some negative impact on protected species and their habitats is at times exerted. Likewise – when residential buildings are within 20 meters from the deposit boundary, local inhabitants will experience adverse impact (Fig. 3). This is caused by dust and noise emission.

If we decide to follow the principle of sustainable development, we should use the environment in a way that will keep it in the best possible condition for future generations. One should bear in mind that the adverse consequences of the current activity will become a burden for our descendants. Because of that, all of us are obliged to utilize deposits rationally and to do everything we can to reduce the environmental impact exerted by mining to the greatest possible extent.

Conclusions

Many factors are crucial in determining whether the location of mineral extraction will affect the environment and adjacent areas, including protected ones. Some of these factors include: location of the mine, presence of mushrooms, plants and animals protected under EU and national law, technical conditions of mining activity, size of the mine, duration of deposit extraction, the range of impact on the ecosystem.

The range may be limited to the place of mineral extraction, which amounts to local impact on flora and fauna and existing water conditions. There is also a supra-local range of impact on fauna, flora and types of natural habitats as well as on objects of protection in protected areas, but also on migration corridors for animals, especially fish, amphibians and reptiles.

Mineral deposits, including aggregates, can often be found in valuable natural areas. Regardless of the volume of mining and mineral extraction method, this type of activity has an adverse impact on the environment. Aggregates extraction upsets the ecological balance of the area where it is performed as well as of the areas linked to it in ecological terms.

Examples of positive impact of mineral extraction justify perception of mining as a type of activity that creates new values. Mining can bring benefits to local communities by stimulating their activity and offering new jobs [Sobczyk W., Kowalska 2013].

Acknowledgement

The paper was written as part of statutory activity: Diagnostic methods and ways of environmental hazards waste reduction (Step V). Croup. 2. Redevelopment of brownfield sites in the opinion of the local community. Department of Environmental Engineering and Mineral Processing, Faculty of Mining, AGH University of Science & Technology, no. 11.11.100.482.

Literatura – References

1. Badera J., Kocoń P., 2013 - Local community opinions regarding the socio-environmental aspects of lignite surface mining: Experiences from central Poland, *Energy Policy*, vol. 66, pp. 507-516.
2. Bulletin of EC no 32, *Official Gazette of the Region of Sicily* 32 of 7 July 2000.
3. Engel J., 2009 - Natura 2000 w ocenach oddziaływania przedsięwzięć na środowisko [Natura 2000 in impact assessments of projects on the environment], Wyd. Ministerstwo Środowiska, Warszawa.
4. Kowalska A., 2013 - Ocena wpływu odkrywkowej eksploatacji złóż piasków i żwirów na środowisko naturalne w aspekcie programu Natura 2000 [Assess the impact of opencast mining of sand and gravel on the environment in terms of Natura 2000], Praca doktorska AGH.
5. Kowalska A., Sobczyk W., 2011 - The Natura 2000 network versus mining activity in the territory of the Dukla commune, *Teka Commission of Protection and Formation of Natural Environment*, vol. 8, pp. 63-72.
6. Pietrzyk-Sokulska E., 2009 - Ostoje sieci Natura 2000 jako element środowiskowych uwarunkowań eksploatacji kopalni [Refuges Natura 2000 network as part of the environmental determinants of the exploitation of minerals], *Górnictwo odkrywkowe*, vol. 2-3, pp. 16-26.
7. Poros M., Sobczyk W., 2013 - Rewitalizacja terenu pogórniczego po kopalni surowców skalnych na przykładzie kamieniołomu Wietrznia w Kielcach [Revitalization of degraded post-mining area on the example of Wietrznia Quarry in Kielce], *Rocznik Ochrona Środowiska. Annual Set The Environment Protection, Middle Pomeranian Scientific Society of the Environment Protection*, vol. 15, pp. 2369-2380.
8. Radwanek-Bąk B., 2008 - Problem wzorca w schemacie ocen przekształceń środowiska P-S-R (presja-stan-reakcja) spowodowanych odkrywkową działalnością wydobywczą [The problem of pattern in the scheme ratings of environmental changes PSR (pressure-state-response) caused by opencast mining activities], *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, vol. 24, iss. 2/2, pp. 83-93.
9. Sobczyk E.J. et al. 2017 - Sobczyk E.J., Kicki J., Sobczyk W., Szuwarzyński M., 2017 - Support of mining investment choice decisions with the use of multi-criteria method. *Resources Policy*, no. 3, pp. 94-99.
10. Sobczyk W., Kowalska A., 2013 - Wpływ odkrywkowej eksploatacji kruszyw naturalnych na środowisko z uwzględnieniem obszarów Natura 2000 (The impact of opencast exploitation of natural aggregates on the environment including areas for the program of Natura 2000), *Przegląd Górniczy*, vol. 69, iss. 3, pp.136-141.

Analiza przyczyn konfliktów między górnikiem i przyrodnikami

Głównym celem tego artykułu jest przeanalizowanie potencjalnych metod zagospodarowania terenów pogórnicznych. Takie metody muszą być zgodne z oczekiwaniami mieszkańców danego obszaru. Ocena naturalnych i społeczno-ekonomicznych czynników wpływających na wybór optymalnych metod rekultywacji i rewitalizacji została przeprowadzona przy użyciu następujących metod badawczych: analiza dostępnej literatury, case study, badania terenowe, dokumentacja fotograficzna. Przeprowadzono analizę wpływu eksploatacji złoża kruszyw mineralnych na chronione gatunki i ich siedliska zlokalizowane na obszarach Natura 2000. Skala problemu jest ogromna. Należy wypracować właściwe podejście do gospodarki, społeczeństwa i organizacji zarządzania obszarami Natura 2000. Sieć ta obejmuje ogromne obszary wykorzystywane jednocześnie do innych celów niż ochrona przyrody. Ponadto sieć znajduje się w poważnym konflikcie z przemysłem, w szczególności z górnictwem odkrywkowym ze względu na lokalizację złóż kopalni. Wyniki badań mogą być wykorzystane do rozwiązania konfliktów na obszarach Natura 2000. Przedsięwzięcie zostanie zatwierdzone przy akceptacji społeczeństwa oraz gdy nie będzie miało negatywnego wpływu na dany obszar. Plany i przedsięwzięcia mające negatywny wpływ na dany obszar są dozwolone, ale pod warunkiem podjęcia działań łagodzących.

Słowa kluczowe: górnictwo, tereny przyrodniczo cenne, ochrona środowiska, konflikt



Rozpocznij studia na WYDZIALE GÓRNICTWA I GEOINŻYNIERII

WSPÓŁPRACUJEMY Z BIZNESEM

Decydując się na rozpoczęcie studiów na Wydziale Górnictwa i Geoinżynierii warto wiedzieć o możliwości stażów, praktyk oraz przyszłego zatrudnienia w firmach o zasięgu krajowym jak i globalnym. Są to przede wszystkim przedsiębiorstwa z branż energetycznych lub ściśle powiązanych, takich jak górnictwo, budownictwo, czy inżynieria środowiska. Wsparcie takich firm jak Jastrzębska Spółka Węglowa S.A, KGHM Miedź Polska S.A, Tauron Polska Energia, Famur czy Astaldi to interesująca perspektywa dla studentów, chcących pracować w zawodzie po ukończeniu studiów.

WYSOKIE POZYCJE W RANKINGACH

Kładąc nacisk na wartości takie jak nauka, dydaktyka oraz biznes udało nam się wypracować wysoką pozycję w rankingach perspektyw kierunków uczelni wyższych. Stąd też duże zainteresowanie firm, które bardzo chętnie korzystają z usług naszych absolwentów. Oto wyniki ostatniego rankingu perspektyw na terenie Polski:

- kierunek Górnictwo i geologia – I miejsce
(od roku akademickiego 2019/2020 kierunek zostaje zmieniony na kierunek Inżynieria Górnicza)
- kierunek Budownictwo – II miejsce
(w roku akademickim 2019/2020 kierunek zostaje pod starą nazwą jako kierunek Budownictwo)
- kierunek Zarządzanie i inżynieria produkcji – V miejsce
(od roku akademickiego 2019/2020 kierunek zostaje zmieniony na kierunek Inżynieria i Zarządzanie Procesami Przemysłowymi)
- kierunek Inżynieria środowiska – VI miejsce
(od roku akademickiego 2019/2020 kierunek zostaje zmieniony na kierunek Inżynieria Kształtowania Środowiska)

WSPIERAMY FINANSOWO

Dla studentów przygotowaliśmy system stypendialny, którego beneficjentami są osoby, które osiągają ponadprzeciętne wyniki w nauce, gdzie 10% najlepszych studentów każdego roku na każdym kierunku jest w stanie otrzymać do 750 zł na miesiąc. Wspieramy również osoby, które chcą studiować, przyznając stypendia socjalne oraz mieszkaniowe:

- stypendia socjalne do 1000 zł/miesiąc
- stypendia mieszkaniowe do 200 zł/miesiąc
- stypendia dla 10% najlepszych studentów każdego roku na każdym kierunku do 850 zł/miesiąc
- stypendia fundowane dla studentów kierunku górnictwo i geologia

POSZERZONY PROGRAM STUDIÓW

W ramach dofinansowania z Funduszy Europejskich prowadzimy program „Kompetentny student na rynku pracy”, który jest realizowany w ramach Programu Operacyjnego Wiedza Edukacja Rozwój (POWER). Więcej informacji.

WYSOKA JAKOŚĆ KSZTAŁCENIA

Utrzymując najwyższe standardy nauczania została utworzona polityka jakości kształcenia. Zapoznając się z tą pozycją warto poświęcić uwagę na Księgę Jakości Kształcenia, która w kompleksowy sposób prezentuje sposób oraz kryteria nauczania na naszym wydziale.



Surface Characterization of Oleic Acid Coated Marble Dust

Ercan POLAT^{1*}, Taki GÜLER¹⁾, Oktay CELEP²⁾, Selçuk AKTÜRK³⁾

¹⁾ Muğla Sıtkı Koçman University, Mining Engineering Department

²⁾ Karadeniz Technical University, Mining Engineering Department

³⁾ Muğla Sıtkı Koçman University, Department of Physics

*Corresponding author: epolat@mu.edu.tr

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-20>

Submission date: 24-04-2019 | Review date: 08-05-2019

Abstract

Calcite, being the most abundant mineral on earth crust, have wide application areas especially in polymer industry as a micronized functional filler material. It is hydrophilic in natural form, and made hydrophobic after surface modification to meet the requirements of polymer industry: the incompatibility between high energetic hydrophilic surface of calcite and the low-energy surface of hydrophobic polymers is a major problem. Treatment of micronized calcite with fatty acids is one of the most common method to obtain modified mineral surface. In present study, oleic acid (OA), fatty acid type surface modifying agent was used for the surface characterization of OA coated marble dust. Fine tailings of slab cutting unit of a marble processing plant was supplied. The sample was subjected to wet classification process to obtain micronized calcite fraction for experimental works. Surface modification of finely sized fraction was performed in a laboratory type flotation unit. Thermogravimetric analysis (TGA) and Transmission Electron Microscopy (TEM) were used as characterization techniques.

Keywords: surface modification, oleic acid, marble waste, micronized calcite

Introduction

Natural stone powders find many industrial applications as raw material, such as in the production of ceramics, bricks, cement and polymer based composite materials. Calcite (CaCO_3) is one of the most abundant source of natural stone powders. It is preferred in many application areas due mainly to lower cost of production and its appreciable physical properties. Its powder has been used as functional filler.

Huge amount of fine calcite powder is produced during slab cutting in marble processing plants. Majority of the marble dust is not consumed, and rejected to ponds as fine tailings. Considerable amount of stocked dust causes several environmental problems like increasing alkalinity of soil and ground/underground water, decrease in the permeability of surface soil, and adverse effect on the flora and fauna.

Grinding cost constitute the major item in the production of ground calcium carbonate (GCC) as a filler material. From this scope of view, marble dust has a reasonable potential to be utilised as GCC due to its size distribution in present form. Surface treatment of GCC is the key process in the polymer industry. Hydrophobic surface is required for perfect suspension of GCC as filling material in polymer phase. Since, in the natural form, surface tensions of calcite and hydrophobic polymers considerable differ from each other which inhibit perfect distribution of GCC in the composite phase (Fan et al., 2015; Hao et al., 2007; Mihajlovic et al., 2009; Shen et al., 2009; Zhang et al., 2010).

Surface of GCC is generally modified by fatty acids. Commonly used modifying agent is stearic acid. Due to high melting temperature of this fatty acid, surface coating of GCC is achieved above 70°C. On the other hand, oleic acid (OA), as a promising alternative of coating agent, presents in liq-

uid phase at ambient temperature. Then, it does not require thermal treatment during coating process. OA, long chain surfactant, has been used as a surface modifier by creating organophilic layer on the mineral surface to improve the dispersibility (Osman and Suter, 2002; Zullig and Morse, 1988). The OA dosage used in the coating process is both technical and economical issue in filler industry in the view of quality of the production. The required optimum modification on mineral surface may be adversely effected in the case of both lower and excessive consumption (Ahsan and Taylor, 1998; Fekete, 1990) due to insufficient coating and multilayer formation, respectively.

Most widely used surface treatment methods are broadly classified into three: chemical, physical and mechano-chemical. Calcite is blended with the modifying agent by a mixer as a dry process at temperature above 70°C, while the wet method usually includes treatment of calcium carbonate with a solution of the surface modifier in a non-polar solvent. The product with a lower quality in dry processes may be obtained due to poor stirring, low mixing degree, insufficient dispersion of the modified mineral and uncompleted reactions during coating process present in the case of conventional methods (Hao et al., 2007; Mihajlovic et al., 2009; Osman and Suter, 2002). On the other hand, coating in the presence of non-polar solvent might not be beneficial due to increased cost of process. Then, floating of hydrophobized particles in a flotation system was thought to be promising alternative for calcite coating. In the present study, OA treatment of fine calcite tailings of slab cutting units of a marble processing plant was investigated by flotation method. Thermogravimetric analysis (TGA) and Transmission Electron Microscopy (TEM) were the tools for surface characterization of coated product.

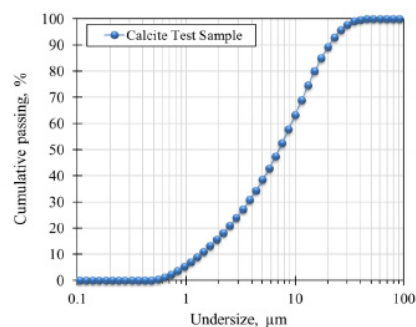


Fig. 1. Particle size distribution of test sample
Rys. 1. Skład ziarnowy badanej próbki

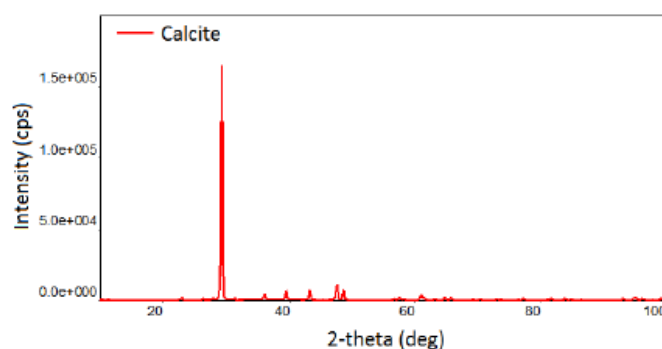


Fig. 2. XRD results of the test sample
Rys. 2. Wyniki XRD badanej próbki

Materials and methods

The representative cutting slurry was obtained from a marble stone slab cutting unit of a marble processing plant in Bayır/Muğla, Turkey. Supplied sample having a size of $-106\ \mu\text{m}$ (Figure 1) was first subjected to wet classification process to obtain micronized calcite fraction as a test sample for surface modification experimental works. Particle size distribution of the test sample was performed by laser particle analyzer (Malvern Mastersizer 2000 MU). Most of the calcite particles in the test sample ($>90\%$) was below than $20\ \mu\text{m}$. Mineralogical characterization of sample was performed by X-ray powder diffraction (XRD) method by SmartLab Rigaku XRD instrument. XRD pattern of test sample was given in Figure 2. Obtained XRD pattern with about 0.5% precision revealed that main constituting mineralogical phase of test sample was calcite.

Calcite modification tests were performed by Denver flotation unit in a 2 L flotation cell. Amount of test sample used in each experiment was 145 g. Analytical grade OA supplied by MERCK was used as coating agent at different concentrations (0, 1, 3.5, 10, 25 kg/t). Conditioning of OA was applied for 8 min. Frother (100 g/t MIBC) was used to obtain stable froth in all tests. The stirring speed was adjusted to 1300 rpm both during conditioning and froth skimming stages. The coated calcite was collected for 5 min in a pan as froth phase, and then dried in a drying furnace for 24 h at 55°C .

Characterization of coated calcite was performed by TGA and TEM. TGA was performed by TGA 4000-Thermo-Gravimetric Analyzer (PERKIN ELMER). Nearly 5–10 mg of the sample were taken in the platinum pan and heated in O_2

saturated atmosphere at a scanning rate of $10^\circ\text{C}/\text{min}$ up to 900°C . TEM analysis was performed to investigate the morphology of the modified surface. It was carried out in a Jeol (JEM 2100) instrument at 200 kV having a LaB6 filament with a point resolution of 0.194 nm and lattice resolution of 0.14 nm.

Results and discussion

The effect of OA dosage on solid recovery in froth phase was investigated at 0, 1, 3.5, 10 and 25 kg/t OA (Figure 3). The recovery sharply increased with an increase in OA concentration up to 3.5 kg/t, at which 85.05% of marble dust was recovered in froth. Excess OA addition slightly improved the solid recovery. Highest recovery was obtained at 25 kg/t of OA, which was around 99%.

The surface characterization of coated calcite was investigated by TGA study and TEM images. The amount of alkyl mono/multilayer on the calcite surface was determined by TGA. In this method, the mass losses occurs by gradual increase in temperature indicating the decomposition of organophilic structure. The type of adsorption can also be investigated by TGA: initially, the free acid molecules are combusted at relatively lower temperature, indicating physical adsorption. Then, high-temperature mass losses occur showing the strong chemical adsorption on the filler surface.

TGA results obtained from the different amount of OA coated calcite were presented in Figure 4. The decomposition steps was observed clearly showing the existence of OA on calcite. Weight loss in the unmodified sample drew almost a linear path with the constant inclination up to 350°C

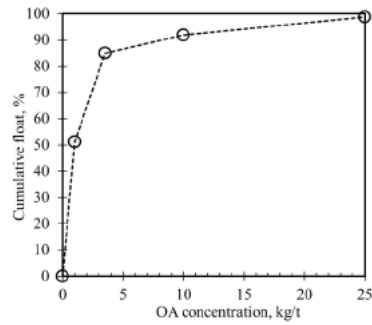


Fig. 3. Effect of OA dosage on the flotation of marble dust (Conditioning time: 8 min, MIBC: 100 g/t and stirring speed: 1300 rpm)
 Rys. 3. Wpływ dozowania OA na flotację pyłu marmurowego (czas kondycjonowania 8 min, MIBC 100g/l i ilość obrotów 1300 obr/min)

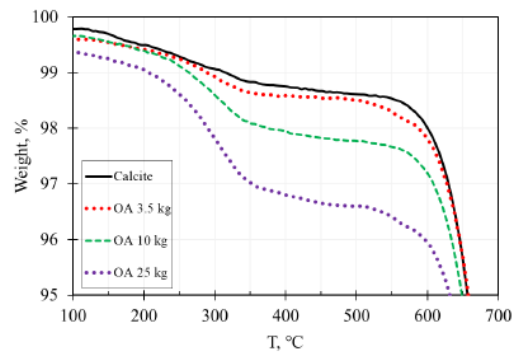


Fig. 4. TGA curve of (a) calcite, OA and OA-modified calcite with different amount acid
 Rys. 4. Krzywa TGA dla (a) kalcytu, OA i OA-modyfikowany kalcyt w różną ilością kwasu

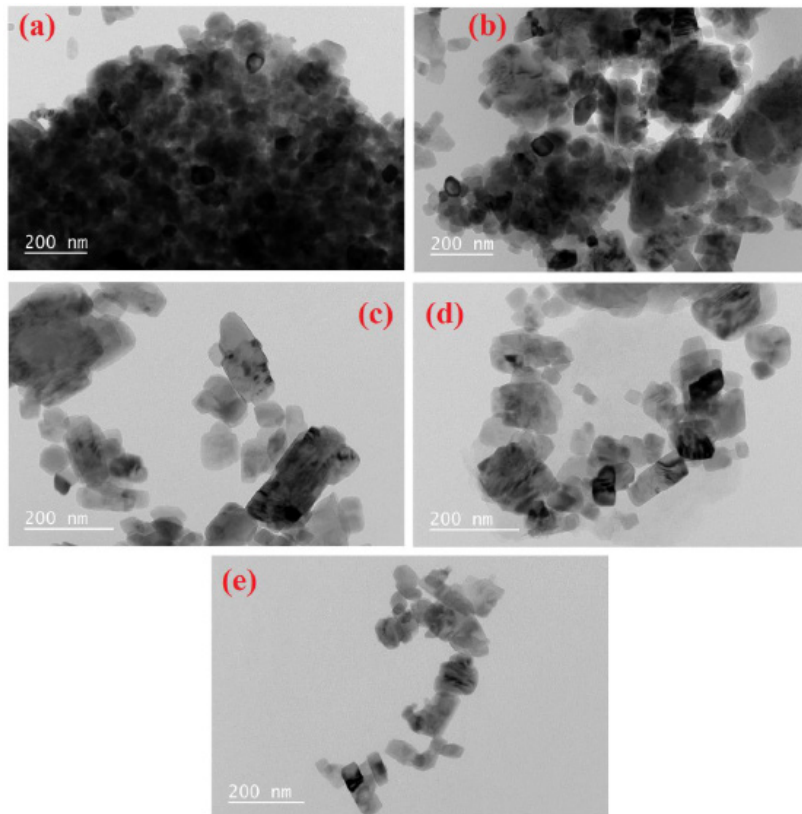


Fig. 5. The TEM images of unmodified and modified calcite particles with different amount of OA: [(a): Calcite test sample, (b): Calcite modified with 1 kg/t of OA, (c): Calcite modified with 3.5 kg/t of OA, (d): Calcite modified with 10 kg/t of OA, (e): Calcite modified with 25 kg/t of OA]
 Rys. 5. Obrazy TEM niemodyfikowanych i zmodyfikowanych ziaren kalcytu przy różnej ilości OA: ((a): próbka kalcytu, (b): kalcyt modyfikowany 1 kg/t OA, (c): kalcyt modyfikowany 3,5 kg/t OA, (d): kalcyt zmodyfikowany 10 kg/t OA, (e): kalcyt zmodyfikowany 25 kg/t OA)

indicating the removal of free water. Such a continuous decrease in mass of sample up to reasonable high temperature was attributed to high active surface area of calcite powder. Agglomerated fine particles adsorbed free water molecules, which could hardly be removed due to capillary property created in the agglomerated structure. On the other hand, remarkable change in the weight of modified marble dust could not be seen up to around 160°C except negligible decrease, which was attributed to the desorption of free water (Atta et al., 2016; Mihajlovic et al., 2009). Further heating the sample resulted in high rate of weight losses drawing parabolic path. The mass loss became more apparent at higher OA dosages. Obtained TGA curves indicated that OA species decomposed almost completely up to about 350°C, above which weight loss continued almost negligible up to about 500°C. At higher temperatures, calcination of marble dust occurred according to Reaction 1 drawing a sharp decrease in the weight loss especially above 600°C.



Morphology of the calcite samples before and after modification with different amount of OA were characterized by using TEM (Figure 5). It is clear to see that unmodified calcite particles were agglomerated more compared to modified due to the high surface energy of hydrophilic surface. TEM images of unmodified particles present relatively darker particle distribution which complicate identifying a unique particle. As the OA dosage was increased, more transparent and independent particles were appeared due to less agglomeration.

This is attributed to the changing the hydrophilic calcite surface into hydrophobic (Deepika et al., 2013; Chen and Liu, 2006). The presence of the organophilic layer on the calcite surface can effectively prevent the agglomeration. In addition, the concentration of OA plays a significant role: higher OA consumption results in a more de-agglomerated particles. There is no remarkable change due to modification in shape and size/thickness of the coated particles compared to the uncoated, all presents cuboidal crystals.

Conclusions

Particle size distribution showed that fine GCC could be produced from slab cutting units, which is required for filler industry. Flotation method could be used to produce OA coated fine calcite powder. In general, the recovery increased with an increase in OA dosage but 10 kg/t was found to be more beneficial. Characterization of modified calcite was performed by TGA and TEM. Two main weight loss steps were found by TGA study due to decomposition of OA and calcination of test sample. Another negligible one was also recorded at relatively lower temperatures, which was attributed to the desorption of free water. The mass loss became more apparent at higher OA dosages and continued almost negligible up to about 500°C. Calcination occurred at higher temperatures, independent from surface modification. TEM images were used for surface morphology. All calcite particles present a cuboidal crystal in shape. Aggregations have been detected in unmodified test sample, while the level of aggregation was found to be OA dosage dependent.

Literatura – References

1. AHSAN, T., TAYLOR, D.A. The influence of surface energetics of calcium carbonate minerals on mineral-polymer interaction in polyolefin composites. *The Journal of Adhesion*, 1998, 67(1-4), pp.69-79.
2. ATTA, A.M., AL-LOHEDAN, H.A., EZZAT, A.O., AL-HUSSAIN, S.A. Characterization of superhydrophobic epoxy coatings embedded by modified calcium carbonate nanoparticles. *Progress in Organic Coatings*, 2016, 101, pp.577-586.
3. CHEN, S., LIU, W. Oleic acid capped PbS nanoparticles: synthesis, characterization and tribological properties. *Materials Chemistry and Physics*, 2006, 98(1), pp.183-189.
4. DEEPIKA, S., HAIT, S.K., CHRISTOPHER, J., CHEN, Y., HODGSON, P., TULI, D.K. Preparation and evaluation of hydrophobically modified core shell calcium carbonate structure by different capping agents. *Powder Technol*, 2013, 235, pp.581-589.
5. FAN, H., WANG, X., LIU, J., XU, B. Surface modification of ground calcium carbonate with starch, sodium stearate, and hexametaphosphate. *BioResources*, 2015, 11(1), pp.957-964.
6. FEKETE, E., PUKÁNSZKY, B., TÓTH, A., BERTÓTI, I. Surface modification and characterization of particulate mineral fillers. *Journal of Colloid and Interface Science*, 1990, 135(1), pp.200-208.
7. MIHAJLOVIC, S., DAKOVIC, A., SEKULIC, Z., JOVANOVIC, V., VUCINIC, D. Influence of the modification method on the surface adsorption of stearic acid by natural calcite. *J. Serb. Chem. Soc*, 2009, 67, pp.1-19.
8. OSMAN, M.A., SUTER, U.W. Surface treatment of calcite with fatty acids: structure and properties of the organic monolayer. *Chemistry of materials*, 2002, 14(10), p.4408-4415.
9. SHEN, J., SONG, Z., QIAN, X., LIU, W. Modification of papermaking grade fillers: A brief review. *BioResources*, 2009, 4(3), p.1190-1209.
10. ZHANG, J., GUO, J., LI, T., LI, X. Chemical surface modification of calcium carbonate particles by maleic anhydride grafting polyethylene wax. *International Journal of Green Nanotechnology: Physics and Chemistry*, 2010, 1(2), p.65-71.
11. ZULLIG, J.J., MORSE, J.W. Interaction of organic acids with carbonate mineral surfaces in seawater and related solutions: I. Fatty acid adsorption. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 1988, 52(6), p.1667-1678.

Charakterystyka powierzchni pyłu marmurowego pokrytego kwasem oleinowym

Kalcyt, będący najczęściej występującym minerałem w skorupie ziemskiej, ma szerokie obszary zastosowań, szczególnie w przemyśle polimerowym, jako mikronizowany funkcjonalny materiał wypełniający. Jest hydrofilowy w naturalnej postaci, a po modyfikacji powierzchni stał się hydrofobowy, aby spełnić wymagania przemysłu polimerów: niekompatybilność między wysokoenergetyczną hydrofilową powierzchnią kalcytu a niskoenergetyczną powierzchnią hydrofobowych polimerów jest poważnym problemem. Obróbka mikronizowanego kalcytu kwasami tłuszczowymi jest jedną z najczęstszych metod uzyskiwania modyfikowanej powierzchni mineralnej. W niniejszym badaniu do charakteryzowania powierzchni pyłu marmurowego pokrytego OA - kwasem oleinowym (OA), jako środek modyfikujący powierzchnię użyto kwasu tłuszczowego. Do badań wykorzystano drobne odpady z urzędzenia do cięcia płyt w zakładzie przeróbki marmuru. Próbkę poddano procesowi mokrej klasyfikacji w celu uzyskania mikronizowanej frakcji kalcytu do prac eksperymentalnych. Modyfikację powierzchni frakcji drobnej wielkości przeprowadzono w laboratoryjnej jednostce flotacyjnej. Jako do scharakteryzowana próbek zastosowano analizę termogravimetryczną (TGA) i transmisyjną mikroskopię elektronową (TEM).

Słowa kluczowe: modyfikacja powierzchni, kwas olejowy, odpady marmurowe, mikronizowany kalcyt



ZAJMUJEMY WYSOKIE POZYCJE W RANKINGACH

Potencjał dydaktyczny w postaci kadry i zaplecza laboratoryjnego oraz wysoka jakość kształcenia przekładają się na zajmowanie najwyższych miejsc w prestiżowych rankingach studiów inżynierskich w Polsce. Jest to efektem wysokiej oceny zarówno grona ekspertów oceniających poszczególne kierunki studiów, jak i pracodawców, zatrudniających naszych absolwentów.

STWARZAMY DOBRE PERSPEKTYWY ZAWODOWE

Dzięki współpracy naszego Wydziału z licznymi przedsiębiorstwa z branż energetycznych lub ściśle powiązanych, takich jak górnictwo, budownictwo, czy inżynieria środowiska możemy zapewnić staże i praktyki oraz przyszłe zatrudnienia w firmach o zasięgu krajowym jak i globalnym. Wsparcie takich firm jak JSW S.A, KGHM Polska Miedź S.A, Tauron Polska Energia, Famur czy Astaldi to interesująca perspektywa dla studentów, chcących pracować w zawodzie po ukończeniu studiów.



OFERUJEMY PIĘĆ KIERUNKÓW STUDIÓW

Wychodząc naprzeciw oczekiwaniom rynku, dostosowaliśmy ofertę kształcenia do potrzeb inżynierii konkretnych dziedzin z branży energetycznej, surowcowej, jak i budowlanej, nie zapominając przy tym o konieczności efektywnego zarządzania realizowanymi procesami oraz kształtowaniu środowiska i rewitalizacji terenów przekształconych działalnością przemysłową.

ZASADY REKRUTACJI

Rekrutacja kandydatów na pierwszy rok studiów przeprowadzana jest w cyklach rekrutacyjnych obejmujących rejestrację kandydatów w elektronicznym systemie obsługi rekrutacji, ich kwalifikację w oparciu o wskaźnik rekrutacji, a następnie złożeniu podania i wpisaniu na I rok studiów. Rekrutacja w okresie letnim miała się rozpocząć 1 czerwca 2020 r. i zakończyć 25 września 2020 r.

Więcej o zasadach rekrutacji

[HTTPS://WGIG.AGH.EDU.PL/STUDIA/REKRUTACJA/ZASADY-REKRUTACJI/](https://wgig.agh.edu.pl/studia/rekrutacja/zasady-rekrutacji/)



Branża wydobywcza w obliczu wyzwań niesionych przez ideę zrównoważonego rozwoju

Klaudia BOGUSZ¹⁾

¹⁾ mgr; KGHM Polska Miedź S.A., Uniwersytet Ekonomiczny we Wrocławiu; email: klaudia.bogusz@kgbm.com, klaudia.bogusz@ue.wroc.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-21>

Submission date: 24-01-2020 | Review date: 09-04-2020

Abstrakt

Kryzys klimatyczny i jego następstwa stanowią dziś temat rozpalający szeroką dyskusję wśród wielu środowisk. Silną presję na władze państwowe, ale także pośrednio na świat biznesu, nałożył w 2015 roku ONZ, uchwalając Agendę 2030. Chęć przystąpienia do działań na rzecz zrównoważonego rozwoju (ZR) wyraziły 193 państwa. Jak odnajduje się w tym biznes? Jak radzą sobie branże zwyczajowo uznawane za szkodliwe dla środowiska, np. górnictwo? Czy oznacza to ich koniec? Te i inne pytania rodzą się po zapoznaniu z Agendą 2030, znalezienie odpowiedzi na nie stanowi cel niniejszego artykułu. Okazuje się, że biznes, także sektory o wydawałoby się negatywnym wydźwięku, w kontekście ich wpływu na środowisko, z nowego ładu potrafią czynić przewagę konkurencyjną. Aspekty związane z ZR znajdują swoje odzwierciedlenie w znakomitej większości strategii największych spółek wydobywczych na świecie. Kierunki wyznaczone przez ZR przyniosą korzyści otoczeniu przedsiębiorstw, ale już dziś widać wyraźny trend, w którym spółki swoją odpowiedzialną i zrównoważoną postawę starają się przekuć na własny sukces.

Słowa kluczowe: zrównoważony rozwój, branża wydobywcza, interesariusze, wyzwania

1. Zmiany klimatyczne katalizatorem zmian w prowadzeniu biznesu

1.1. Ewolucja podejścia do prowadzenia działalności przez branżę wydobywczą

Obserwowana od kilku lat silna presja na walkę o ochronę środowiska naturalnego i przeciwdziałanie zmianom klimatycznym osiągnęły swoje apogeum w minionym, 2019 roku. Z przekazów medialnych płynęły setki informacji i działań na świadomość obrazów. Środowiska proekologiczne, młodzież z całego świata oraz organizacje walczące o szeroko rozumiane dobro planety były na alarm, apelując do światowych przywódców, ale i do przedstawicieli świata biznesu o opamiętanie i zmianę podejścia do produkcji i konsumpcji. W totalnej opozycji stał największy klimatyczny negacjonista – prezydent światowej potęgi gospodarczej, jaką są Stany Zjednoczone Ameryki, Donald Trump. Definitywny wyraz swojego sceptycyzmu w stosunku do zmian klimatycznych wynikających z działalności człowieka dał podejmując decyzję o rozpoczęciu procesu wycofywania USA z porozumienia paryskiego [1]. Nie jest celem artykułu rozsądzanie o racjach którejkolwiek ze stron. Niezaprzeczalnym jest jednak, że ochrona środowiska i zrównoważony rozwój, co najmniej od początku nowego tysiąclecia coraz silniej wpływają na kształt i formę prowadzenia biznesu na świecie. W ostatnich dziesięcioleciach inwestycje w przyjazny dla środowiska biznes rosły w szybkim tempie w prawie wszystkich sektorach gospodarki. Dzisiaj, za sprawą szerzenia idei zrównoważonego rozwoju, ekologia stała się jednym z głównych trendów współczesnego biznesu i zmieniła postrzeganie środowiska przez prawie wszystkich członków otoczenia biznesu [2].

Postrzeganie istoty zrównoważonego rozwoju podlegało stopniowej ewolucji. U swych podstaw zrównoważony rozwój postrzegano przede wszystkim jako nurt, który powinien stanowić obszar zainteresowania rządów państw. Koncepcję przedstawiano przede wszystkim przez pryzmat środowi-

skowy, traktując ją jako konieczną, aby myśleć o przyszłości ziemi, jako planety i kolejnych pokoleń ją zasiedlających. Kolejne raporty organizacji międzynarodowych (głównie „Granice wzrostu” z 1972 roku i „Nasza wspólna przyszłość” z 1987 roku) [3] zwracały uwagę na degradacyjny charakter działalności człowieka i jego dramatyczny wpływ na kondycję planety. Uznano, że dalszy rozwój społeczeństwa musi w jak najmniejszym stopniu przekształcać środowisko przyrodnicze Ziemi i zapewniać równy dostęp do dóbr kolejnym pokoleniom [4]. Początek nowego milenium przyniósł stopniową ewolucję postrzegania zagadnień związanych ze zrównoważonym rozwojem. Dostrzeżono, że chcąc działać w sposób zrównoważony, myśląc długofalowo o przyszłości ludzkości, koniecznym jest włączenie do tego planu sektora przedsiębiorstw. Biznes ma do odegrania w tym aspekcie ogromną rolę. Rok 2015 przyniósł światu, uchwaloną przez ONZ, Agendę Zrównoważonego Rozwoju 2030. Zawarte w niej 17 Celów Zrównoważonego Rozwoju (Sustainable Development Goals (SDGs)) zostało deklaratywnie przyjętych przez 193 kraje świata [5].

Kolejne lata to intensywne kampanie promujące wyłonięne cele. Rządy krajów rozwijających się w coraz większym stopniu zobowiązują się do ekologizacji swoich gospodarek. Wskutek przystąpienia do porozumienia paryskiego, w sprawie zmian klimatu, podjęto decyzje o budowie krajowych map drogowych dotyczących dekarbonizacji. Wiele państw wprowadziło kompleksowe krajowe strategie na rzecz zielonego wzrostu, aby budować własną zieloną gospodarkę. W tę ekologiczną rewolucję z rozmachem włącza się świat biznesu. Globalne koncerty ujmują SDGs w swoich strategiach biznesowych. Skrajnie zmieniają się oczekiwania względem przemysłu. Już nie wystarczy dostarczyć dobrej jakości produktu. Wiele dekad temu środowisko naturalne było po prostu źródłem surowców z jednoczesną funkcją odbiorcy odpadów, przyjmującym wszystko, co zostało wyeliminowane lub od-

	Europe	North America	Latin America	Asia	Africa	Oceania
1	Governance/ regulations (26%)	Environmental concerns (26%)	Water usage (31%)	Environmental concerns (39%)	Environmental concerns; Price/cost pressures / volatility (each 34%)	Environmental concerns (41%)
2	Environmental concerns (25%)	Governance/ regulations; Social concerns/legacy issues/public image (each 22%)	Governance/ regulations (26%)	Price/cost pressures / volatility (34%)	Governance/ regulations (32%)	Social concerns/legacy issues/public image (28%)
3	Price/cost pressures / volatility (21%)	Price/cost pressures / volatility (19%)	Environmental concerns (24%)	Governance/ regulations (29%)	Governance/ regulations (32%)	Price/cost pressures / volatility; Governance/ regulations (each 26%)
4	Water usage; Access to resources; Social concerns / legacy issues / public image; Sustainable development (each 18%)	Price/cost pressures / volatility (19%)	Social concerns/legacy issues/public image (22%)	Social concerns/legacy issues/public image (24%)	Sustainable development (20%)	Price/cost pressures / volatility; Governance/ regulations (each 26%)
5	Sustainable development (each 18%)	Sustainable development (18%)	Community engagement (17%)	Community conflict / lack of acceptance; Sustainable development (both 18%)	Community conflict / lack of acceptance (16%)	Climate change (17%)

Rys. 1. Pięć kluczowych wyzwań zidentyfikowanych dla branży górniczej na lata 2017–2021 w podziale na kontynenty [Źródło: ICMM 2017 Industry Stakeholders Opinion Survey Final Report]

Fig. 1. Five key challenges identified for the mining industry for 2017–2021 by continent [Source: ICMM 2017 Industry Stakeholders Opinion Survey Final Report]

rzuczone, jako nieużyteczne w procesie produkcji lub już po konsumpcji [6]. Stopniowo zaczęły pojawiać się coraz bardziej restrykcyjne przepisy dotyczące ochrony środowiska naturalnego, które dla wielu stały się przeszkodą do rozwijania swojej działalności. W szczególnie trudnej sytuacji znalazły się podmioty z branży wydobywczej. Idea zrównoważonego rozwoju nabiera szczególnego znaczenia w przypadku górnictwa. Nieodłączną cechą tej branży jest to, że bazuje na wydobyciu surowców, będących zasobami nieodnawialnymi. Branża wydobywcza charakteryzuje się przez to specyficznymi warunkowaniami sektorowymi i często zarzuca się jej negatywne oddziaływanie na środowisko. Wśród teoretyków pojawiają się głosy, że górnictwo z założenia nie ma szans na bycie branżą funkcjonującą w zgodzie z ideą zrównoważonego rozwoju [7]. Zapomina się jednak, że z historycznego punktu widzenia górnictwo jest jednym z najstarszych udokumentowanych rodzajów działalności człowieka, o ogromnym znaczeniu dla jej rozwoju i postępu. Wydobywane i wykorzystywane surowce mineralne warunkowały rozwój gospodarczy i cywilizacyjny społeczeństw i państw, co zostało bardzo wyraźnie zaakcentowane w motcie 18. Światowego Kongresu Górniczego, który odbył się w 2000 roku w USA – „Everything begins with mining”. Można wskazać wiele obszarów zarówno w przeszłości, jak i w czasach współczesnych, które swój rozwój zawdzięczają właśnie rozwojowi górnictwa. W ostatnim 50-leciu obserwuje się wyraźną zmianę w dynamice wzrostu konsumpcji surowców naturalnych. Największy wzrost odnotowano w grupie surowców przemysłowych i konstrukcyjnych – odpowiadają za niego głównie kraje takie jak Chiny czy Indie. Fakt ten jednoznacznie wskazuje na zależność między wydobyciem tych surowców a rozwojem gospodarczym. Kluczowym elementem zrównoważonego rozwoju w zakresie pozyskiwania i korzystania z surowców mineralnych jest racjonalna i oszczędna gospodarka [8].

Przedsiębiorstwa górnicze na całym świecie coraz lepiej rozumieją swoją rolę i wpływ na cele zrównoważonego rozwoju. Branża mimo niechlubnej opinii dąży do tego, aby udowodnić, że nie stoi w opozycji do założeń zrównoważonego rozwoju i stara się je wspierać na wszelkie dostępne sposoby. Z badań przeprowadzonych przez International Council of

Mining and Metals (ICMM) [9] wynika, że zrównoważony rozwój jest dziś postrzegany, jako wyzwanie na kolejne lata dla branży górniczej, co pokazano na Rysunku 1.

Samowiedomość branży górniczej w aspekcie zrównoważonego rozwoju stale rośnie. Nie bez znaczenia są także świadomość i oczekiwania interesariuszy tejże branży, którzy niejako wymuszają na przedsiębiorstwach górniczych pewne zachowania. Bez względu na pobudki, niepodważalnym jest, że przedsiębiorstwa górnicze przyłączają się do realizacji celów zrównoważonego rozwoju i eksponują to na wiele sposobów.

1.2. Oczekiwania interesariuszy konsekwencją szerzenia idei zrównoważonego rozwoju

Presja prośrodowiskowa oraz dynamiczne szerzenie idei zrównoważonego rozwoju, która w dużej mierze wymusiła proces ewolucji w sposobie funkcjonowania biznesu, wpłynęły także na zmianę postaw wśród interesariuszy. Niegdyś tym, na czym zależało inwestorom był zysk, rozumiany wyłącznie w kategoriach księgowych. Generowany pieniądź był podstawowym, a często jedynym czynnikiem, który decydował o atrakcyjności inwestycyjnej przedsiębiorstwa. Dziś, korzyści czysto ekonomiczne dalej są ważne, ale na znaczeniu przybrały inne aspekty, wcześniej zupełnie pomijane. Dobre podsumowanie stanowią słowa P. Druckera: „Nie wystarczy osiągać korzyść, trzeba jeszcze czynić dobro, ale by czynić dobro, firma musi najpierw osiągnąć korzyść” [10]. Jasnym pozostaje, że dla przedsiębiorstw zysk będzie podstawowym celem, ale warto pamiętać, że już nie jedynym.

Wyraźnym odzwierciedleniem zmian oczekiwań względem biznesu jest wystosowane w 2018 roku wezwanie prezesa zarządu BlackRock – największej firmy inwestycyjnej na świecie, zarządzającej aktywami szacowanymi na 6,3 trylion dolarów. BlackRock ma udziały w ponad 17 tys. spółek, w tym we wszystkich najważniejszych podmiotach notowanych na światowych giełdach i zarządza kapitałem powierzonym przez banki, fundusze emerytalne i rządy zlokalizowane w 100 krajach. Larry Fink, o którym mowa, w liście wystosowanym do prezesów spółek zaapelował o tworzenie jasnych, długofalowych strategii uwzględniających wpływ społeczny

Tab. 1. Główne elementy strategii biznesowych KGHM Polska Miedź S.A. i Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. [Źródło: Opracowanie własne na podstawie strategii biznesowych KGHM Polska Miedź S.A. i Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.]

Tab. 1. The main elements of the business strategies of KGHM Polska Miedź S.A. and Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. [Source: Own elaboration, based on the business strategies of KGHM Polska Miedź S.A. and Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.]

Strategia KGHM Polska Miedź S.A. na lata 2019-2023	Strategia 2018-2030 z uwzględnieniem Spółek Zależnych GK JSW
KGHM 4.0 (nawiązanie do czwartej rewolucji przemysłowej tj. przemysłu 4.0)	JSW 4.0 (nawiązanie do czwartej rewolucji przemysłowej tj. przemysłu 4.0)
Efektywność (jako element 4E)	Efektywność (Program efektywność)
Elektromobilność (punkty ładowania, wprowadzenie elektrycznych samochodów do floty)	Elektromobilność (punkty ładowania, wprowadzenie elektrycznych samochodów do floty)
Niezależność energetyczna (50% energii ze źródeł własnych i OZE do 2030 r.)	Niezależność energetyczna (samowystarczalność energetyczna już w 2022 r.)
Fotowoltaika	Fotowoltaika
Zrównoważony KGHM	Zielone JSW
GOZ	GOZ

biznesu, podkreślając, że prowadzenie firmy, tak by generowała krótkotrwałe zyski dla inwestorów nie jest dziś akceptowalną formą zarządzania. Prezes BlackRock pisze wprost, że publiczne oczekiwania względem firm nigdy nie były większe. Uzasadnia, że społeczeństwo swoimi oczekiwaniami coraz bardziej zwraca się w kierunku sektora prywatnego z uwagi na nieudolność rządów w odpowiadaniu na szerokie wyzwania społeczne. W jednym z fragmentów Fink pisze „Społeczeństwo domaga się by firmy, zarówno publiczne jak i prywatne, służyły celom społecznym. By prosperować w długim czasie, każda firma musi nie tylko radzić sobie finansowo, ale też pokazywać, w jaki sposób pozytywnie udziela się społecznie. Firmy muszą dawać korzyści wszystkim swoim udziałowcom, w tym posiadaczom akcji, pracownikom, klientom oraz społecznościom, w których operują” [11].

W widoczny sposób z każdym rokiem wzrasta znaczenie nowych strategii inwestowania. Na sile zyskują szczególnie inwestycje społecznie odpowiedzialne. Zgodnie z ideą społecznie odpowiedzialnego inwestowania (Socially Responsible Investment – SRI) kwestie etyczne, społeczne i środowiskowe (ESG) mają priorytet wobec determinantów czysto finansowych. Jak już wspomniano, inwestorzy coraz częściej oprócz wartości ekonomicznej poszukują prospołecznych, ekologicznych i etycznych działań ze strony spółek, w które inwestują. Odpowiedzialne inwestowanie integruje czynniki ESG w analizach inwestycyjnych dotyczących doboru spółek oraz podczas korzystania z praw korporacyjnych w przekonaniu, że czynniki te mogą pozytywnie wpłynąć na długoterminową efektywność zarządzania [12]. Co istotne, SRI bierze pod uwagę różnice natury światopoglądowej i religijnej w różnych częściach świata, dlatego też bazuje na uniwersalnych wartościach etycznych wskazywanych np. w 17 Celach Zrównoważonego Rozwoju ONZ wyłonionych w ramach wspomnianej już Agendy 2030.

Wskaźniki ESG są dla inwestorów na tyle istotne, że na światowych giełdach pojawia się coraz więcej dedykowanych temu zagadnieniu indeksów, pomagających oceniać inwestorom pozafinansowe aspekty działalności spółek. W dniu 03.09.2019 roku także Giełda Papierów Wartościowych (GPW) w Warszawie uruchomiła nowy indeks – WIG-ESG,

który od 01.01.2020 definitywnie zastąpił dotychczasowy Respect Index, zrzeszający spółki społecznie odpowiedzialne [13]. Wskaźniki ESG rodzą jednak wciąż spore kontrowersje. Z jednej strony szeroko mówi się o tym, że zmiana klimatu sprawia, że kwestie ESG są siłą napędową inwestycji, z drugiej zaś pojawiają się głosy o ułomności ocen atrakcyjności inwestycyjnej opartej o tego typu wskaźniki. Najczęściej pojawiająca się obawa podnosi, że w przeciwieństwie do ratingów kredytowych, wyniki ESG są słabo skorelowane ze sobą oraz mało miarodajne, porównywalne i wiarygodne. Wciąż brak wystandaryzowanych jednoznacznych skal i metod pomiaru. Firmy zajmujące się oceną ESG nie zgadzają się jeszcze między sobą, co do tego, które z analizowanych firmy „są dobre, a które złe”. W zależności od oceniającego rating może być skrajnie różny. Daje to duże pole do manipulowania ocenami i informacjami, na których rzeczywiście zależy inwestorom [14]. Jeśli dane ESG staną się bardziej dokładne i spójne, szefom i zarządzającym funduszami będzie trudniej angażować się w greenwashing [15], czyli tzw. zielone kłamstwo polegające na zatajaniu działalności destrukcyjnej na rzecz ekspozycji wybranych inicjatyw proekologicznych.

Z ankiety przeprowadzonej przez Harvard Business Review na 413 specjalistach ds. globalnych inwestycji wynika, że 82% inwestorów uważa dane ESG za istotne dla wyników inwestycji. Dostarczają im informacji przede wszystkim na temat zagrożeń, w tym ryzyka wizerunkowego, prawnego i regulacyjnego. Jedna trzecia inwestorów spodziewa się, że w ciągu najbliższych pięciu lat ratingi ESG będą coraz częściej wykorzystywane do selekcji aktywów. Mimo, iż ratingi ESG zyskują na znaczeniu, w ankiecie wyczuwa się też sceptycyzm – 20% inwestorów konsekwentnie twierdziło, że wskaźniki ESG nie wpływają na kurs akcji [16].

Mówiąc o presji wywieranej przez interesariuszy na biznes należy zauważyć, że trend ten szczególnie widoczny jest w Europie. To właśnie Europa wyznacza trendy i wprowadza regulacje dotyczące zrównoważonego inwestowania. Wyraznym przykładem tego jest fakt, że w trakcie starań Ursuli von der Leyen o objęcie przewodnictwa w Komisji Europejskiej, które ostatecznie objęła w listopadzie 2019 roku, zobowiązała się do osiągnięcia celu redukcji emisji do 2030 r. o 50%, zmierzając



Rys. 2. Wykorzystanie miedzi w samochodach nowej generacji [Źródło: Opracowanie własne na podstawie Visual Capitalist, U.S. Global Investors]
 Fig. 2. Copper utilization in the new generation vehicles [Source: Own elaboration, based on Visual Capitalist, U.S. Global Investors]

do neutralności klimatycznej, polegającej na wyeliminowaniu gazów cieplarnianych w UE do 2050 r. Europejski Zielony Ład stanowić będzie ogromne wyzwanie nie tylko dla rządów krajów UE ale i dla biznesu, który zmuszony będzie przystosować się do nowych realiów [17]. Przedsmakiem wynikającym z lobbingu Unii Europejskiej na rzecz zrównoważonego biznesu są nowe obowiązki raportowe [18]. Obowiązek raportowania niefinansowego narzuciła w grudniu 2014 roku Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2014/95/UE. Część przedsiębiorstw rozpoczęła raportowanie niefinansowe zgodnie z Dyrektywą od 2018 roku, kolejne pierwszy raz przystąpiły do procesu w 2019 roku. Idea raportowania niefinansowego sprowadza się do wypracowania większej transparentności przedsiębiorstw oraz zachęcenia ich tym samym do poprawy raportowanych wskaźników. W dniu 18.06.2019 opublikowane zostały nowe Wytyczne Komisji Europejskiej dotyczące raportowania niefinansowego, obowiązujące już przy raportach za 2019 rok. Wprawdzie formalnie nie są one wiążące, ale unijny organ nadzoru (ESMA) zaleca, aby krajowe organy nadzorcze dokonywały oceny raportów niefinansowych właśnie w oparciu o ten dokument. Rozbudowują one w bardzo istotny sposób wymogi raportowania i krąg podmiotów nim objętych. Nowe wytyczne przewidują szereg kolejnych złożonych pytań, kilka przykładów poniżej: [19]

- Proszę opisać wpływ ryzyka i możliwości związanych z klimatem na model biznesowy, strategię i plany finansowe przedsiębiorstwa;
- Proszę opisać sposoby zarówno pozytywnego, jak i negatywnego wpływu modelu biznesowego przedsiębiorstwa na klimat,
- Proszę opisać odporność modelu biznesowego i strategii biznesowej przedsiębiorstwa, z uwzględnieniem różnych scenariuszy związanych z klimatem w różnych perspektywach czasowych, w tym przynajmniej scenariusz zakładający ocieplenie na poziomie powyżej 2°C oraz scenariusz zakładający ocieplenie o ponad 2°C,
- Proszę opisać zależność przedsiębiorstwa od kapitału naturalnego, takiego jak woda, grunty, ekosystemy i różnorodność biologiczna, które są narażone na ryzyko ze względu na zmianę klimatu.

Unia Europejska swoimi regulacjami konsekwentnie zmierza do realizacji idei zrównoważonego rozwoju. Zachodzi jednak obawa, czy nie dzieje się to za wszelką cenę, kosztem rozwoju i dobrobytu poszczególnych państw i przedsiębiorstw, które być może nie będą w stanie przystosować się

do narzuconych wymogów. Zastanawiające jest także to, jak regulacje będą wpływać w przyszłości na konkurencyjność europejskich firm na świecie, zmuszonych od stawania w konkurencji z firmami z krajów, które nie są obwarowane tak restrykcyjnymi przepisami, jak te narzucane przez UE.

2. Branża wydobywcza na rzecz celów zrównoważonego rozwoju

2.1. Doświadczenia ze świata

Gromadząc materiały do niniejszego artykułu sięgnięto do strategii i materiałów korporacyjnych 10 największych producentów miedzi na świecie. Każda z analizowanych spółek odnosi się w swoich strategiach w mniejszym lub większym stopniu do zrównoważonego rozwoju. Wiele z nich posługuje się celami zrównoważonego rozwoju wyznaczonymi przez ONZ. Wyraźnie widoczną praktyką jest odnoszenie się spółek do własnych działań na rzecz wspierania wybranych SDGs. Wiele spółek wybiera kilka konkretnych celów i buduje określone programy korespondujące z nimi. Jednym z najbardziej jaskrawych przykładów zaangażowania na rzecz zrównoważonego rozwoju jest największy producent miedzi na świecie – chilijskie, państwowe przedsiębiorstwo – Codelco.

W 2016 r. w Codelco opracowano plan na rzecz zrównoważonego rozwoju, który wedle zamysłu ma służyć spółce, jako mapa drogowa na następne 25 lat. Stanowi ona operacyjną strategię spółki w zakresie zrównoważonego rozwoju i odnosi się do krótko (do 2020 r.), średnio (do 2030 r.) i długoterminowej (do 2040 r.) perspektywy. Istotnym czynnikiem w każdym wymiarze czasowym jest dla Codelco minimalizowanie ryzyk i negatywnego wpływu społeczno-środowiskowego. Jako kluczowe elementy zrównoważonego rozwoju Codelco wskazuje: bezpieczeństwo i higienę pracy, pracowników, środowisko, społeczności lokalne, innowacje oraz ład korporacyjny. Spółka zwraca uwagę na swoje inwestycje na rzecz zrównoważonego rozwoju, operując konkretnymi kwotami i wskazując, że w 2017 r. na ten cel przeznaczyła 752 milionów dolarów. Jak deklaruje firma, środki te zostały wykorzystane m.in. na inicjatywy związane z projektami BHP i ochroną środowiska, a także przedsięwzięcia związane z doskonaleniem systemu wychwytywania gazów oraz oczyszczania wód powierzchniowych i zarządzania odpadami. Codelco opisuje w szerokim zakresie także konkretne, zrealizowane działania i projekty na rzecz społeczeństwa.

Jednym na najciekawszych projektów, o którym warto wspomnieć w kontekście celów związanych z ochroną klimatu oraz czystą energią jest uruchomienie przez Codelco elektrowni słonecznej Pampa Elvira Solar. Elektrownia słoneczna,

przyjazna środowisku obejmuje dziś obszar paneli słonecznych o powierzchni ok. 40000 m². Elektrownia generuje rocznie ok. 54000 MWh energii, zastępując około 80% zużycia paliw kopalnych, (oszczędzając do 6500 ton oleju napędowego rocznie). Spalając mniej oleju napędowego, kopalnia obniżyła emisję CO₂ o prawie 15000 ton rocznie. Ponadto zmniejszenie zużycia oleju napędowego pozwala uniknąć rocznej mobilizacji 250 ciężarówek, które byłyby wymagane do transportu paliwa. To rozwiązanie z jednej strony dostarcza Codelco pewną energię po stabilnym koszcie, z drugiej strony generuje zieloną energię, przyjazną środowisku. Doskonale pogodzone kwestie biznesowe ze środowiskowymi [20].

2.2. Doświadczenia z Polski

Polskie doświadczenia pokazują, że także spółki z naszego rodzimego rynku coraz lepiej rozumieją kierunek, w którym zmierza biznes. Branża wydobywcza jest jedną z tych, na które czekają najtrudniejsze wyzwania w kontekście przemian wynikających z szerzenia idei zrównoważonego rozwoju. Nie można wymagać, aby przedsiębiorstwa trudniące się wydobyciem surowców, tak istotnych z punktu widzenia wielu sektorów, nagle zaprzęstały swojej działalności lub też prowadziły ją w sposób pozbawiający je zysku. Mogą natomiast wprowadzać zmiany do swoich procesów produkcyjnych, czyniąc je bardziej przyjaznymi środowisku, podejmować różnorodne inicjatywy prośrodowiskowe oraz na wiele sposobów uwzględniać dobro i potrzeby lokalnych społeczności. Jednymi z bardziej jaskrawych przykładów spółek angażujących się na rzecz zrównoważonego rozwoju, od kilku lat, są spółki z udziałem Skarbu Państwa. Duża w tym rola przyjętej w kraju polityki oraz realizowania założeń Strategii na Rzecz Odpowiedzialnego Rozwoju.

Przykładami spółek z branży wydobywczej a jednocześnie spółek z udziałem Skarbu Państwa są KGHM Polska Miedź S.A. oraz Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. Przyglądając się aktualnym strategiom biznesowym obu spółek wyraźnie widać wpływ tego samego, głównego akcjonariusza ale także po prostu globalnych megatrendów. Podobieństwa obu strategii są bardzo wyraźne, co przedstawiono w Tabeli 1.

Jasno widać te same kierunki dotyczące zrównoważonego rozwoju, które przyświecają obu spółkom. Interesującą lekturą, na temat odpowiedzialnej postawy spółek oraz ich poszanowania dla założeń idei zrównoważonego rozwoju, są zintegrowane raporty roczne, szeroko omawiające kwestie pozafinansowej działalności spółek. Tam też można znaleźć przykłady konkretnych działań i inicjatyw podejmowanych przez spółki na rzecz środowiska, społeczeństwa, kultury i sportu [21]. Z uwagi na syntetyczny charakter artykułu nie jest on miejscem do opisywania ich wielości i różnorodności, ale warto się z nimi zapoznać, aby dostrzec starania branży, która stara się nadążać za przemianami i oczekiwaniami względem biznesu.

3. Korzyści dla branży wydobywczej niesione za sprawą zrównoważonego rozwoju

3.1. Popyt na miedź

Zmiany szerzone przez ideę zrównoważonego rozwoju malują obraz trudnej przyszłości dla biznesu, który będzie musiał przystosować się do nowej rzeczywistości. Można nabrać przekonania, że prośrodowiskowa presja niesie ze sobą

jedynie trudności i negatywne konsekwencje dla prowadzenia biznesu w obszarze górnictwa. Tymczasem zrównoważony rozwój, dbałość o klimat i zachodzące na świecie przemiany ukierunkowane na ochronę środowiska mogą generować wiele pozytywów dla niektórych branż. Jaskrawym przykładem jest tutaj górnictwo miedzi.

Prognozuje się, że elektromobilność, która stanowi jeden z obecnych megatrendów, znacząco napędzi światowe zapotrzebowanie na miedź. Według szacunków Europejskiego Instytutu Miedzi do 2027 r. zapotrzebowanie na miedź wzrośnie do 1,7 mln ton. W zależności od szacunków, mówi się o tym, że auta z napędem elektrycznym zawierają nawet cztery razy więcej miedzi niż auta z silnikiem spalinowym. Przybliżone zawartości miedzi w samochodach różnego typu przedstawia Rysunek 2.

Miedź jest również intensywnie wykorzystywana w infrastrukturze niezbędnej do ładowania pojazdów elektrycznych. W całej Europie trwa proces rozbudowywania publicznych stacji ładowania. Do realizacji tego procesu również niezbędna będzie miedź. Surowiec ten, z uwagi na swoje właściwości, ma powszechne zastawanie w takich obszarach, jak fotowoltaika, czy energetyka wiatrowa, poprawiając ich ogólną wydajność ekonomiczną. Miedź jest wykorzystywana m.in. do produkcji przewodów i kabli, paneli fotowoltaicznych oraz elementów wiatraków słonecznych (generatory, systemy uziemień, przyłącza kablowe). Oparte na miedzi i jej stopach technologie zwiększają efektywność energetyczną w kluczowych obszarach- energetyce oraz przemyśle [22]. Obserwacja czołowych megatrendów pozwala zatem sądzić, że widoczne na świecie przemiany, to nie tylko zagrożenia, ale również szanse związane z cywilizacyjnymi i technologicznymi przemianami. Przyglądając się światowym rynkom widać obszary, które w perspektywie dekad powinny generować popyt na miedź. Należy tu wskazać przede wszystkim na branże innowacyjne oraz stawiające właśnie na rozwiązania proekologiczne. Te dwie sfery naturalnie łączą się ze sobą. Tak jest nie tylko w przypadku elektromobilności ale także rozwoju odnawialnych źródeł energii, o czym już wspomniano w niniejszym artykule [23].

3.2. Green copper i umowa z BMW

Kolejnym przykładem, ukazującym, że zrównoważony rozwój może stanowić pozytyw dla biznesu są próby przekupienia go na przewagę konkurencyjną. Skuteczne działania na tym polu podjęło chilijskie Codelco. W 2017 roku branżę surowcową zaskoczyła informacja, że Codelco planuje sprzedać „nowy rodzaj” miedzi tzw. green copper [24]. Z kolei na rynek chiński miała być ona sprzedawana, jako feng shui copper. Jest to naturalnie ta sama miedź, jaką firma produkuje od lat, natomiast z certyfikatem poświadczającym jej odpowiedzialną i zrównoważoną produkcję, wskazując tym samym ukierunkowanie spółki na aspekty związane ze zrównoważonym rozwojem. Co ciekawe, rynek nie zareagował na tę informację, jak na fanaberię Codelco, przeciwnie, potraktowano ten pomysł bardzo poważnie. Financial Times opublikował artykuł, w którym opisał realne plany londyńskiej giełdy metali (London Metal Exchange – LME), aby zieloną miedź dotatkowo premiować [25].

Codelco podjęło też poważne negocjacje z branżą automotyw, aby zakontraktować dostawy na green copper. Jak

wskazano w poprzednim punkcie artykułu, gwałtownie rosnąca produkcja samochodów elektrycznych, powoduje rosnący popyt na miedź wśród producentów samochodów, zwłaszcza na rynku europejskim. W styczniu 2018 roku Codelco finalnie podpisało dużą umowę na dostawy miedzi dla BMW Group w ramach Responsible Copper Initiative. Grupa BMW i Codelco podpisały umowę o współpracy w zakresie zrównoważonych i przejrzystych dostaw miedzi. Od wydobycia metalu po instalację w samochodzie, Codelco i BMW Group tworzą punkt początkowy i końcowy w łańcuchu dostaw miedzi, tworząc tym samym warunki wstępne dla nowych standardów w zrównoważonym przetwarzaniu miedzi. Aby nakreślić skalę wielkości umowy wystarczy wskazać, że w 2017 roku BMW Group zakupiła od różnych dostawców 42 000 ton miedzi o wartości ponad 200 milionów euro. BMW Group, jako jeden z wiodących światowych producentów pojazdów elektrycznych, w 2025 roku będzie oferować aż 25 zelektryfikowanych modeli. Do tego czasu zapotrzebowanie na miedź wzrośnie o 20000 dodatkowych ton [26]. Pokazuje to, że miedź będzie odgrywać jeszcze większą rolę w przyszłości przemysłu motoryzacyjnego, a spółka Codelco, jako jej producent zapewniła sobie stałego odbiorcę ceniącego zrównoważone wytwarzanie.

Podsumowanie

Świadomość konieczności uwzględniania założeń zrównoważonego rozwoju w biznesie wzrosła w ciągu ostatnich dwóch dziesięcioleci na całym świecie, również wśród firm wydobywczych. Obserwując zmianę postaw wśród przedsiębiorstw należy uznać, że coraz wyraźniej zdają sobie sprawę z tego, że prowadzenie dziś biznesu, to nie tylko koncentracja na zysku. Śledząc aktywność czołowych przedstawicieli branży wydobywczej można nabrać przekonania, że całkiem dobrze radzą sobie ze znajdowaniem złotego środka, łączącego aspekty zarobkowej działalności z godzeniem interesów społecznych i środowiskowych. Oczywistym jest, że ich działalność nie stanie się nagle zupełnie neutralna dla otoczenia ale staje się stopniowo coraz bardziej mu przyjazna i rekompensująca swój negatywny wpływ. Co więcej, sektor wydobywczy zaczął dostrzegać, że zrównoważony rozwój może przynieść mu korzyści i stawać się polem do kreowania przewagi konkurencyjnej. Przedstawione przykłady są tylko częścią szeroko zakrojonych działań podejmowanych przez sektor wydobywczy. W przyszłości temat ten będzie rozwijany w kontekście budowania skutecznych strategii biznesowych opartych o założenia zrównoważonego rozwoju, takich które dostarczą korzyści zarówno otoczeniu, jak i samym przedsiębiorstwom, kreując ich przewagę konkurencyjną.

Literatura – References

1. „USA wychodzą z porozumienia paryskiego, Trump rozmija się z klimatem”, Polityka 5.11.2019
2. Mączyńska E. 2010: Naruszona równowaga, kryzys globalny a model ustroju gospodarczego, [w:] Skawińska, E. and Badzińska, E. Zarządzanie konkurencyjnością podmiotów, Poznań, Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej, str. 9–25; Tutaj J., Rutkowska M. and Sulich A. 2019: Eco-innovation as an Element of Business Value and Performance Management, [w:] Jedlicka P., Maresova P., Soukal I., Hradec Economic Days, Hradec Kralove, str. 466–474.
3. Jonker J., Rudnicka A., Reichel J. 2011: Nowe horyzonty. Przewodnik po społecznej odpowiedzialności i rozwoju zrównoważonym, Centrum Strategii i Rozwoju Impact, Łódź
4. Płachciak A. 2011: Geneza idei rozwoju zrównoważonego, *Ekonomia* 5 (17) 2011, Wydawnictwo Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu, Wrocław; Adamczyk J. 2017: Dyfuzja koncepcji zrównoważonego rozwoju i społecznej odpowiedzialności przedsiębiorstw, *Marketing i rynek* 11/2017; Trzepacz P. 2012: Geneza i istota koncepcji rozwoju zrównoważonego, *Zrównoważony rozwój- wyzwania globalne. Podręcznik dla uczestników studiów doktoranckich*, Uniwersytet Jagielloński, Kraków 2012
5. Przekształcamy nasz świat: Agenda na rzecz zrównoważonego rozwoju do roku 2030, Rezolucja przyjęta przez Zgromadzenie Ogólne w dniu 25 września 2015 r.
6. Fiedor, B. 2002: Podstawy ekonomii środowiska i zasobów naturalnych, Warszawa, Wydawnictwo C.H. Beck
7. Jonek-Kowalska I. 2016: Koncepcja Zrównoważonego Rozwoju jako wyzwanie dla polskich przedsiębiorstw górniczych, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej* 2016, Seria: Organizacja i Zarządzanie z. 95, nr kol. 1961
8. Dubiński J. 2013: Zrównoważony rozwój górnictwa i surowców mineralnych, *Journal of Sustainable Mining*, Vol. 12 (2013), No 1
9. ICMM 2017 Industry Stakeholders Opinion Survey Final Report
10. Pearce Craig L., Maciariello Joseph A., Yamawaki H. 2013: *Dziedzictwo Druckera*, Oficyna Wolters Kluwer Polska, Warszawa, str. 15
11. „CEO bilionowego funduszu ostrzega biznes: musicie służyć społeczeństwu”, *BusinessInsider.com* 17.01.2018
12. Czerwonka M. 2013: Inwestowanie społecznie odpowiedzialne, Difin, Warszawa 2013, s. 21- 45.
13. „GPW uruchamia indeks WIG-ESG”, *Komunikat Prasowy GPW* z dnia 13.09.2019, Warszawa
14. „Climate change has made ESG a force in investing”, *The Economist* 07.12.2019
15. Witek L. 2013: Zjawisko greenwashingu a zachowania konsumentów, *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Problemy Zarządzania, Finansów i Marketingu* nr 32, s. 124
16. „W jaki sposób inwestorzy korzystają z ratingów ESG”, *Harvard Business Review Polska*, nr 181, marzec 2018
17. „Policymakers across the world turn their attention to sustainable finance”, *Bloomberg Professional Services* 13.12.2019
18. „Wytyczne KE w zakresie raportowania niefinansowego”, <https://seg.org.pl/pl/wytyczne-ke-w-zakresie-raportowania-niefinansowego>, dostęp 03.01.2020
19. Komunikat Komisji Europejskiej z dnia 20.06.2019 - Wytyczne dotyczące sprawozdawczości w zakresie informacji niefinansowych: Supplement dotyczący zgłaszania informacji związanych z klimatem (2019/C 209/01)
20. Raport Zrównoważonego Rozwoju Codelco za 2017 rok (Reporte de Sustentabilidad 2017); Sprawozdanie Codelco za 2018 rok (Memoria Anual 2018); Plan zrównoważonego rozwoju Codelco (Plan Maestro de Sustentabilidad)
21. Strategia KGHM Polska Miedź S.A. na lata 2019-2023; Strategia 2018-2030 z uwzględnieniem Spółek Zależnych GK JSW; Zrównoważony Raport KGHM Polska Miedź S.A. za 2018 rok, Raport Zintegrowany JSW za 2018 r.
22. „KGHM zaciera ręce. Elektromobilność napędzi zapotrzebowanie na miedź”, *Businessinsider* 18.10.2018
23. „Kryzys etapem ewolucji. Geopolityka, ekologia, innowacje”, *Puls Biznesu* 02.01.2020
24. <http://www.mining.com/codelco-produce-green-copper/>, (data dostępu: 07.01.2020)
25. „Green revolution spreads to metals”, *Financial Times*, sierpień 2017
26. <https://www.press.bmwgroup.com/global/article/detail/T0277850EN/bmw-group-and-codelco-agree-on-cooperation-to-establish-the-responsible-copper-initiative?language=en>, (data dostępu: 07.01.2020)

The Mining Industry Facing Challenges Driven by the Sustainable Development Idea

The climatic crisis and its consequences are the issues provoking and an extensive discussion among various parties. A fierce pressure on authorities and, indirectly, on business representatives was posed by the UN in 2015 by adopting the “2030 Agenda” (Sustainable Development Goals). 193 countries have declared the willingness to join the initiatives aimed at sustainable development. How has the business answered to that call? Is any progress being made in the traditionally polluting industries, i.e. the mining sector? Does it mean that their time has come to an end? The above is one of many doubts rising upon getting familiar with the SDG. In the meantime, it turns out that the business, including the environment-harming industries, is learning how to benefit from the new order and make it their competitive advantage. The sustainable development initiatives are being reflected in the vast majority of mining companies’ strategies. Directions set by the principles of sustainable development are aimed at bringing benefits for the business environment. However, we can already see that there is a clear tendency of companies attempting to make use of their responsible and sustainable approach. They consider it as an important part of their future success.

Keywords: *sustainable development, mining industry, stakeholders, challenges*



Perspektywy budowy parku przemysłowo-technologicznego dla mieszkańców Zagłębia Miedziowego

Grzegorz PRZYBYLSKI¹⁾

¹⁾ KGHM Polska Miedź S.A., Uniwersytet Ekonomiczny we Wrocławiu; email: grzegorz.przybylski@kgbm.com

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-22>

Submission date: 04-12-2019 | Review date: 16-02-2020

Abstrakt

W artykule przedstawiono perspektywy budowy parku przemysłowo-technologicznego zlokalizowanego na terenie gminy miejskiej oraz wiejskiej Lubin. Obszar ten charakteryzuje się monokulturą przemysłu miedziowego związanego z największym pracodawcą w regionie – KGHM Polska Miedź S.A. Działalność wydobywcza Polskiej Miedzi w perspektywie długookresowej będzie ograniczana. Z tego względu szuka się innych możliwości wykorzystania potencjału regionu. Wydaje się, że jednym z najbardziej obiecujących jest budowa parku przemysłowo-technologicznego. Zainteresowanie tym przedsięwzięciem okazują samorządy (lokalne samorządy, Województwo Dolnośląskie), Agencja Rozwoju Przemysłu, Krajowy Ośrodek Wsparcia Rolnictwa, przedstawiciele firmy KGHM Polska Miedź S. A. oraz przedstawiciele Kancelarii Prezesa Rady Ministrów.

Słowa kluczowe: Lubin, park przemysłowo-technologiczny, KGHM Polska Miedź S. A., LGOM

Historia Zagłębia Miedziowego rozpoczyna się odkryciem w 1957 roku bogatych złóż miedzi, co dało podstawę rozwoju Legnicko-Głogowskiemu Okręgowi Miedziowemu. W kolejnych latach powstawały kopalnie Lubin, Polkowice, Sieroszowice i Rudna, a także huty miedzi w Głogowie i Orsku, zmodernizowano również hutę w Legnicy. Na potrzeby związane z przemysłem miedziowym, powstawały nowoczesne zakłady produkcyjne i usługowe. Dziś Zagłębie Miedziowe jest zagłębiem innowacji[1]. Od tego wydarzenia upłynęły 63 lata. Od paru lat samorządowcy z Lubina, co jakiś czas poruszają temat budowy parku przemysłowo-technologicznego. W ostatnim roku, kiedy podpisano porozumienie dotyczące utworzenia parku przemysłowo-technologicznego w niedalekiej przyszłości taka inwestycja może stać się faktem.

Polska Agencja Rozwoju Przedsiębiorczości (PARP) na podstawie ustawy z dnia 29 sierpnia 2003 r. o zmianie ustawy i finansowym wspieraniu inwestycji oraz ustawy o warunkach dopuszczalności i nadzorowaniu pomocy publicznej dla przedsiębiorców definiuje park technologiczny jako: „zespół wyodrębnionych nieruchomości wraz z infrastrukturą znajdującą się na nich, utworzony w celu dokonywania przepływu wiedzy i technologii pomiędzy jednostkami naukowymi a przedsiębiorcami. Na terenie parku technologicznego oferowane są przedsiębiorcom wykorzystującym nowoczesne technologie usługi w zakresie doradztwa w tworzeniu i rozwoju firmy, transferu technologii i przekształcanie wyników prac badawczych w innowacje technologiczne. Park umożliwi także przedsiębiorcom korzystanie z nieruchomości i infrastruktury technicznej na zasadach umownych. Podstawowym elementem działalności parku technologicznego jest zapewnienie warunków umożliwiających ścisłą współpracę między lokalnymi ośrodkami naukowymi a przedsiębiorstwami zorientowanymi innowacyjnie.” oraz park przemysłowy w następujący sposób „zespół wyodrębnionych nieruchomości wraz z infrastrukturą techniczną, umożliwiający prowadzenie

działalności gospodarczej na preferencyjnych warunkach. Polskie parki przemysłowe mają przede wszystkim przyciągać inwestorów tworzących nowe miejsca pracy, co przyczynić się ma do amortyzacji skutków restrukturyzacji przemysłu”[2].

Park przemysłowo-technologiczny został zdefiniowany przez Polską Agencję Inwestycji i Handlu Grupa PFR jako „zespół wyodrębnionych nieruchomości wraz ze znajdującą się na nich infrastrukturą pozostałą po restrukturyzowanych lub likwidowanych przedsiębiorstwach oraz inne dołączone do nich nieruchomości. Tego typu parki tworzone są przy udziale władz samorządowych w celu zapewnienia preferencyjnych warunków prowadzenia działalności gospodarczej, w szczególności dla małych i średnich przedsiębiorstw. Cele wyznaczane parkom przemysłowo-technologicznym to przede wszystkim:

- zapełnienie oferowanej powierzchni rynkowo skutecznymi firmami wykorzystującymi nowoczesne technologie,
- przyciąganie inwestorów,
- tworzenie miejsc pracy[3].”

W Polsce funkcjonuje obecnie 80 parków w różnych formach prawnych: parki przemysłowe, technologiczne, naukowo-technologiczne, agro-przemysłowe oraz parki przemysłowo-technologiczne. Najwięcej jak pokazano na poniższej mapce stworzonej przez Polską Agencję Inwestycji i Handlu znajduje się w mocno uprzemysłowionym województwie śląskim – 4 parki, co wskazuje na to, że jest to alternatywa dla występującego w tamtym regionie przemysłu wydobywczego.

Poniższa tabela wymienia parki przemysłowe, parki technologiczne (czcionka pogrubiona), parki przemysłowo-technologiczne oraz parki agro-przemysłowe.

Legnicko Głogowski Okręg Miedziowy („LGOM”) to obszar przemysłowy w województwie dolnośląskim o powierzchni 2 735,87 km² i populacji około 0,5 mln mieszkań-



Rys. 1. Mapa Polski: parki przemysłowe, parki technologiczne, parki przemysłowo-technologiczne agro-przemysłowe [Źródło: <https://www.paih.gov.pl>]
 Fig. 1. Map of Poland: Industrial parks, technological parks, industrial and technological parks, agro and industrial parks [Source: <https://www.paih.gov.pl>]

ców, zlokalizowany na terenie powiatów: legnickiego, lubińskiego, polkowickiego oraz głogowskiego.

Na podstawie odległości ze strony Google Maps w poniższej tabeli pokazano alfabetycznie odległości Lubina od innych miast, granicy z Czechami i Niemcami oraz odległości do portów morskich. W tabeli pokazano również odległość między Lubinem a ośrodkami akademickimi (uczelnie techniczne) takimi jak Kraków (Akademia Górniczo-Hutnicza), Poznań (Politechnika Poznańska), Wrocław (Politechnika Wroclawska).

W rankingu dochodów JST 2018 „Bogactwo samorządów” stworzonego przez pismo „Wspólnota” poświęcone samorządom przedstawiono zamożność miast per capita w Polsce za lata 2010–2018. Bardzo wysokie miejsca zajmują miasta związane z Legnicko-Głogowskim Okręgiem Miedziowym: Polkowice 1, Lubin 16, Głogów 22 na 267 „miast powiatowych” oraz Legnica 29 na 144 miasta na prawach powiatu wśród miast ujętych w rankingu.

Grupa kapitałowa KGHM Polska Miedź S.A. jest globalną oraz innowacyjną organizacją, która prowadzi działalność w takich obszarach jak górnictwo, hutnictwo oraz przeróbka. KGHM należy do ścisłej czołówki producentów srebra i miedzi. Zlokalizowana jest w zachodniej części województwa dolnośląskiego wraz z Grupą Kapitałową KGHM zatrudnia około 32 tysiące osób. Oddziały firmy: kopalnie, huty miedzi, zakłady wzbogacania rud oraz Zakład Hydrotechniczny znajdują się w regionie Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. KGHM prowadzi działalność na czterech kontynentach: w Europie, Ameryce Południowej, Ameryce Północnej oraz Azji. Grupę Kapitałową KGHM Polska Miedź S. A. tworzy KGHM Polska Miedź S.A. jako jednostka dominująca oraz kilkadziesiąt spółek zależnych – w sumie 75 podmiotów, zatrudniając 34 tysiące pracowników[4].

Poniższy rysunek pokazuje lokalizację aktywów związanych z działalnością Grupy Kapitałowej KGHM Polska Miedź S.A. w Polsce:

W ostatnich latach pojawiło się wiele informacji na temat budowy parku przemysłowo-technologicznego. W prasie pojawiły się różne pomysły na zagospodarowanie tego terenu. Dziś w przestrzeni informacyjnej funkcjonuje jako park przemysłowo-technologiczny oraz Strefa Przemysłowa S3 (droga S3 przebiega przez tereny przeznaczone pod inwestycje). Teren parku to około 400 hektarów podzielonych na cztery części: kompleks A (139,86 ha), kompleks B (13,31 ha), kompleks C (26,31), kompleks D (213,30 ha). Na 2020 rok plano-

wana jest również budowa obwodnicy miejscowości Krzeczyn Wielki usytuowanej bezpośrednio przy terenach planowanych pod inwestycje. Na poniższym wizualizacji stworzonej przez Urząd Gminy Lubin zaznaczone są: obszary Parku (A, B, C, D), położenie miasta Lubin, droga S3 (łączącą Legnicę z Zieloną Górą), droga 335 w kierunku Zgorzelca przez miejscowość Chojnów oraz żółtym kolorem planowana obwodnica Krzeczyna Wielkiego.

W przyszłości wraz z kończącymi się pokładami miedzi sytuacja może doprowadzić do znacznej redukcji zatrudnienia oraz w dalszej perspektywie zamknięcia poszczególnych Oddziałów. Mając na uwadze powyższe prowadzi się analizy możliwości utworzenia parku przemysłowo-technologicznego na obszarze LGOM.

Dnia 17 października 2018 roku w siedzibie firmy KGHM Polska Miedź S.A. podpisano trójstronną umowę o utworzeniu parku przemysłowo-technologicznego zlokalizowanego przy trasie S3 w miejscowości Krzeczyn Wielki oraz mieście Lubin. Sygnatariuszami są Krajowy Ośrodek Wsparcia Rolnictwa, Agencja Rozwoju Przemysłu i KGHM Polska Miedź S.A. W ramach podpisanej umowy Krajowy Ośrodek Wsparcia Rolnictwa przekaze Agencji Rozwoju Przemysłu 400 hektarów gruntów. Operatorem Parku będzie Agencja Rozwoju Przemysłu.

W planach związanych z parkiem jest zlokalizowanie firm produkcyjnych z takich branż jak: zielona energetyka, innowacyjny przemysł rolniczy i maszynowy. W projekt chce się zaangażować KGHM Polska Miedź S. A., który bezpośrednio nie będzie zajmować się tworzeniem parku. Firma zamierza przekonywać swoich kooperantów do inwestowania na tym obszarze[5].

Na kolejnym spotkaniu, które odbyło się dnia 27 maja 2019 w Kancelarii Prezesa Rady Ministrów poruszono temat komercjalizacji „Strefy Przemysłowej S3” (park przemysłowo-technologiczny) w spotkaniu uczestniczyli przedstawiciele samorządu, samorządu województwa dolnośląskiego, Krajowego Ośrodka Wsparcia Rolnictwa, Agencji Rozwoju Przemysłu, przedstawiciele Prezesa Rady Ministrów. Jednym z tematów było utworzenie centrum badawczo-rozwojowego wraz z inkubatorem przedsiębiorczości, w skład którego mogłyby wejść Agencja Rozwoju Przemysłu, KGHM Polska Miedź S.A. oraz samorząd województwa dolnośląskiego. Pozwoli to na wprowadzenie nowych rozwiązań na bazie miedzi, która jest wykorzystywana m. in. w medycynie, energetyce czy fotowoltaice. Rozmawiano również o rozbudowie infrastruktury

Rys. 1. Mapa Polski: parki przemysłowe, parki technologiczne, parki przemysłowo-technologiczne agro-przemysłowe [Źródło: <https://www.paih.gov.pl>]
 Fig. 1. Map of Poland: Industrial parks, technological parks, industrial and technological parks, agro and industrial parks [Source: <https://www.paih.gov.pl>]

Województwo	Liczba Parków	Nazwa Parku
dolnośląskie	6	<ul style="list-style-type: none"> • Dolnośląski Park Technologiczny • Legnicki Park Technologiczny Letia S.A. w Legnicy • Noworudzki Park Przemysłowy • Park Przemysłowy Bukowice • Wrocławski Park Przemysłowy • Wrocławski Park Technologiczny S.A
kujawsko-pomorskie	7	<ul style="list-style-type: none"> • Bydgoski Park Przemysłowo-Technologiczny • Grudziądzki Park Przemysłowy • Park Przemysłowy w Solcu Kujawskim • Płużnicki Park Inwestycyjny • Toruński Park Technologiczny • Vistula Park • Włocławska Strefa Rozwoju Gospodarczego - Park Przemysłowo-Technologiczny
lubelskie	3	<ul style="list-style-type: none"> • Lubelski Park Naukowo-Technologiczny • Puławski Park Naukowo-Technologiczny • Puławski Park Przemysłowy
lubuskie	1	<ul style="list-style-type: none"> • Lubuski Park Przemysłowo-Technologiczny
łódzkie	4	<ul style="list-style-type: none"> • Belchatowsko Kleszczowski Park Przemysłowo-Technologiczny • Bionanopark • Kutnowski Park Agro-Przemysłowy • Park Przemysłowy Boruta Zgierz
małopolskie	5	<ul style="list-style-type: none"> • Krakowski Park Technologiczny • MMC Brainville • Park Lifescience Kraków • Sosnowiecki Park Naukowo-Technologiczny • Zielony Park Przemysłowy w Tarnowie
mazowieckie	2	<ul style="list-style-type: none"> • Park Naukowo-Technologiczny „Świerk” • Płocki Park Przemysłowo-Technologiczny
opolskie	4	<ul style="list-style-type: none"> • Kędzierzyńsko-Kozielski Park Przemysłowy • Opolski Park Naukowo-Technologiczny • Park Naukowo-Technologiczny w Opolu Sp. z o.o. • Park Naukowo-Technologiczny Branice
podkarpackie	4	<ul style="list-style-type: none"> • Mielecki Park Przemysłowy • Park Przemysłowy Gminy Leżajsk • Podkarpacki Park Naukowo-Technologiczny AEROPOLIS • Tarnobrzeski Park Przemysłowo-Technologiczny
podlaskie	3	<ul style="list-style-type: none"> • Białostocki Park Naukowo-Technologiczny • Park Naukowo-Technologiczny Polska-Wschód w Suwałkach
pomorskie	4	<ul style="list-style-type: none"> • Gdański Park Naukowo - Technologiczny • Kwidziński Park Przemysłowo - Technologiczny • Pomorski Park Naukowo - Technologiczny Gdynia • Słupski Inkubator Technologiczny
śląskie	16	<ul style="list-style-type: none"> • AURO Business Park Gliwice • Bielski Park Technologiczny Lotnictwa, Przedsiębiorczości i Innowacji • Bytomski Park Przemysłowy • Częstochowski Park Przemysłowo-Technologiczny • Euro-Centrum Park Naukowo-Technologiczny • Euro-Centrum Park Przemysłowy • Górnośląski Park Przemysłowy • IT LOFT Park w Tychach • Park Naukowo - Technologiczny "Technopark Gliwice" • Park Przemysłowo-Technologiczny "Ekopark" w Piekarach Śląskich • Rudzki Inkubator Przedsiębiorczości • Synergy Park • Śląski Inkubator Przedsiębiorczości • Śląski Park Przemysłowo-Technologiczny • Zawierciański Park Przemysłowo-Technologiczny • Żorski Park Przemysłowy
świętokrzyskie	2	<ul style="list-style-type: none"> • Kielecki Park Technologiczny • Regionalne Centrum Naukowo-Technologiczne
warmińsko-mazurskie	3	<ul style="list-style-type: none"> • Elbląski Park Technologiczny • Olsztyński Park Naukowo-Technologiczny • Park Naukowo-Technologiczny w Elku

wielkopolskie	8	<ul style="list-style-type: none"> • Eureka Technology Park • Kaliski Inkubator Przedsiębiorczości • Park Przemysłowy LUVENA Sp. z o.o. • Poznański Park Naukowo-Technologiczny Fundacji Uniwersytetu im. A. Mickiewicza • Poznański Park Technologiczno-Przemysłowy • Śremski Park Inwestycyjny • Turecki Inkubator Przedsiębiorczości • YouNick Technology Park
zachodniopomorskie	8	<ul style="list-style-type: none"> • Białogardzki Park Inwestycyjny INVEST-PARK • Goleniowski Park Przemysłowy • Park Naukowo-Technologiczny Politechniki Koszalińskiej • Park Przemysłowy Nowoczesnych Technologii w Stargardzie • Park Regionalny w Gryfinie • Stargardzki Park Przemysłowy • Szczeciński Park Przemysłowy • Technopark Pomerania



1. ZG Polkowice-Sierszowice 2. ZG Rudna
3. ZG Lubin 4. HM Głogów 5. HM Legnica
6. HM Cedynia

Rys. 2. Lokalizacja aktywów Grupy Kapitałowej KGHM Polska Miedź S.A. [Źródło: Raport zrównoważony KGHM 2018, <https://www.kghm.com>]

Fig. 2. Location of assets KGHM Capital Group [Source: Sustainable Annual Report 2018, <https://www.kghm.com>]

tury kolejowej związanej z powstającym parkiem, wybudowaniem drugiego zelektryfikowanego toru na linii nr 289 Legnica – Rudna Gwizdanów oraz nowego połączenia kolejowego Lubin – Polkowice – Głogów[6].

Tereny inwestycyjne przewidziane pod budowę parku przemysłowo-technologicznego zlokalizowane są w obszarze miasta Lubin oraz gminy wiejskiej Lubin, między miejscowością Obora, a miejscowością Krzeczyn Wielki. Obszar podzielony jest na 4 części, które przecina droga ekspresowa S3 łącząca Morze Bałtyckie z Czechami oraz droga wojewódzka nr 335. Na atrakcyjność położenia parku może też wpłynąć bliska odległość od autostrady A4 łączącej Niemcy z Ukrainą (około 30 km trasa Krzeczyn Wielki – autostrada A4). W planach jest również budowa obwodnicy Krzeczyna Wielkiego o długości 2,5 kilometra, która umożliwi bezpośredni wjazd do parku. Planowane rozpoczęcie oraz zakończenie inwestycji to 2020 rok.

Na terenie Lubina znajduje się sportowe lotnisko Aeorklubu Zagłębia Miedziowego z utwardzonym pasem startowym oraz radiolatarnią, przeznaczone jest dla samolotów sportowych oraz małych samolotów pasażerskich.

Park przemysłowo-technologiczny byłby pierwszym w województwie dolnośląskim. Lokalizacja Parku na terenie Zagłębia Miedziowego pozwoli stworzyć miejsca pracy poza przemysłem miedziowym oraz pozwoli osiągnąć następujące korzyści:

- stworzenie warunków do wykorzystania naukowego oraz przemysłowego potencjału regionu,

- stworzenie i rozwój regionalnej infrastruktury przemysłowej,
- podniesienie potencjału (konkurencyjności) regionu w sferze innowacji poprzez wzmocnienie współpracy pomiędzy sektorem badawczo-rozwojowym a gospodarką,
- przyciąganie nowych inwestorów z różnych gałęzi gospodarki,
- rozwój nowych technologii,
- wykorzystanie infrastruktury regionu po działalności związanej z KGHM Polska Miedź S. A.,
- powstanie nowych kierunków studiów,
- powstanie klas profilowych szkółach,
- powstanie inkubatora przedsiębiorczości lub/i klastra.

Z powyżej wymienionych zalet budowy parku wynika, iż stworzenie warunków pod taką inwestycję przyniesie szereg korzyści zarówno dla biznesu jak i dla społeczeństwa. Dzięki ulokowaniu na tym terenie firm z branż związanych z zieloną energią, produkcją wyrobów na bazie miedzi przyczyni się do powstania nowych kierunków na uczelniach oraz klas profilowych w szkoła średnich. Obecność KGHM-u w regionie powinna pomóc ściągnąć inwestorów z różnych gałęzi gospodarki, a potencjalny inkubator przedsiębiorczości lub klastr energetyczno-miedziowy pozwoli na współpracę, przenikanie się biznesu, nauki oraz samorządu lokalnego oraz wojewódzkiego. KGHM Polska Miedź S.A. jest członkiem Zgorzeleckiego Klastra Rozwoju Odnawialnych Źródeł

Tab. 2. Odległości Lubina od granicy z Niemcami, Czechami, innych miast oraz portów
 Tab. 2. Distance from Lubin from the border with Germany and the Czech Republic, other cities and ports

Odległość od miasta Lubin (w km)	
Berlin	280
Kraków	360
Legnica	26
Poznań	160
Praga	220
Warszawa	430
Wrocław	69
Zielona Góra	87
Odległość miasta Lubin do granicy (w km)	
Czechy (przejście w Jakuszycach)	115
Niemcy (przejście w Zgorzelcu)	111
Odległość miasta Lubin od portów morskich (w km)	
Szczecin	300
Świnoujście	380

Tab. 3. Zamożność miast w Polsce, Bogactwo samorządów Ranking dochodów JST 2018 [Źródło: Ranking dochodów JST 2018, www.wspolnota.org.pl]
 Tab. 3. The wealth of cities in Poland, Wealth of local governments JST 2018 revenue ranking [Source: Income Ranking JST 2018, www.wspolnota.org.pl]

2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Miasto	Zamożność per capita 2018 (w zł)
1	1	1	1	1	1	1	1	1	Polkowice	6950,52
20	21	4	6	8	9	14	15	16	Lubin	4006,24
22	20	9	22	28	23	24	23	22	Głogów	3759,36
30	32	28	27	30	25	33	30	29	Legnica – miasto na prawach powiatu	4190,30



Rys. 3. Strefa Przemysłowa Lubin S3 oraz Północna Obwodnica Krzeczyna Wielkiego [Źródło: https://www.lubin.pl]
 Fig. 3. Industrial Zone Lubin S3 and North Bypass of Krzeczyn Wielki [Source: https://www.lubin.pl]

Energii i Efektywności Energetycznej, którego celem są prace nad efektywnym wykorzystaniem lokalnych zasobów energetycznych w odnawialnych źródłach energii[7]. Wraz z powołaniem klastra związanego z głównym biznesem KGHM – produkcją związaną z miedzią, powstaną bardzo dobre warunki dla specjalistów z branż związanych z tym obszarem. Miedź może odegrać kluczową rolę w procesie transformacji energetycznej. Warto przeanalizować, w jaki sposób można wykorzystać szanse związane z OZE na dużą skalę, pomyśleć, czy zamiast naśladować inne gospodarki, czy nie poszukać niszy rynkowych, w których „lokatorzy parku” będą prekursorami. Polityka dekarbonizacyjna i trendy światowe związane z rozwojem OZE, magazynowaniem energii czy elektromobilnością nie pozostawią nam innego wyjścia. Rocznie na świecie na rynek trafia około 23 mln ton nowej miedzi, nie licząc recyklingu[8]. Miedź dominuje w produkcji kabli układanych na dnie morza bądź w systemach ogromnych

i uziemień elektrowni wiatrowych. Miedzi nie da się zastąpić w konstrukcji toru prądowego (taśmy modułowe, przewody) paneli fotowoltaicznych. Coraz częściej wykorzystywana jest również w mikroprocesorach i układach chłodzenia komputerów[9]. Lokowanie przedsiębiorstw w wymienionych obszarach gospodarki pozwoli przyciągnąć inwestorów z różnych gałęzi gospodarki, podnieść konkurencyjność regionu i pozwoli rozpocząć współpracę sektora badawczo-rozwojowego (uczelnie, instytuty) z gospodarką.

W przyszłości będzie można wykorzystać pozostałości po likwidowanych zakładach np. hale produkcyjne, biurowce do rozbudowy parku przemysłowo-technologicznego i ulokować na tych terenach nowe przedsięwzięcia. Już dziś Województwo Dolnośląskie wraz z lokalnymi samorządami rozwijają komunikację z regionem poprzez tworzenie nowych dróg, obwodnic oraz rozwojem połączeń kolejowych. Atrakcyjności lokalizacji inwestycji w tym miejscu dodaje również Dolno-

śląski Klaster Lotniczy w Legnickiej Specjalnej Strefie Ekonomicznej zlokalizowany w Lubinie [10].

Podsumowanie

W niniejszym artykule przedstawiono krótką charakterystykę Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego pod kątem potencjalnej budowy parku przemysłowo-technologicznego. Jest to jeden ze scenariuszy rozwoju gospodarczego północnych obszarów województwa dolnośląskiego. Prace związane z budową parku zostały już rozpoczęte – w dniu 17.10.2018 r. przedstawiciele agencji państwowych (Krajowy Ośrodek Wsparcia Rolnictwa, Agencja Rozwoju Przemysłu

oraz największy pracodawca w regionie, KGHM Polska Miedź S.A., zawarły umowę o utworzeniu parku przemysłowo-technologicznego zlokalizowanego przy trasie S3 w miejscowości Krzeczyn Wielki oraz mieście Lubin.

Perspektywa tego przedsięwzięcia może zapewnić wykorzystanie infrastruktury i zasobów ludzkich w przypadku zamykania Oddziałów KGHM Polska Miedź S.A. Obecność strefy przemysłowej zachęci inwestorów, np. firmy z branż wysokich technologii, do umieszczenia na tym obszarze swoich zakładów, co wpłynie na rozwój regionu i uniezależnienie się od monokultury przemysłu miedziowego.

Literatura – References

1. KGHM Polska Miedź S.A. 2016: KGHM Alfabet, Alphabet, Alfabeto
2. Polska Agencja Przedsiębiorczości Benchmarking parków technologicznych w Polsce. 2008, Wyniki badania, str. 9
3. KGHM Polska Miedź S.A.: Zrównoważony Raport KGHM Polska Miedź S.A. za 2018 rok, str. 9
4. Urząd Gminy Lubin, strona www, <http://www.ug.lubin.pl/specjalna-strefa-ekonomiczna-na-blisko-300-hektarach-gminy-lubin/> (stan na 21.01.2020)
5. Urząd Marszałkowski Województwa Dolny Śląsk, strona www, <http://www.umwd.dolnyslask.pl/en/urząd-marszałkowski/aktualnosci/single-view/artykul/spotkanie-w-kancelarii-premiera-w-sprawie-lubinskiego-parku-inwestycyjnego/>
6. Urząd Marszałkowski Województwa Dolny Śląsk, <http://www.umwd.dolnyslask.pl/en/urząd-marszałkowski/aktualnosci/single-view/artykul/spotkanie-w-kancelarii-premiera-w-sprawie-lubinskiego-parku-inwestycyjnego/> (stan na 21.01.2020)
7. wnp.pl, Energetyka, KGHM przystąpił do zgorzeleckiego klastra energii odnawialnej, <https://www.wnp.pl/energetyka/kgbm-przystapil-do-zgorzeleckiego-klastra-energii-odnawialnej,306162.html> (stan na 21.01.2020)
8. Leonardo Energy, Miedź może odegrać kluczową rolę w procesie transformacji energetycznej, <https://leonardo-energy.pl/artykuly/miedz-moze-odegrac-kluczowa-role-w-procesie-transformacji-energetycznej/> (stan na 21.01.2020)
9. Leonardo Energy, Innowacyjność i niskoemisyjność dzięki miedzi, <https://leonardo-energy.pl/artykuly/innowacyjnosc-i-niskoemisyjnosc-dzieki-miedzi/> (stan na 21.01.2020)
10. Lubin.naszemiasto.pl, Klaster lotniczy w LSSE, <https://lubin.naszemiasto.pl/klaster-lotniczy-w-lsse/ar/c3-3404359> (stan na 21.01.2020)

Perspective for the Construction of an Industrial and Technology Park (Economic Zone) for the Inhabitants of the Copper Basin

The article presents the perspectives for the construction of an industrial and technology park located in the urban and rural commune of Lubin. This area is characterized by a monoculture of the copper industry associated with the largest employer in the region – KGHM Polska Miedź S.A. The mining activities of Polish Copper will be limited in the long term. For this reason, other possibilities of exploiting the region's potential are being sought. It seems that the construction of an industry and technology park is one of the most promising. Local governments, Lower Silesia voivodship, Industrial Development Agency, National Agricultural Support Center, representatives of KGHM and representatives of the Chancellery of the Prime Minister are showing interest in this undertaking.

Keywords: Lubin, industrial and technology park, KGHM, LGOM



Wykorzystanie informacji uzyskiwanych z monitoringu parametrów pracy do wprowadzania zmian technicznych w modernizowanych maszynach górniczych

Mirosław LEWICKI¹⁾, Tomasz KANIEWSKI²⁾, Paweł ŚLIWIŃSKI³⁾

¹⁾ dr inż.; KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin, Uczelnia Jana Wyżykowskiego w Polkowicach; email: miroslaw.lewicki@kghm.com

²⁾ mgr inż.; KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej; email: tomasz.kaniewski@kghm.com

³⁾ mgr inż.; KGHM Polska Miedź S.A. Departament Energomechaniczny, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej; email: pawel.sliwinski@kghm.com

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-23>

Submission date: 24-10-2019 | Review date: 03-02-2020

Abstrakt

Dane otrzymywane z poszczególnych punktów pomiarowych monitorowanych maszyn górniczych pozwalają na bezpośrednią obserwację zachowania maszyny w rzeczywistych warunkach dołowych. Wychwytywanie zachowań odbiegających od standardowych pozwala na przeprowadzanie działań korygujących. Możliwe jest oddziaływanie bezpośrednio na niekorzystne zachowania operatora. Możliwe jest również eliminowanie tych zdarzeń poprzez wprowadzanie ograniczeń technicznych wymuszających poprawne wykonywanie procedur przez operatora. Działania powyższe często sprowadzają się do modernizacji maszyn górniczych. Sprawdzenie wprowadzanych rozwiązań wykonuje się poprzez obserwację kontrolowanych parametrów kosztowo-produkcyjnych w ramach metody TCO jak również poprzez sprawdzanie poprawności monitorowanych parametrów. Wprowadzane nowoczesne rozwiązania są potwierdzane w zakresie skuteczności w realizacji cyklu produkcyjnego oraz pod względem efektywności kosztowej.

Słowa kluczowe: monitoring, modernizacja maszyn górniczych

1. Charakterystyka obszaru badawczego

1.1. Powiązanie monitoringu maszyn górniczych z kosztami

Udział maszyn górniczych posiadających zamontowany układ monitoringu został przedstawiony na rys. 1. Obejmuje on najbardziej kosztogenne grupy maszyn produkcyjnych. Maszyny, którym stawiane są bardzo wysokie wymagania produkcyjne przy zapewnieniu akceptowalnego poziomu dyspozycyjności. Bieżąca obserwacja kosztów ponoszonych na poszczególne maszyny odbywa się przy wykorzystaniu metody kosztów całkowitych TCO. Dysponowane oprogramowanie zbudowane w oparciu o hurtownię danych SAP BusinessObjects pozwala na bieżące wnioskowanie o korzyściach wynikających z właściwego doboru parku maszynowego [1]. Wybór producentów maszyn poparty jest udokumentowanymi danymi historycznymi.

Obszary działań powiązane z monitoringiem obejmują [3]:

- bieżącą diagnostykę stanu technicznego maszyn,
- predykcyjne utrzymanie maszyn,
- identyfikację potrzeb w zakresie szkoleń doskonalących umiejętności operatorów maszyn górniczych,
- analizę organizacji pracy maszyn w oddziałach wydobywczych.

Charakterystykę współdziałania obszarów monitoringu przedstawiono na rys. 2.

1.2. Ocena techniczna maszyn górniczych

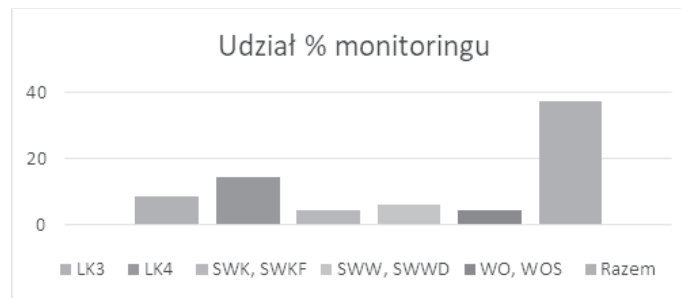
Maszyny załadowczo odstawcze obejmują ładowarki kopalniane współpracujące z wozami odstawczymi. Dane

techniczne wybranych maszyn produkcji KGHM ZANAM przedstawiono w tab. 1. Wozy odstawcze muszą współpracować z ładowarkami, które z kolei posiadają przywilej pracy samodzielnej względnie współpracują z WO. Na rys. 3 przedstawiono omawiane maszyny górnicze.

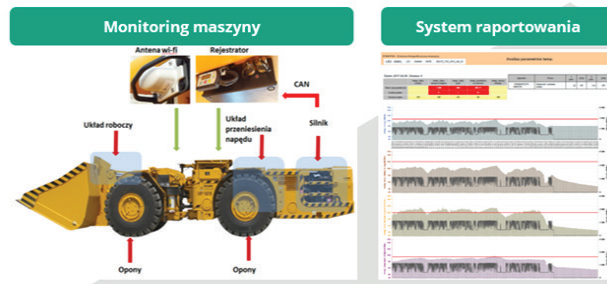
2. Modernizacja maszyn górniczych

2.1. Obserwacje przebiegów monitorowanych parametrów w modernizowanej LKP-1601B

Raporty kontrolne z monitoringu maszyn górniczych udostępniane są na bieżąco dla dozoru mechanicznego. Umożliwia to bezpośrednie oddziaływanie na operatorów, którzy dopuszczają do nadmiernych przeciążeń maszyn oraz pracują w górnych zakresach parametrów dopuszczalnych. Taka praca skutkuje przyspieszonym zużyciem podzespołów połączonym z częstymi włączeniami alarmów żółtych sygnalizujących możliwe przeciążenia. Wychwytywanie stanów parametrów niedopuszczalnych i zarazem powtarzających się u różnych operatorów wymusza działania prewencyjne [4]. Najprostszym i zarazem najskuteczniejszą metodą jest wprowadzanie modernizacji obejmującej przeciążone podzespoły. Modernizacje polegają głównie na przekonstruowaniu układów i polegają na wprowadzaniu rozwiązań uniemożliwiających niepoprawną pracę. Możliwe jest to przy wprowadzaniu specjalnych sterowników lub dodatkowych podzespołów konstrukcyjnych modyfikujących układy napędowe. Na rys. 4 przedstawiono sygnał pomiarowy z LK4 wskazujący na uszkodzenie układu napędowego.



Rys. 1. Udział % monitorowanych maszyn górniczych
Fig. 1. Percentage share of monitored mining machines



Rys. 2. Charakterystyka współdziałania obszarów monitoringu [2]
Fig. 2. Characteristics of cooperation of monitoring areas [2]



Rys. 3. Wóz odstawczy CB4-24TB oraz ładowarka LKP-1601B produkcji KGHM ZANAM [6]
Fig. 3. Haul truck CB4-24TB and loader LKP-1601B manufactured by KGHM ZANAM [6]

Akwizycja danych z monitoringu maszyn górniczych obejmuje:

- liczbę mierzonych parametrów,
- liczbę obiektów technicznych,
- czynniki ludzkie,
- zdarzenia losowe,
- kompletność mierzonych sygnałów,
- algorytmy przetwarzające,
- szczegółowe ewidencjonowanie zdarzeń,
- walidację sygnałów,
- inne czynniki.

Każdy z tych czynników stanowi istotny obszar badawczy wpływający na właściwą interpretację zdarzeń połączoną z podejmowaną prewencją. Zakres modernizacji ładowarki kopalnianej LKP-1601B obejmował zabudowę nowej skrzyni biegów wyposażonej w sterownik APC 312 w miejsce dotychczasowej skrzyni biegów. Wprowadzenie automatycznej skrzyni biegów pozwoliło na wykluczenie pojawiających się błędów podczas realizacji procesów produkcyjnych w obserwowanych monitorowanych parametrach ładowarki. Uzyskano po modernizacji skuteczne zabezpieczenie przed

przekroczeniami temperatury oraz przed nagłymi znacznymi wahaniami ciśnienia przy równoczesnej kontroli prędkości obrotowej koszy sprzęgłowych. Ponadto wyeliminowano możliwość zmiany kierunku jazdy pod obciążeniem.

W drugiej grupie ładowarek kopalnianych LKP-1601B modernizacje polegały na wprowadzeniu nowej chłodnicy silnika spalinowego ze wzmocnioną konstrukcją ramy przy rozmieszczeniu radiatorów do 8 szt./cal. Powyższa zmiana nie pogarszała parametrów wpływających na bezpieczną eksploatację maszyn. Ładowarki nadal spełniały przepisy zawarte w Deklaracji Zgodności. Modyfikacja miała na celu poprawę wydajności chłodnicy silnika spalinowego. Dodatkowo układ rurek w chłodnicy umożliwia skuteczniejsze utrzymywanie chłodnicy w czystości podczas realizacji procesu produkcyjnego.

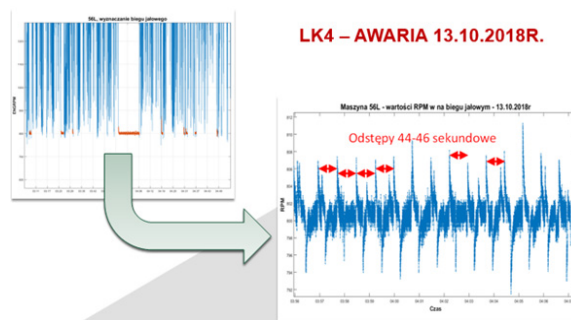
2.2. Modernizacja WO CB4PCK

Raporty uzyskiwane z monitoringu WO CB4-20TB oraz CB4-24TB pozwalają na wychwytywanie stanów przeciążenia skutkujących skróceniem okresu użytkowania głównych podzespołów maszyn. Działania rozpoznawcze przeniesiono wprost do niemonitorowanych wozów odstawczych CB4PCK

Tab. 1. Dane konstrukcyjne omawianych maszyn górniczych produkcji KGHM ZANAM [6]

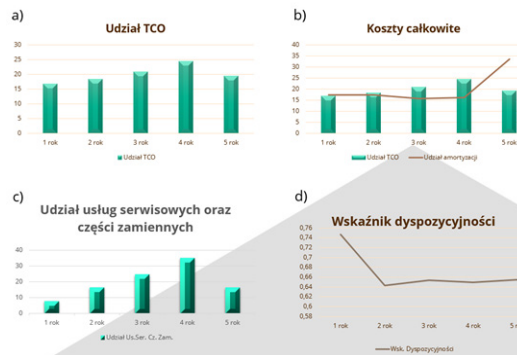
Tab. 1. Design construction data of the mining machines of KGHM ZANAM [6]

Typ	Oznaczenie	Długość [mm]	Szerokość [mm]	Wysokość [mm]	Masa całkowita [kg]	Pojemność łyżki [m ³]	Udržwig [t]	Moc silnika spalinowego [kW]	Klasa czystości spalin Stage
LK2	LKP-0805C	9 970	3 030	1750 / 2 100	26 800	3,5	8	138	
LK3	LKP-0900B	10 300	3 300	1 500 / 1 750	30 200	3,8 / 4,2	9	181	Stage 3A
LK4	LKP-1601B	11 650	3 300	2 350	47 300	8,5	16	295	Stage 3B
Typ	Oznaczenie	Długość	Szerokość	Wysokość	Masa całkowita	Pojemność skrzyni ładunkowej	Max. ładowność	Moc silnika spalinowego	Klasa czystości spalin
WO	CB4PCK	9 600	3 300 / 3 350	1890 / 1950	22 400	11,1	20	136	
WO	CB4-20TB	10 300	3 350	1 900 / 2 000 / 2 100	26 000	11,1	20	149	Stage 3B
WOS	CB4-24TB	10 520	3 650	1 900 / 2 000 / 2 100	26 600	13	23,4	179	Stage 3B



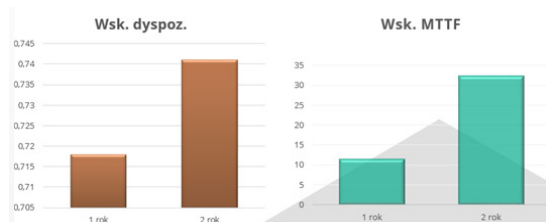
Rys. 4. Kontrolny przebieg prędkości obrotowej na biegu jałowym w pracy przed awarią dla ładowarki LK4 [5]

Fig. 4. Pre-failure course of rotational speed on idle run for the LK4 loader [5]



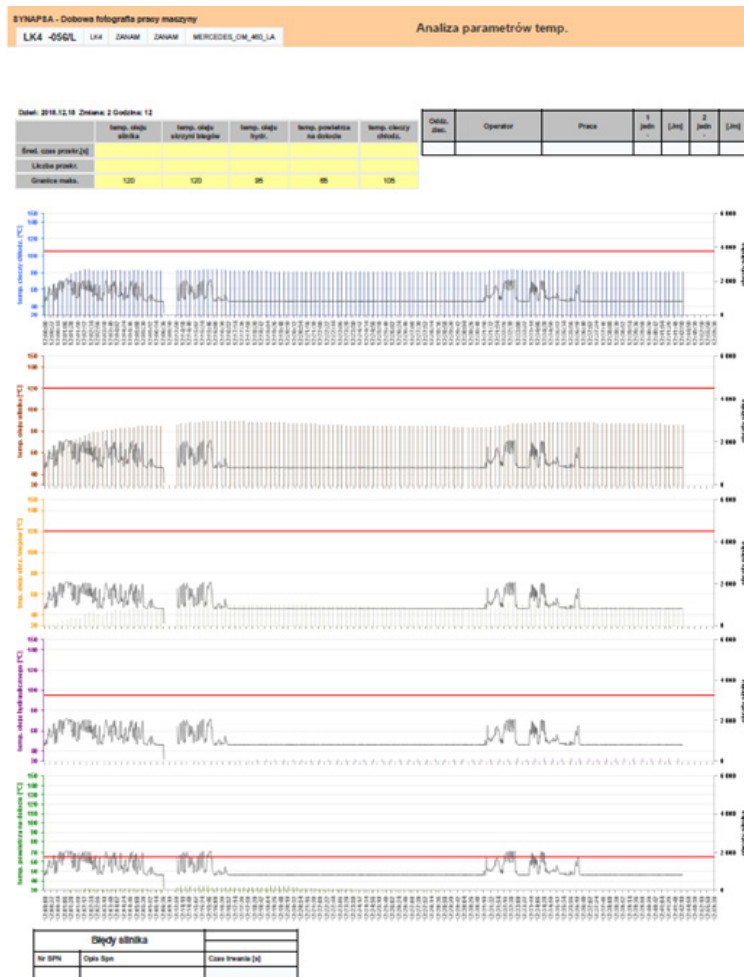
Rys. 5. Kontrolny przebieg mierzonych parametrów techniczno-ekonomicznych prowadzony przy wykorzystaniu metody TCO dla ładowarek LKP-1601B poddanych modernizacji. a) Udział % kosztów całkowitych TCO, b) Zobrazowanie przebiegu kosztów TCO na tle amortyzacji, c) Łączny udział usług serwisowych oraz części zamiennych, d) Przebieg wskaźnika dyspozycyjności

Fig. 5. Control course of technical and economic parameters carried out using the TCO method for modernized LKP-1601B chargers. a) Percentage share of total TCO costs, b) Visual presentation of TCO costs mileage against depreciation, c) total share of service and spare parts, d) Mileage of availability indicator



Rys. 6. Porównanie wskaźnika dyspozycyjności oraz wskaźnika MTTF w porównywanych okresach użytkowania ładowarki LKP-1601B przed i po modernizacji

Fig. 6. Comparison of the availability indicator and the MTTF indicator in the compared pe-riods of use of the LKP-1601B loader before and after the modernization



Rys. 7. Przebieg czasowy monitorowanej ładowarki LKP-1601B po przeprowadzonej modernizacji [2]
Fig. 7. Time course of the monitored charger LKP-1601B after the conducted modernization [2]

w celu przeprowadzenia ich modernizacji. Obejmowała ona wymiany tradycyjnego mostu na most 450-08-0000C z hamulcami hydraulicznymi mokrymi producenta SKB DRIVE TECH – FON Radomsko oraz zespołu piast kół skrzyni ładunkowej typu 450-08-0102 + 450-08-0103 tego samego producenta. Ponadto przystosowano do zabudowy przekładnię hydrokinetyczną zintegrowaną ze skrzynią biegów z funkcją rozłączania napędu podczas hamowania hamulcami hydraulicznymi. Modernizacją wymagała dodatkowo zamontowania pompy hydraulicznej zasilającej hydrauliczny układ hamulcowy wraz z filtrem oleju. Ponadto zdemontowano z silnika zbędną sprężarkę powietrza wraz z pozostałymi elementami układu pneumatycznego. Połączenia układu hydraulicznego wymagało zmian konstrukcyjnych zamieszczonych w dokumentacji techniczno-ruchowej modernizowanej maszyny.

3. Ocena wprowadzonych modyfikacji maszyn górniczych

Dla osiągnięcia adekwatności oceny badanych wskaźników kontrolnych pierwszej analizie poddano ładowarki LKP-1601B zmodernizowane w 2017 r. Wybór ten pozwolił porównać pracę maszyn w pełnych rocznych okresach przed i po modernizacji. Do oceny wykorzystano metodę kosztów całkowitych TCO. Uzyskane dane przedstawiono w formie wykresów. Zdecydowano się na prezentację wyników poprzez odniesienie wartości z poszczególnych lat do wartości z całe-

go okresu badawczego. Pozwoliło to na porównywanie wartości względnych. Przeprowadzone modernizacje skutkują skokowym wzrostem amortyzacji widocznym w 5 roku eksploatacji – rys 5 b). Na rys. 5 a) przedstawiono udział % kosztów całkowitych w kolejnych latach eksploatacji. Osiągnięty spadek w 5 roku oznacza korzystny wpływ modernizacji. Podobna sytuacja jest obserwowana na rys. 4 c) przedstawiającej łączną tendencję udziału % usług serwisowych i części zamiennych. Wskaźnik dyspozycyjności przedstawiony na rys. 4 d) potwierdza tendencję spadkową uzyskaną po pierwszym roku eksploatacji. Dalsze użytkowanie analizowanych maszyn potwierdza korzystne utrzymanie dyspozycyjności na poziomie ok. 65% w kolejnych latach eksploatacji.

Drugą analizą objęto modernizację ładowarki kopalnianej LKP-1601B wykonaną w 2018r. Związana ona była z wymianą skrzyni biegów na nową automatyczną z zabudowanym sterownikiem APC 312 [2]. Kontrola wskaźnika dyspozycyjności i wskaźnika MTTF określającego średni czas pracy maszyny od ostatniej naprawy do wystąpienia awarii wykazują poprawę po przeprowadzonej modernizacji – rys. 6. Obserwację eliminacji błędów przeprowadzono poprzez porównanie wskazań z monitoringu maszyny w rocznym okresie poprzedzającym modernizację i po wykonaniu ulepszenia. Przykładowy przebieg czasowy obserwowanych parametrów po modernizacji przedstawiony na rys. 7 nie wykazał błędów silnika.

4. Wnioski końcowe

W procesie modernizacji maszyn górniczych istotnym czynnikiem jest dysponowanie instrumentami techniczno-organizacyjnymi, które umożliwiają szybkie i bezpośrednie wyznaczenie efektywności wykonanej modyfikacji [1]. Ważne jest również odniesienie porównania do stanu bieżącego parku maszynowego jak również do danych historycznych w interesującym okresie czasu. Metoda kosztów całkowitych TCO bazująca na danych gromadzonych w hurtowni danych umożliwia dokonywanie bieżących analiz w zakresie kontrolowanych parametrów produkcyjnych oraz kosztowych. Elastyczność dysponowanych modeli programowych oraz możliwość modyfikacji parametrów wejściowych w zakresie typów maszyn oraz okresów bazowych pozwala na pełną obserwację parametrów kontrolnych maszyn użytkowanych przed i po

modernizacji na tle maszyn niemodyfikowanych. Przy obserwacji długiej możliwa jest natomiast ocena skutecznego wydłużenia okresu użytkowania modernizowanej maszyny górniczej powyżej rekomendowanego okresu użytkowania.

Drugim instrumentem kontrolnym jest monitoring maszyn pozwalający na bieżącą obserwację stanów czujników kontrolnych. Dysponowane oprogramowanie bazujące na hurtowni danych SAP BusinessObjects pozwala na bezpośrednią obserwację wskazań obserwowanych parametrów kontrolnych w różnych przekrojach oraz zadanych okresach badawczych. Kontrola dozorowa stanów alarmowych żółtych i czerwonych pozwala na bieżącą obserwację zachowań maszyny w procesie produkcyjnym. Pozwala na badanie skuteczności wprowadzanych modernizacji maszyn poddanych obciążeniom w warunkach rzeczywistych.

Literatura – References

1. Lewicki M. - Wykorzystanie monitoringu do bieżącej oceny stanu technicznego SMG, Inżynieria Górnicza, 4/2018
2. Śliwiński P., Kaniewski T., Zimroz R., Lewicki M. - Metody gromadzenia i interpretacji danych zbieranych z punktów pomiarowych maszyn górniczych jako kluczowe zagadnienia monitoringu, Zeszyty naukowe uczelni Jana Wyżykowskiego. Studia z Nauk Technicznych, przygotowywane do druku
3. Stefaniak P., Obuchowski J., Sawicki M., Zimroz R., Żak G., Wyłomańska A., Bartelmus W. - Wybrane problemy i wyzwania automatycznej diagnostyki elementów maszyn górniczych, CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud, nr 3 (76) 2015, s. 189-198
4. Zimroz R., Stefaniak P., Hardygóra M. - Wybrane zagadnienia diagnostyki procesów roboczych i stanu technicznego elementów maszyn górniczych, Inżynieria Maszyn, R. 19, z. 2, 2014
5. Ekspertyza KGHM Cuprum, - Analiza danych historycznych z rejestratorów SMG i systemu CMMS, 2019, materiały niepublikowane
6. Materiały KGHM ZANAM - https://www.kghmzanam.com/images/Products/loaders/LKP_1601B.png [dostęp 25.01.2020]

The Use of Information Obtained from Monitoring Work Parameters to Introduce Technical Changes in Modernized Mining Machines

Data obtained from individual measuring points of monitored mining machines allows a direct observation of machine behavior in real underground conditions. Capturing behaviors that deviate from the standard ones allows you to carry out corrective actions. A direct impact on adverse operator's behavior is possible. It is also possible to eliminate these events by introducing technical restrictions forcing the operator to perform procedures correctly. These activities often boil down to the modernization of mining machinery. Checking the implemented solutions is performed by observing the controlled cost and production parameters under the TCO method, as well as by checking the correctness of the monitored parameters. Introduced modern solutions, confirmed by their efficiency in the implementation of the production cycle and cost effectiveness, are becoming standards in new types of machines.

Keywords: *monitoring, modernization of mining machinery*



Factor Analysis and Mathematical Modeling in Determining the Quality of Coal

Tomasz NIEDOBA¹⁾, Paulina PIĘTA²⁾, Agnieszka SUROWIAK¹⁾

¹⁾ AGH, University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Mineral Processing and Environmental Engineering, Cracow, Poland; email: tniedoba@agh.edu.pl

²⁾ JSW Innowacje S.A.

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-24>

Submission date: 30-11-2019 | Review date: 28-03-2020

Abstract

The separation of coal material of three types of coals originating from three various Polish hard coal mines (types 31, 34.2 and 35, according to Polish nomenclature, which were steam coal, semi-coking coal and coking coal) into particle size fractions and then into particle density fractions was done and then the following parameters were measured for each particle size-density fraction: combustion heat, ash contents, sulfur contents, volatile parts contents, analytic moisture. In this way a 7-dimensional vector of data was created. Using methods of factor analysis the important features of coal were selected, which decide about their membership to individual types. To evaluate the appropriateness of the applied method the Bartlett's sphericity test as well coefficient of Kaiser-Mayer-Olkin (KMO) were used. To select important factors the Kaiser criterion and Cattell's scree test were used. The obtained results were compared with the results obtained in previous works by means of observation tunnels method. The results showed which particular features are crucial to define the type of coal what is also important to select appropriate method of its enrichment. Furthermore, the construction of a mathematical model presenting the relations between these properties and particle size and density is presented. Because of the fact that particles of certain size or density may occur in neighboring fractions three sorts of relations were examined basing on regression analysis. The analysis was conducted for all three coal types. Because of the fact that the models contain various amounts of independent variables R^2 coefficient, mean squared error (MSE) and Mallows's statistics C_p were applied to evaluate and compare obtained results.

Keywords: coal, multidimensional statistical analysis, factor analysis, quality of coal, particle size, particle density

1. Introduction

Mineral raw materials which are beneficiated in purpose of their using characterize with many factors describing their features. In case of coal, these features are among others ash contents, sulfur contents, combustion heat, volatile parts contents or analytic moisture. The features mentioned above decide about coal quality also in economical aspect. Because of that the preciseness of determining values of these features is very important.

The most often researched properties of the coal are combustion heat, ash contents, sulphur contents, volatile parts contents and moisture. These features are very often highly correlated but also can occur independently. The selection of the necessary factors which influence on individual properties is the goal of the paper. To this purpose three types of coal (according to Polish nomenclature – coal types 31 (steam coal), 34.2 (gas-coking coal) and 35 (orto-coking coal)) were selected to the investigation which were divided into particle size and density fractions. The classification of coals is presented in Table 1.

The whole group of considered factors were measured for each size-density fraction [14].

The following variables were considered ($X_i = 1, 2, \dots, 5$).

- X_1 – combustion heat [cal];
- X_2 – ash contents [%];
- X_3 – sulfur contents [%];
- X_4 – volatile parts contents [Va];
- X_5 – moisture [Wa].

Knowledge about these features can serve also to evaluate beneficiation process (Brożek, 1984; Dobosz, 2001; Foszcz et al., 2016; Głowiak 2019a; b; Niedoba, 2013a; Stanis, 2007; Stępiński, 1964; Tumidajski and Saramak, 2009). The ash contents, sulfur contents and volatile parts contents were investigated dependably on particle size and particle density also by means of kriging method (Niedoba, 2013a). The application of non-conventional statistical methods can be very beneficial in getting precise information (Foszcz et al., 2018; Jamróz, 2009; 2014a; b; c; Jamróz et al., 2016; 2017; Jamróz and Niedoba, 2014; 2015a; b; Niedoba, 2009; 2011; 2013a; b; 2014; 2015; Niedoba and Surowiak, 2012; Niedoba et al., 2018; Öney, 2019; Pięta et al., 2018; Surowiak 2007, 2014). The presented work is an attempt of constructing new mathematical model describing relation between ash contents and particle size and density.

2. Materials and methods

The considered types of coal originated from three various Polish coal mines and all of them were initially screened on a set of sieves of the following sizes: -1.00, -3.15, -6.30, -8.00, -10.00, -12.50, -14.00, -16.00 and -20.00 mm. Then, the size fractions were additionally separated into density fractions by separation in dense media using zinc chloride aqueous solution of various densities (1.3, 1.4, 1.5, 1.6, 1.7, 1.8 and 1.9 g/cm³). The fractions were used as a basis for further consideration and additional coal features were determined by means of chemical analysis. In purpose of appropriate identification

Tab. 1. Classification of coal types according to Polish nomenclature (Sobolewski et al., 2016)

Tab. 1. Klasyfikacja węgla według polskiej nomenklatury (Sobolewski et al., 2016)

Coal type	Coal number	Volatile parts contents [%]
Steam coal	31	Above 28
Gas-steam coal	32	Above 28
Gas coal	33	Above 28
Gas-coking coal	34	Above 28
Orto-coking coal	35	20-31
Meta-coking coal	36	14-28
Semi-coking coal	37	14-28
Thin coal	38	14-28
Anthracite coal	41	10-14
Anthracite	42	3-10
Meta-anthracite	43	Till 3

Tab. 2. Data for size fraction 14.00-12.50 mm – coal, type 31

Tab. 2. Dane dla klasy ziarnowej 14.00-12.50 – węgiel, typ 31

Density [Mg/m ³]	Mass [g]	Combustion heat [cal]	Ash contents [%]	Sulfur contents [%]	Volatile parts contents v _a	Analytical moisture W _a
<1.3	308.6	7048	6.41	0.72	34.32	3.23
1.3-1.4	292.5	5859	19.61	0.7	29.22	3.36
1.4-1.5	36.1	2948	16.55	0.76	28.92	3.87
1.5-1.6	10.7	5117	26.10	1.55	31.08	3.40
1.6-1.7	25.6	4467	35.78	2.28	26.71	2.40
1.7-1.8	139	3920	37.20	1.23	29.24	2.19
1.8-1.9	12.7	3078	48.20	1.13	24.05	2.23
>1.9	601.2	457	86.53	0.40	9.30	0.91

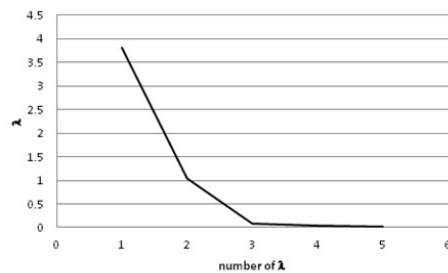


Fig. 1. Cattell's scree plot for coal, type 31, particle size fraction (10-12.5)

Rys. 1. Wykres osypiska Cattella dla węgla, typ 31, klasa ziarnowa (10-12.5)

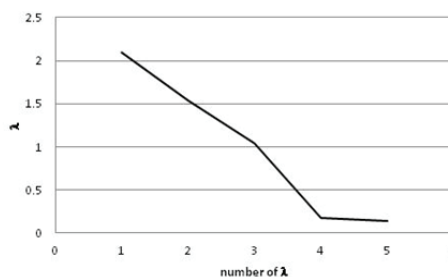


Fig. 2. Cattell's scree plot for coal, type 34.2, particle density fraction (1.6-1.7)

Rys. 2. Wykres osypiska Cattella dla węgla, typ 34.2, frakcja gęstościowa (1.6-1.7)

of coal type many parameters are being measured which describe coal quality. For each density-size fraction such parameters as combustion heat, ash contents, sulfur contents, volatile parts contents and analytical moisture were determined, making up, together with the mass of these fractions, seven various features for each coal.

The example of obtained data is presented in Table 2.

The measurements of X_i were performed for each size-density fraction. Because of the fact that the individual features were measured in various units their standardization was done.

In purpose of selecting significant factors influencing on individual variables, the factor analysis method was applied. To evaluate adequacy of applying factor analysis to this problem two criteria were used: Bartlett's test and Kaiser-Mayer-Olkin coefficient (KMO) (Comrey, 1973; Dobosz, 2001; Kline, 1994; Lawley and Maxwell, 1971; Tumidajski and Saramak, 2009).

The reduction of variables is done through the Cattell's scree criteria and criterion of sufficient proportion which suggest to apply such number of factors that they explain together at least 85% of variance of all observed variables [Stanisz, 2007].

Tab. 3. Influence of factors on properties of coal, type 31 by particle size fractions
 Tab. 3. Wpływ czynników na właściwości węgla, typ 31 według klas ziarnowych

Feature	0.5-1	1-3.15	3.15-6.3	6.3-8	8-10	10-12.5	12.5-14	14-16	16-20
Combustion heat									
Z ₁	97.49	95.39	97.57	97.63	94.13	96.29	81.52	95.41	99.89
Z ₂							11.42		
Ash contents									
Z ₁	86.47	95.55	90.68	99.34	95.86	96.58	97.33	97.65	99.28
Sulfur contents									
Z ₁	95.74	68.65	94.59	7.99	5.00	0.04	2.31	22.45	2.06
Z ₂		30.83		91.96	94.63	99.26	90.13	77.28	97.19
Volatile parts contents									
Z ₁	94.71	95.60	84.65	88.34	93.41	95.90	96.09	88.56	86.71
Z ₂			12.11						
Moisture									
Z ₁	93.25	95.21	75.25	95.19	95.90	92.34	79.90	97.35	94.22
Z ₂			18.16				7.00		

Tab. 4. Influence of factors on properties of coal, type 34.2 by particle size fractions
 Tab. 4. Wpływ czynników na właściwości węgla, typ 34.2 według klas ziarnowych

Feature	0.5-1	1-3.15	3.15-6.3	6.3-8	8-10	10-12.5	12.5-14	14-16	16-20
Combustion heat									
Z ₁	97.89	97.73	88.58	65.37	94.14	86.65	82.95	95.90	91.83
Z ₂				6.96					
Z ₃				27.60					
Ash contents									
Z ₁	97.37	96.35	99.52	93.33	94.53	91.83	87.25	91.83	85.34
Sulfur contents									
Z ₁	97.51	62.60	1.84	9.92	31.49	54.43	20.79	6.25	52.26
Z ₂		16.74	95.29	88.37	65.15	11.59	72.53	91.43	44.28
Z ₃		5.85				31.21			
Volatile parts contents									
Z ₁	61.29	86.22	92.58	93.91	90.68	77.51	68.14	84.89	82.95
Z ₂	25.35					11.59	26.65	0.09	14.36
Z ₃								7.59	
Moisture									
Z ₁	22.21	49.29	30.33	89.20	70.39	24.35	38.26	64.02	66.19
Z ₂	73.23	32.06	3.01		16.54	69.87	49.75	8.34	29.99
Z ₃		4.23	66.48					21.64	

Tab. 5. Influence of factors on properties of coal, type 35 by particle size fractions
 Tab. 5. Wpływ czynników na właściwości węgla, typ 35 według klas ziarnowych

Feature	0.5-1	1-3.15	3.15-6.3	6.3-8	8-10	10-12.5	12.5-14	14-16	16-20
Combustion heat									
Z ₁	92.23	98.46	96.29	92.87	90.70	97.12	97.49	92.14	84.89
Z ₂									13.80
Ash contents									
Z ₁	92.23	98.01	76.47	95.29	91.75	96.80	96.68	93.89	95.08
Z ₂			12.64						
Sulfur contents									
Z ₁	12.18	4.59	6.48	1.16	24.70	2.23	0.02	4.32	26.79
Z ₂	70.66	77.03	34.07	97.02	52.67	69.80	67.99	75.00	62.85
Z ₃	15.35	18.35	48.24		21.51	27.23	31.84	16.42	
Volatile parts contents									
Z ₁	78.35	87.90	99.64	92.14	76.51	92.23	84.54	87.60	87.19
Z ₂	6.88				13.64		8.93		
Moisture									
Z ₁	15.14	36.10	54.49	40.60	44.32	0.04	2.74	1.15	15.94
Z ₂	68.49	29.89	31.16	13.81	46.37	89.85	63.66	83.50	72.35
Z ₃	14.06	26.68		43.74			33.50	15.26	

3. Results

3.1. Factor analysis

Applying Bartlett's test it occurred that for all researched cases the value of the test was significantly higher than the

critical values on significance level being equal to $\alpha = 0.0005$. The lowest value of the test U was obtained for coal, type 35 in particle density fraction (1.9–2.0) and was equal to 84.74, while the critical value on this level is equal to 31.42. It can

Tab. 6. Influence of factors on properties of coal, type 31 by particle density fractions
 Tab. 6. Wpływ czynników na właściwości węgla, typ 31 według frakcji gęstościowych

Feature	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.7	1.7-1.8	1.8-1.9	1.9-2.0
Combustion heat								
Z ₁	86.99	87.47	35.10	84.97	59.66	28.46	87.94	75.69
Z ₂			60.40	8.15	20.53	63.98		27.82
Z ₃					9.15			
Ash contents								
Z ₁	92.42	94.03	82.88	70.94	83.86	82.04	75.15	51.62
Z ₂			1.33	25.38	11.19	0.02	9.01	36.33
Z ₃			3.12			17.05	0.01	
Z ₄							15.30	
Sulfur contents								
Z ₁	7.82	17.61	35.58	64.03	36.52	18.13	1.60	40.24
Z ₂	56.73	80.64	48.87	4.86	36.97	67.04	87.51	54.30
Z ₃	34.85		14.49	17.92	23.87			
Volatile parts contents								
Z ₁	89.88	87.01	73.80	68.22	21.16	71.84	18.36	74.33
Z ₂			0.03	1.26	43.08	13.03	42.04	16.73
Z ₃			0.06	6.83	35.45	1.06	38.69	
Z ₄			24.75	23.66				
Moisture								
Z ₁	1.87	79.85	63.42	46.36	93.10	60.04	39.66	66.11
Z ₂	67.24	0.09	5.97	37.93		5.84	34.95	0.07
Z ₃	30.74	18.61	27.06	15.37		31.75	0.06	37.06
Z ₄							24.35	

Tab. 7. Influence of factors on properties of coal, type 34.2 by particle density fractions
 Tab. 7. Wpływ czynników na właściwości węgla, typ 34.2 według frakcji gęstościowych

Feature	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.7	1.7-1.8	1.8-1.9	1.9-2.0
Combustion heat								
Z ₁	68.90	21.37	75.81	52.56	73.37	99.60	91.83	83.37
Z ₂	13.54	70.82	1.03	28.72	17.60			7.68
Z ₃	14.35		20.48	13.13				
Ash contents								
Z ₁	80.94	83.39	89.18	73.41	34.26	13.14	87.25	6.51
Z ₂	6.02	10.66		3.69	43.21	23.72		86.19
Z ₃	18.01	4.79		9.90	14.92	46.22		
Z ₄						5.34		
Sulfur contents								
Z ₁	18.36	83.26	63.64	53.96	30.73	51.60	37.05	95.39
Z ₂	64.78	11.15	8.70	0.06	56.11	48.00	52.91	
Z ₃	16.30		23.41	31.76				
Volatile parts contents								
Z ₁	82.88	71.58	56.23	11.26	52.25	1.46	75.65	87.32
Z ₂	15.10	0.06	0.01	81.28	34.98	72.72	19.64	
Z ₃		26.70	34.32			14.75		
Moisture								
Z ₁	49.75	47.22	2.97	43.19	19.22	43.02	40.90	64.67
Z ₂	25.45	42.22	86.52	8.72	2.11	32.11	48.26	24.86
Z ₃	20.63			39.77	76.65	4.38		
Z ₄						20.13		

be said then that zero hypothesis (that correlation matrix is a unit matrix) should be rejected for all particle size and density fractions.

Furthermore, it can be noticed that in almost all cases the value of KMO coefficient was higher than 0.5. Only for density fraction lower than 1.3 g/cm³ for coal, type 34.2 and density fraction (1.6-1.7) for coal, type 35 it occurred to be slightly lower than 0.5. That means that the results of Bartlett's test and the values of KMO coefficient gave strong basis to apply factor analysis.

In the work, the reduction of variables is done through the Cattell's scree criteria and criterion of sufficient proportion which suggest to apply such number of factors that they explain together at least 85% of variance of all observed variables [22].

The correlation matrix of the factor Z_j with variable X_i is obtained by creation of matrix Z, which elements are numbers

$$z_{ij} = \sqrt{\lambda_j} a_{ji}, \quad i, j = 1, 2, \dots, 5. \quad (1)$$

Tab. 8. Influence of factors on properties of coal, type 35 by particle density fractions
 Tab. 8. Wpływ czynników na właściwości węgla, typ 35 według frakcji gęstościowych

Feature	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.7	1.7-1.8	1.8-1.9	1.9-2.0
Combustion heat								
Z ₁	36.22	94.80	58.46	93.14	55.65	88.39	59.42	99.70
Z ₂	47.32		0.17		43.09		18.46	
Z ₃	13.34		37.14				8.12	
Ash contents								
Z ₁	36.62	97.91	15.03	94.01	71.14	76.54	77.59	59.87
Z ₂	47.32		56.07		23.93	9.48	5.65	32.02
Z ₃	13.34		27.41				3.76	
Sulfur contents								
Z ₁	22.05	40.51	16.48	9.04	21.90	75.06	27.98	57.54
Z ₂	70.30	54.61	37.22	78.17	16.54	10.15	53.01	26.44
Z ₃			17.61	7.79	54.39			0.02
Z ₄			25.56					
Volatile parts contents								
Z ₁	94.78	55.74	4.00	49.97	28.64	39.06	31.14	26.50
Z ₂		31.34	42.35	19.51	44.55	35.14	10.68	44.03
Z ₃			20.81	15.70	11.12	13.42	51.94	12.22
Z ₄			31.70		4.93			9.95
Moisture								
Z ₁	70.12	23.27	86.19	7.81	27.96	5.03	52.51	6.35
Z ₂	14.68	1.38		33.79	44.98	68.92	18.25	0.21
Z ₃	11.48	72.67		48.87	20.76	25.99	1.18	89.98
Z ₄							17.51	

Tab. 9. Ash contents by separation in accordance to particle size – coal, type 31
 Tab. 9. Zawartość popiołu według rozdziału na klasy ziarnowe – węgiel, typ 31

x ₁ [mm]	y [%]	x ₂ [%]	x ₃ [%]	y ₁ [%]	y ₂ [%]	y ₃ [%]	y ₄ [%]
0.750	12.480	0.000	13.550	12.790	11.180	10.530	10.170
2.075	13.550	12.480	15.740	16.110	17.840	14.080	15.020
4.725	15.740	13.550	32.000	22.740	21.950	23.150	22.750
7.150	32.000	15.740	41.940	28.820	26.190	30.640	29.360
9.000	41.940	32.000	42.240	33.460	35.040	35.140	35.560
11.250	42.240	41.940	46.150	39.090	42.020	41.200	42.100
13.250	46.150	42.240	47.480	44.100	44.930	46.240	46.290
15.000	47.480	46.150	50.010	48.480	48.870	50.860	50.720
18.000	50.010	47.480	0.000	56.000	53.580	49.800	49.610

where: λ_i – i^{th} eigenvalue of correlation matrix; a_{ji} – elements of matrix A which fulfills the condition $A^T=R$, where R is correlation matrix of variables X_j .

The square of number z_{ij} is the percentage of variance changeability explained by the factor Z_j . For example, considering coal, type 31 from the particle size fraction (10-12.5) it is obtained that matrix Z is in form

$$Z = \begin{bmatrix} -0.9813 & 0.1331 & -0.0962 & 0.0676 & 0.0747 \\ 0.9828 & -0.1017 & 0.1145 & -0.0767 & 0.0700 \\ -0.0667 & -0.9963 & -0.0484 & 0.0246 & 0.0033 \\ -0.9793 & -0.0651 & -0.0297 & 0.1893 & -0.0019 \\ -0.9620 & -0.1035 & 0.2487 & 0.0063 & -0.0029 \end{bmatrix} \quad (2)$$

The eigenvalues of the correlation matrix are in this case numbers $\lambda_1=3.8177$; $\lambda_2=1.0355$; $\lambda_3=0.0875$; $\lambda_4=0.0488$; $\lambda_5=0.0105$.

The plot of scree is presented on Figure 1.

On the basis of the presented Cattell's scree plot only these factors remain which are located to the left from the point in which a mild decline of eigenvalues is observed. In this case these are factors Z_1 and Z_2 .

The group of factors (Z_1, Z_2) explain 98.07% of changeability of combustion heat, 97.12% of changeability of ash

contents, 99.71% of changeability of sulfur contents, 96.33% of changeability of volatile parts contents and 93.62% of changeability of moisture.

It is obtained then that factor Z_1 is responsible for variables $\{X_1, X_2, X_4, X_5\}$ and factor Z_2 for variable X_3 .

Let consider the particle density fraction (1.6-1.7) of coal, type 34.2.

The matrix Z is in form

$$Z = \begin{bmatrix} 0.8566 & -0.4196 & -0.1506 & -0.1824 & 0.3643 \\ -0.5854 & -0.6574 & 0.3863 & 0.1622 & 0.1400 \\ 0.5544 & -0.7491 & -0.2733 & 0.1882 & -0.2073 \\ -0.7229 & -0.5915 & -0.1757 & -0.2615 & -0.0447 \\ -0.4385 & 0.1454 & -0.8755 & 0.0956 & 0.0961 \end{bmatrix} \quad (3)$$

The eigenvalues of correlation matrix in this case are numbers $\lambda_1=2.0993$; $\lambda_2=1.5404$; $\lambda_3=1.0443$; $\lambda_4=0.1727$; $\lambda_5=0.1433$. The plot of Cattell's scree is presented on Figure 2.

The Cattell's scree plot suggests to take factors Z_1, Z_2 and Z_3 into consideration. The same factors explain sufficient percentage of changeability of all observed variables. Group of factors (Z_1, Z_2, Z_3) explains 93.25% of changeability of combustion heat, 92.41% of ash contents, 94.32% of sulfur contents, 90.33% of volatile parts contents and 97.99% of mois-

Tab. 10. Ash contents by separation in accordance to particle density – coal, type 31

Tab. 10. Zawartość popiołu według rozdziału na frakcje gęstościowe – węgiel, typ 31

x_1 [mm]	y [%]	x_2 [%]	x_3 [%]	y_1 [%]	y_2 [%]	y_3 [%]	y_4 [%]
1.250	2.810	0.000	5.940	1.260	1.600	1.550	1.840
1.350	5.940	2.810	17.320	9.000	8.910	9.070	8.980
1.450	17.320	5.940	26.090	16.760	16.270	16.650	16.230
1.550	26.090	17.320	32.490	24.500	24.270	24.290	24.230
1.650	32.490	26.090	38.350	32.250	37.400	31.940	32.100
1.750	38.350	32.490	48.380	39.990	40.090	39.490	39.600
1.850	48.380	38.350	0.000	47.740	47.740	48.470	48.440

Tab. 11. Ash contents by separation in accordance to particle size – coal, type 34.2

Tab. 11. Zawartość popiołu według rozdziału na klasy ziarnowe – węgiel, typ 34.2

x_1 [mm]	y [%]	x_2 [%]	x_3 [%]	y_1 [%]	y_2 [%]	y_3 [%]	y_4 [%]
0.750	7.110	0.000	8.670	7.600	6.970	7.480	6.980
2.075	8.670	7.110	10.280	8.620	8.940	8.550	8.900
4.725	10.280	8.670	12.950	10.660	10.840	10.660	10.820
7.150	12.950	10.280	14.940	12.530	12.590	12.580	12.600
9.000	14.940	12.950	15.830	13.960	14.170	14.030	14.170
11.250	15.830	14.940	16.970	15.690	15.720	15.790	15.750
13.250	16.970	15.830	18.480	17.230	17.230	17.370	17.270
15.000	18.480	16.970	20.550	18.580	18.530	18.750	18.580
18.000	20.550	18.480	0.000	20.890	20.620	20.530	20.550

Tab. 12. Ash contents by separation in accordance to particle density – coal, type 34.2

Tab. 12. Zawartość popiołu według rozdziału na frakcje gęstościowe – węgiel, typ 34.2

x_1 [mm]	y [%]	x_2 [%]	x_3 [%]	y_1 [%]	y_2 [%]	y_3 [%]	y_4 [%]
1.250	1.270	0.000	4.280	0.310	0.210	0.750	0.640
1.350	4.280	1.270	16.380	7.310	7.360	7.500	7.540
1.450	16.380	4.280	24.520	15.090	15.250	14.660	14.820
1.550	24.520	16.380	29.800	22.870	22.860	22.130	22.110
1.650	29.800	24.520	34.790	30.650	30.580	29.630	29.560
1.750	34.790	29.800	49.090	38.440	38.400	36.140	35.860
1.850	49.090	34.790	0.000	46.220	46.240	49.300	49.310

Tab. 13. Ash contents by separation in accordance to particle size – coal, type 35

Tab. 13. Zawartość popiołu według rozdziału na klasy ziarnowe – węgiel, typ 35

x_1 [mm]	y [%]	x_2 [%]	x_3 [%]	y_1 [%]	y_2 [%]	y_3 [%]	y_4 [%]
0.750	16.250	0.000	22.340	20.580	16.380	19.240	16.520
2.075	22.340	16.250	32.180	23.170	24.320	22.850	23.910
4.725	32.180	22.340	35.480	28.340	29.240	28.370	29.070
7.150	35.480	32.180	37.080	33.060	35.500	33.280	35.110
9.000	37.080	35.480	41.310	36.670	38.530	37.050	38.500
11.250	41.310	37.080	45.300	41.060	41.220	42.140	41.770
13.250	45.300	41.310	49.620	44.950	44.760	46.740	45.650
15.000	49.620	45.300	50.840	48.360	47.990	50.050	48.990
18.000	50.840	49.620	0.000	54.210	52.470	50.880	50.870

ture, while factor Z_1 is related to variables X_1, X_2, X_3, X_4 ; factor Z_2 to variables X_2, X_3, X_4 and factor Z_3 to variable X_5 .

Another criterion of limiting number of factors is determination of amount of percent of total variance explained by chosen factors (most often it is required to not be lower than 85%). In this case, for coal type 31, factors Z_1 and Z_2 explain 93.14% of variation of variable X_1 (combustion heat), 96.65% of variation of variable X_2 (ash contents), 99.00% of variation of variable X_3 (sulfur contents), 91.14% of variation of variable X_4 (volatile parts contents) and 89.14% of variation of variable X_5 (analytic moisture). For coal type 34.2, factors Z_1, Z_2 and Z_3 explain 95.21% of variation of variable X_1 , 97.48% of variation of variable X_2 , 99.95% of variation of variable X_3 , 86.72% of variation of variable X_4 and 99.68% of variation of variable X_5 . Finally, for coal type 35, these factors explain

98.21% of variation of variable X_1 , 98.39% of variation of variable X_2 , 99.87% of variation of variable X_3 , 95.57% of variation of variable X_4 and 99.00% of variation of variable X_5 .

The influences of individual factors on considered variables in all fractions of individual types of coal are presented in Tables 3-8. It was assumed that changeability of each feature should be explained by factors in at least 85%.

3.2. Mathematical modeling

On the basis of one- and multidimensional regressive analysis four models presenting relations between ash contents in certain particle size fraction (or density fraction), particle density (or particle size) and ash contents in neighboring size or density fractions.

The general form of proposed models are:

Tab. 14. Ash contents by separation in accordance to particle density – coal, type 35

Tab. 14. Zawartość popiołu według rozdziału na frakcje gęstościowe – węgiel, typ 35

x_1 [mm]	y [%]	x_2 [%]	x_3 [%]	y_1 [%]	y_2 [%]	y_3 [%]	y_4 [%]
1.250	2.370	0.000	8.290	0.810	1.770	0.710	1.710
1.350	8.290	2.370	15.160	9.290	9.030	9.230	8.850
1.450	15.160	8.290	27.700	17.770	17.100	17.810	17.070
1.550	27.700	15.160	35.540	26.250	25.400	26.350	25.450
1.650	35.540	27.700	43.360	34.730	34.980	34.880	35.550
1.750	43.360	35.540	51.340	43.210	43.480	43.410	43.980
1.850	51.340	43.360	0.000	51.690	51.990	51.370	51.340

Tab. 15. Values of errors by particle size as partition feature

Tab. 15. Wartości błędów według wielkości ziarna jako cechy rozdziału

	Coal, type 31				Coal, type 34.2				Coal, type 35			
	y_1	y_2	y_3	y_4	y_1	y_2	y_3	y_4	y_1	y_2	y_3	y_4
R^2	0.902	0.919	0.938	0.941	0.990	0.993	0.991	0.993	0.952	0.982	0.972	0.987
MSE	5.190	5.100	4.460	4.790	0.498	0.200	0.490	0.480	2.760	1.840	2.260	1.720
Cp	4.220	3.810	2.210	4.000	2.540	2.280	3.490	4.000	12.290	3.910	4.480	4.000

Tab. 16. Values of errors by particle density as partition feature

Tab. 16. Wartości błędów według gęstości ziarna jako cechy rozdziału

	Coal, type 31				Coal, type 34.2				Coal, type 35			
	y_1	y_2	y_3	y_4	y_1	y_2	y_3	y_4	y_1	y_2	y_3	y_4
R^2	0.990	0.990	0.990	0.991	0.979	0.979	0.987	0.988	0.994	0.996	0.994	0.995
MSE	1.870	2.060	2.030	2.310	2.710	3.020	2.300	2.610	1.620	1.620	1.790	1.770
Cp	0.270	2.200	2.080	4.000	2.400	4.340	2.110	4.000	1.175	2.343	3.100	4.000

- One-dimensional model

$$y = ax_1 + b \quad (4)$$

- Two-dimensional models

$$y = a_1x_1 + a_2x_2 + b \quad (5)$$

and

$$y = a_1x_1 + a_2x_3 + b \quad (6)$$

- Three-dimensional model

$$y = a_1x_1 + a_2x_2 + a_3x_3 + b \quad (7)$$

where:

y – ash contents in certain particle size (or particle density) fraction;

x_1 – particle size or particle density;

x_2 – ash contents in previous particle size (or density) fraction;

x_3 – ash contents in following particle size (or density) fraction.

Because of the fact that during material separation process particles from other fractions transfer to the certain considered fraction in two- and three-dimensional models ash contents in neighboring fractions were taken into account and their influence was evaluated.

The analysis was conducted for all three types of coal. The results of analyzes were presented in Tables 9–14.

On the basis of the results the regressive analysis was conducted and the following models were obtained in accordance to the equations (4)–(7):

$$y_1 = 2.505x_1 + 10.910$$

$$y_2 = 1.397x_1 + 0.385x_2 + 10.307$$

$$y_3 = 2.407x_1 + 0.166x_2 + 6.480$$

$$y_4 = 1.979x_1 + 0.153x_2 + 0.145x_3 + 6.720$$

Individual models describing formulas presented in equations (4)–(7) are in this case as following:

$$y_1 = 77.470x_1 - 95.575$$

$$y_2 = 70.270x_1 + 0.103x_2 - 86.240$$

$$y_3 = 77.960x_1 - 0.024x_2 - 95.750$$

$$y_4 = 71.590x_1 + 0.091x_2 - 0.023x_3 - 87.509$$

In this case, functions describing relations presented in equations (4)–(7) are in form:

$$y_1 = 0.771x_1 + 7.022$$

$$y_2 = 0.618x_1 + 0.162x_2 + 6.509$$

$$y_3 = 0.770x_1 - 0.027x_2 + 6.682$$

$$y_4 = 0.627x_1 + 0.152x_2 - 0.007x_3 + 6.453$$

The individual functions describing relations given by equations (4)–(7) are in this case as following:

$$y_1 = 77.822x_1 - 97.748$$

$$y_2 = 79.838x_1 - 0.031x_2 - 100.381$$

$$y_3 = 80.180x_1 - 0.105x_2 - 99.928$$

$$y_4 = 82.123x_1 - 0.030x_2 - 0.105x_3 - 101.565$$

This time the form of the equations (4)–(7) is as following:

$$y_1 = 1.949x_1 + 19.127$$

$$y_2 = 0.895x_1 + 0.416x_2 + 15.706$$

$$y_3 = 1.955x_1 + 0.104x_2 + 15.454$$

$$y_4 = 1.118x_1 + 0.329x_2 + 0.057x_3 + 14.409$$

In this case the models created in accordance to equations (4)–(7) are in form:

$$\begin{aligned}
y_1 &= 84.798x_1 - 105.185 \\
y_2 &= 67.294x_1 + 0.227x_2 - 82.350 \\
y_3 &= 84.577x_1 + 0.010x_2 - 105.096 \\
y_4 &= 63.617x_1 + 0.268x_2 + 0.022x_3 - 77.993
\end{aligned}$$

3.3. Investigation of models quality

To evaluate the quality of models obtained by means of general formulas presented in equations (4)–(7) such factors as R^2 coefficient, mean squared error MSE and Mallor's statistics C_p were calculated which are given by the following formulas (Stanisz, 2007; Tumidajski and Saramak, 2009), presented in equations (8)–(10):

$$R^2 = 1 - \frac{\sum_{i=1}^n (y_{ki} - \hat{y}_i)^2}{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}, k=1,2,3,4 \quad (8)$$

$$MSE = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (y_{ki} - \hat{y}_i)^2}{n - q - 1}} \quad (9)$$

where q is an amount of independent variables occurring in considered function

$$C_p = \frac{\sum_{i=1}^n (y_{ki} - \hat{y}_i)^2}{MSE_4^2} \quad (10)$$

where MSE_4 is mean squared error calculated for y_4 .

The obtained results of calculated errors are presented in Tables 15 and 16.

4. Conclusions

Because of the fact that the most often three factors occur in individual fractions and considering power of relations between individual properties the investigated variables can be divided into three subsets. First one contains combustion heat, ash contents and volatile parts contents, second one contains sulfur contents and the third one contains moisture. In scientific works [3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 23, 24], through application of various visualization methods it was claimed that features being sufficient to identify coal type are sulfur contents, moisture and volatile parts contents. The conducted analysis confirms these results. The selection of variable X_4 (volatile parts contents) occurs from the fact that this variable is explained by other factor than mutual factor with variables moisture and combustion heat.

Considering the mathematical models it must be said that during grained material separation (in this case – coal) into

particle size or density fractions some of the particles from neighboring fractions ($j-1$ or $j+1$) occur in j th fraction it seems to be justified to consider this fact during construction of mathematical model describing ash contents by means of particle size or density.

In the paper four models are proposed:

- One-dimensional, which does not consider influences of neighboring fractions;
- Two-dimensional, which takes the influence of one of neighboring fractions into consideration – two models of such type;
- Three-dimensional, which takes the influence of both neighboring fractions.

The verification of these models was conducted on the basis of three factors: R^2 coefficient, mean squared error MSE and Mallor's statistics C_p .

Taking into consideration the R^2 coefficient it is visible that for all considered models the value of this factor is relatively high (above 0.9). It can be noticed that the R^2 achieves higher values when the separation is done in accordance to particle density than in case of particle size (apart from coal, type 34.2).

Furthermore, the value of mean squared error indicates that the models are well fitted, but (apart from coal, type 34.2) significantly better fitting to empirical results is achieved in case of separation done in accordance to particle density. To compare the models for various dimensions the Mallor's statistics C_p was used, which suggests that the best model is the one which values of C_p is close to the value $q+1$, where q is a number of independent variables occurring in the model. Analyzing Tables 8 and 9 it can be stated that the best model is a three-dimensional one, but in some cases, as for coal, type 35 by separation done in accordance to particle size, the two-dimensional models have the value of C_p around $q+1=3$.

The analyzed cases indicate that despite satisfying results of one-dimensional approximation to obtain better models is worthy to consider also influences of the researched feature in neighboring fractions.

Acknowledgement

The paper is a result of AGH UST statutory project no. 11.11.100.276.

Literatura – References

1. BROŻEK M. Evaluation of liberation level of coal mineral fraction on the basis of Hall's separation curve, *Mining Review*, 11, pp. 384-387, 1984. (in Polish)
2. COMREY A. L. *A first Course in Factor Analysis* New York Academic Press, 1973.
3. DOBOSZ M. Statistical analysis of research results, *Akademicka Oficyna Wydawnicza Exit* Warsaw, 2001. [in Polish]
4. FOSZCZ D., DUCHNOWSKA M., NIEDOBA T., TUMIDAJSKI T. Accuracy of separation parameters resulting errors of chemical analysis, experimental results and data approximation, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 52(1), pp. 98-111, 2016.
5. FOSZCZ D., NIEDOBA T., TUMIDAJSKI T. A geometric approach to evaluating the results of Polish copper ores beneficiation, *Mineral Resources Management*; 34(2), pp. 55-66, 2018.
6. GŁOWIAK S. The reasons for necessity to correct some part of gravitational enrichment theory, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, 1(43), pp. 199-210, 2019a.
7. GŁOWIAK S. Assumptions of probabilistic model of grains density distribution in jig bed layers, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, 1(43), pp. 211-220, 2019b.
8. JAMRÓZ D. Application of Multidimensional Data Visualization in Creation of Pattern Recognition Systems, In: Gruca A., Czachórski T., Kozielski S. (eds.), *Man-Machine, Interactions 3 AISC Switzerland* Springer International Publishing, 242, pp. 443-450, 2014a.
9. JAMRÓZ D. Application of multidimensional scaling to classification of various types of coal, *Archives of Mining Sciences*, 59(2), pp. 413-425, 2014b.
10. JAMRÓZ D. Application of multi-parameter data visualization by means of autoassociative neural networks to evaluate classification possibilities of various coal types, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 50(2), pp. 719-734, 2014c.
11. JAMRÓZ D. Multidimensional labyrinth - multidimensional virtual reality. In: Cyran K., Kozielski S., Peters J., Stanczyk U., Wakulicz-Deja A. (eds.): *Man-Machine, Interactions*, AISC Heidelberg Springer-Verlag, 59, pp. 445-450, 2009.
12. JAMRÓZ D., NIEDOBA T. Application of multidimensional data visualization by means of self-organizing Kohonen maps to evaluate classification possibilities of various coal types, *Archives of Mining Sciences*, 60(1), pp. 39-50, 2015a.
13. JAMRÓZ D., NIEDOBA T. Application of Observational Tunnels Method to Select Set of Features Sufficient to Identify a Type of Coal, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 50(1), pp. 185-202, 2014.
14. JAMRÓZ D., NIEDOBA T. Comparison of selected methods of multi-parameter data visualization used for classification of coals, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 51(2), pp. 769-784, 2015b.
15. JAMRÓZ D., NIEDOBA T., SUROWIAK A., TUMIDAJSKI T. The use of the visualization of multidimensional data using PCA to evaluate possibilities of the division of coal samples space due to their suitability for fluidised gasification, *Archives of Mining Sciences*, 61(3), pp. 523-535, 2016.
16. JAMRÓZ D., NIEDOBA T., SUROWIAK A., TUMIDAJSKI T., SZOSTEK R., GAJER M. Application of multi-parameter data visualization by means of multidimensional scaling to evaluate possibility of coal gasification, *Archives of Mining Sciences*, 62(3), pp. 445-457, 2017.
17. KLINE P. *An easy Guide to Factor Analysis* Routledge London, 1994.
18. LAWLEY D.N., MAXWELL A.E. *Factor Analysis as a Statistical Method* London Butterworths, 1971.
19. NIEDOBA T. Application of Relevance Maps in Multidimensional Classification of Coal Types, *Archives of Mining Sciences*, 60(1), pp. 93-106, 2015.
20. NIEDOBA T. JAMRÓZ D. Visualization of multidimensional data in purpose of qualitative classification of various types of coal, *Archives of Mining Sciences*, 58(4), pp. 1317-1333, 2013.
21. NIEDOBA T. Multidimensional characteristics of random variables in description of grained materials and their separation processes, *Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN* Kraków, 2013a [in Polish].
22. NIEDOBA T. Multidimensional distributions of grained materials characteristics by means of non-parametric approximation of marginal statistical density function, *AGH Journal of Mining and Geoengineering*, 4, pp. 235-244, 2009. [in Polish].
23. NIEDOBA T. Multi-parameter data visualization by means of principal component analysis (PCA) in qualitative evaluation of various coal types, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 50(2), pp. 575-589, 2014.

24. NIEDOBA T. Statistical analysis of the relationship between particle size and particle density of raw coal, *Physico-chemical Problems of Mineral Processing*, 49(1), pp. 175-188, 2013b.
25. NIEDOBA T. Three-dimensional distribution of grained materials characteristics, in *Proceedings of the XIV Balkan Mineral Processing Congress Tuzla Bosnia and Herzegovina*, 1, pp. 57-59, 2011.
26. NIEDOBA T., PIĘTA P., SUROWIAK A. Analysis of distributions of various coal types properties by means of statistical methods *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering* art. 012008, 427, pp. 1-5, 2018.
27. NIEDOBA T., SUROWIAK A. Type of coal and multidimensional description of its composition with density and ash contents taken into consideration, in *Proceedings of the XXVI International Mineral Processing Congress*, 1, pp. 3844-3854, 2012.
28. ÖNEY Ö., The Increase Of The Performance Of Ultrafine Coal Flotation By Using Emulsified Kerosene And The Prediction Of The Flotation Parameters By Random Forest And Genetic Algorithm, *Archives of Mining Sciences*, 64(1), pp. 119-130, 2019.
29. PIĘTA P., NIEDOBA T., SUROWIAK A., ŞAHBAZ O., KARAGÜZEL C., CANIEREN Ö. Studies on Polish copper ore beneficiation in Jameson cell, *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, 427, art. 012009, pp. 1-12, 2018.
30. SOBOLEWSKI A., MICOREK T., WINNICKA G., HEILPERN S. Proposal of Polish Coking Coal Classification, *The Polish Mining Review*, 72(10), pp. 38-43, 2016. [in Polish]
31. STANISZ A. *Easy Course of Statistics*, vol. 3, Statsoft Krakow Poland, 2007. [in Polish]
32. STĘPIŃSKI W. Mean values curves, *Ores and Non-Ferrous Metals*, 9(10), pp. 532-535, 1965. (in Polish)
33. SUROWIAK A. Influence of particle density distributions of their settling velocity for narrow size fractions, *Mineral Resources Management*, 30, pp. 105-122, 2014. [in Polish]
34. SUROWIAK A. Investigation of hard coal beneficiation destined to gasification process in fluidized bed gas generator, *The Polish Mining Review*, 69(2), pp. 239-244, 2007. [in Polish]
35. TUMIDAJSKI T., SARAMAK D. *Methods and models of mathematical statistics in mineral processing*, Wydawnictwo AGH, Krakow, 2009. (in Polish)

Analiza czynnikowa i modelowanie matematyczne w określeniu jakości węgla

Wykonano rozdział trzech typów węgla o różnych charakterystykach, pochodzących z trzech różnych kopalni węgla kamiennego w Polsce (typy 31, 34.2 oraz 35, według Polskich norm, którymi były węgiel energetycznym, pół-koksujący oraz koksujący) na klasy ziarnowe a następnie na frakcje gęstościowe. Dla każdej otrzymanej w ten sposób frakcji wielkościowo-gęstościowej zmierzono następujące parametry: ciepło spalania, zawartość popiołu, zawartość siarki, zawartość części lotnych, wilgotność analityczna. W ten sposób otrzymano siedmiowymiarowy wektor danych. Za pomocą analizy czynnikowej wybrano istotne cechy węgla, które decydują o jego przynależności do określonego typu węgla. Aby ocenić prawidłowość zastosowanej metody wykorzystano test sferyczności Bartlettta oraz współczynnik Kaisera-Mayera-Olkina (KMO). Otrzymane wyniki porównano z wynikami otrzymanymi w poprzednich pracach, które uzyskano metodą tuneli obserwacyjnych. Wyniki pokazały, które cechy węgla są niezbędne do określenia typu węgla, co wpływa na dobór odpowiedniej metody jego wzbogacania. Ponadto, zaprezentowano model prezentujący relacje pomiędzy tymi cechami a wielkością i gęstością ziaren. Ponieważ ziarna określonej wielkości lub gęstości mogą występować w sąsiednich klasach lub frakcjach, wykonano trzy typy modeli, bazując na analizie regresji. Analiza została wykonana dla trzech typów węgla. Ponieważ modele zawierają różne ilości zmiennych niezależnych do oceny i porównania otrzymanych wyników zastosowano współczynnik determinacji R^2 , błąd średniokwadratowy (MSE) oraz statystykę Mallowa C_p .

Słowa kluczowe: węgiel, wielowymiarowa analiza statystyczna, analiza czynnikowa, jakość węgla, wielkość ziarna, gęstość ziarna



The Proposal of Tungsten Ores Processing in Rwanda

Leader Senga UWAYEZU¹⁾, Waldemar MIJAŁ²⁾, Tomasz NIEDOBA³⁾

¹⁾ Student from Rwanda; email: senga.leader@yahoo.com

²⁾ AGH, University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Mineral Processing and Environmental Engineering, Cracow, Poland; JSW Innowacje S.A.

³⁾ AGH, University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Mineral Processing and Environmental Engineering, Cracow, Poland; JSW Innowacje S.A.; email (correspondance Author): tniedoba@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-25>

Submission date: 10-12-2019 | Review date: 11-02-2020

Abstract

Tungsten is one of the rare elements occurring in Earth. Its applicability and request for it causes that the production of this metal is very beneficial. One of the biggest deposits of this metal ores in the world is located in African country of Rwanda. Due to the lack of appropriate technology and lack of investments the current way of producing this valuable metal in this country causes that much of tungsten is wasted as well the production is slow and the results are not appropriate. That is why an attempt to propose an adequate processing way for this deposit was done and is presented in this paper. Authors performed several tests on the ore originating from Rwanda, including its mineralogical composition and tests performed by means of laboratory shaking table. The results are promising and the further tests, including other methods of beneficiation are planned, like second shaking table stage and flotation.

Keywords: tungsten, rare earth elements, gravity separation, shaking table, recovery, yield

1. Introduction

Tungsten is a hard, rare and essential metal in many applications whether commercial or industrial. The alloys of tungsten are extensively used to make so many different things, such as incandescent light bulb filaments, electrodes in welding, superalloys and radiation shielding, to name a few. It is much used in several military applications due to its hardness and density. This made tungsten one of the strategic metals in the world [Jarosiński and Madejska, 2016; Jarosiński et al., 2016; Leal-Ayala et al., 2015].

Considering geography of tungsten occurring, Rwanda is one of the top producers of tungsten globally, its concentrate counted 830 000 Mg in 2018 [USGS U.S geological survey, 2019]. Still, it is processed mostly in artisanal and small-scale mining ways which means that most mineral processing in Rwanda involves manual techniques, particularly without mechanical ones. It is known that depending on the style of mineralization, these traditional beneficiating techniques are likely to be inefficient and may lead to loss of high amount of ore particles of economic interest to the tailings. Tungsten concentrates from Rwanda are not upgraded at a mine site, they have to be transported miles away for proper and profitable processes. So, it is due to inefficient processing methods, insufficient amount of processing plants as well lack of controlled comminution processes that some useful minerals are simply lost. Moreover, the distance transportation of materials that still need to be upgraded from their place of origin to another one for additional further processes causes also additional economic costs for the mining industry in Rwanda. Consequently, tungsten processing plants in Rwanda produce concentrates of grades lower than the ones achieved in 2013 and it is very important for Rwanda to introduce more modern and more efficient methods in the process.

2. Properties and applications of tungsten

Tungsten hardness and wear resistance make it valued. It has its highest melting point at the temperature of 3422°C and its density of 19.25 g/cm³. Moreover, it is among the substantial metals. More detailed tungsten properties are listed in Table 1.

Tungsten is used in many technological applications, due to its exceptional physical and chemical properties. Its main usage is found in the manufacture of cemented carbides which is the main consumer of tungsten today.

The other usage of tungsten is that it is used as the alloying element in the iron and steel industry. Also, it is found in many metal products, such as lighting filaments, electrodes, rods, electrical and electronic contacts, wires, sheets etc. Figure 2 presents the global consumption of tungsten in main countries of the World and in Europe.

The prime economic minerals of tungsten are scheelite, ferberite, hübnerite, and wolframite, the content of tungsten in the earth's crust is 0.007%. Tungsten grade in feed should be at least 0.3 to 1% concentration so the mining is beneficial [<https://www.itia.info/about-tungsten.html>]. There are more than 20 tungsten bearing mineral but only wolframite and scheelite are essential for industrial use. Their main features are listed in Table 2.

World tungsten resources are geographically widespread. Even though China has been topping other countries, in terms of tungsten resources and reserves, there are other countries with significant concentration including, Russia, Canada, US, Bolivia, Vietnam, Portugal, Spain, Austria, Rwanda, UK.

The production of tungsten concentrates in Rwanda and other countries in period 2017–2018 is shown in Table as well on Figure 2. The variation of production of tungsten in Rwanda for the period 2011–2018 is shown on Figure 4.

Tab. 1. Tungsten properties [https://www.itia.info/about-tungsten.html]

Tab. 1. Właściwości wolframu [https://www.itia.info/about-tungsten.html]

Atomic Mass	183.84
Atomic Radius (Metallic)	137 Pm
Boiling Point	5700±200°C
Coefficient of Thermal Expansion	4.32-4.68×10 ⁻⁶ •K ⁻¹ (298 K)
Crystal Structure	Body-Centered Cubic A2
Density	19.25 G/Cm ³ (298 K)
Electron Configuration	[Xe] 4f ¹⁴ 5d ⁴ 6s ²
Electrical Resistivity	5.28 μΩ•Cm
Enthalpy Of Fusion	46 KJ•Mol ⁻¹
Lattice Parameter	A=3.16524 Å (298 K)
Magnetic Ordering	Paramagnetic
Melting Point	3422°C
Modulus Of Elasticity	390-410 Gpa (298 K)
Specific Heat Capacity	135 J•Kg ⁻¹ •K ⁻¹ (298 K)
Thermal Conductivity	1.75 •W•Cm ⁻¹ •K ⁻¹ (298 K)
Vapor Pressure (2000°C)	8.15×10 ⁻⁸ Pa

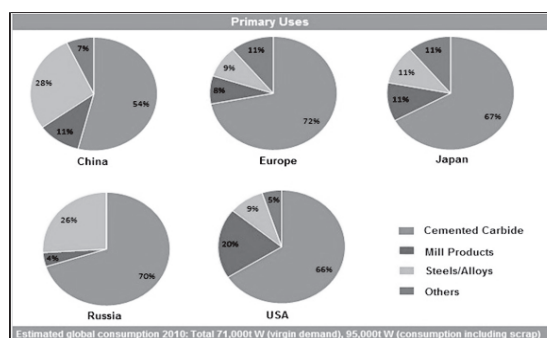


Fig. 1. Estimated global consumption of tungsten in 2010, source: International tungsten industry association [https://www.itia.info/about-tungsten.html]
 Rys. 1. Szacowana konsumpcja światowa wolframu w roku 2010; źródło: International tungsten industry association [https://www.itia.info/about-tungsten.html]

Tab. 2. Tungsten bearing economical minerals [Pitfield et al., 2011]

Tab. 2. Minerale wolframu [Pitfield et al., 2011]

Name	Formula	Tungsten content (WO ₃ %)	Specific gravity (g/cm ³)	Appearance (colour and lustre)	Crystal structure
Wolframite	(Fe,Mn)WO ₄	76.5	7.1-7.5	Dark grey to black, sub-metallic to metallic	Monoclinic
Ferberite	FeWO ₄	76.3	7.5	Black, sub-metallic to metallic	Monoclinic
Hubnerite	MnWO ₄	76.6	7.2-7.3	Red-brown to black, sub-metallic to adamantine	Monoclinic
Scheelite	CaWO ₄	80.6	5.4-6.1	Pale yellow to orange, green to dark brown, pinkish-tan, dark blue to black, white or colourless, vitreous or resinous	Tetragonal

Tab. 3. Tungsten concentrates production worldwide in thousands of kg, years 2018–2019 [USGS U.S geological survey, 2020]

Tab. 3. Produkcja koncentratów wolframu na świecie w 1000 kg, lata 2018–2019 [USGS U.S geological survey, 2020]

COUNTRY	Production [thousands of kg]	
	2018	2019
United States	-	-
Austria	936	940
Bolivia	1,370	1,200
China	65000	70000
Korea, North	1,410	1,100
Mongolia	1,940	1,900
Portugal	715	700
Russia	1500	1500
Rwanda	920	1,100
Spain	750	500
United Kingdom	900	-
Vietnam	4800	4800
Other Contries	900	900
World (Total)	81100	85000

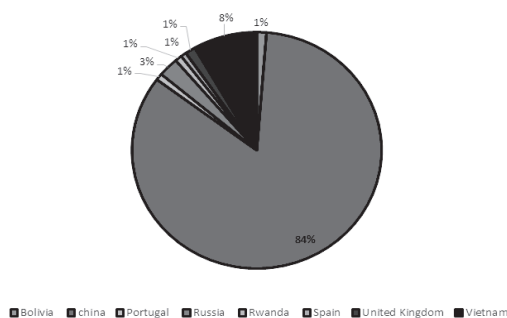


Fig. 2. Tungsten Production Worldwide in 2018 [USGS U.S geological survey, 2019]
 Rys. 2. Produkcja wolframu na świecie w roku 2018 [USGS U.S geological survey, 2019]

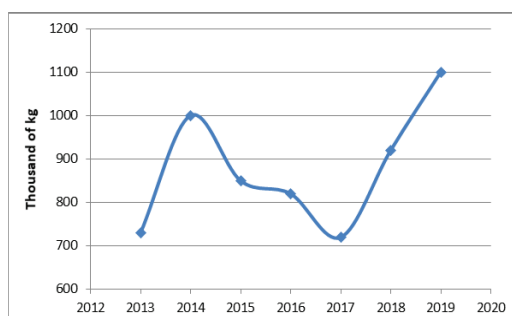


Fig. 3. Variation of Rwanda Tungsten Concentrate Production From 2011–2018 [USGS U.S geological survey, 2015, 2016, 2017, 2018, 2019, 2020]
 Rys. 3. Zmienność produkcji koncentratu wolframu w Rwandzie od 2011–2018 (USGS U.S geological survey, 2015, 2016, 2017, 2018, 2019, 2020)

Today, the number of applications of tungsten is increasing very fast and the industrial demand for it increases. Hence, the request for low-grade complex ores is increasing and this leads to the complexity of its beneficiation.

3. Tungsten processing in Rwanda

Artisanal processing is a way of beneficiation that is made in a traditional or non-mechanized way. In Rwanda, it includes panning, handpicking, ground sluicing, air classification, manual magnetic separation.

How exactly these processes are being done can be found in [Heizmann and Liebetrau, 2017] with step by step guide, demonstration figures and a detailed comparison of both artisanal and mechanical processing in Rwanda, not only for wolframite but for cassiterite as well. However, the main techniques of processing used there are listed below.

- Panning: an artisanal method of separation which sorts particles by their specific gravity. It is made of ponds filled halfway with water, with 2 m * 2 m and 6 m of size and depth respectively.
- Hand-picking: it is used to pick coarse particles; it is done by a miner who is familiar with that type of mineral and knows very well the physical properties of the minerals. Every grain is sorted manually.
- Ground sluicing: density sorting method, but its negative side is that it requires high amount of water.
- Air classification/tap and blow/winning: after the drying of the concentrate, artisanal air classification. Applicability of this technique depends on the grain size of the concentrate. It is only suitable for relatively low grain-sized pre-concentrates. Light particles accumulate at the edge of the material

cone and can be carefully blown away (blow) by the worker.

- Artisanal magnetic separation: a manual magnet separation for the final processing step.

In recent years, a few of Rwanda mining companies introduced mechanical equipment to add more value and increase their production, including crushers, spirals and shaking tables, but still a lot is to be improved [Wills and Finch, 2015; Gupta and Yan, 2016, Sutaone et al., 2000]. Shaking tables are the most used mechanical beneficiation technique used in Rwanda. The typical flowsheet for tungsten processing is presented on Figure 4.

4. Experiment

4.1 Description

The sample was collected from Muyira Cell of Manihira Sector, Rutsiro District. Minerals in this block are hand-picked from underground hydrothermal quartz veins which were hosted in black shales. The sample consists of brown material (clayish) with blocks of quartz and black crystals of wolframite. Often, the quartz coating of iron oxide could be visible in quartz. The brownish clay material silicates, iron hydroxide and sulfides (weathered or partly altered) could be visible too. Scheelite is also present in small particles form enclosed in quartz.

4.2 Sample characteristics – XRF analysis

The small representative amount of sample of granulation below 0.2 mm was prepared by means of mixing and XRF analysis. These analyses were conducted and repeated 3 times for ensuring sufficient accuracy. The average result obtained

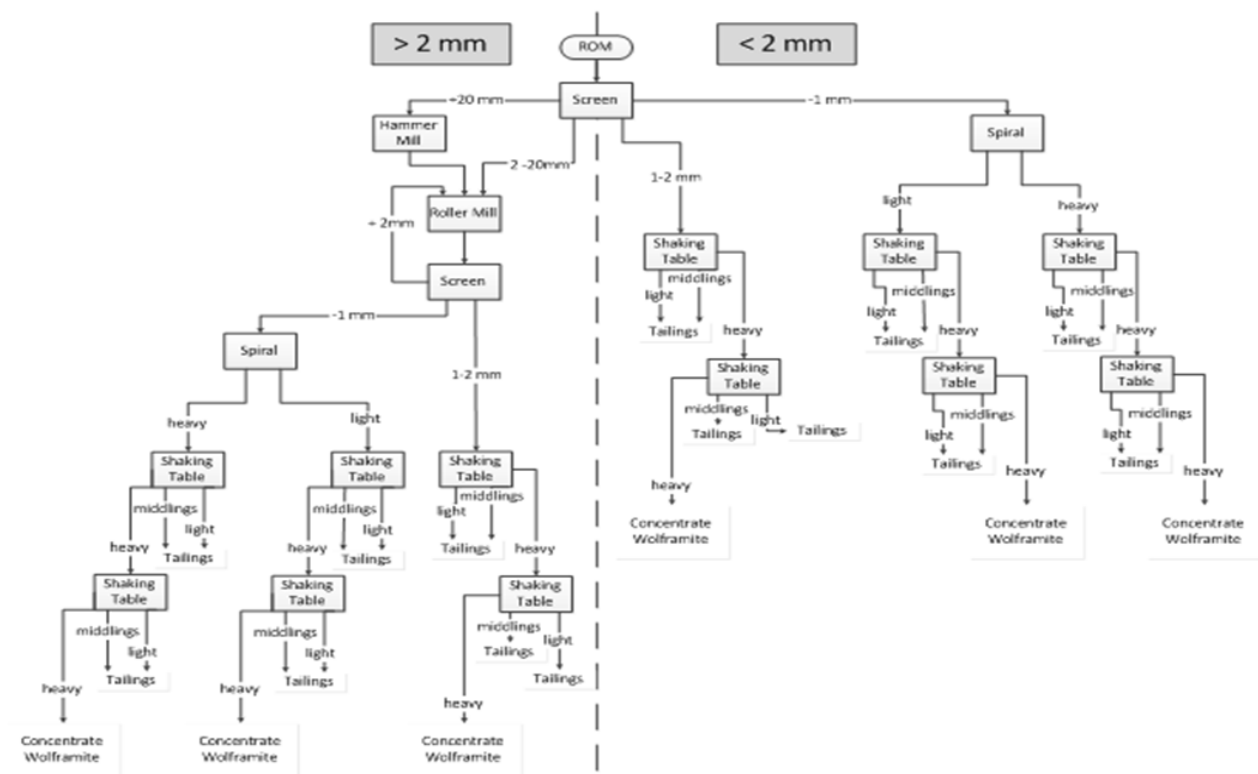


Fig. 4. Flowsheet of the mechanical processing scheme of wolframite beneficiation [Heizmann and Liebetrau, 2017]
 Rys. 4. Schemat ideowy przeróbki mechanicznej wolframu [Heizmann and Liebetrau, 2017]

Tab. 4. XRF analysis results of feed
 Tab. 4. Wyniki analizy XRF dla nadawy

Product	Element	1	2	3	Average [%]
Feed	<i>Mn</i>	0.584	0.566	0.564	0.571
	<i>Fe</i>	11.640	11.557	11.863	11.687
	<i>As</i>	0.038	0.037	0.036	0.037
	<i>W</i>	23.735	23.291	24.000	23.675

showed an overall head grade of 23.675% WO_3 , 11.687% Fe, 0.571% Mn and very low grade of arsenic of about 0.037%. Table 4 demonstrates all three repeated test results performed on the feed.

Ferberite ($FeWO_4$) and hübnerite ($MnWO_4$) are commonly the main wolframite minerals in such deposit types. The amount of manganese can be observed – average grade of 0.571%, but comparing to iron it is low amount – Fe content reaches in average to 11.687%.

Basing on the analysis, it is obvious to consider ferberite as the main tungsten mineral contained in the sample.

4.3 Sample preparation

The sample preparation aim was to get all particles in the feed of the preferred size. First, the sample material of a maximum of 31 mm size was put into screen, the material of size lower than 1 mm was removed and the remaining part was put into jaw crusher. Next, the material was transferred to a rod mill and then to screen. These stages were repeated continuously to get the expected particle size.

The sieving time was equal to 5 minutes. Each time the -0.2 mm mesh material was screened out and the remaining material was passed again through the laboratory rod mill or ball mill until the whole material was characterized with the size below 0.2 mm. The obtained products were well mixed and then were divided into 5 parts. Such representative samples were divided as well into parts, where 25% was dedicated to XRF analysis and the rest for sieve analysis.

The samples taken from screen analysis were examined under a binocular microscope. The mineralogical components were quartz with wolframite, mainly $FeWO_4$ as well a significant amount of scheelite. The whole scheme of the sample preparation is shown on Figure 5.

5. Results and discussion

The results of sieve analysis are positioned in Table 5 and the particle size distribution is presented on Figure 6.

Table 6 describes the amount of W, Fe, As, Mn in each particle size fraction, being: -0.063; 0.063–0.1; 0.1–0.16 and 0.16–0.2 [mm]. The obtained results of XRF analysis showed

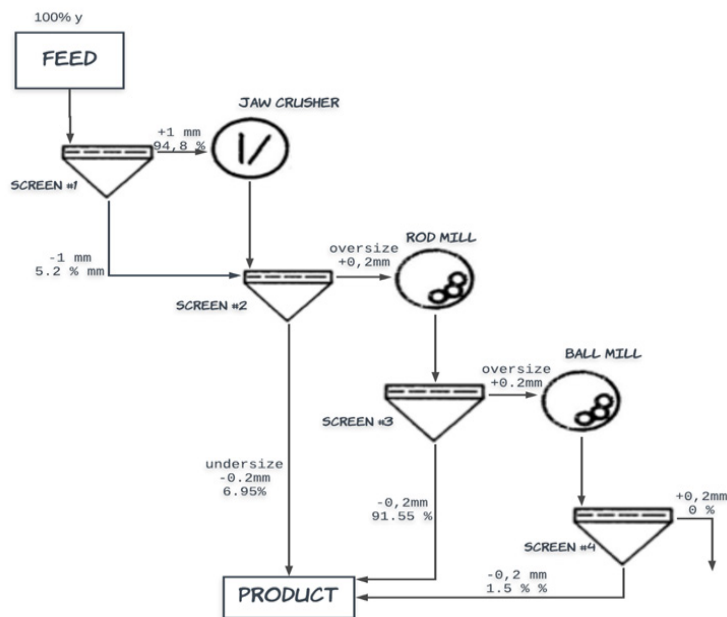


Fig. 5. Sample preparation flowsheet [source: own elaboration]
 Rys. 5. Schemat przygotowania próbek [źródło: opracowanie własne]

Fig. 5. Sample preparation flowsheet [source: own elaboration]
 Rys. 5. Schemat przygotowania próbek [źródło: opracowanie własne]

Sieve Range	Aperture Size [mm]	Yield [%]	Cummulative [%]	
			Undersize	Over Size
0.2-0.16	0.16	7.200	92.80	7.20
0.16-0.1	0.1	23.700	69.10	30.90
0.1-0.063	0.063	22.000	47.00	53.00
< 0.063	0	47.000	0.00	100.00

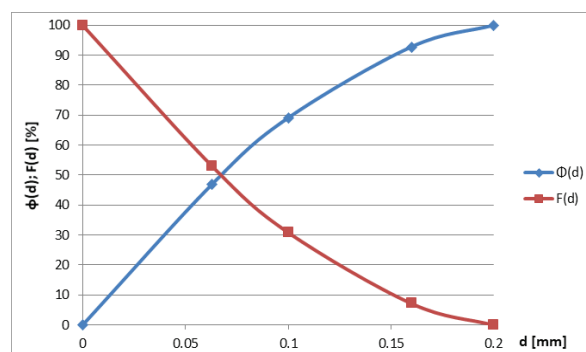


Fig. 6. Particle size distribution results after sample preparation [source: own elaboration]
 Rys. 6. Wyniki składu ziarnowego po przygotowaniu próbki [źródło: opracowanie własne]

Tab. 6. Particle size fractions XRF analysis result [source: own elaboration]
 Tab. 6. Wyniki analizy XRF dla klas ziarnowych [źródło: opracowanie własne]

Particle Size Fraction [mm]	Yield [%]	The average amount of useful element in particle size fraction [%]			
		Mn	Fe	As	W
< 0.063	47.0	0.608	12.684	0.046	22.770
0.063 - 0.1	22.1	0.474	9.953	0.030	20.515
0.1 - 0.16	23.7	0.433	9.719	0.030	19.409
0.16 - 0.2	7.2	0.572	11.167	0.086	24.778

Tab. 7. The percentage difference between elements in raw feed and elements from the balance of particle size fractions [source: own elaboration]

Tab. 7. Różnice procentowe pomiędzy zawartością pierwiastków w nadawie oraz obliczoną z bilansu klas ziarnowych [źródło: opracowanie własne]

Element	The average amount of element in raw feed [%]	The average amount of element from the balance of particle size fractions [%]	The Percentage difference between raw feed and balance from particle size fractions [%]
Mn	0.571	0.534	6.497
Fe	11.687	11.269	3.576
As	0.037	0.042	10.892
W	23.675	21.62	8.682

Tab. 8. Yield of concentrate and tailings in each product [source: own elaboration]

Tab. 8. Wychód koncentratu oraz odpadów w każdym z produktów [źródło: opracowanie własne]

Products number	Yield [%]	
	Concentrate	Waste
1	64.116	35.884
2	64.706	35.294
3	61.136	38.864
4	60.694	39.306
5	61.154	38.846
Average	62.361	37.639

Tab. 9. Average element content in beneficiation products [source: own elaboration]

Tab. 9. Średnia zawartość pierwiastków w produktach wzbogacania [źródło: opracowanie własne]

Product	Yield [%]	Element	Average Amount Of Element [%]
Concentrate	62.361	Mn	0.743
		Fe	12.737
		As	0.134
		W	29.133
Waste	37.639	Mn	0.296
		Fe	8.938
		As	0.089
		W	11.117

Tab. 10. Recovery of tungsten in each separation test and average from all tests [source: own elaboration]

Tab. 10. Uzysk wolframu w produktach wzbogacania oraz uzysk średni [źródło: opracowanie własne]

Test	Recovery Value [%]	
	Concentrate - ε_w	Waste - η_w
1	80.147	19.853
2	80.160	19.840
3	83.556	16.444
4	82.212	17.788
5	80.801	19.199
Average from all tests	81.279	18.721

that the smallest amount of W occurred in a fraction 0.1–0.16 [mm] and the highest amount of W was found in fraction 0.16–0.2 [mm]. Considering the percentage difference between each analyzed element in raw feed and the balance of particle size fractions is visible that the biggest difference occurred for As (around 10%). In case of W this difference was equal to 8%. The results are presented in Table 7.

Next step were tests performed on a laboratory shaking table. The study was completed using 5 test products, with different masses and all of them showed similar characteristics with slight differences. For example, the difference of tungsten recovery in

concentrate was equal to only 0.013% and the biggest observed difference was equal only to about 2%, which is acceptable. The same observations can be noticed for other investigated elements.

The dried weight of each test product was 464 g, 408 g, 440 g, 432.5 g, 450.5 g corresponding with 1st product, 2nd, 3rd, 4th, and 5th respectively. Table 8. shows the mass of the concentrate and tailings in each product.

The average amount of tungsten in the concentrate was equal to 29.13%, while the amount of it in tailings was equal to 11.12%. This shows that there is necessity to perform additional processes to recover W from the tailings. Table 9 il-

Tab. 11. Recovery of iron in each separation test and average from all tests [source: own elaboration]

Tab. 11. Uzysk żelaza w produktach wzbogacania oraz uzysk średni [źródło: opracowanie własne]

Test	Recovery Value [%]	
	Concentrate – ε_i	Waste – η_i
1	73.274	26.726
2	70.480	29.520
3	69.416	30.584
4	68.074	31.926
5	69.883	30.117
Average from all tests	70.247	29.753

Tab. 12. Recovery of manganese in each separation test and average from all tests [source: own elaboration]

Tab. 12. Uzysk manganu w produktach wzbogacania oraz uzysk średni [źródło: opracowanie własne]

Test	Recovery Value [%]	
	Concentrate – ε_m	Waste – η_m
1	79.248	20.752
2	78.926	21.074
3	82.808	17.192
4	81.702	18.298
5	80.648	19.352
Average from all tests	80.606	19.394

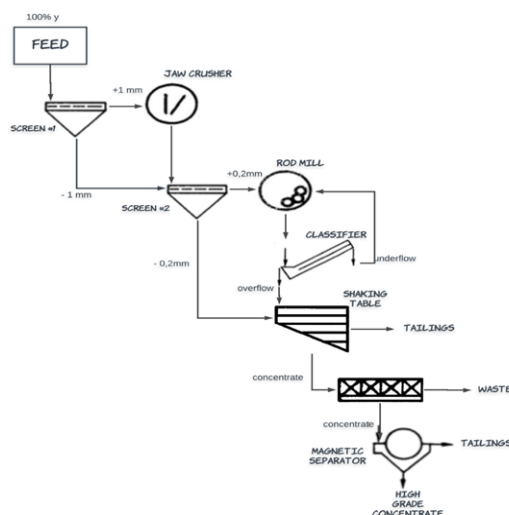


Fig. 7. Wolframite processing flowsheet proposal [source: own elaboration]

Rys. 7. Propozycja schematu technologicznego przeróbki wolframu [źródło: opracowanie własne]

illustrate not only the results for W, but also for As, Fe and Mn. Considering that the yield of concentrate was equal to 62.36% (in average) and yield of tailings to 37.63% (in average) it can be said that the results are promising but the process requires additional stage or introduction of other processes, like flotation [Mohammadnejad et al., 2018] or magnetic separation [Lu et al., 2016]. In further steps, hydrometallurgy or pyrometallurgy can be applied to the process of producing tungsten products [Singh Gaur, 2006]. The most important results are shown in Tables 9–12.

Basing on the obtained knowledge, the Authors propose to apply the tungsten processing scheme, like is presented on Figure 7. Although, it looks correctly this proposal needs to be verified empirically, which will be the next target to perform. The

obtained results can be applied in Rwanda to process wolframite ores. Furthermore, the other products contained in the ore should be also the point of interest, including Fe, in particular.

6. Conclusions

The results of the work show that the grain class 0.16–0.2 mm contained the highest amount of useful minerals. So, it is necessary to control the grinding stage to not excess the production of the finest material, because it usually occurs in tailings. Gravity concentration (by means of shaking table) is undoubtedly the best method of tungsten beneficiation since it seemed efficient and showed a good recovery level. However, it is important to add some supportive beneficiation stages as another step of gravity separation or floatation to recover,

particularly very fine particles. Also, the magnetic separation can be useful to fully separate useful metals, like iron.

Shaking table recovery results were equal to 80.15~83.56% of W; 69.42~73.00% of Fe and 78.93~82.81 of Mn. The highest recovery rate achieved in the test series was equal to about 83.56% which can be assumed as good. As it is not possible to achieve the recovery equal to 100% in practice, it can be increased by introduction of additional beneficiation stages as is mentioned above. Also, the control of grinding stages can add some percentage to the recovery rate.

The amount of the metals in tailings is significant in average, equal to about 20% of each considered element. Certain-

ly, it is advised to do more research before adopting the idea to industrial conditions. The flowsheet used in the research work consisted only of one separation stage. This was caused by a limited time being a result of difficulties in obtaining the ore samples from Rwanda. However, the remaining proposed tests such as flotation and magnetic separation will be conducted in the near future. Also another step of gravity separation process related to wastes will be considered (cleaning shaking table process).

Acknowledgement

The paper is a result of project no. 11.11.100.276.

Literatura – References

1. GUPTA A, YAN D.S., Introduction to Mineral Processing Design and Operation, Elsevier, 2016.
2. HEIZMANN J, LIEBETRAU M., Efficiency of Mineral Processing in Rwanda's Artisanal and Small-Scale Mining Sector Quantitative Comparison of Traditional Techniques and Basic Mechanized Procedures, Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe, Kigali, February 2017.
3. International Tungsten Industry Association, <https://www.itia.info/about-tungsten.html>
4. JAROSIŃSKI A., MADEJSKA M., Selected Issues of Mischmetal and Other Rare Earth Metal Obtaining, Journal of Polish Mineral Engineering Society, 37(1), pp. 249-256, 2016.
5. JAROSIŃSKI A., ŻELAZNY S., CHOLEWA M., Raw Materials and Possibilities of their obtaining in Poland, Journal of Polish Mineral Engineering Society, 37(1), pp. 233-240, 2016.
6. LEAL-AYALA D., PETAVRATZI E., ALLWOOD J.M., BROWN T., Mapping the Global Flow of Tungsten to Identify Key Material Efficiency and Supply Security Opportunities, Resources Conservation and Recycling, 103, pp. 19-28, 2015.
7. LU D., WANG Y., JIANG T., SUN W., HU Y., Study on Pre-Concentration Efficiency of Wolframite from Tungsten Ore Using Gravity and Magnetic Separations, Physicochemical Problems of Mineral Processing, 52(2), pp. 718-728, 2016.
8. MOHAMMADNEJAD S., NOAPARAST M., HOSSEINI S., AGHAZADEH S., MOUSAVINEZHAD S., HOSSEINI F., Physical Methods and Flotation Practice in the Beneficiation of a Low Grade Tungsten-Bearing Scheelite Ore, Mineral Processing of Non-Ferrous Metals, 59, pp. 6-15, 2018.
9. PITFIELD P., BROWN T., GUNN G., RAYNER D., British Geological Survey 'Tungsten' January 2011, www.MineralsUK.com, 2011.
10. SINGH GAUR R., Modern Hydrometallurgical Production Methods for Tungsten, JOM: the journal of the Minerals, Metals & Materials Society, 58(9), pp. 45-49, 2006.
11. SUTAONE A.T., GHOSH S.K., RAJU K.S., Physical Separation Processing of a Bulk Tintungsten Pre-Concentrate into its Individual Constituents for Commercial Applications, Developments in Mineral Processing, 13(C9), pp. 7-12, 2000.
12. U.S. Geological Survey, 2019, Mineral Commodity Summaries 2015: U.S. Geological Survey, 199 p., <https://doi.org/10.3133/70202434>, pp. 174-176.
13. U.S. Geological Survey, 2019, Mineral Commodity Summaries 2016: U.S. Geological Survey, 205 p., <https://doi.org/10.3133/70202434>, pp. 180-181.
14. U.S. Geological Survey, 2019, Mineral Commodity Summaries 2017: U.S. Geological Survey, 206 p., <https://doi.org/10.3133/70202434>, pp. 180-181.
15. U.S. Geological Survey, 2019, Mineral Commodity Summaries 2018: U.S. Geological Survey, 204 p., <https://doi.org/10.3133/70202434>, pp. 178-179.
16. U.S. Geological Survey, 2019, Mineral Commodity Summaries 2019: U.S. Geological Survey, 200 p., <https://doi.org/10.3133/70202434>, pp. 178-179.
17. U.S. Geological Survey, 2019, Mineral Commodity Summaries 2020: U.S. Geological Survey, 204 p., <https://doi.org/10.3133/70202434>, pp. 178-179.
18. WILLS B.A., FINCH J.A., Mineral Processing Technology. An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery, Butterworth-Heinemann, 2015.

Propozycja układu przeróbki rud wolframu w Rwandzie

Wolfram jest jednym z pierwiastków rzadkich występujących na Ziemi. Jego zastosowania oraz zapotrzebowanie świata na ten produkt powodują, że produkcja tego metalu jest bardzo opłacalna. Jedno z największych złóż rudy tego metalu na świecie jest zlokalizowane w afrykańskim państwie, jakim jest Rwanda. Ze względu na brak odpowiedniej technologii oraz brak inwestycji obecny sposób produkcji tego cennego metalu w tym państwie powoduje, że duża ilość wolframu jest tracona, produkcja jest powolna, a wyniki nie są satysfakcjonujące. Dlatego przeprowadzono próbę zaproponowania odpowiedniego sposobu przeróbki tego złoża, która została zaprezentowana w tym artykule. Autorzy wykonali dużo ilości testów przeprowadzonych na rudzie sprowadzonej z Rwandy, włączając w to jej skład mineralogiczny, jak również testy laboratoryjne wzbogacania na stole koncentracyjnym. Wyniki są obiecujące a dalsze testy, włączając w to także inne metody wzbogacania są planowane do przeprowadzenia, biorąc pod uwagę drugi etap wzbogacania na stole koncentracyjnym czy flotację.

Słowa kluczowe: wolfram, pierwiastki ziem rzadkich, wzbogacanie grawtacyjne, stół koncentracyjny, uzysk, wychód



Uwagi w sprawie interpretacji zasad wyznaczania zasięgu rozrzutu odłamków skalnych w robotach strzałowych

Krzysztof BARAŃSKI¹⁾, Ryszard MORAWA²⁾

¹⁾ dr inż.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Surface Mining (Cracow, Poland); email: baranski@agh.edu.pl

²⁾ dr inż.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Surface Mining (Cracow, Poland); email: morawa@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-26>

Submission date: 20-12-2019 | Review date: 28-01-2020

Abstrakt

W referacie omówiono rodzaje metod wykonywania prac strzałowych w odniesieniu do rozrzutu odłamków skalnych. Omówiono zasady wyznaczania stref zagrożeń wokół miejsca strzelania na podstawie obecnie obowiązujących przepisów prawnych. Przeanalizowano wpływ wskaźników technologicznych strzelania w zależności od metody prowadzenia prac strzałowych, mających wpływ na zasięg rozrzutu. Przedstawiono uwagi dotyczące szacowania zasięgu strefy rozrzutu w zależności od wskaźników technologicznych strzelania (np. jednostkowe zużycie) uwzględniając regulacje prawne szacowania zasięgu rozrzutu przy różnych metodach prowadzenia prac strzałowych.

Słowa kluczowe: metody strzelania, wskaźnik działania ładunku, jednostkowe zużycie, strefa rozrzutu

1. Wprowadzenie

Stosowanie materiałów wybuchowych do wykonywania prac strzałowych w górnictwie jest przyczyną powstawania szeregu niekorzystnych oddziaływań na środowisko takich jak: drgania parasejsmiczne, propagacja powietrznej fali uderzeniowej (PFU), rozrzut, zapylenie, hałas itd. Jednym z najtrudniejszych do oszacowania i niepożądanych zjawisk jest rozrzut mas skalnych powstały w wyniku oddziaływania detonacji. Problematiczne jest oszacowanie zasięgu strefy możliwego rozrzutu.

W literaturze dostępne są wzory matematyczne pozwalające wyliczyć prognozowany zasięg promienia strefy rozrzutu. W polskim prawodawstwie istnieją przepisy prawne, które określają graniczne odległości od miejsc wykonywania robót strzałowych, zagrożone rozrzutem po przekroczeniu których, nie powinno obserwować się tego zjawiska. Są to wartości podane w postaci tabelaryzowanej określające graniczne możliwe wartości rozrzutu w zależności od metody wykonywania robót strzałowych oraz kierunku zagrożenia.

Pomimo stosowania się do wytycznych określonych w przepisach zdarzają się przypadki, w wyniku których odłamki skalne przekraczają ustalone strefy bezpieczeństwa co stanowi zagrożenie dla mienia i życia ludzi. Niekiedy też przyjmowanie promienia strefy rozrzutu „na sztywno” prowadzi do utraty dużych partii złoża gdy eksploatacja zbliża się do granic terenu górnictwa. Dowodzi to, że istnieje potrzeba doprecyzowania lub wprowadzenia zmian w przepisach określających sposób wyznaczania zasięgu rozrzutu dla konkretnych prac strzałowych.

2. Sposoby wyznaczania zasięgu rozrzutu

Do wyznaczania strefy rozrzutu odłamków skalnych należy stosować przepisy górnicze określone w regulacjach

prawnych dotyczących używania materiałów wybuchowych w zakładach górniczych. W przypadku konieczności zmiany tych wartości (zmniejszenia) podyktowanych potrzebami danej kopalni, wyznaczone strefy mogą zostać zmniejszone na podstawie opinii rzeczoznawcy poprzedzonej szczegółową analizą sytuacji oraz podpartą obliczeniami inżynierskimi.

2.1 Uwarunkowania prawne stosowane przy wyznaczaniu zasięgu strefy rozrzutu

Sposób wyznaczania zasięgu strefy rozrzutu określają przepisy górnicze zawarte w Rozporządzeniu Ministra Energii z dnia 9 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górnictwa (Dz. U. 2017 nr 321). Dokładne wytyczne dotyczące rozrzutu zawarte są w załączniku 4 rozporządzenia: „Wyznaczanie strefy zagrożenia wokół miejsca wykonywania robót strzałowych w odkrywkowych zakładach górniczych, zakładach górniczych wydobywających kopaliny otworami wiertniczymi”.

Wielkości promienia strefy zagrożenia ze względu na rozrzut odłamków skalnych określa się w zależności od stosowanej metody wykonywania robót strzałowych, typu wyrobiska górnictwa, sytuacji terenowej i rodzaju urabianej skały. Wartości te zestawiono w tab. 1 załącznika 4 rozporządzenia (tab. 1).

Podstawową technologią robót strzałowych jest strzelanie ładunkami umieszczonymi w otworach strzałowych. Metody wykonywania robót strzałowych podzielono w Rozporządzeniu na (Dz. U. 2017 nr 321):

- strzelanie ładunkami w otworach krótkich, z poszerzonym dnem o różnym stopniu nachylenia,
- strzelanie ładunkami w otworach krótkich, z poszerzonym dnem oraz w progach przyspągowych,

Tab. 1. Wielkości strefy zagrożenia ze względu na rozrzut odłamków skalnych (Dz. U. 2017 nr 321)
 Tab. 1. The size of the danger zone due to the scattering of rock fragments (Journal of Laws of 2017 No. 321)

Metoda wykonywania robót strzałowych	Wielkość strefy zagrożenia ze względu na rozrzut odłamków skalnych w metrach		
	Wokół miejsca strzelania	Do wyrobiska górniczego	Poza wyrobisko górnicze
Strzelanie ładunkami w otworach krótkich i z poszerzonym dnem: pionowych poziomych i nachylonych	300	400	200
Strzelanie ładunkami w otworach krótkich i z poszerzonym dnem w progach przyspągowych	400	-----	-----
Strzelanie w celu poszerzania dna otworów krótkich i długich	100	-----	-----
Strzelanie ładunkami w długich otworach: pionowymi poziomymi i nachylonymi	200	400	200
Roboty strzałowe rozszczepkowe: ładunkami nakładanymi	300	-----	-----
ładunkami podkładanymi	400	-----	-----
ładunkami w otworach z przybitką	300	-----	-----
łontem detonującym z przybitką wodną	200	-----	-----
ładunkami w otworach bez	200	-----	-----
Strzelanie komorowe i chodnikowe	500	-----	-----
Strzelanie na wyrzut i zrzut, kawernami, szczelinowe, zestrzeliwanie nawisów skalnych	500	-----	-----

- strzelania w celu poszerzenia dna otworów krótkich i długich,
- strzelania ładunkami w długich otworach, różnie nachylonych,
- roboty strzałowe rozszczepkowe,
- strzelania komorowe i chodnikowe,
- strzelanie rozszczepkowe z różnym rodzajem umieszczenia ładunków,
- strzelania określano jakie inżynierskie np. strzelanie na zrzut, wyrzut, szczelinowe, zestrzeliwanie nawisów itp.

W nowym rozporządzeniu zdefiniowano oraz wprowadzono podział otworów strzałowych ze względu na ich: długość, nachylenia i przekrój poprzeczny (Dz. U. 2017 nr 321).

Ze względu na długość otwory strzałowe dzielą się na:

- krótkie (długość mierzona od wylotu do dna otworu wynosi do 6 m),
- długie (długość mierzona od wylotu do dna otworu wynosi więcej niż 6 m).

Ze względu na nachylenie otwory strzałowe dzielą się na:

- pionowe (otwory pionowe i odchylone od pionu do 20°),
- poziome (otwory poziome i odchylone od poziomu do 20°),
- nachylone (otwory o kącie odchylenia od pionu większym niż 20° i mniejszym niż 70°).

Przy wyznaczaniu zasięgu rozrzutu dopuszczalne są pewne odstępstwa (zmniejszenie stref) jedynie na podstawie opinii rzeczoznawcy. Z powyższych względów wynika, że w danej kopalni rozrzut może być zarówno większy jak i mniejszy od wielkości podanych w przepisach. Dlatego określenie właściwej wielkości promienia strefy rozrzutu ma istotne znaczenie dla kopalń. W sytuacji gdy w obrębie jednego zakładu górniczego prowadzi się prace strzałowe z wykorzystaniem różnych

metod strzelania w różnych przodkach, dla każdej metody należy wyliczyć zasięg strefy rozrzutu oddzielnie.

2.2 Empiryczne metody wyznaczania zasięgu rozrzutu

Zasięg rozrzutu może być też prognozowany za pomocą wzorów empirycznych podanych w literaturze. Najczęściej stosowane wzory oparte są na zależności pomiędzy wskaźnikiem działania ładunku i zabiorem: (Barański, 2015; Barański, 2016; Barański, Morawa, 2015; Korzeniowski, Onderka, 2006)

$$R_r = 20 * n^2 * z \quad (1)$$

gdzie:

R_r – zasięg strefy rozrzutu [m],
 n – wskaźnik działania ładunku MW [-],
 z – zabiór [m].

Do strzelania metodą długich otworów strzałowych zaleca się wykorzystywanie także wzoru:

$$R_r = 2/3 * z * (1 + n^2)^d \quad (2)$$

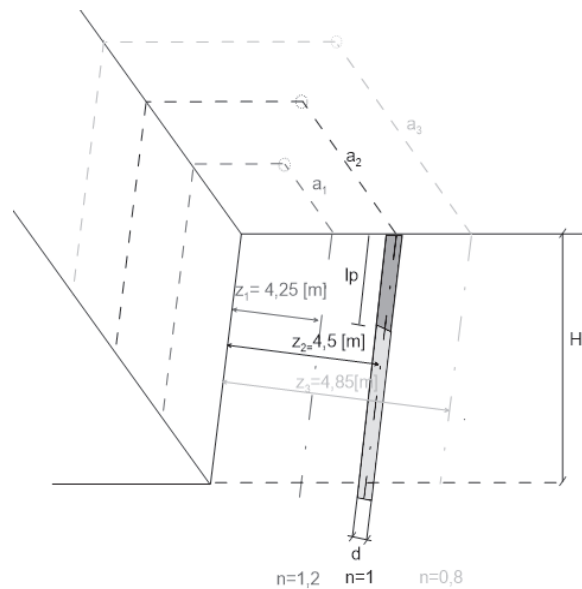
gdzie:

R_r – zasięg strefy rozrzutu [m],
 n – wskaźnik działania ładunku MW [-],
 z – zabiór [m].

Promień strefy rozrzutu można obliczyć także za pomocą wzoru Pokrowskiego uwzględniającego zabiór i masę objętościową skały oraz wielkość ładunku:

$$R_r = \frac{2}{3} * z \left[1 + \left(2200 * \frac{Q}{\gamma_0 * z^3} - 0,7 \right)^{\frac{2}{3}} \right] \quad (3)$$

Wzór ten dostarcza dobrych wyników dla strzelania w małych średnicach mniejszych od 40 mm i zabiórach do 1 m głównie dla ładunków skupionych. Przy strzelaniach w większych średnicach i zabiórach większych jak 2 m wpro-



Legenda



lp - długość przybitki

H - wysokość ściany

a - rozstaw otworów $a=m*z$

$z_3 > z_2 > z_1$ - zabiór

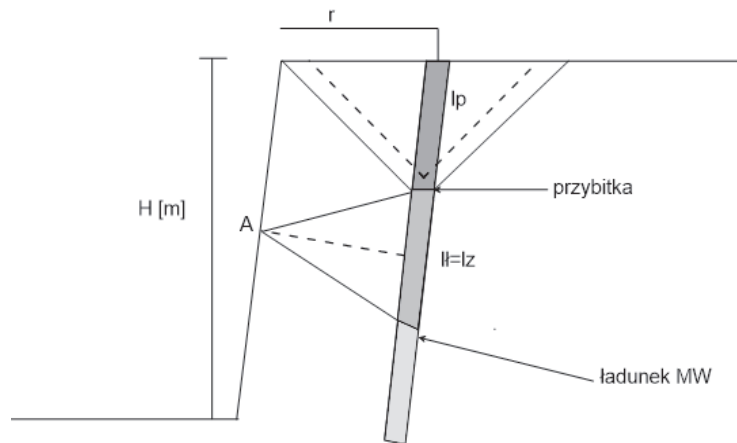
$n=1$ - normalny wskaźnik działania MW

$n=1,2$ - zwiększony wskaźnik działania MW

$n=0,8$ - zmniejszony wskaźnik działania MW

Rys. 1. Wpływ zabióru na zmianę wskaźnika działania „n” (Barański, 2016)

Fig. 1. Influence of the web on the change of the “n” operation indicator (Barański, 2016)



Rys. 2. Stożek wyrzutu odłamków skalnych (Barański, Morawa, 2015)

Fig. 2. Cone ejection rock fragments (Barański, Morawa, 2015)

wadza się następującą poprawkę:

$$R_r = \frac{2}{3} * z \left[1 + \left(2200 * \frac{Q}{\gamma_0 * z^3} \right)^{\frac{2}{3}} \right] \quad (4)$$

gdzie:

R_r – zasięg strefy rozrzutu [m],

z – zabiór [m],

γ_0 – masa objętościowa skały [kg/m³],

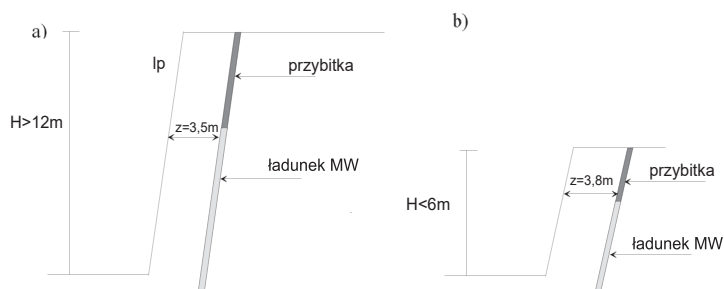
Q – wielkość ładunku oddziałującego na element skalny (najczęściej ładunek w otworze strzałowym) [kg].

Do obliczania promienia strefy rozrzutu można zastosować także inny wzór, którego formuła uwzględnia wielkość oddziałującego ładunku, prędkość początkową lotu odłamka, a także współczynniki geologiczno-górnictwa:

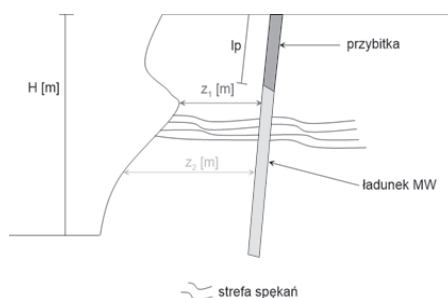
$$R_r = \left(\frac{\alpha * k_w}{v} \right)^{\frac{2}{3}} * Q^{\frac{1}{3}} \quad (5)$$

Prędkość początkową wyrzucanego odłamka wylicza się ze wzoru:

$$v = \sqrt{\frac{2}{3} * z * q(1 + n^2)} \quad (6)$$



Rys. 3. Prowadzenie prac strzałowych z wykorzystaniem długich a) i krótkich b) otworów
Fig. 3. Carrying out blasting works using long a) and short b) blast holes



Rys. 4. Wpływ nierówności ściany na zmianę zabioru (Barański 2016)
Fig. 4. Impact of wall unevenness on the change of the web (Barański 2016)

gdzie:

R_r – zasięg strefy rozrzutu [m],

z – zabiór [m],

k_w i α – współczynniki zależne od warunków górniczo-geologicznych strzelania, w literaturze zaleca się odpowiednio przyjąć: $\alpha = 177 - 210$, $k_w = 1,5 \div 1,9$,

v – prędkość początkowa lotu odłamka [m/s],

q – jednostkowe zużycie MW [kg/m^3].

Z uwagi na dużą liczbę trudnych do oszacowania zmiennych, wzór ten może być obciążony sporymi błędami polegającymi na niedoszacowaniu przewidywanego zasięgu rozrzutu odłamków.

3. Uwagi dotyczące sposobu wyznaczania zasięgu rozrzutu na podstawie obecnie obowiązujących przepisów prawnych

3.1 Parametry strzelania wpływające na zasięg strefy rozrzutu

Do podstawowych parametrów strzelania można zaliczyć:

- wskaźnik działania ładunku „n” definiowany jako stosunek promienia stożka działania ładunku do zabioru,
- jednostkowe zużycie MW „q” definiowane jest jako ilość materiału wybuchowego potrzebną do urobienia 1 m^3 skały,
- zabiór „z” jest to najkrótsza odległość pomiędzy osią otworu strzałowego a powierzchnią odsłonięcia mierzona pod kątem 90° do osi otworu.

Jednym z najistotniejszych parametrów prac strzałowych pozwalających przewidywać zasięg strefy rozrzutu jest wskaźnik działania ładunku „n” (Korzeniowski, Onderka, 2006). Wskaźnik działania ładunku „n” określa kształt stożka działania MW. Został on zdefiniowany w załączniku nr 4 do Rozpo-

ządzenia w postaci wzoru (Dz. U. 2017 nr 321):

$$n = R/z \quad (7)$$

gdzie:

n – wskaźnik działania ładunku,

R – promień podstawy stożka działania, wyrażony w metrach,

z – zabiór otworów strzałowych.

W zależności od wartości wskaźnika przyjmuje się następujące wartości:

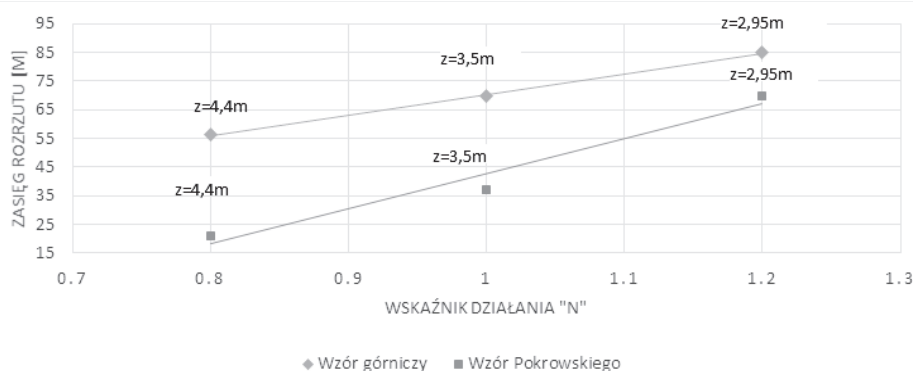
dla $n = 1$ wartość normalną wskaźnika,

dla $n < 1$ wartość zmniejszoną,

dla $n > 1$ wartość zwiększoną wskaźnika.

Większość robót strzałowych projektuje się przyjmując $n = 1$ (ładunek normalny) i dla takiej wartości określa się zapotrzebowanie energii na urobienie. W zależności od celów technologicznych strzelania istnieje możliwość niwelowania zagrożenia rozrzutem za pomocą zmiany tego parametru. Zbyt wysokie zużycie jednostkowe MW powoduje przesylenie energetyczne urabianego ośrodka skalnego, co może manifestować się w postaci niekorzystnych oddziaływań na środowisko w postaci m.in. drgań parasejsmicznych, PFU oraz zwiększonego rozrzutu. Istnieje zależność pomiędzy zużyciem jednostkowym a zabiosem i wskaźnikiem działania MW. Zmiana każdego z tych parametrów powoduje zmianę wartości pozostałych (Barański, Morawa, 2015). Zakładając, że ilość MW w otworze jest wartością stałą można zauważyć, że:

- zwiększając zabiór zwiększa się objętość calizny, która ma zostać urobiona przez taką samą ilość MW, co powoduje obniżenie zużycia jednostkowego MW. Prowadzi to do strzelania z tzw. zmniejszonym wskaźnikiem działania „n”, który z uwagi na zasięg rozrzutu jest korzystny. Występuje mniejsza koncen-



Rys. 5. Porównanie zasięgów rozrzutu przy zmieniającym się wskaźniku działania „n” oszacowanych za pomocą dwóch wzorów obliczeniowych (Barański 2016)

Fig. 5. Comparison of scattering ranges with the changing “n” action indicator estimated using two calculation formulas (Barański 2016)

tracą energii MW.

- zmniejszając zabiór zwiększa się objętość calizny, która ma zostać urobiona przez taką samą ilość MW, co powoduje zwiększenie zużycia jednostkowego MW. Prowadzi to do strzelania z tzw. zwiększonym wskaźnikiem działania „n”, który z uwagi na zasięg rozrzutu jest niekorzystny – występuje efekt „przesylenia energetycznego” ośrodka skalnego.

Powyższe zależności w sposób graficzny prezentuje rys. 1.:

Autorzy proponują przyjąć pewną poprawkę we wzorach, których formuły zawierają wskaźnik „n”. W celu efektywnego stosowania wzorów empirycznych zasadne jest przyjęcie pewnych założeń (rys. 2.):

- ponieważ ładunek zdetonowany w dolnej części otworu nie ma znaczącego wpływu na energię wyrzutu elementu skały będącego w górnej części ściany eksploatacyjnej proponuje się przyjąć, że na elementarną cząstkę skały oddziałuje energia wywołana detonacją nie całego ładunku znajdującego się w otworze strzałowym, lecz jego górna część o długości równej zabiorowi,
- detonowany ładunek w dolnych partiach urabianej ściany w niewielkim stopniu oddziałuje na masy skały będące w górnych partiach,
- na element skały „A” rozmieszczonej w strefie urabiania (zabiór „lz”) działa energia wywołana detonacją ładunku MW ograniczona jego długością „lp”.

W warunkach strzelania ładunkami w otworach dużą trudnością jest określenie wskaźnika działania, dlatego proponuje się określać wskaźnik działania poprzez przyjęcie wskaźnika energetycznego strzelania jakim jest jednostkowe zużycie MW „q”. Tym samym można wyznaczać wartość wskaźnika działania ładunku w oparciu o zużycie jednostkowe (Barański, 2015):

$$n = \frac{q_{rz}}{q_{ob}} \quad (8)$$

gdzie:

n – wskaźnik działania ładunku [-],

q_{rz} – rzeczywisty wskaźnik zużycia MW oblicza się dzieląc ilość MW w „n-tej” części otworu strzałowego przez faktyczną objętość urabianej skały z analizowanej części otworu [kg/m^3],

q_{ob} – projektowana ilość MW na urobienie m^3 skały obliczona np. ze wzoru Suchanowa-Kutuzowa [kg/m^3].

$$q_{rz} = \frac{Ql}{Vl} \quad (9)$$

gdzie:

Vl – objętość calizny skalnej urobionej z aktywnej części ładunku [m^3],

Ol – ilość ładunku MW w aktywnej części otworu [kg].

Zużycie jednostkowe określone jest wzorem Kutuzowa-Suchanowa:

$$q = 0,13 * \gamma * \sqrt[4]{f} * (0,6 + 3,3 * 10^{-3} * d * d_s) * \left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{0,4} * \left(\frac{1000}{Q}\right) \quad (10)$$

q – jednostkowe zużycie materiału wybuchowego [kg/m^3],

g – gęstość skały [Mg/m^3],

f – wskaźnik zwięzłości skały [-],

d – średnica otworów strzałowych [mm],

d_s – średnia odległość między szczelinami w masywie [m],

d_k – żądany rozmiar średniego ziarna [m],

Q – ciepło wybuchu stosowanego MW [kcal/kg].

3.2 Ocena wpływu parametrów strzelania na zasięg rozrzutu

Obecnie stosowane uwarunkowania prawne nie uwzględniają wpływu parametrów geometrycznych otworu oraz parametrów strzelania na zasięg strefy rozrzutu. Według tabeli z załącznika 4 rozporządzenia rozrzut jest zależny jedynie od długości otworu oraz kąta jego nachylenia. Dawniej w praktyce górniczej popartej wiedzą autorytetów z zakresu techniki strzelniczej stosowało się pojęcie otworu zwykłego-krótkiego definiowanego: „otwór krótki to otwór, którego długość jest mniejsza od 6 m i średnica mniejsza niż 60 mm”. Obecnie strzelanie otworami krótkimi ma miejsce wtedy gdy długość otworu jest mniejsza niż 6 m (Samujłło,1968).

Konsekwencją tak przyjętych definicji jak w Rozporządzeniu – „otwór krótki, otwór długi” jest wyznaczenie minimalnej strefy rozrzutu odłamków wokół miejsca strzelania, która wynosi:

- dla otworów krótkich pionowych i odchylonych od pionu nie więcej niż 20° – 300 m,
- dla otworów długich pionowych i odchylonych od pionu nie więcej niż 20° – 200 m .

Na rys. 3. przedstawiono dwa przypadki prowadzenia prac strzałowych:

- a) otwór długi: $l_{\text{otw}} = 12,5$ m, średnica $d = 105$ mm, zabiór $z = 3,5$ m,
- b) otwór krótki: $l_{\text{otw}} = 5,5$ m, średnica $d = 105$ mm, zabiór $z = 3,8$ m,
- warunki budowy geologicznej są takie same w obu przypadkach,
- zastosowano ten sam materiał wybuchowy w obu otworach.

Analizując powyższy przykład można jednoznacznie stwierdzić, że koncentracja energii (ilość MW w otworze) w ujęciu jednostkowym (w 1 mb otworu) jest taka sama w obu otworach. Bardziej wymownym wskaźnikiem decydującym o efekcie strzelania jest wskaźnik „q” – jednostkowego zużycie MW. Dla krótkiego otworu (przypadek b) wartość „q” jest mniejsza niż w przypadku strzelania długim otworem (przypadek a) ze względu na większy zabiór. Ryzyko zagrożeniem rozrzutu jest mniejsze dla krótkiego otworu niż dla długiego jednakże zalecane w tab. 2. załączniku nr 4 Rozporządzenia minimalne strefy rozrzutu są większe dla otworu krótkiego (Dz. U. 2017 nr 321).

Na rys. 4 zaprezentowano kolejną analizę pokazującą wpływ sytuacji terenowej na wartość rozrzutu prognozowanego rozrzutu. Podczas prowadzenia prac strzałowych nastąpiło tzw. zarywanie wsteczne. Analizując taki przypadek zauważa się, że zużycie jednostkowe „q” w górnej części ładunku z powodu mniejszego zabioru jest znacznie większe od dolnej strefy (zwiększony zabiór), Konsekwencją takiego strzelania będzie powiększona strefa rozrzutu.

Poniżej na rys. 5. wykonano symulacje zakresu zmieniającej się strefy oddziaływania rozrzutem dla ładunku „Q_z” w otworze strzałowym o zadanej średnicy, który oddziałuje na skałę o ograniczonej objętości. Obliczenia przewidywanego zasięgu strefy rozrzutu wykonane przy założeniach: wysokość ściany 15 m, kąt nachylenia otworu 80°, długość przybitki równa zabiorowi – 3,5 m, średnica otworu strzałowego – 105 mm. Do obliczeń przyjęto długość aktywnej części ładunku (mającej bezpośredni wpływ na rozrzut) wynoszącą 3,5 m. Następnie dokonano modelowania wpływu zabioru na wskaźnik działania zwiększając i zmniejszając jego wartość. W ten sposób porównując zabioru obliczeniowe z rzeczywistym otrzymano wartości wskaźnika działania w różnych częściach otworu strzałowego odmienne od zakładanych.

Analizując powyższy wykres można dostrzec następujące prawidłowości:

- najmniejszy rozrzut uzyskano dla wartości wskaźnika „n” poniżej 1. Natomiast przy $n > 1$ rozrzut osiąga wartość maksymalną niezależnie od zastosowanego wzoru obliczeniowego,
- wskaźnik działania ładunku można łatwo regulować dobierając odpowiedni zabiór a tym samym rozstaw otworów strzałowych. Z punktu widzenia rozrzutu optymalne jest projektowanie robót strzałowych w taki sposób by uzyskać wartość $n < 1$,
- zmniejszenie zabioru przyczynia się do zwiększenia zasięgu rozrzutu. Mniejsza objętość urabianej calizny skalnej (wynikająca z mniejszego zabioru) powoduje

je wzrost wartości zużycia jednostkowego (ta sama ilość MW urabia mniejszą objętość skały) a tym samym przesylenie energetyczne urabianego ośrodka. Nadwyżka energia przekraczającej możliwości ośrodka skalnego intensyfikuje rozrzut odłamków.

Z przeprowadzonych analiz prognozowania zasięgu rozrzutu odłamków w robotach strzałowych widać wyraźnie, że zasięg ten nie zależy od zastosowanej metody strzelania tylko od ilości energii przypadającej na urobienie określonej objętości skały (Morawa, Lewicki, 2008). Przyjęte kryteria zasięgu stref rozrzutu określone w stosownych obecnie przepisach nie odpowiadają warunkom rzeczywistym prowadzonych robót strzałowych.

Przy ocenie przewidywanego zasięgu rozrzutu powinno brać się pod uwagę ilość energii propagowaną w wyniku detonacji materiału wybuchowego, która jest zależna głównie od ilości materiału wybuchowego wypełniającego otwór strzałowy. Szacowany zasięg rozrzutu jest uzależniony od:

- parametrów strzelania: zabiór, wskaźnik działania i zużycie jednostkowe,
- parametrów geometrycznych otworu: średnica, długość, kąt nachylenia,
- parametrów energetycznych MW: prędkość detonacji i ciepło właściwe zależnych od właściwości fizyko-chemicznych m.in. gęstość, składu chemicznego MW.

4. Propozycja zmian w zakresie przepisów dotyczących wyznaczenia zasięgu rozrzutu

Ponieważ jak ustalono zasięg rozrzutu jest zależny od ilości MW wypełniającej otwór strzałowy, a na aktywną górną część ładunku większy wpływ ma średnica otworu niż jego długość autorzy proponują wprowadzenie zmian w załączniku 4 rozporządzenia:

- zaleca się przyjęcie dodatkowego podziału otworów strzałowych niezależnie od ich długości: „Ze względu na średnice otwory strzałowe dzieli się na:
 - małośrednicowe o średnicach do 60 mm,
 - normalnośrednicowe o średnicach w przedziale 60–110 mm,
 - wielkośrednicowe o średnicach powyżej 110 mm.”
- w przypadku prowadzenia prac normalnośrednicowymi otworami strzałowymi wartość zasięgu rozrzutu przyjmowano by według tabeli nr 1 z załącznika 4 rozporządzenia. Dla otworów małośrednicowych ze względu na mniejsze zagrożenie przyjmować wartości zmniejszone, a w przypadku otworów wielkośrednicowych stosować wartość zwiększoną w stosunku do określonej w tabeli załącznika 4.
- proponowane jest także zmiana sposobu określania wskaźnika działania „n” stosując wzór (8). Natomiast rzeczywiste zużycie jednostkowe wyznaczać z zależności (9).
- W przypadku prowadzenia prac strzałowych w skałach węglanowych, silnie spękanych lub cechujących się silnymi zaburzeniami tektoniki i obniżoną zwężnością zaleca się obowiązkowo stosować obniżony wskaźnik działania „n”.

Literatura – References

1. Barański K.: Empiryczne metody szacowania zasięgu strefy rozrzutu w górnictwie odkrywkowym. Międzynarodowa Konferencja „Blasting Techniques 2016” Stará Lesná 19.05.2016–20.05.2016 – materiały konferencyjne
2. Barański K.: Prowadzenie robót strzałowych w warunkach ograniczenia rozrzutu odłamków. Międzynarodowa Konferencja „Blasting Techniques 2015” Stará Lesná 21.05.2015–22.05.2015 – materiały konferencyjne
3. Barański K., Morawa R.: Technologiczne możliwości zmniejszania zasięgu strefy rozrzutu w górnictwie odkrywkowym. *Górnictwo Odkrywkowe* 2015 R. 56 nr 3.
4. Morawa R.; Lewicki J.: Możliwości sterowania koncentracją energii MW w otworze strzałowym. Materiały Konferencji „BlastingTechniques”. Słowacja 2008.
5. Korzeniowski J., Onderka Z.: Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym. Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze, Wrocław 2006.
6. Sulima Samujłło J.: Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym. Wyd. „Śląsk”, Katowice 1968 r.
7. Dz. U. 2017 nr 321 Rozporządzeniu Ministra Energii z dnia 9 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górniczego.

Remarks on the Interpretation of Rules for Determining the Range of Scattering of Rock Fragments in Blasting Works

The paper discusses the types of methods of performing blasting works in relation to scattering of rock fragments. The principles of defining hazard scattering zones around blasting works are described in the current legislation. Suggestions were made regarding the valuation of scattering depending on the shooting parameters (eg. unit consumption), taking into account the legal regulations for estimating the range of scattering using various shooting methods.

Keywords: shooting methods, operation indicator, unit consumption, scattering zone

Kompleksowo realizujemy linie technologiczne do przeróbki kruszyw mineralnych

Od ponad 30 lat zapewniamy fachowe doradztwo, projektowanie, realizację oraz montaż przesiewaczy wibracyjnych, jak również oferujemy usługi remontowe w zakresie adaptacji pokładów sitowych pod dowolny system ich mocowania.



Realizacja:

Zestaw sortujący na bazie przesiewacza WK3-2,7x8,7
Mineral Polska Sp. z o.o. Kopalnia Granitu Strzelin



Influence of Flight Height on The Accuracy of UAV Derived Digital Elevation Model at Complex Terrain

Nguyen QUOC LONG^{1,*}, Ropesh GOYAL², Bui KHAC LUYEN¹, Le VAN CANH¹, Cao XUAN CUONG¹, Pham VAN CHUNG¹, Bui NGOC QUY¹, Xuan-Nam BUP¹

¹ Hanoi University of Mining and Geology, 18 Vien street, Hanoi, 100000; email: nguyenquoclong@humg.edu.vn

² Indian Institute of Technology Kanpur, Kanpur-208016, Uttar Pradesh, India

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-27>

Submission date: 16-03-2020 | Review date: 22-04-2020

Abstract

Lightweight Unmanned Aerial Vehicle (UAV) for 3D topographic mapping in mining industry has been raised significantly in recent years. Especially, in complex terrains such as in open-pit mines in which the elevation is rapidly undulating, UAV-based mapping has proven its economical efficiency and higher safety compared to the conventional methods. However, one of the most important factors in UAV mapping of complex terrain is the flight altitude, which needs to be considered seriously because of the safety and accuracy of generated DEMs. This paper aims to evaluate the influence of the flight height on the accuracy of DEMs generated in open-pit mines. To this end, the study area is selected in a quarry with a complex terrain, which is located in northern Vietnam. The investigation was conducted with five flight heights of 50 m, 100 m, 150 m, 200 m, and 250 m. To assess the accuracy of resulting DEMs, ten ground control points (GCPs), and 385 checkpoints measured by both GNSS/RTK and total station methods were used. The accuracy of DEM was assessed by root-mean-square error (RMSE) in X, Y, Z, XY, and XYZ components. The results show that DEM models generated at the flight heights of less than 150 m have high accuracy. RMSEs of the 10 GCPs increase from 1.8 cm to 6.2 cm for the vertical (Z), and from 2.6 cm to 6.3 cm for the horizontal (XY), whereas RMSE of 385 checkpoints increase gradually from 0.05 m to 0.15 m for the vertical (Z) when the flight height increases from 50 m to 250 m.

Keywords: UAV, DEM, accuracy, complex terrain, quarry

Introduction

Digital Elevation Model (DEM) or Digital Terrain Model (DTM) is a three-dimension (3D) representation of a bare-earth model (Guth, 2006), while Digital Surface Model (DSM) is a 3D representation of the Earth's surface, which includes all the canopies, buildings and other man-made features (Li, Zhu, & Gold, 2004). Both of the two models have their own specific applications (Fleming, Marsh, & Giles, 2010; Růžičková & Inspektor, 2015), but in open-pit mines, due to the absence of vegetation coverage or man-made features, DEM and DSM can be safely treated interchangeably as is done in this manuscript hereafter.

DEM are of a wide range of applications in Earth sciences, e.g., gravity field or geological modeling, hydrological research, environmental studies, among others (Hirt, Filmer, & Featherstone, 2010). DEMs can be generated by various methods, including ground survey (e.g., (Heritage, Milan, Large, & Fuller, 2009)), terrestrial laser scanning (e.g., (Axelsson, 2000)), airborne photogrammetry (e.g., (Fabris & Pesci, 2005)), light detecting and ranging (LiDAR) (e.g., (Liu, 2008)), Unmanned Aerial Vehicles (UAVs) (e.g., (Uysal, Toprak, & Polat, 2015)), radar altimetry (e.g., (Hilton, Featherstone, Berry, Johnson, & Kirby, 2003)), and interferometric synthetic aperture radar (InSAR) (e.g., (Hanssen, 2001)).

In open-pit mines, a precise DEM is necessary that is used for various applications, e.g., stockpile management, pit and dump management, slope stability, and mining-induced subsidence (Xiang, Chen, Sofia, Tian, & Tarolli, 2018). There are several global DEMs available in the public domain, such

as Advanced Spaceborne Thermal Emission and Reflection Radiometer (ASTER) (Tachikawa et al., 2011) and Shuttle Radar Topography Mission (SRTM) (Farr et al., 2007). Although these DEMs have been used widely in various fields, e.g., hydrology, geophysics, environment, they are ineffectual in open-pit mines where the landscape changes abruptly within a few meters due to their coarse resolution (usually at 30 m or 90 m). Additionally, they are not updated frequently, and thus do not represent the most recent Earth's surface in mining areas, which is changing continuously during a mining project.

Local DEMs are therefore frequently employed in open-pit mines rather than a freely available global DEM. They are usually generated using either conventional surveying by, e.g., automatic levels or total stations, or more modern methods, which includes the use of 3D point cloud from LiDAR or UAVs photogrammetry. The conventional methods provide a high precision but have a limitation of being labor-intensive with high cost and time. Hence, it is not a feasible method to generate an enormous number of DEMs required during the course of open-pit mining projects. Alternatively, LiDAR is an advanced technique for the rapid collection of the 3D point data of the topography, which is used to create reliable DEMs. However, the cost of collecting and processing the LiDAR data is very high, which may in turn increase the total cost of a project significantly. Conversely, UAV photogrammetry has been proven to be a suitable candidate technique for DEM generation in open-pit mines, which is neither comparatively labor intensive nor costly.

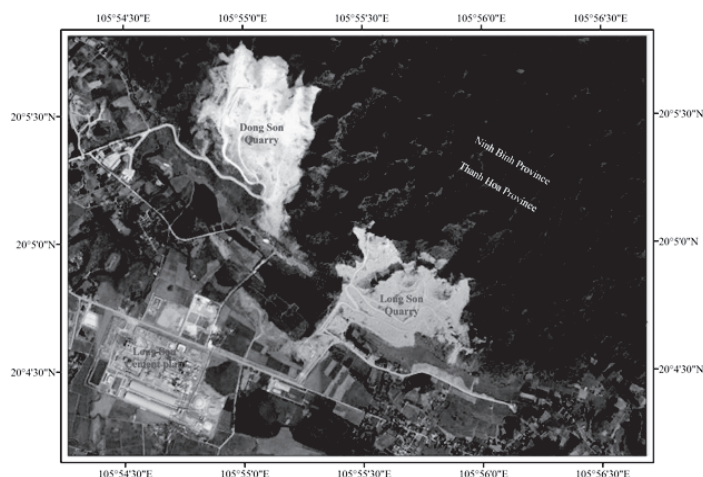


Fig. 1. The location of Long Son quarry

Rys. 1. Lokalizacja kamieniołomu Long Son (viết tiếng Việt vào tên các hình vẽ đúng vị trí này)

Recently, UAVs have been used extensively in many fields such as precise agriculture (Rokhmana, 2015), forestry (Panneque-Gálvez, McCall, Napoletano, Wich, & Koh, 2014), urban management (Salvo, Caruso, & Scordo, 2014), hazardous and environmental management (Chou, Yeh, Chen, & Chen, 2010; Gomez & Purdie, 2016; Lindner, Schraml, Mansberger, & Hübl, 2016; Lucieer, Jong, & Turner, 2014; Mourato, Fernandez, Pereira, & Moreira, 2017; Watson, Kargel, & Tiruwa, 2019), and mining industry (X. N. Bui et al., 2019). In mine surveying, many advantages of using lightweight UAVs have been proven, e.g., safety, accuracy, and productivity (Nguyen, Bui, Cao, & Le, 2019). It is also proven to be an efficient choice for generating intermittent DEMs due to regular excavations in open-pit mines (D. T. Bui et al., 2017). The safety and productivity of the UAV-based method are dependent on several factors, in which the flight altitude is one of the most important factors. This is due to the fact that the flight altitude has a direct impact on the resolution of UAV images in such a way that the higher the flight altitude is, the lower resolution the generated DEM will have and vice-versa. This further affects the accuracy of the produced DEM.

From the safety perspective, the flight altitude needs to be considered seriously because the maximum flight altitude limitation is set by local authorities, whilst the minimum flight altitude depends on other factors, such as the accuracy requirement and the UAV take-off position. In terms of productivity, the amount of data captured and the processing time are inversely proportional to the flight height, and these factors may broadly correlate with the DEM accuracy as well. Therefore, a detailed investigation of the influence of the UAV flight height on the DEM accuracy is indispensable, especially when the UAV technique has been advocated as a better choice than others for efficient generation of multiple DEMs in a mining project.

There have been several studies on the influence of the UAV flight height on the accuracy of DEM (e.g., (Fuad et al., 2018; Mesas-Carrascosa, Notario García, Meroño de Larriva, & García-Ferrer, 2016; Udin & Ahmad, 2014; Yusoff, Darwin, Majid, Ariff, & Idris, 2018)), but, to the best of the authors' knowledge, none of the published studies include a terrain which is as complex as that investigated in this study. For

example, Udin and Ahmad (Udin & Ahmad, 2014) conducted experiments on a 200-m long stream with the water level being low and almost constant. They conducted experiments with varying flight altitudes of 40 m, 60 m, 80 m, and 100 m. Mesas-Carrascosa et al. (Mesas-Carrascosa et al., 2016) evaluated the influence of the flight altitude on the accuracy of DEMs over the archaeological site in Torreparedones, southern Spain, with flight altitudes varying between 30 m and 80 m above ground level.

In this study, we provide a detailed analysis of the influence of the flight height on the DEM accuracy with rigorous experiments conducted in an open-pit mine in Vietnam, which have rapidly undulating terrains. Five different DEMs are constructed with the flight heights being 50 m, 100 m, 150 m, 200 m, and 250 m. The remainder of this study is organized as follow: In the next section, the study area and methodology are discussed, which are followed by the results and discussions shown in Section 3. The conclusions of the study are shown in Section 4 with future recommendations.

2. Study area and data collection

Study area:

This study is conducted in the mining site of Long Son limestone quarry that belongs to the Long Son cement plant. This quarry is located in Ha Vinh commune, Ha Trung district, Thanh Hoa province, which is about 200 km away from Hanoi, Vietnam. It encloses an area of about 1 km² with topographical characteristics of a quarry similar to many other quarries in northern Vietnam, including benches, the toe of the benches, and steep slopes. At the time of the study, the mine had already gone through the stage of basic construction and was at an excavating level of 110 m (Fig. 1).

Survey flight:

To collect aerial data, a commercial quadcopter DJI Phantom 4 Pro mounting a 20-megapixel RGB camera with a focal length of 8.8 mm and a sensor size of 13.2 mm x 8.8 mm (<https://www.dxomark.com>) that allows high-resolution aerial photography is employed. Its airframe carries a GPS/IMU that enables it to have a posture control, stop flight, and automatically take off and land with high stability. The

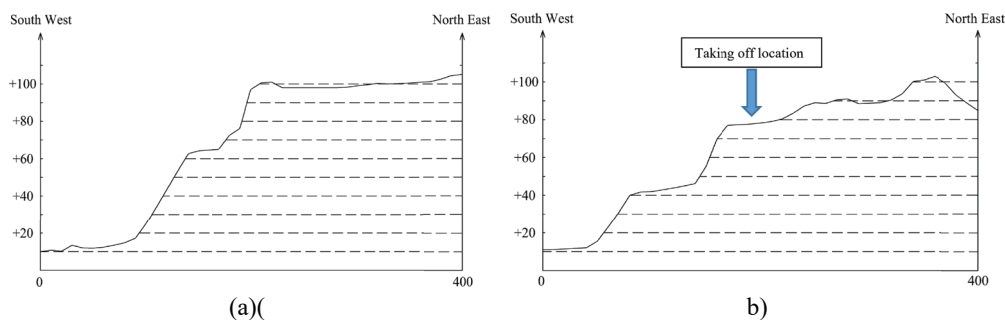


Fig. 2. The profiles of study area: Profile I-I (a), Profile II-II (b)
 Rys. 2. Profile obszaru badań: Profil I-I (a), Profil II-II (b)

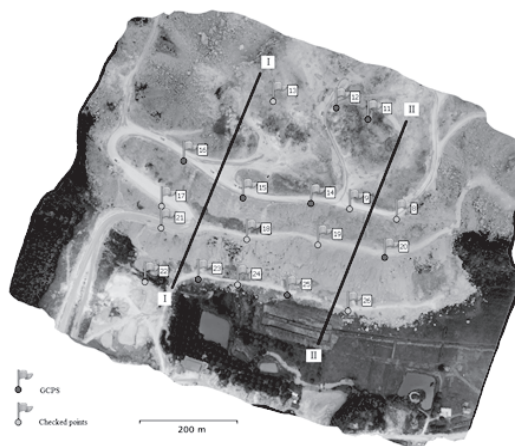


Fig. 3. Distribution of control and checked points, and location of profiles
 Rys. 3. Rozkład punktów kontrolnych i kontrolowanych oraz lokalizacja profili

Tab. 1. The specifications of CHC X91 GNSS Receiver and Leica TS02

Tab. 1. Specyfikacje odbiornika CHC X91 GNSS i Leica TS02

CHC X91 GNSS Receiver	Leica TS02
Horizontal: + (10mm + 1ppm) RMS	5" Angle measurement accuracy 3500m Single prism range R500 EDM – 500m reflector less range Pinpoint EDM – The most precise in its class (1.5mm + 2ppm)
Vertical: +(20mm + 1ppm) RMS	
Initializing Time: Typical >99.9%	
Static:	
Horizontal: + (5mm + 1ppm) RMS	
Vertical: +(10mm + 1ppm) RMS	

drone operates in both manual flight mode using a controller and automatic flight mode using an Android or IOS smartphone. In this study, we use Pix4Dcapture software installed on an iPhone 7 plus for planning the flight. In the automatic mode, several vital parameters are set to the drone, including a mapping area of 1 km², a flight height, forward overlap, and side-lap of images of 80%. The position of each camera was measured at the time of shooting by a low-cost GNSS/INS receiver mounted on the drone, with an average accuracy of 2.5 m along the axes. This information is stored in each image's file and used for processing imagery to obtain photogrammetric products.

To assess the influence of flight heights on the accuracy of the DEM, we flew the Phantom 4 Pro at five different altitudes above ground level: 50 m, 100 m, 150 m, 200 m and 250 m with average Ground Sample Distance (GSD) of 1.36, 2.73, 4.09, 5.45, 6.82 cm/pix, respectively. The take-off location of the UAV is chosen to ensure safety, especially when flying at low altitudes. In this study, we choose the take-off location located at the middle high of the study area, with an elevation of

80 m above sea level, which ensure that when we fly the UAV at the lowest altitude of 50 m, the UAV is safe from the highest point in the study area (Fig. 2b).

Establishing the Ground Control Points:

Ground Control Points (GCPs) play an essential role in geo-referencing and evaluating the accuracy of DSMs. Therefore, GCPs need to be placed on the ground before carrying out image acquisition. In a condition that quarry were still operating, field reconnaissance with handheld GPS is conducted to select safe areas for placing these GCPs. A total of eight GCPs were used for the calibration (camera-lens optimization and bundle block adjustment) and generation of the different DEMs, while ten GCPs are used as checkpoints (Fig. 3). The 18 GCPs were placed at various heights and uniformly distributed to cover the entire area. These were measured by dual-frequency GNSS/RTK receivers (Fig. 4). The specifications of GNSS receivers are listed in Table 1. In addition, to better assess the accuracy of DSMs, more than 300 points, which are measured by the same method over the area on main fea-



Fig. 4. Ground control points establishment using the GNSS and total station methods
Rys. 4. Ustanowienie punktów kontroli naziemnej za pomocą metod GNSS i tachimetru

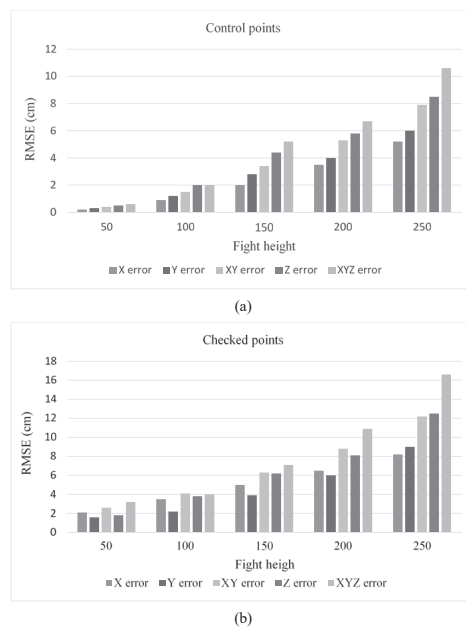


Fig. 5. Root mean square errors (RMSEs) on GCPs for camera calibration (a) and checkpoints for DEM accuracy (b)
Rys. 5. Średnie kwadratowe błędy pierwiastkowe (RMSE) na GCP do kalibracji kamery (a) i punktów kontrolnych dla dokładności DEM (b)

tures including benches, the toe of the benches, and around 80 points measured by the total station with non-prism for safety over the area on slopes as these areas are complex terrains and cannot be accessed in person, the expected accuracy in elevation of these measurements was to be about 1-1.5 cm. A Leica TS02 total station with an angular accuracy of 5" and a distance accuracy of 1.5 mm + 2 ppm was used (Fig. 4).

The GCPs and checked points are marked on the ground with the size of 60x60 cm targets which were designed in black and yellow with a highly reflective material. The coordinates of GCPs were measured in the national control network (the VN2000 coordinate system), using the GNSS/RTK method. The base receiver was installed at one control point of the national control network established in the local area; the rover measured each point with a pole clip to ensure stability. Each point was measured at least three times, and after eliminating rough errors, the final point coordinates were the average value. Any GCPs that did not satisfy the accuracy were removed,

and the remaining points were used to calibrate the camera and evaluate the accuracy of models.

Software and image processing:

In this study, Agisoft Photoscan Professional (ver 1.54) was used to process UAV images acquired in the field. The data processing procedure of Agisoft Photoscan includes five steps: (i) photo alignment; (ii) bundle block adjustment; (iii) optimization, (iv) 3D surface reconstruction, (v) generation of DSM. Firstly, when images are input, key points that can be identified from each image are automatically extracted, and then the singularities extracted from each image are linked with each other through mutual comparison among a plurality of images. This process is called "photo alignment". When geometric corrections of singularities are completed in each image, the singularities representing the same points in several images are automatically matched through a comparison between consecutive UAV images. When the singularities are extracted, the 3D point cloud and the DSM model are generated.

Tab. 2. Error and RMSE of GCPs used for the model calibration (the flight height of 50 m)

Tab. 2. Błąd i RMSE GCP stosowanych do kalibracji modelu (wysokość lotu 50 m)

Label	X error (cm)	Y error (cm)	XY error (cm)	Z error (cm)	XYZ (cm)
11	0.2	-0.1	0.2	-0.3	0.4
12	-0.3	0.1	0.3	0.2	0.4
14	0.2	-0.4	0.4	0.9	1.0
15	-0.3	-0.1	0.3	-0.8	0.8
16	0.1	0.2	0.2	0.0	0.2
20	0.1	0.5	0.5	-0.1	0.5
23	0.2	0.2	0.3	0.3	0.4
25	-0.3	-0.4	0.5	-0.3	0.6
RMSE	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6

Tab. 3. Error and RMSE of check points (the flight height of 50 m)

Tab. 3. Błąd i RMSE punktów kontrolnych (wysokość lotu 50 m)

Label	X error (cm)	Y error (cm)	XY error (cm)	Z error (cm)	XYZ (cm)
13	-1.4	-0.3	1.4	1.2	1.9
17	3.5	-0.4	3.5	3.1	4.7
18	0.8	2.0	2.2	1.1	2.5
19	0.1	3.4	3.4	0.9	3.6
21	3.0	0.9	3.1	0.0	3.2
22	-0.8	1.0	1.3	-2.8	3.1
24	-1.0	1.2	1.6	-2.6	3.0
26	0.8	-1.1	1.4	-1.7	2.1
8	-2.1	-1.9	2.8	0.1	2.9
9	-3.9	-0.2	3.9	-1.2	4.0
RMSE	2.1	1.6	2.6	1.8	3.2

Evaluation Methods:

The goal of this study was to evaluate the accuracy of DEM generated by UAV with different flight altitudes. For this, the block orientation quality was first assessed on 10 signalized 3D checkpoints. Further, the DEMs were evaluated by comparing the observed and extracted elevation values at a broader set of checkpoints using the different values and the Root Mean Square Error (RMSE) given by Eqs.1-6.

$$\begin{aligned} \Delta X &= X_{DEM} - X_{GCP}; \Delta Y = Y_{DEM} - Y_{GCP}; \\ \Delta Z &= Z_{DEM} - Z_{GCP}; \Delta XY = XY_{DEM} - XY_{GCP} \end{aligned} \quad (1)$$

$$\Delta XYZ = XYZ_{DEM} - XYZ_{GCP}$$

$$RMSE_X = SQRT \left[(1/n) \sum_{i=1}^n (X_{DEM} - X_{GCPi})^2 \right] \quad (2)$$

$$RMSE_Y = SQRT \left[(1/n) \sum_{i=1}^n (Y_{DEM} - Y_{GCPi})^2 \right] \quad (3)$$

$$RMSE_{XY} = SQRT \left[(1/n) \sum_{i=1}^n ((\Delta X)^2 + (\Delta Y)^2) \right] \quad (4)$$

$$RMSE_Z = SQRT \left[(1/n) \sum_{i=1}^n (\Delta Z)^2 \right] \quad (5)$$

$$\begin{aligned} RMSE_{XYZ} &= \\ SQRT \left[(1/n) \sum_{i=1}^n ((\Delta X)^2 + (\Delta Y)^2 + (\Delta Z)^2) \right] \end{aligned} \quad (6)$$

where X_{GCPi} and X_{DSM} are the X-coordinate component of GCP and corresponding coordinate in DSM, respectively; Y_{GCPi} and Y_{DSM} are the Y-coordinate component of GCP and corresponding coordinate in DSM, respectively; Z_{GCPi} and Z_{DSM}

are the Z-coordinate component of GCP and corresponding coordinate in DSM, respectively.

3. Results and Discussions

The accuracy assessments of the camera-lens model calibration and the DEM with eight GCPs and 10 checkpoints for 50 m flight height are summarized in Tables 2 and 3, respectively. Figure 6 depicts the mean ground accuracy measured (RMSEX, RMSEY, RMSEXY, RMSEZ) with respect to the five different flight heights.

At the flight altitude of 50 m, the largest number of images (247) at a resolution of 1.36 cm/pixel were acquired. The point cloud of the quarry with approximately 101,982 3D points was extracted following the method described above. Further, an orthographic image and a DEM were generated with resolutions of 1.3 cm and 13.3 cm/pix, respectively. Table 2 shows that the accuracy of the model built from the calibrating dataset is much reliable, with all the errors within 1 cm. However, it may be too positive as the calibrating dataset was used for both the optimization process and the goodness-of-fit. Therefore, the checking dataset was used to assess the accuracy of the DEM model. In Table 3, it could be seen that the maximum error for X is -3.9 cm (GCP9), Y is 3.4 cm (GCP19), Z is 3.1 cm (GCP17), XY is 3.9 cm (GCP9), and XYZ is 4.7 cm (GCP17). With a DEM of 13.3 cm resolution, RMSEXY of 2.6 cm and RMSEZ of 1.8 cm indicates the appropriate reliability of the constructed DEM to be used in open-pit mining applications.

From Table 4 and Figure 5a it is observed that the RMSE in X, Y, XY, Z, XYZ is smallest with 0.2 cm, 0.3 cm, 0.4 cm,

Tab. 4. The summary of DEM accuracy generated at five flight heights
 Tab. 4. Podsumowanie dokładności DEM wygenerowanej dla pięciu wysokości lotu

Flight high	RMSE Ground control points (cm)					RMSE Checked points (cm)				
	X error	Y error	XY error	Z error	XYZ error	X error	Y error	XY error	Z error	XYZ error
50	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	2.1	1.6	2.6	1.8	3.2
100	0.9	1.2	1.5	2.0	2.0	3.5	2.2	4.1	3.8	4.0
150	2.0	2.8	3.4	4.4	5.2	5.0	3.9	6.3	6.2	7.1
200	3.5	4.0	5.3	5.8	6.7	6.5	6.0	8.8	8.1	10.9
250	5.2	6.0	7.9	8.5	10.6	8.2	9.0	12.2	12.5	16.6

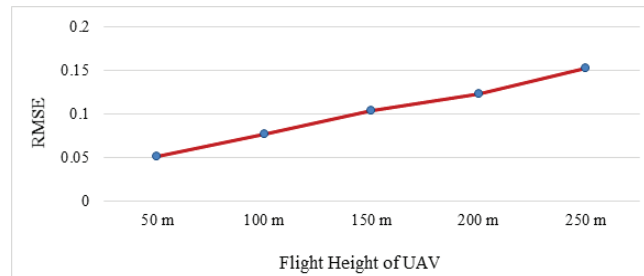


Fig. 6. Mean values of the DEM error by using GNSS/RTK and total station checking points for each flight height
 Rys. 6. Średnie wartości błędu DEM przy użyciu GNSS/RTK i punktów kontrolnych tachimetru dla każdej wysokości lotu

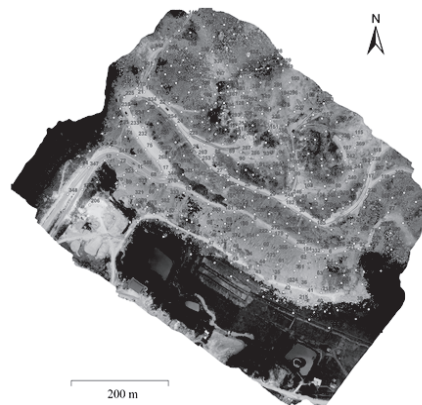


Fig. 7. Location of GNSS/RTK and total station points
 Rys. 7. Lokalizacja GNSS/RTK i punktów stacji całkowitej

0.5 cm, and 0.6 cm, respectively for the 50 m flight altitude, whereas with 250 m flight altitude RMSE in X, Y, XY, Z, XYZ is largest with 5.2 cm, 6.0 cm, 7.9 cm, 8.5 cm, and 10.6 cm (Table 4). Figure 5b shows that for the checking dataset also the smallest and largest RMSE in X, Y, XY, Z and XYZ are with the flight altitudes of 50 m and 250 m, respectively. Thus, we obtain an indirect proportionality between the flight altitude and the DEM accuracy. This is further confirmed by comparing each DEM with the elevation model constructed using 385 GNSS and total station points measured on benches, toe of the benches and steep slopes. Figure 5 depicts the RMSE of DEMs for all the five flight heights. The mean value increases gradually from 0.05 m to 0.15 m when the flight height increases from 50 m to 250 m. The results of the present study shows a similarity with the results reported by Udin and Ahmad (2014), Mesas-Carrascosa et al. (2016), Fuad et al. (2018) and Yusoff et al. (2018), but a different result compared some studies which reported that the horizontal accuracy is not affected by flight altitude and terrain morphology.

4. Conclusions and Proposals

An experimental investigation on the accuracy of DEMs generated from UAVs was performed by flying the drone at five different altitudes 50 m, 100 m, 150 m, 200 m and 250 m above ground level over complex terrains of open pit mine. Accordingly, a lightweight and the 1-inch EXMOR R CMOS camera mounted on a low-cost DJI Phantom 4 Professional UAV was used. The acquired number of images increased from 80 to 247, with a decrease in the flight altitude from 250 m to 50 m. The processing and accuracy assessment were carried out using 18 GCPs and 385 checkpoints.

The result showed that the accuracy of DEM is reliable, with flight height ranging between 50 m to 150 m. RMSE in the calibrating dataset increases from 0.5 cm to 4.4 cm for vertical, and from 0.4 cm to 3.4 cm for horizontal, indicating high success-rate of fit in processing, whereas RMSE in the checking dataset increases from 1.8 cm to 6.2 cm for vertical, and from 2.6 cm to 6.3 cm for horizontal, indicating high accuracy. These indicate that the processes of capturing images, the establishment of GCPs, and photogrammetric processing

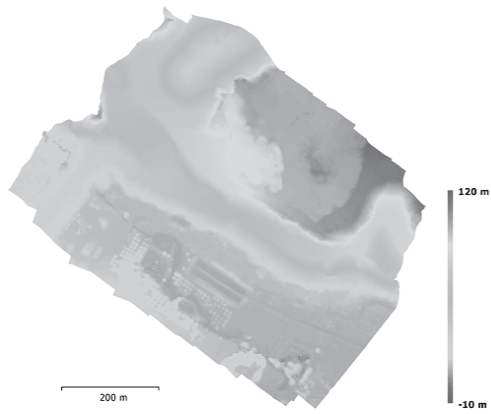


Fig. 8. Digital elevation model over the open-pit mine
Rys. 8. Cyfrowy model wysokości nad kopalnią odkrywkową

were carried out successfully. Also, it is concluded that the altitude of the drone influences both horizontal and vertical accuracy of DEM. The greater the flight height is, the lower the accuracy of the DEM model.

Acknowledgments

This research was supported financially by the Ministry of Education and Training of Vietnam (MOET) project B2020-MDA-14.

Literatura – References

1. Axelsson, P. (2000). DEM generation from laser scanner data using adaptive TIN models. *International archives of photogrammetry and remote sensing*, 33(4), 110-117.
2. Bui, D. T., Long, N. Q., Bui, X.-N., Nguyen, V.-N., Van Pham, C., Van Le, C., . . . Kristoffersen, B. (2017). Light-weight unmanned aerial vehicle and structure-from-motion photogrammetry for generating digital surface model for open-pit coal mine area and its accuracy assessment. Paper presented at the International Conference on Geo-Spatial Technologies and Earth Resources.
3. Bui, X. N., Lee, C., Nguyen, Q. L., Adeel, A., Cao, X. C., Nguyen, V. N., . . . Duong, T. H. (2019). Use of Unmanned Aerial Vehicles for 3D topographic Mapping and Monitoring the Air Quality of Open-pit Mines. *Inżynieria Mineralna*, 21.
4. Chou, T.-Y., Yeh, M.-L., Chen, Y. C., & Chen, Y. H. (2010). Disaster monitoring and management by the unmanned aerial vehicle technology: na.
5. Fabris, M., & Pesci, A. (2005). Automated DEM extraction in digital aerial photogrammetry: precisions and validation for mass movement monitoring. *Annals of Geophysics*, 48(6).
6. Farr, T. G., Rosen, P. A., Caro, E., Crippen, R., Duren, R., Hensley, S., . . . Roth, L. (2007). The shuttle radar topography mission. *Reviews of geophysics*, 45(2).
7. Fleming, C., Marsh, S., & Giles, J. (2010). Introducing elevation models for geoscience. Geological Society, London, Special Publications, 345(1), 1-4.
8. Fuad, N., Ismail, Z., Majid, Z., Darwin, N., Ariff, M., Idris, K., & Yusoff, A. (2018). Accuracy evaluation of digital terrain model based on different flying altitudes and conditional of terrain using UAV LiDAR technology. Paper presented at the IOP conference series: earth and environmental science.
9. Gomez, C., & Purdie, H. (2016). UAV-based photogrammetry and geocomputing for hazards and disaster risk monitoring—a review. *Geoenvironmental Disasters*, 3(1), 23.
10. Guth, P. L. (2006). Geomorphometry from SRTM. *Photogrammetric Engineering & Remote Sensing*, 72(3), 269-277. doi:10.14358/pers.72.3.269
11. Hanssen, R. (2001). Radar Interferometry: Data Interpretation and Error Analysis Remote Sensing and Digital Image Processing (Vol. 2, pp. XVIII, 308): Springer Netherlands.
12. Heritage, G. L., Milan, D. J., Large, A. R., & Fuller, I. C. (2009). Influence of survey strategy and interpolation model on DEM quality. *Geomorphology*, 112(3-4), 334-344. doi:10.1016/j.geomorph.2009.06.024
13. Hilton, R., Featherstone, W., Berry, P., Johnson, C., & Kirby, J. (2003). Comparison of digital elevation models over Australia and external validation using ERS-1 satellite radar altimetry. *Australian Journal of Earth Sciences*, 50(2), 157-168. doi:10.1046/j.1440-0952.2003.00982.x
14. Hirt, C., Filmer, M. S., & Featherstone, W. E. (2010). Comparison and validation of the recent freely available ASTER-GDEM ver1, SRTM ver4.1 and GEODATA DEM-9s ver3 digital elevation models over Australia. *Australian Journal of Earth Sciences*, 57(3), 337-347. doi:10.1080/08120091003677553
15. <https://www.dxomark.com>.
16. Li, Z., Zhu, C., & Gold, C. (2004). Digital terrain modeling: principles and methodology: CRC press.
17. Lindner, G., Schraml, K., Mansberger, R., & Hübl, J. (2016). UAV monitoring and documentation of a large landslide. *Applied Geomatics*, 8(1), 1-11.
18. Liu, X. (2008). Airborne LiDAR for DEM generation: Some critical issues. *Progress in Physical Geography*, 32(1), 31-49. doi:10.1177/0309133308089496
19. Lucieer, A., Jong, S. M. d., & Turner, D. (2014). Mapping landslide displacements using Structure from Motion (SfM) and image correlation of multi-temporal UAV photography. *Progress in Physical Geography*, 38(1), 97-116.
20. Mesas-Carrascosa, F.-J., Notario García, M. D., Meroño de Larriva, J. E., & García-Ferrer, A. (2016). An analysis of the influence of flight parameters in the generation of unmanned aerial vehicle (UAV) orthomosaicks to survey archaeological areas. *Sensors*, 16(11), 1838.
21. Mourato, S., Fernandez, P., Pereira, L., & Moreira, M. (2017). Improving a DSM obtained by unmanned aerial vehicles for flood modelling. Paper presented at the IOP Conference Series: Earth and Environmental Science.
22. Nguyen, Q. L., Bui, X. N., Cao, X. C., & Le, V. C. (2019). An approach of mapping quarries in Vietnam using low-cost Unmanned Aerial Vehicles. *Inżynieria Mineralna*, 21.

23. Paneque-Gálvez, J., McCall, M. K., Napoletano, B. M., Wich, S. A., & Koh, L. P. (2014). Small drones for community-based forest monitoring: An assessment of their feasibility and potential in tropical areas. *Forests*, 5(6), 1481-1507.
24. Rokhmana, C. (2015). The potential of UAV-based remote sensing for supporting precision agriculture in Indonesia. *Procedia Environ Sci* 24: 245–253.
25. Růžicková, K., & Inspektor, T. (2015). *Surface Models for Geosciences*: Springer.
26. Salvo, G., Caruso, L., & Scordo, A. (2014). Urban traffic analysis through an UAV. *Procedia-Social and Behavioral Sciences*, 111(February), 1083-1091.
27. Tachikawa, T., Kaku, M., Iwasaki, A., Gesch, D., Oimoen, M., Zhang, Z., . . . Haase, J. (2011). *ASTER Global Digital Elevation Model Version 2–Summary of Validation Results August 31, 2011*.
28. Udin, W., & Ahmad, A. (2014). Assessment of photogrammetric mapping accuracy based on variation flying altitude using unmanned aerial vehicle. Paper presented at the IOP conference series: earth and environmental science.
29. Uysal, M., Toprak, A. S., & Polat, N. (2015). DEM generation with UAV Photogrammetry and accuracy analysis in Sahitler hill. *Measurement*, 73, 539-543. doi:10.1016/j.measurement.2015.06.010
30. Watson, C. S., Kargel, J. S., & Tiruwa, B. (2019). UAV-derived himalayan topography: hazard assessments and comparison with global DEM products. *Drones*, 3(1), 18.
31. Xiang, J., Chen, J., Sofia, G., Tian, Y., & Tarolli, P. (2018). Open-pit mine geomorphic changes analysis using multi-temporal UAV survey. *Environmental earth sciences*, 77(6), 220. doi:10.1007/s12665-018-7383-9
32. Yusoff, A., Darwin, N., Majid, Z., Ariff, M., & Idris, K. (2018). Comprehensive analysis of flying altitude for high resolution slope mapping using UAV technology. *International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences*, 42(3/W4).

Wysokość lotu UAV i jego wpływ na precyzyjny cyfrowy model wysokości złożonego terenu

Zastosowanie lekkich bezzałogowych statków powietrznych (UAV) jest coraz bardziej powszechne w badaniach topograficznych 3D. Zwłaszcza w skomplikowanych terenach, takich jak kopalnie odkrywkowe, w których wzniesienie gwałtownie faluje, mapowanie oparte na UAV jest bardziej wydajne, ekonomiczne i bezpieczne w porównaniu z metodami konwencjonalnymi. Jednak jednym z najważniejszych czynników w mapowaniu UAV złożonego terenu jest wysokość lotu, którą należy poważnie rozważyć ze względu na bezpieczeństwo i dokładność generowanych DEM. Niniejszy artykuł ma na celu ocenę wpływu wysokości lotu na dokładność DEM generowanych dla kopalni odkrywkowych. W tym celu wybranym obszarem badawczym jest kamieniołom o złożonym terenie położony w północnym Wietnamie. Badanie przeprowadzono przy pięciu wysokościach lotu 50 m, 100 m, 150 m, 200 m i 250 m. Aby ocenić dokładność uzyskanych DEM, wykorzystano 10 naziemnych punktów kontrolnych i 385 punktów kontrolnych mierzonych zarówno metodami GNSS/RTK, jak i metodami stacji całkowitej. Dokładność DEM oceniono za pomocą błędu pierwiastkowego średniego kwadratu (RMSE) w komponentach X, Y, Z, XY i XYZ. Wynik pokazał, że modele DEM generowane na wysokościach lotu poniżej 150 m mają wysoką dokładność, RMSE na 10 GCP wzrosły z 1,8 cm do 6,2 cm dla pionu (Z) i od 2,6 cm do 6,3 cm dla poziomu (XY), podczas gdy RMSE na 385 punktach kontrolnych wzrasta stopniowo z 0,05 m do 0,15 m dla pionu (Z), gdy lot na wysokości wzrósł z 50 m do 250 m.

Słowa kluczowe: UAV, DEM, dokładność, złożony teren, kopalnie odkrywkowe



Probabilistyczny model dyskretnego rozkładu gęstości warstw w łożu osadzarki

Stanisław GŁOWIAK¹⁾

¹⁾ Zakład Automatyki „BGG” S.c.; email: sgłowiak@gmail.com

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-28>

Submission date: 16-01-2020 | Review date: 18-03-2020

Abstrakt

W artykule przedstawiono szczegółowy opis probabilistycznego modelu dyskretnego rozkładu gęstości warstw w łożu osadzarki opracowanego na podstawie założeń przedstawionych w pracy (Głowiak 2019). Opis ten zawiera wszystkie wzory opisujące zależności istniejące w tym modelu. Podano także te szczegóły założeń, których jasne przedstawienie korzystniej było połączyć ze szczegółami obliczeń. Wykonany model wykorzystano do obliczeń rozkładu gęstości cząstek w poszczególnych warstwach. Obliczenia te wykazują istnienie znacznych różnic w tych rozkładach w stosunku do innych znanych modeli. Także całościowy obraz procesu wzbogacania w osadzarkę przyjmowany na podstawie dotychczasowych badań eksperymentalnych i rozważań teoretycznych znacznie różni się od obrazu wynikającego z przedstawianego modelu. Różnice te okazują się ważne także dla praktyki wzbogacania węgla wskazując wyraźnie na wybór kierunku modernizacji osadzarek istotnie różny od tendencji aktualnie panujących wśród konstruktorów tych maszyn. Z przedstawionego modelu wynika także niepoprawność obecnie używanych obliczeń do przewidywania wyników wzbogacania z zastosowaniem krzywych rozdziału spowodowaną głównie dowolnością wyboru gęstości rozdziału, która w rzeczywistym procesie osadzania jest znacznie ograniczona przez gęstości tworzących się warstw. Przedstawiony model pokazuje także, że matematyczna aproksymacja krzywych rozdziału przyjmowana w tych obliczeniach nie jest poprawna.

Słowa kluczowe: wzbogacanie węgla kamiennego, osadzarka, modelowanie osadzania, krzywe rozdziału, rozpraszanie ziaren

Wstęp

Zasadniczym celem tworzenia prezentowanego modelu jest wykonanie narzędzia umożliwiającego obliczenie rozkładu gęstości warstw i mas w łożu osadzarki oraz wyznaczenie na tej podstawie możliwości podziału łoża na dwa produkty, których wychody i parametry jakościowe także będą możliwe do obliczenia. Danymi wejściowymi modelu są charakterystyki wzbogacanego materiału oraz przyjęte parametry określające jakość procesu wzbogacania. Uzasadnienie dla wielu szczegółów przyjętych w przedstawianym modelu, a pominiętych w tym opracowaniu autor przedstawił w pracy (Głowiak 2019).

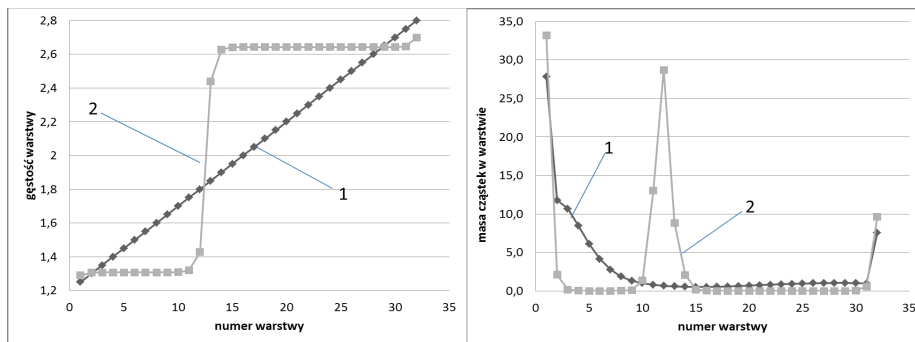
Prostym i ogólnie dostępnym narzędziem umożliwiającym wykonanie wszystkich obliczeń w przedstawianym modelu jest arkusz kalkulacyjny, zastosowany i sprawdzony przez autora niniejszej pracy. Użycie do obliczeń arkusza kalkulacyjnego pozwala wykorzystywać jego dogodności do sprawdzania poprawności obliczeń i graficznej prezentacji wyników. Obliczenia według podanych w modelu zależności możliwe są do wykonania także przy zastosowaniu dowolnych innych narzędzi obliczeniowych zachowujących odpowiednią dokładność. Przyjęcie w modelu dwuwymiarowego rozkładu zmiennej losowej skłania do uporządkowania obliczeń w formie wzajemnie ze sobą powiązanych macierzy, co pozwala uzyskać względnie prosty i przejrzysty zapis realizowanych działań. Dalszy opis modelu będzie przedstawiał kolejne kroki konstruowania modelu z wyjaśnieniem istotnych szczegółów. Zanim to nastąpi konieczne jest przedstawienie zagadnienia zmiennej gęstości warstw i sposobu podziału wysokości łoża na poszczególne warstwy z określeniem granic sąsiednich warstw.

W dalszej części pod słowem model rozumiany jest prezentowany probabilistyczny dyskretny model rozkładu gęstości cząstek w łożu osadzarki, w przypadku innych modeli będzie podawane określenie charakteryzujące ten model.

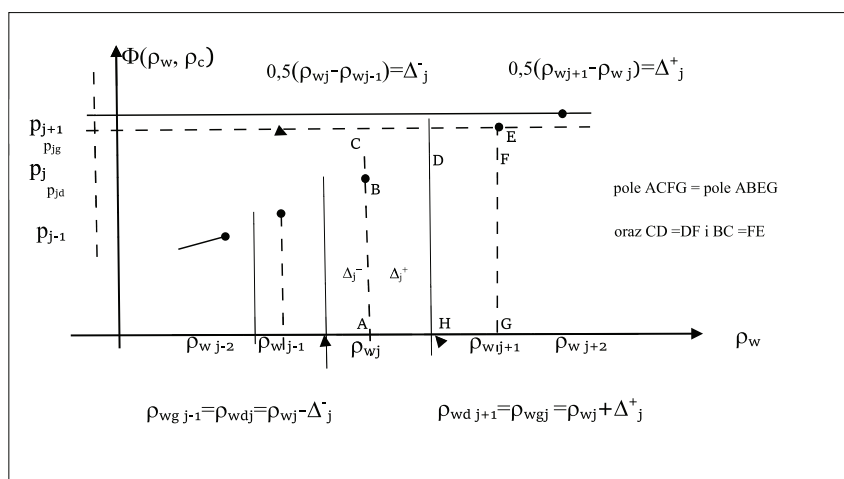
Graniczne gęstości warstw

Dla modelu dyskretnego konieczne jest przyjęcie średnich gęstości frakcji gęstościowych wzbogacanego materiału i tworzących się warstw. Średnie te powinny być średnimi dla określonego zakresu gęstości frakcji lub warstwy. W praktyce wzbogacania, szczególnie węgla, przyjęło się niecałkiem poprawnie, że jako średnią gęstość frakcji przyjmuje się arytmetyczną średnią gęstości dwu cieczy ciężkich użytych do wydzielenia tej frakcji. Dla średniej gęstości warstwy w rozpatrywanym modelu dyskretnym trzeba było przyjąć istnienie granicznych gęstości dla tych warstw analogicznych do granic średniej gęstości cząstek danej frakcji. W tym przypadku sprawa ustalenia tych granic jest znacznie bardziej skomplikowana niż dla gęstości cząstek. Jest tak dlatego, że w założeniach modelu (Głowiak 2019 s. 216–217) istnieje konieczność braku jakichkolwiek ograniczeń dla średnich gęstości tworzących się warstw. Jeżeli ponadto uwzględnić, że warstwy mogą znacznie się różnić ilością zgromadzonego w nich wzbogacanego materiału, to jasne staje się, że nie da się ustalić gęstości tych granic w podobny sposób jak dla gęstości cząstek, gdzie różnice gęstości kolejnych frakcji mogą być jednakowe. Ważność tej sprawy dla poprawnego sformułowania algorytmu obliczeń modelu przedstawia rys. 1 pokazujący różnice w rozkładach gęstości warstw i zgromadzonych w nich mas cząstek dla sztywnego liniowego rozkładu gęstości warstw (krzywa 1) oraz dla nieliniowej skali gęstości warstw (krzywa 2), wynikającej z braku ograniczeń dla ich gęstości.

W pierwszej kolejności należy zatem rozstrzygnąć kwestię czy istnieje jednoznaczna możliwość ustalania tych granicznych gęstości dla modelu dyskretnego. Z powyższych uwag wypływa jeden ważny wniosek, że te granice nie mogą być sztywne, lecz powinny być dane jakąś zależnością. Sensowną przesłanką do jej wybrania może być równość wartości średniej funkcji danej



Rys. 1. Rozkłady gęstości i mas warstw w funkcji numeru warstwy dla stałej (1) i zmiennej (2) gęstości warstw
 Fig. 1. Layer density and layer mass distributions as a function of layer number for linear (1) and nonlinear (2) scale of layer density



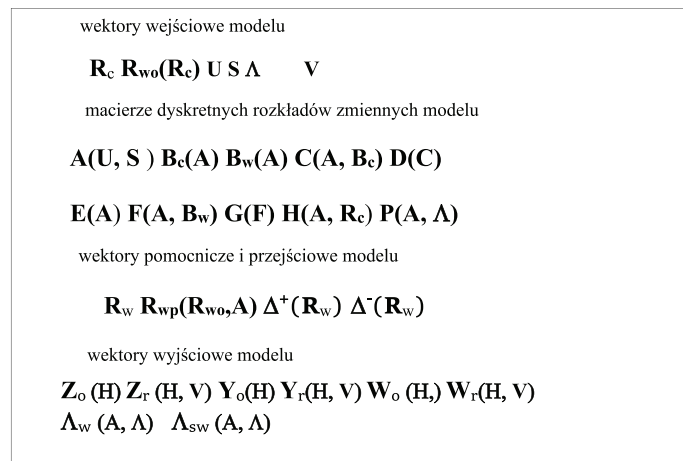
Rys. 2. Sposób obliczania dyskretnej wartości prawdopodobieństwa z użyciem określonej dolnej i górnej granicy gęstości warstwy
 Fig. 2. The method of calculating the discrete probability value using the specified lower and upper limits of the layer density

w postaci histogramu i jej przybliżenia krzywą łamaną w obszarze zmiany wartości tej funkcji w literaturze (Bobrowski 1980) nazywaną wykresem licznosci. Taką zależnością definiującą granicę dwu sąsiednich warstw i spełniającej to założenie jest średnia arytmetyczna średnich gęstości tych warstw dla wszystkich warstw oprócz warstw skrajnych. Dla warstwy najbliższej dolną granicą gęstości tej warstwy jest graniczna gęstość najbliższych cząstek istniejących we wzbogacanym materiale, a granicą górną średnia jak dla warstw środkowych. Dla warstwy najcieńszej górną granicą gęstości tej warstwy jest graniczna gęstością najcieńszych cząstek wzbogacanego materiału, a granicą dolną średnia jak dla warstw środkowych. Graniczne gęstości kolejnych warstw powinny być także istotną częścią iteracyjnego algorytmu obliczania średniej gęstości warstwy oraz powinny spełniać warunek równości maksymalnej gęstości warstwy poprzedniej i minimalnej gęstości warstwy następnej. Takie przyjęcie granic warstwy powoduje, że wartość średnia gęstości warstwy nie jest usytuowana symetrycznie względem wartości skrajnych gęstości warstwy. Sposób wyznaczania granic dla funkcji danej w postaci histogramu i dla dowolnego nieregularnego rozmieszczenia wartości tej funkcji na osi odciętych jest wyjaśniony na rys. 2 podającym sposób obliczania dyskretnej wartości prawdopodobieństwa trafienia cząstki danej gęstości do warstwy o znanej jej gęstości średniej. Na tym rysunku podane są także zależności zachodzące między wartością średnią warstwy i skrajnymi gęstościami tej warstwy. Uzasadnienie dla stosowania obliczania prawdopodobieństwa

z różnic odpowiednich dystrybuant zostało podane w założeniach modelu (Głowiak 2019 s. 219).

Z powyższego wynika, że każda warstwa jest scharakteryzowana trzema liczbami: średnią gęstością warstwy ρ_w , dolną granicą zakresu gęstości warstwy ρ_{wd} i górną granicą zakresu gęstości warstwy ρ_{wg} . W sytuacji, gdy warstwy gromadzą różne ilości cząstek o różnych gęstościach ich skrajne gęstości mogą być położone symetrycznie względem wartości średniej każdej warstwy tylko w bardzo szczególnym przypadku, którego prawdopodobieństwo wystąpienia jest znikome. Jest to fizyczne uzasadnienie asymetrii położenia średniej gęstości warstwy względem wartości skrajnych.

Najważniejszym krokiem w tworzeniu modelu jest prawidłowe obliczenie prawdopodobieństwa trafienia cząstki o wybranej gęstości do każdej z możliwych do powstania warstw z uwzględnieniem wszystkich ograniczeń możliwości rozpraszania cząstek poszczególnych gęstości. Znając masy i gęstości cząstek różnych frakcji gęstościowych można obliczyć objętości zajmowane przez te cząstki, co z kolei umożliwia obliczenie średnich gęstości poszczególnych warstw. W ten sposób można obliczyć także profil gęstości warstw w pionowym przekroju łoża osadzarki dla przypadku nieruchomych warstw, co ma miejsce w osadzarkie wsadowej (bezzprzepływowej). Ta sytuacja jest istotna dla eksperymentalnego potwierdzenia prawidłowości prezentowanego modelu. Jeżeli z kolei znany jest profil prędkości warstw o znanych ich średnich gęstościach to można z niego obliczyć położenie warstw o znanej gęstości w przepły-



Rys. 3. Schemat zależności macierzy i wektorów modelu
 Fig. 3. Diagram of dependencies of matrices and vectors of model

wowej maszynie przemysłowej. Włączenie do modelu zależności zawartości popiołu w poszczególnych cząstkach od ich gęstości pozwala obliczyć technologiczne skutki wzbogacania oraz wynikające z nich zależności ekonomiczne związane z relacjami jakości i ceny produktów wzbogacania. Poniżej przedstawione są szczegóły dla tak przyjętej idei realizacji obliczeń.

Opisy macierzy i wektorów tworzących model

W przedstawianym dyskretnym modelu rozkładu cząstek o różnych gęstościach w warstwach łóża osadzarki zmiennymi losowymi są średnia gęstość cząstek wzbogacanego materiału i średnia gęstość tworzących się warstw w łóżu osadzarki. Zmienne tego modelu uporządkowano w sposób stosowany w rachunku macierzowym. Wierszom macierzy przyporządkowane są średnie gęstości frakcji gęstościowych wzbogacanego materiału, a kolumnom macierzy średnie gęstości warstw jakie powstają w łóżu osadzarki. Macierzowa postać uporządkowania modelu nie implikuje istnienia wszystkich działań na tych macierzach stosowanych w rachunku macierzowym. Wszystkie macierze modelu muszą być macierzami kwadratowymi, ponieważ tylko taka macierz przedstawia stan wzbogacania idealnego, który według założeń powinien być możliwy do obliczenia przez ten model. Istniejące zależności między elementami poszczególnych macierzy będą podawane równoległe z wyjaśnieniem znaczenia elementów poszczególnych macierzy.

Ogólny zapis obowiązujący dla poniższych opisów oznaczanych dużą literą macierzy jest oznaczenie elementów tych macierzy małymi literami z podaniem indeksów oznaczających położenie tych elementów w macierzy; przykładowo $A=[a_{ij}]$.

Rys. 3 podaje oznaczenia macierzy i wektorów użytych w modelu oraz symboliczny zapis wiążących je zależności, a poniżej podany jest opis tych macierzy i wektorów.

Wszystkie dalsze rozważania dotyczą jednostki masy równej 100% masy wszystkich cząstek wzbogacanego materiału.

Przedstawiany poniżej opis poszczególnych macierzy jest podany z zachowaniem następującej kolejności: znaczenie w teorii rachunku prawdopodobieństwa, interpretacji na gruncie teorii wzbogacania w osadzarkę (jeżeli istnieje), wzór pozwalający obliczyć wartości liczbowe elementów tych macierzy. Dla niektórych opisów podano także ich interpretacje dla ciągłych rozkładów zmiennej losowej.

Wektory wejściowe modelu

W tej pracy pojęcie wektor oznacza macierz jednowierszową lub jednokolumnową.

Najważniejsze wektory wejściowe charakteryzują „wzbogacany” w tym modelu materiał surowy. Wektorem wejściowym modelu niezwiązanym z właściwościami nadawy jest wektor rozprożeń charakteryzujący sprawność wzbogacania. Dalej zostanie wyjaśnione jak ze skalarnej wielkości charakteryzującej średnie rozproszenia cząstek w procesie wzbogacania powstaje wektor pozwalający modelować przypadki różnych rozprożeń dla różniących się gęstością frakcji wzbogacanego materiału.

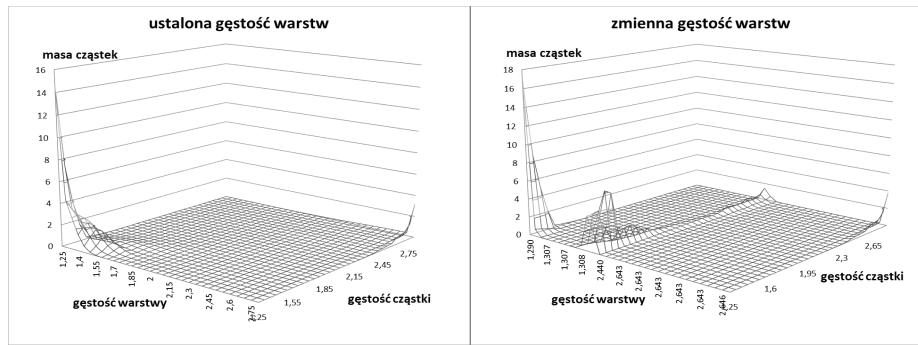
Pierwszym z wektorów wejściowych charakteryzujących wzbogacany materiał jest wektor kolumnowy gęstości frakcji gęstościowych wzbogacanego materiału R_c , którego element ρ_{ci} oznacza średnią gęstość i-tej frakcji. Wektor ten przypisuje numerowi frakcji gęstościowej i gęstość tej frakcji wynoszącą ρ_{ci} .

Drugim jest wektor kolumnowy udziałów frakcji gęstościowych (charakterystyka częstości dla gęstości frakcji) nadawy U. Element u_i tego wektora jest względną zawartością frakcji o numerze i w jednostce masy wzbogacanego materiału wyrażoną w procentach.

Trzeci wektor wejściowy charakteryzujący nadawę to wektor kolumnowy Λ zawartości popiołu we frakcjach gęstościowych nadawy, którego element λ_{ci} oznacza wyrażoną w procentach zawartość popiołu w i-tej frakcji gęstościowej nadawy o gęstości ρ_{ci} .

Wektor kolumnowy zmiany rozproszenia frakcji gęstościowych nadawy S obliczany jest z przyjętego średniego rozproszenia w procesie wzbogacania E_s i przyjętej funkcyjnej zależności tego rozproszenia od gęstości frakcji gęstościowej ρ_{ci} wzbogacanego materiału. Element tego wektora $s_i = f(E_s, \rho_{ci})$ gdzie $f(\)$ oznacza ciągłą funkcję średniego rozpraszania E_s i gęstości cząstki ρ_{ci} obliczonej dla średniej gęstości frakcji ρ_{ci} . Dla obliczeń wykonanych z użyciem tego modelu praktyczne znaczenie ma tylko liniowa zależność $s_i = E_s + m\rho_{ci}$, gdyż dokładność możliwych badań empirycznych nie pozwala na identyfikację bardziej złożonych zależności rozproszenia od gęstości cząstki. Możliwe jest także wybranie indywidualnego rozproszenia dla każdej frakcji gęstościowej nadawy.

Element v_j wektora wierszowego V rozkładu poziomej prędkości j-tej warstwy oznacza wyrażoną w m/s wartość



Rys. 4. Rozkład masy cząstek w warstwach, gdy w obliczeniach gęstość warstw jest stała (po lewej) i gdy gęstości warstw jest zmienna (po prawej)
 Fig. 4. Distribution of mass of particles in the layers, where the layers density is constant (left) and is variable in calculations (right)

składowej poziomej prędkości ruchu cząstek j -tej warstwy o średniej gęstości warstwy ρ_{wj} . Na podstawie ciągłej zależności $V=f(\rho_w)$ obliczona jest średnia prędkość wszystkich warstw vs niezbędna dla obliczenia zmiany wysokości warstwy w funkcji średniej gęstości wszystkich cząstek warstwy. Gdy wszystkie warstwy poruszają się z taką samą prędkością to położenie każdej warstwy jest takie samo jak dla warstw nieruchomych. Dla warstwy poruszającej się z prędkością większą od prędkości średniej jej wysokość musi się zmniejszyć, co wynika z równania ciągłości przepływu przez dany przekrój (powierzchnię). Wysokość ruchomej warstwy w_j wynikająca ze zmiany jej prędkości jest obliczana na podstawie wysokości nieruchomej warstwy w_{oj} z zależności:

$$w_j = \frac{w_{oj} v_s}{v_j} \quad (1)$$

Ciągła funkcja $v(\rho_w)$ użyta w obliczeniach modelu określona jest zależnością:

$$v(\rho_w) = 0,046 + \frac{3,5949}{\rho_w^7} \quad (2)$$

Obliczona z tej zależności średnia prędkość warstwy v_s wynosi 0,125 m/s.

Wzór ten został przyjęty z aproksymacji danych eksperymentalnych zawartych w pracach (Samylin... 1976) i (Kowol 2010).

Element ρ_{woj} wektora początkowych gęstości warstw R_{wo} pozwalający iteracyjnie obliczyć gęstości poszczególnych warstw ρ_{wj} jest obliczany z zależności $R_{wo} = R_c^T$, gdzie R_c^T jest transponowanym wektorem R_c , stąd $\rho_{woj} = \rho_{ci}$ dla każdego $j = i$.

Wektory pomocnicze modelu

W każdym kroku obliczeń gęstości tworzących się warstw musi istnieć wektor R_{wjp} przejściowego rozkładu gęstości warstw ρ_{wj} , który po zakończeniu obliczeń iteracyjnych staje się wektorem końcowego rozkładu gęstości warstw R_w . Wartością wektora R_{wjp} dla pierwszego kroku obliczeń jest wektor początkowych gęstości warstw R_{wo} .

Także w każdym kroku obliczeń zmieniają się średnie gęstości warstw, zatem muszą się także zmieniać graniczne gęstości tych warstw. Dla wykonania obliczenia tych zmian wprowadza się wektor przyrostów Δ - ustalających dolną granicę zakresu gęstości j -tej warstwy. Element Δ_j pomocniczego wektora wierszowego Δ - określa spadek gęstości j -tej warstwy przy przejściu od średniej gęstości tej warstwy do

minimalnej granicznej gęstości tej warstwy. Minimalna gęstość j -tej warstwy jest jednocześnie maksymalną gęstością poprzedniej warstwy $j-1$. Wartość tego elementu obliczana jest z zależności:

$$\Delta_j = (\rho_j - \rho_{j-1}) / 2 \quad (3)$$

Analogiczny do wektora Δ - wektor przyrostów $\Delta+$ ustala górną granicę zakresu gęstości j -tej warstwy. Element $\Delta+j$ pomocniczego wektora wierszowego $\Delta+$ określa przyrost gęstości j -tej warstwy przy przejściu od średniej gęstości tej warstwy do maksymalnej granicznej gęstości tej warstwy. Maksymalna gęstość j -tej warstwy jest jednocześnie minimalną gęstością następną warstwy $j+1$. Wartość tego elementu obliczana jest z zależności:

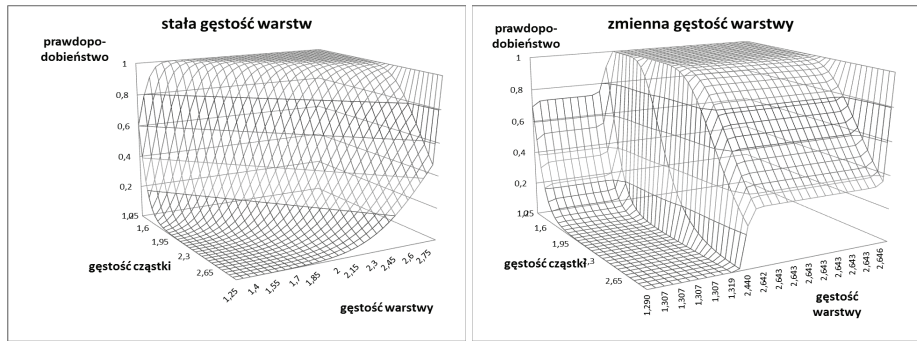
$$\Delta_j = (\rho_{j+1} - \rho_j) / 2 \quad (4)$$

Dwuwymiarowy rozkład mas cząstek o gęstości ρ_{ci} w warstwach o gęstości ρ_{wj}

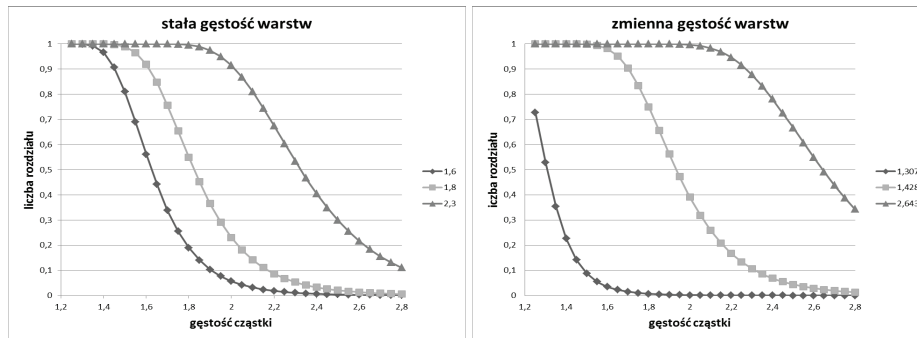
Dla najważniejszych macierzy rozkładu dyskretnego na zakończenie ich opisu załączono wyjaśnienie jakie znaczenie mają funkcje ciągłe odpowiadające dyskretnym wartościom elementów tej macierzy. Wyjaśnienia te mogą być pomocne dla losowej interpretacji pojęć z teorii wzbogacania opisywanych funkcjami ciągłymi.

Element podstawowej macierzy A modelu oznaczony jako a_{ij} przedstawia wyrażone w procentach prawdopodobieństwo trafienia cząstki o gęstości ρ_{ci} i -tej frakcji cząstek do j -tej warstwy, której gęstość wynosi ρ_{wj} . W interpretacji fizycznej wynikającej z prawa wielkich liczb i centralnych twierdzeń granicznych rachunku prawdopodobieństwa dla bardzo dużej liczby cząstek jest to procentowy udział masy cząstek i -tej frakcji gęstościowej nadawy zgromadzonych w j -tej warstwie, której średnia gęstość wynosi ρ_{wj} , w masie całego wzbogacanego materiału. Inaczej jest to wyrażona w procentach względna zawartość masy cząstek i -tej klasy gęstościowej nadawy w j -tej warstwie odniesiona do jednostkowej masy wszystkich cząstek nadawy.

Procentowy wymiar prawdopodobieństwa w tej macierzy jest skutkiem zachowania wymiaru wektora wejściowego U określającego skład gęstościowy wzbogacanego materiału w procentach tradycyjnie stosowanego w przeróbce kopalni. Jednocześnie ten wymiar jest dogodny do analizy wyników obliczeń i podniesienia ich dokładności.



Rys. 5. Powierzchnia utworzona przez wszystkie możliwe dystrybuanty warunkowych rozkładów mas w warstwach (warunek $\rho_c = \text{const}$), gdy obliczane w modelu warstwy mogą zmieniać swoją gęstość (po prawej) i gdy gęstość warstw jest stała (po lewej)
 Fig. 5. The surface formed by all the possible cumulative distribution of conditional distributions the mass layers (condition $\rho_c = \text{const}$) where density of layers is variable (right) and density of layers is constant (left) in model calculations



Rys. 6. Wybrane krzywe rozdziału dla produktu lekkiego, gdy gęstości warstw jest stała (po lewej) i te same krzywe, gdy gęstość warstw jest zmienna (po prawej)
 Fig. 6. Selected partition curves of the light product, when the density of the layers is constant (left) and variable (right) in model calculations

Gęstość prawdopodobieństwa rozkładu dwuwymiarowego ciągłego określa prawdopodobieństwo znalezienia cząstki o gęstości z zakresu $\rho_c, \rho_c + d\rho_c$ w warstwie o gęstości z zakresu $\rho_w, \rho_w + d\rho_w$. Podane prawdopodobieństwo dla zbioru bardzo dużej liczby cząstek jest względną zawartością masy cząstek przyjętej gęstości w warstwie o danej gęstości. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa rozkładu dyskretnego określa średnie prawdopodobieństwo trafienia cząstek o średniej gęstości ρ_{ci} przyporządkowanej numerowi i do warstwy o średniej gęstości ρ_{wj} oznaczonej numerem j z uwzględnieniem ograniczeń w skrajnych warstwach. Zgodnie z założeniami powinna uwzględniać w swej postaci trzy różne funkcje opisujące rozproszenie cząstek w dwu warstwach skrajnych i wszystkich pozostałych warstwach. Także zgodnie z przyjętymi założeniami funkcja ta będzie obliczana jako różnica wartości dystrybuanty dla maksymalnej i minimalnej gęstości danej warstwy sposobem podanym na rys.2.

Zapis $\Phi(a,b,c)$ oznacza funkcję dystrybuanty rozkładu zmiennej losowej a , której wartość oczekiwana wynosi b i odchylenie standardowe tej zmiennej wynosi c .

Dyskretne wartości funkcji gęstości prawdopodobieństwa określające średnie prawdopodobieństwo trafienia i -tej cząstki do j -tej warstwy wyrażone przez wartości dystrybuanty dla skrajnych gęstości warstwy są następujące:

$$a_{i1} = u_i[\Phi(\rho_{wd} + \Delta_1^+, \rho_{ci}, 1,4826s_i) - \Phi(\rho_d - \Delta_1^-, \rho_{ci}, 1,4826s_i)] \quad (5)$$

dla $\rho_{w1} = \rho_{wd}, j=1, i=1 \dots n$ (warstwa najbliższa)

$$a_{in} = u_i[\Phi(\rho_{wg} + \Delta_n^+, \rho_{cn}, 1,4826s_i) - \Phi(\rho_g - \Delta_n^-, \rho_{cn}, 1,4826s_i)] \quad (6)$$

dla $\rho_{wn} = \rho_{wg}, j=n, i=1 \dots n$ (warstwa najcieńsza)

$$a_{ij} = u_i[\Phi(\rho_{wj} + \Delta_j^+, \rho_{ci}, 1,4826s_i) - \Phi(\rho_{wj} - \Delta_j^-, \rho_{ci}, 1,4826s_i)] \quad (7)$$

dla $\rho_{wd} < \rho_{wj} < \rho_{wg}, j=2 \dots n-1, i=1 \dots n$ (pozostałe warstwy)

Dla rozkładu normalnego

$$\Phi(\rho_{wj} + \Delta_j^+, \rho_{ci}, 1,4826s_i) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}1,4826s_i} \int_{-\infty}^{\rho_{wj} + \Delta_j^+} \exp\left[-\frac{(x - \rho_{ci})^2}{2(1,4826s_i)^2}\right] dx \quad (8)$$

$$\sigma_i = \frac{s_i}{0,6745} = 1,4825s_i \quad (9)$$

Dla rozkładu jednostajnego (prostokątnego):

$$u_i\Phi(\rho_{wj} + \Delta_1^+, \rho_{ci}, \frac{2}{\sqrt{3}}s_i) - u_i\Phi(\rho_{wj} - \Delta_1^-, \rho_{ci}, \frac{2}{\sqrt{3}}s_i) = u_i \frac{\rho_{wd} - \rho_{ci} + 2s_i}{4s_i} \quad (10)$$

dla $\rho_{w1} = \rho_{wd}, j=1, i=1 \dots n$ (warstwa najbliższa)

$$u_i\Phi(\rho_{wg} + \Delta_n^+, \rho_{cn}, \frac{2}{\sqrt{3}}s_i) - u_i\Phi(\rho_{wg} - \Delta_n^-, \rho_{cn}, \frac{2}{\sqrt{3}}s_i) = u_i \frac{\rho_{cn} - \rho_{wg} + 2s_i}{4s_i} \quad (11)$$

dla $\rho_{wn} = \rho_{wg}, j=n, i=1 \dots n$ (warstwa najcieńsza)

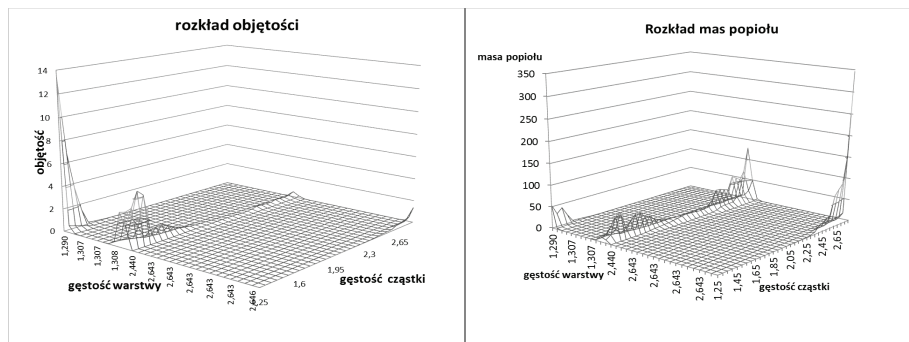
$$u_i\Phi(\rho_{wj} + \Delta_j^+, \rho_{ci}, \frac{2}{\sqrt{3}}s_i) - u_i\Phi(\rho_{wj} - \Delta_j^-, \rho_{ci}, \frac{2}{\sqrt{3}}s_i) = u_i \frac{\Delta_j^+ + \Delta_j^-}{4s_i} \quad (12)$$

dla $\rho_{wd} < \rho_{wj} < \rho_{wg}, j=2 \dots n-1, i=1 \dots n$ (pozostałe warstwy)

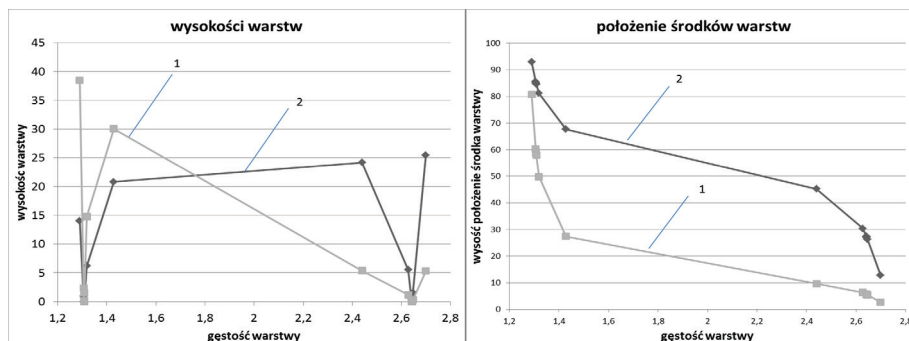
$$\sigma_i = \frac{2}{\sqrt{3}}s_i = 1,1547s_i \quad (13)$$

Powyższe wzory wynikają wprost z definicji dystrybuanty rozkładu zmiennej losowej i rys. 2.

Ograniczenie na elementy macierzy a_{ij} wynikające z bilansu mas poszczególnych frakcji jest następujące:



Rys. 7. Rozkład objętości cząstek (po lewej) i mas popiołu (po prawej) w warstwach
 Fig. 7. Particle volume distribution (on the left) and the ash mass distribution (on the right) in layers



Rys. 8. Rozkład wysokości warstw (po lewej) i położenie ich środków (po prawej) w pionowym przekroju łoża dla warstw nieruchomych (1) i ruchomych (2)
 Fig. 8. Layer height distribution (left) and location of the centers of the layers (right) in the vertical cross-section of the jig bed for motionless (1) and movable (2) layers

$$\sum_{j=1}^{j=n} a_{ij} = u_i = b_i \text{ dla każdego } i \text{ z zakresu } 1..n \quad (14)$$

Rys. 4 (prawy) pokazuje pseudoprzestrzenny wykres rozkładu mas cząstek w łożu osadzarki dla typowego składu wzbogacanego węgla surowego, średnim rozproszeniu 0,16 i linowym wzroście rozproszenia w funkcji gęstości cząstek przy braku ograniczenia zmian gęstości warstw. Rys. 4 (lewy) pokazuje ten sam rozkład, gdy nie dopuszcza się zmiany gęstości warstw, co odpowiada wykonaniu tylko pierwszego kroku obliczeń.

Rozkłady brzegowe dwuwymiarowej zmiennej losowej

Dla dwuwymiarowej zmiennej losowej istnieją dwa rozkłady brzegowe (Goldberger 1960). Mają one prostą interpretację fizyczną dla rozpatrywanego zagadnienia rozkładu cząstek w warstwach łoża osadzarki.

Rozkład brzegowy zawartości cząstek o stałej gęstości oznaczony jest jako wektor B_c .

Element b_i wektora kolumnowego B_c jest sumą elementów a_{ij} w poszczególnych wierszach. Z bilansu masy wynika, że powinien być równy elementowi u_i gęstościowej charakterystyki (krzywej) częstości tego materiału danej wektorem U . Ewentualne rozbieżności między wejściową charakterystyką, a tym rozkładem brzegowym powinny być ściśle kontrolowane w obliczeniach, gdyż występujące różnice mogą być dowodem niezachowania bilansu mas cząstek poszczególnych klas gęstościowych nadawy.

Gęstość brzegowa cząstek rozkładu ciągłego podaje prawdopodobieństwo znalezienia cząstki o gęstości z zakresu ρ_c , $\rho_c + d\rho_c$ w całości wzbogacanego materiału. To prawdopodobieństwo nie ma odpowiednika w teorii wzbogacania grawita-

cyjnego. Teoretycznym pojęciem bardzo podobnym jest charakterystyka (krzywa) częstości nadawy. Odnosi się ona jednak nie do gęstości frakcji, lecz do zawartości popiołu w tej frakcji gęstościowej. Dystrybuanta rozkładu brzegowego określa prawdopodobieństwo znalezienia cząstki o gęstości mniejszej od ρ_c w całości wzbogacanego materiału. To prawdopodobieństwo jest innym określeniem charakterystyki gęstościowej materiału surowego nazywaną także krzywą gęstości (Budryk 1949) (Stępiński 1964), zwykle pomijaną w zestawieniu charakterystyk nadawy. W tej pozycji literatury zamiast gęstości używa się równoważnego pojęcie ciężaru właściwego.

$$b_i = \sum_{j=1}^{j=n} a_{ij} \text{ dla } i = 1..n \quad (15)$$

Rozkład brzegowy gęstości warstw

Element b_j wektora wierszowego B_w jest sumą elementów a_{ij} w poszczególnych kolumnach macierzy A . Jest to element rozkładu brzegowego określającego względną zawartość cząstek wzbogacanego materiału w poszczególnych warstwach odniesioną do masy wszystkich cząstek nadawy. Inaczej jest to udział masy cząstek zgromadzonych w jednej warstwie w całości nadawy. Ten wektor jest więc charakterystyką warstwową łoża osadzarki. Wielkość ta nie jest stosowana w teorii wzbogacania grawitacyjnego.

Gęstość brzegowa ciągłego rozkładu warstw podaje prawdopodobieństwo znalezienia cząstek tworzących warstwę o gęstości z zakresu ρ_w , $\rho_w + d\rho_w$ w całości rozwarstwionego materiału. Dystrybuanta tego rozkładu określa prawdopodobieństwo znalezienia wszystkich cząstek tworzących warstwę o gęstości mniejszej od wybranej gęstości ρ_w w całości rozwarstwionego materiału.

$$b_j = \sum_{i=1}^{i=n} a_{ij} \text{ dla } j=1 \dots n \quad (16)$$

Jednowymiarowe warunkowe rozkłady mas cząstek o gęstości ρ_{ci} w warstwach o gęstości ρ_{wj} dla stałej gęstości cząstki

Przedstawiona macierz A pozwala na utworzenie z niej macierzy C składającej się z n wektorów wierszowych, z których każdy jest jednowymiarowym rozkładem prawdopodobieństwa trafienia do wybranej warstwy cząstek tylko o jednej gęstości. Są to rozkłady warunkowe, wynikające z ogólnej definicji możliwych rozkładów warunkowych rozkładu dwuwymiarowej zmiennej losowej (Goldberger 1960). Warunkiem dla tych rozkładów jest uprzednie wybranie gęstość cząstki równej gęstości ρ_{ci} i-tej frakcji gęstościowej materiału surowego. Elementy każdego wiersza są punktami funkcji gęstości prawdopodobieństwa rozkładu, podającej prawdopodobieństwo trafienia do j-tej warstwy o gęstości ρ_{wj} tylko cząstek i-tej frakcji gęstościowej nadawy o gęstości ρ_{ci} . W interpretacji fizycznej jest to względna zawartość cząstek i-tej klasy gęstościowej nadawy w j-tej warstwie odniesiona do masy wszystkich cząstek i-tej klasy gęstościowej w nadawie. Wektory kolumnowe tej macierzy nie mają prostej interpretacji związanej z pojęciami używanymi w teorii wzbogacania grawitacyjnego.

$$c_{ij} = \frac{a_{ij}}{\sum_{i=1}^n a_{ij}} = \frac{a_{ij}}{b_j} \text{ dla } i=1 \dots n \quad (17)$$

Macierz dystrybuant rozkładów warunkowych

Elementy d_{ij} macierzy D powstają ze zsumowania elementów c_{ij} od pierwszego do j-tego każdego wiersza macierzy C. W ten sposób wiersze d_i są utworzone z elementów dystrybuant jednowymiarowych rozkładów warunkowych zawartości cząstek i-tej frakcji gęstościowej nadawy w j-tej warstwie. W interpretacji fizycznej jest to względna zawartość sumy cząstek i-tej klasy gęstościowej nadawy w warstwach od 1 do j-tej odniesiona do masy wszystkich cząstek tej klasy gęstościowej zawartych w warstwach od 1 do n-tej, czyli we wszystkich warstwach. Elementy d_{ij} j-tego wektora kolumnowego tej macierzy są więc punktami rzędnej krzywej rozdziału dla produktu lekkiego, jeżeli podział rozwarstwionego materiału na dwa produkty zostanie tak dokonany, że graniczną warstwą podziału zaliczaną w całości do produktu lekkiego jest j-ta warstwa. Macierz ta może być nazwana macierzą liczb rozdziału dla produktu lekkiego.

Cechą charakterystyczną elementów macierzy D (także i macierzy C) jest ich względnie mała zależność od charakterystyki gęstościowej nadawy (wektor U), z której to cechy wynika, że właśnie ta macierz najlepiej pokazuje zależność rozkładu cząstek w łożu osadzarki tylko od ich rozpraszania w procesie osadzania.

$$d_{ij} = \sum_{j=1}^j c_{ij} \text{ dla } i=1 \dots n \quad (18)$$

Rys. 5 (prawy) przedstawia wykres powierzchni jaką tworzą dystrybuanty wszystkich możliwych rozkładów warunkowych trafienia cząstek o gęstości i-tej frakcji do j-tej warstwy (równocześnie są to wykresy wszystkich możliwych krzywych rozdziału dla produktu lekkiego) dla braku ograniczeń gęstości warstw. Rys. 5 (lewy) przedstawia ten sam wykres przy z góry ustalonej i niezmienniej gęstości warstw.

Rys. 6 przedstawia wybrane krzywe rozdziału dla produktu lekkiego i dla warunków wzbogacania podanych dla rys. 5 odpowiednio przy istnieniu możliwości zmiany gęstości warstw i przy braku tej możliwości.

Macierz dystrybuanty dwuwymiarowej

Rozkład dwuwymiarowy dany macierzą A ma także dystrybuantę dwuwymiarową przedstawioną macierzą E, której element e_{ij} podaje prawdopodobieństwo trafienia cząstek frakcji od pierwszej do i-tej do warstw od pierwszej do j-tej. W interpretacji fizycznej jest to względna zawartość cząstek od 1 do i-tej frakcji gęstościowej nadawy w warstwach od 1 do j-tej odniesiona do masy wszystkich cząstek nadawy. Elementy tej macierzy pozwalają w prosty sposób obliczyć wychody produktów wzbogacania i w powiązaniu z macierzą P_{ij} także ich jakość wyrażoną zawartością popiołu. Dla rozkładu ciągłego dystrybuanta tego rozkładu podaje prawdopodobieństwo znalezienia cząstki o gęstości mniejszej od ρ_c w warstwach o gęstości mniejszej od ρ_w , lub inaczej wszystkich cząstek lżejszych od przyjętej gęstości ρ_c we wszystkich warstwach o gęstości niższej niż przyjęta gęstość warstwy ρ_w odniesionych do masy wszystkich cząstek wzbogacanego materiału.

$$e_{ij} = \sum_{i=1}^i \sum_{j=1}^j a_{ij} \quad (19)$$

Macierz F jak i wszystkie następnie wyjaśniane macierze nie mają odpowiedników w teorii wzbogacania grawitacyjnego.

Jednowymiarowe warunkowe rozkłady mas cząstek o gęstości ρ_{ci} w warstwach o gęstości ρ_{wj} dla stałej gęstości warstwy

Przedstawiona już macierz A pozwala także na utworzenie macierzy F składającej się z n jednowymiarowych wektorów kolumnowych, z których każdy jest jednowymiarowym rozkładem prawdopodobieństwa trafienia cząstek o różnej gęstości do wybranej warstwy. Są to także rozkłady warunkowe, wynikające z drugiej możliwości utworzenia rozkładów warunkowych na podstawie ogólnej definicji możliwych rozkładów warunkowych rozkładu dwuwymiarowej zmiennej losowej (Goldberger 1960).

Element f_{ij} macierzy F, podaje prawdopodobieństwo trafienia i-tej cząstki do j-tej warstwy pod warunkiem, że uprzednio wybrana została j-ta warstwa. W interpretacji fizycznej jest to względna zawartość masy cząstek i-tej klasy gęstościowej nadawy w j-tej warstwie odniesiona do masy cząstek nadawy tworzących j-tą warstwę. W tym przypadku prostej interpretacji związanej z pojęciami możliwymi do utworzenia na potrzeby analizy łoża osadzarki nie mają wektory wierszowe tej macierzy.

$$f_{ij} = \frac{a_{ij}}{\sum_{i=1}^n a_{ij}} = \frac{a_{ij}}{b_j} \quad (20)$$

Elementy g_{ij} macierzy G, podają prawdopodobieństwo znalezienia w j-tej warstwie cząstek frakcji gęstościowych nadawy od pierwszej do i-tej frakcji. Kolumny macierzy G_j są utworzone z rzędnych dystrybuant jednowymiarowych rozkładów warunkowych zawartości cząstek od pierwszej do i-tej frakcji gęstościowej nadawy w j-tej warstwie. W interpretacji fizycznej jest to względna zawartość sumy cząstek od 1 do i-tej frakcji gęstościowej nadawy w j-tej warstwie odniesiona do masy wszystkich cząstek tworzących tę warstwę. Można uważać, że każdy

wektor kolumnowy tej macierzy jest charakterystyką względnej zawartości frakcji określonej numerem i o gęstości ρ_{ci} oraz wszystkich od niej lżejszych w każdej warstwie odniesionej do masy wszystkich cząstek tej warstwy. Macierz G nie ma praktycznego zastosowania w obliczeniach prowadzonych w modelu. Podano jednak jej wyjaśnienie, ponieważ wynika ona z teorii prawdopodobieństwa, a ponadto jej elementy posiadają interpretację fizyczną mającą znaczenie dla zrozumienia modelu utworzonego bez oparcia w szczegółach zjawisk procesu osadzania. Taką interpretacją może być skład frakcyjny nadawy i produktów wzbogacania do niedawna szeroko stosowany w ocenie procesu przeróbki węgla w osadzarkach.

Dla wszystkich powyższych macierzy wielkością przyjętą do oceny prawdopodobieństwa jest odpowiednia część jednostkowej masy cząstek.

$$g_{ij} = \sum_{i=1}^i f_{ij} \quad (21)$$

Rozkłady objętości frakcji gęstościowych i warstw

Element h_{ij} macierzy H określa objętość zajmowaną w łożu przez cząstkę i -tej frakcji gęstościowej nadawy znajdującą się w j -tej warstwie. Jest to macierz pomocnicza służąca do obliczenia gęstości poszczególnych warstw jak i zajmowanych przez nie objętości oraz ich położenia w pionowym przekroju łoża. Jeżeli elementy h_{ij} tej macierzy podzielić przez sumę wszystkich wartości tych elementów to tak powstała macierz utworzy dwuwymiarowy rozkład objętości cząstek o gęstości ρ_i w warstwach o gęstości ρ_j , dla której można utworzyć analogiczne rozkłady warunkowe jak dla macierzy A , co umożliwi szczegółową analizę rozkładów objętościowych. Ponieważ w przeróbce węgla taka analiza jest stosowana bardzo rzadko (Woolcott 2015), więc tylko sygnalizuje się istnienie takiej możliwości bez jej dalszego rozwinięcia.

Elementy h_{ij} macierzy H są obliczane z zależności:

$$h_{ij} = \frac{a_{ij}}{\rho_i} \quad (22)$$

Rozkłady mas popiołu w warstwach łoża osadzarki

Element p_{ij} macierzy P określa masę popiołu zawartą w cząstkach i -tej frakcji gęstościowej znajdującej się w j -tej warstwie. Jest to macierz pomocnicza służąca do obliczenia zawartości popiołu w produktach wzbogacania, gdy dokonany jest podział rozwarstwowanego materiału na wysokości j -tej warstwy, wykonany tak, że cała j -ta warstwa zostanie zaliczona do produktu lekkiego (górnego). Obliczenia zawartości popiołu w poszczególnych klasach gęstościowych produktów wzbogacania wykonywane są także na podstawie tej macierzy. Jeżeli elementy p_{ij} tej macierzy podzielić przez sumę wszystkich wartości tych elementów to tak powstała macierz utworzy dwuwymiarowy rozkład zawartości popiołu w cząstkach o gęstości ρ_i i w warstwach o gęstości ρ_j , dla której można utworzyć analogiczne rozkłady warunkowe jak dla macierzy A , co pozwala na szczegółową analizę rozkładów popiołu. Tego rodzaju analiza także nie jest stosowana w przeróbce węgla.

Rys. 7 podaje obliczony rozkład objętości cząstek w poszczególnych warstwach i rozkład masy popiołu w tych warstwach. Oba rysunki podają stan tych rozkładów, gdy poszczególne warstwy mogą zmieniać swoje gęstości.

Z wstępnej analizy tego zagadnienia okazuje się, że rozkłady warunkowe mas dla stałej gęstości cząstki, rozkłady warunkowe objętości i rozkłady warunkowe zawartości popiołu są jednakowe, co powoduje, że także wszystkie krzywe rozdziału dla tych wielkości muszą być jednakowe. Sytuacja ta wynika z utworzenia elementów tych macierzy przez pomnożenie elementów macierzy A przez stały dla każdego wiersza czynnik. Powoduje to, że rozkłady warunkowe dla stałej gęstości cząstki dla rozkładu mas (macierz A), rozkładu objętości (macierz H), rozkładu popiołu (macierz P) są identyczne. Dlatego krzywe rozdziału wynikające z tych rozkładów muszą być jednakowe. Uwaga ta została podana, ponieważ przedstawione dwuwymiarowe rozkłady tych zmiennych skłaniają raczej do przyjęcia istnienia różnych krzywych rozdziału dla tych zmiennych.

Elementy p_{ij} macierzy P są obliczane z zależności:

$$p_{ij} = a_{ij} \lambda_i \quad (23)$$

Wektory wyjściowe modelu

Podane niżej wektory przyjęto jako wyjściowe ponieważ zawierają wyniki obliczeń, których uzyskanie było zasadniczym celem konstruowania tego modelu. Dla innych zastosowań można przyjąć wektory wyjściowe dowolny zestaw wektorów istniejących w modelu.

Na tym etapie prezentacji wielkości wyjściowych modelu pominięte zostaną wielkości skalarne charakteryzujące wyniki wzbogacania takie jak wychody i zawartość popiołu w produktach wzbogacania, straty frakcji węglowych w odpadach, zanieczyszczenie koncentratu frakcjami odpadowymi oraz inne tego rodzaju wskaźniki używane w przeróbce węgla.

Element w_{oj} wektora wierszowego W_o określa średnią względną wysokość nieruchomej warstwy czyli warstwy jaka powstanie w osadzarce wsadowej (tj. w osadzarce bez ciągłego poziomego przepływu wzbogacanego materiału) o numerze j wyrażoną w procentach całej wysokości wszystkich warstw.

$$w_{oj} = \frac{100 \sum_{i=1}^n h_{ij}}{\sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n h_{ij}} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (24)$$

Element w_{rj} wektora wierszowego W_r określa średnią względną wysokość ruchomej warstwy o numerze j wyrażoną w procentach całej wysokości wszystkich ruchomych warstw.

$$w_{rj} = w_{oj} \frac{100 v_s}{v_{oj} \sum_{j=1}^{j=n} w_{oj}} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (25)$$

Element y_{oj} wektora wierszowego Y_o określa skumulowaną względną wysokość nieruchomej j -tej warstwy liczoną od sita w górę wyrażoną w procentach całej wysokości wszystkich warstw.

$$y_{oj} = \sum_j^{j=n} w_{oj} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (26)$$

Rys. 8 pokazuje obliczone wysokości poszczególnych warstw i położenie ich środków w przekroju wysokości łoża osadzarki, gdy w obliczeniach warstwy mogą zmieniać gęstości. Krzywa oznaczona 1 odnosi się do warstw nieruchomych, a krzywa 2 do warstw poruszających się poziomo z różnymi prędkościami według zależności danej wzorem (2).

Element y_{ij} wektora wierszowego Y_r określa skumulowaną względną wysokość ruchomej j -tej warstwy liczoną od sita w górę wyrażoną w procentach całej wysokości wszystkich warstw.

$$y_{ij} = \sum_j^{j=n} w_{ij} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (27)$$

Element z_{oj} wektora wierszowego Z_o określa położenie środka nieruchomej j -tej warstwy

$$z_{oj} = \frac{w_{oj}}{2} + \sum_{j+1}^{j=n} w_{oj} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (28)$$

Element z_{rj} wektora wierszowego Z_r określa położenie środka ruchomej j -tej warstwy

$$z_{rj} = \frac{w_{rj}}{2} + \sum_{j+1}^{j=n} w_{rj} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (29)$$

Element λ_{wj} wektora rozkładu zawartości popiołu Λ_w podaje wartość średniej zawartości popiołu w materiale zgromadzonym w j -tej warstwie

$$\lambda_{wj} = \frac{\sum_{i=1}^n \lambda_{ij}}{\sum_{i=1}^n a_{ij}} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (30)$$

Element λ_{swj} wektora rozkładu średniej zawartości popiołu w lekkich warstwach Λ_{sw} podaje średnią zawartość popiołu w warstwach od pierwszej do j -tej w każdym etapie obliczeń. Ta wartość ułatwia wybór właściwej gęstości podziału rozwarstwowanego materiału dla uzyskania pożądanej zawartości popiołu w koncentracie węglowym lub w półprodukcie.

$$\lambda_{swj} = \frac{\sum_{j=1}^j \lambda_{jw}}{\sum_{j=1}^j \sum_{i=1}^n a_{ij}} = \frac{\sum_{j=1}^j \sum_{i=1}^n \lambda_{ij}}{\sum_{j=1}^j \sum_{i=1}^n a_{ij}} \quad \text{dla } j = 1 \dots n \quad (31)$$

Wielkościami wyjściowymi modelu są także wektory kolumnowe macierzy D , które w zestawieniu z elementami wektora wejściowego R_c podają współrzędne punktów wszystkich możliwych krzywych rozdziału dla dyskretnego podziału łoża na warstwy oraz już wcześniej opisany wektor rozkładu brzegowej warstwy B_w opisujący rozkład mas w warstwach.

Opis iteracyjnych obliczeń w modelu

Jeżeli w modelu wykonanym według przedstawionych zależności przyjąć jako stan początkowy rozkładu średnich gęstości cząstek zgromadzonych w poszczególnych warstwach czyli stan rozkładu gęstości warstw identyczny jak rozkład frakcji gęstościowych wzbogacanego materiału ($R_{wo} = R_c^T$) to okazuje się, że ten stan jest równy stanowi obliczonemu przez model tylko wtedy, gdy przyjmujemy zerowe rozproszenie cząstek ($S = 0$). Jest to stan przedstawiający wynik idealnego wzbogacania. Jednocześnie jest to końcowy stan rozkładu gęstości warstw dla innych znanych modeli. W każdym innym przypadku obliczona średnia gęstość cząstek w poszczególnych warstwach będzie różna od przyjętego stanu początkowego. Jeżeli przyjąć ten obliczony stan jako nowy stan początkowy i ponownie wykonać obliczenie to okazuje się że istniejące różnice gęstości warstw zmniejszają się. Postępując wielokrotnie w ten sposób można dojść do stanu różnic poszczególnych gęstości bliskich zeru lub zwiększania się tych różnic. Możliwa jest też sytuacja, gdy gęstość jednej z warstw gromadzących znikomo małą ilość ma-

teriału w wyniku odejmowania bardzo małych liczb przyjmie ujemną wartość. Pojawienie się w obliczeniach jednej z trzech przedstawionych możliwości jest przyjęte jako zakończenie iteracyjnych obliczeń. Matematycznym kryterium zakończenia obliczeń jest przyjęcie przez wyrażenie K_{zi} wartości bliskiej zeru lub jego wzrostu w 3 kolejnych krokach, o ile wcześniej nie pojawi się warstwa o ujemnej gęstości.

$$K_{zi} = \sum_{j=1}^{j=n} m_{jk} (\rho_{jk} - \rho_{j(k-1)})^2 \quad (32)$$

gdzie ρ_{jk} oznacza gęstość j -tej warstwy w k -tym kroku obliczeń iteracyjnych, a m_{jk} jest masą cząstek j -tej warstwy w k -tym kroku.

Przyjmuje się, że dopiero kolejny wzrost K_{zi} w trzecim kroku jest istotny, ponieważ w tym modelu zdarzają się sytuacje, że następują dwa niewielkie wzrosty wartości tego wyrażenia, w kolejnych krokach, po których następuje znaczący spadek jego wartości. Współczynnik wagi m_{jk} równy masie materiału zgromadzonej w j -tej warstwie w k -tym kroku został przyjęty, aby zminimalizować wpływ na wynik obliczeń warstw gromadzących znikome ilości materiału i jednocześnie stanowiących ilościowo zdecydowaną większość powstałych warstw.

Gęstość podziału i związek tego pojęcia z gęstością rozdziału

Dla dalszych rozważań przyjmuje się, że rozdzielenie rozwarstwowanego materiału na dwa produkty nie wpływa na uprzednio dokonane rozwarstwienie, a niedoskonałość tej części procesu osadzania objawia się tylko zmianą gęstości podziału na te produkty zmieniającą minimalnie nachylenia krzywej rozdziału i w znacznie większym stopniu gęstość rozdziału. W tym miejscu konieczne jest wyjaśnienie pojęcia gęstości podziału i jego związku z gęstością rozdziału. Gęstość rozdziału jest gęstością frakcji gęstościowej wzbogacanego materiału, która po połowie podzieli się między produkt lekki i ciężki, jest więc wielkością związaną z gęstością cząstek. Gęstość podziału jest zdefiniowana jako maksymalna gęstość zakresu gęstości tej warstwy, która w całości przez urządzenie rozdzielające rozwarstwiony materiał zostanie skierowana do produktu lekkiego i jednocześnie nie trafi do niego żadna część następnej warstwy, a taka operacja jest teoretycznie możliwa. Tak określona gęstość podziału jest pojęciem istniejącym tylko dla dyskretnego podziału materiału na warstwy i zmienia swój sens dla ciągłego rozkładu gęstości warstw. Dla rozkładu ciągłego istnieją tylko nieskończenie cienkie warstwy określone tylko jedną gęstością, co powoduje, że gęstość podziału jest tożsama z gęstością rozdziału. Każda warstwa materiału wzbogacanego nieidealnie gromadzi pewną ilość materiału o średniej gęstości charakteryzującej tę warstwę. Gdy masa cząstek zgromadzonych w tej warstwie jest mała błąd urządzenia rozdzielającego nie ma istotnego znaczenia dla dokonanego podziału, lecz istnieje wtedy poważny problem z detekcją położenia tej warstwy, ponieważ sąsiednie warstwy mogą mieć prawie taką samą gęstość. Dla warstw gromadzących względnie duże ilości wzbogacanego materiału różnice gęstości sąsiednich warstw są wystarczająco duże, aby w miarę precyzyjnie ustalić położenie granicy tych warstw. Jednak w tym przypadku urządzenie rozdzielające zawsze mające charakter regulatora nie jest w stanie precyzyjnie w całości skierować tej warstwy do produktu lekkiego. Wynika to z konieczności istnienia dynamicznej równowagi strumienia materiału tworzącego daną warstwę w łożu osadzarki i strumienia-

nia materiału tej warstwy opuszczającego przedział osadzarki, determinowanego głównie aktualnym otwarciem wypustu produktu ciężkiego. Ta dynamiczna równowaga jest utrzymywana przez regulator w stanie nieustalonym tylko w przybliżeniu, a jakość tego przybliżenia jest ściśle związana z dobrocią układu regulacji. Wskaźnik ten określający działanie układu regulacji jest ściśle zdefiniowany dla konkretnych zakłóceń oddziaływujących na układ. W praktyce wzbogacania mamy jednak do czynienia z bardzo wysokim poziomem zakłóceń o charakterze zbliżonym do szumu białego (Zapała 1988), co powoduje, że osiągalna technicznie dobroć układu regulacji jest dalece niewystarczająca do skierowania całej warstwy do produktu lekkiego. Mamy zatem sytuację, w której stosunkowo wysoka warstwa gromadząca znaczną masę cząstek jest dzielona przypadkowo na dwie części, co objawia się fluktuacją gęstości rozdziału przy formalnie niezmiennym gęstości podziału dla rozkładu dyskretnego. Jednak rzeczywista gęstość podziału w tym przypadku jest zmienna, lecz nie można jej dokładnie obliczyć z powodu znajomości tylko zakresu gęstości przypisywanych tej dyskretnej warstwie. W tym miejscu pojawia się rozbieżność z przedstawieniem tego zagadnienia w literaturze (Zapała 1988), gdzie gęstości podziału i rozdziału nie są rozróżniane oraz przyjmuje się istnienie możliwości dokładnego podziału rozwarstwowanego materiału lub nie zauważa się tego zagadnienia wśród przyczyn istnienia fluktuacji gęstości rozdziału (Cierpisz 2012). Problem ten ujawnia kolejne zagadnienie do rozwiązania polegające na określeniu zmiennych procesu wzbogacania w osadzarce odpowiadających za możliwość takiego sterowania gęstością podziału, aby otrzymać pożądaną gęstość rozdziału w sytuacji, gdy istnieje wyraźna interakcja między rozproszaniem cząstek i możliwością podziału łoża osadzarki na dwa produkty. Oddzielnym problemem jest jak tę gęstość można wyznaczyć empirycznie w praktyce wzbogacania.

Porównanie w innych modelach

Ideowo najbliższym już istniejącym modelem jest model Zapały (Zapała 1988, 1994) oparty na rozwiązaniu równania Ricattiego wynikającego z opisu dynamiki ruchu pojedynczej cząstki, gdy zostanie przyjęty opór dla ruchu cząstki jako zależny od kwadratu prędkości ruchu tej cząstki względem warstw łoża. Jego związek z przedstawianym modelem jest szczególnie widoczny, gdy poprzestać na obliczeniu rozkładu cząstek w warstwach łoża dla liniowej skali gęstości cząstek we wszystkich warstwach i symetrycznym położeniu średniej gęstości warstwy względem skrajnych gęstości. Odpowiada to działaniu nie pozwalającym na tworzenie się gęstościowo znacznie zróżnicowanych warstw przez pominięcie wszystkich dalszych kroków iteracji oprócz kroku pierwszego. Model Zapały jest modelem ciągłym znacznie węższym obliczeniowo, gdyż poprzestaje on na obliczeniu krzywych rozdziału i rozproszenia poszczególnych cząstek w warstwach oraz model ten nie dopuszcza zmian gęstości warstw. Jest to skutek przyjęcia założenia o stałej gęstości cieczy ciężkiej modelującej gęstość warstwy. Tymczasem jeżeli do tej warstwy trafi choć jedna cząstka o gęstości różnej od gęstości cieczy modelującej gęstość tej warstwy to gęstość tej cieczy musi ulec zmianie, a ta zmiana jest już w założeniach pominięta.

Innym znanym modelem rozkładu gęstości cząstek w warstwach łoża osadzarki jest model Kinga (Cierpisz 2012), którego eksperymentalne sprawdzenie zawarte jest w pracy

(Woolacott., 2015). Podobny wcześniejszy historycznie model nazywany modelem "osadzanie-powrotne mieszanie" (sedimentation/back-mixing) opisany jest w pracy (Jonkers..1998). Obydwa te modele obliczają objętościową koncentrację cząstek w warstwach łoża i dlatego są porównywalne z przedstawianym modelem, w którym ta wielkość jest możliwa do obliczenia. W obu tych modelach jest zastosowane w ich teoretycznym opisie zjawisko nie dające zauważalnych zmian w procesie osadzania, to jest zjawisko dyfuzji cząstek wzbogacanego materiału mającego wyjaśniać stan nieidealnego rozwarstwienia materiału w łożu osadzarki. Autor niniejszej pracy wykonał prosty eksperyment potwierdzający, że zjawisko dyfuzji nie ma istotnego wpływu na formowanie się łoża osadzarki. W laboratoryjnym przyrządzie zwanym aparatem Henriego (Stępiński 1964), którego ścianki są szklane umieszczono kolejno od dołu trzy warstwy materiału to jest marmuru, cegły i czystego węgla o gęstościach odpowiednio 2,7, 2,1 i 1,3 (wymiar ziaren 5–8 mm) i poddano procesowi osadzania. Gdyby zjawisko dyfuzji istniało na granicach poszczególnych warstw powinny pojawić się po pewnym czasie względnie niskie warstwy pomieszanych cząstek to jest węgla i cegły oraz cegły i marmuru, tak jak to ma miejsce w procesie rozwarstwiania wymieszanego materiału. Tymczasem w całym zakresie rozluźniania materiału spotykanym w procesie osadzania nie zaobserwowano pojawienia się tych warstw. Zjawisko to wystąpiło dopiero, gdy prędkość wody przepływającej przez rozwarstwiony idealnie materiał w fazie ruchu wody w górę stała się tak duża, że spowodowała całkowicie burzliwy ruch wszystkich cząstek łoża, W praktyce taka sytuacja spotykana jest tylko w warunkach nieprawidłowego działania osadzarki np. silnej pulsacji wody i braku w łożu odpowiednio wysokiej warstwy materiału w wyniku chwilowego podawania do maszyny zbyt małej ilości nadawy lub zbyt wysokiego ciśnienia powietrza oraz przy występowaniu obu tych przyczyn równocześnie. Można zauważyć, że dla obu porównywanych modeli prowadzi się obliczenia i ich eksperymentalne potwierdzenie tylko przy małej ilości rozdzielonych warstw (4-6) i bardzo wysokiej sprawności wzbogacania. Oszacowane z danych eksperymentu rozproszenie E_p wynoszące około 0,025 jest co najmniej trzy razy mniejsze od osiąganego przez najlepiej pracujące osadzarki. To nie pozwala na eksperymentalne zauważenie zjawisk wynikających z przedstawianego w tej pracy modelu, co prowadzi do przekonania, że oba porównywane modele mają eksperymentalne potwierdzenie w całym zakresie rozprożeń istniejących w procesie osadzania.

Przedstawiany model nie może być bezpośrednio porównany z modelami klasy DEM ze względu na całkowicie różne zmienne istniejące w tych modelach. Zmienne te mające fizyczny charakter nie mają bezpośredniego przełożenia na zmienne używane w prezentowanym modelu z powodów przedstawionych w założeniach modelu (Głowiak 2019). Z tych samych powodów nie można prezentowanego modelu porównać z modelami opracowanymi w byłym ZSRR, Japonii, Chinach i na Ukrainie (Samylin 1976, Jinnouchi 1978, Chen Ji 1994, Branspiz 1994) skoncentrowanych głównie na dynamice ruchu wody w osadzarce z uwzględnieniem wpływu na ten ruch cząstek wzbogacanego materiału.

Uwagi końcowe

Przedstawiony model pozwala także na obliczenie wszystkich wielkości skalarnych używanych w przeróbce węgla, a po-

miniętych w przedstawianiu wielkości modelu. Są to wychody produktów i ich parametry jakościowe, skład nadawy i produktów wzbogacania dla przyjętych gęstości granicznych poszczególnych frakcji gęstościowych na jakie dzieli się nadawę i produkty oraz wszystkie wskaźniki oceny procesu wzbogacania używane w przeróbce węgla.

Wielkości obliczane przez model mogą być wykorzystane do sporządzenia krzywych wzbogalności (wynik obliczeń dla $E_s = 0$) i krzywych wzbogacania (wynik obliczeń dla $E_s \neq 0$). Model pozwala na obliczenie rzeczywistych gęstości, wychodów i zawartości popiołu w poszczególnych warstwach, które mogą być uważane jako elementarne frakcje gęstościowe innego materiału surowego wzbogacanego idealnie ($E_s = 0$) o znanej ich masie i zawartości popiołu. Stwierdzenie to wynika ze spostrzeżenia, że wzbogacanie nieidealne może być uważane jako równoważne idealnemu wzbogacaniu materiału o innej charakterystyce. Można to udowodnić jak poniżej. Każda warstwa wzbogaconego nieidealnie materiału surowego ma swoją gęstość, masę i zawartość popiołu. Jeżeli wziąć frakcję gęstościową innego materiału surowego o dokładnie takiej gęstości, udziale w nadawie dającą tę samą masę o takiej samej zawartości popiołu jak w warstwie nieidealnie wzbogaconego materiału surowego i wzbogacić ją idealnie to otrzymamy taki sam wynik, jak dla wzbogacania nieidealnego. Stanie się tak dlatego, ponieważ cały ten inny materiał surowy znajdzie się w tylko w jednej warstwie, której parametry będą dokładnie takie same jak dla warstwy powstałej w wyniku wzbogacania rzeczywistego. To samo rozumowanie można powtórzyć dla każdej rzeczywistej warstwy z takim samym wynikiem, co kończy dowód. Ilość frakcji gęstościowych tego innego materiału jest zawsze równa ilości rozróżnialnych gęstościowo warstw materiału wzbogaconego w rzeczywistych (nieidealnych) warunkach.

Korzystając z faktu, że produkt lekki pierwszego przedziału typowej osadzarki jest nadawą dla przedziału drugiego można powielając obliczenia dla przedziału pierwszego utworzyć model osadzarki n-przedziałowej. Taki model utworzono dla osadzarki 2-przedziałowej, aby można było przeprowadzać obliczenia dla często spotykanego trójproduktowego wzbogacania węgla. Prezentowany model jest modelem probabilistycznym, w którego założeniach nie istnieją poszczególne zjawiska fizyczne tworzące proces osadzania. Jedynym założeniem mającym fizyczny charakter jest przyjęcie, że prawdopodobieństwo trafienia cząstki do danej warstwy jest funkcją różnicy gęstości warstwy i gęstości cząstki. Założenie to okazuje się wystarczające, aby wykazać, że wiele pojęć z rachunku prawdopodobieństwa związanych z tym modelem ma prostą fizyczną interpretację z zakresu teorii wzbogacania grawitacyjnego.

Wszystkie przedstawione na wykresach wyniki obliczeń wykonanych w modelu pochodzą z wersji modelu dla macierzy o wymiarach 32×32 elementy.

Wnioski

1. Przedstawiony model wskazuje na istnienie niezauważonych do tej pory w badaniach eksperymentalnych zjawisk w procesie osadzania oraz także nie wynikających ze znanych innych modeli tego procesu.
2. Obraz wzbogacania w osadzarce wynikający z prezentowanego modelu jest znacząco różny od spojrzenia na

ten proces wynikający z aktualnie obowiązującej teorii. Najbardziej widoczną różnicą jest bardzo mała ilość rozróżnialnych gęstościowo warstw łoża osadzarki dla przeciętnych rozprożeń osiaganych w tym procesie.

3. Wyraźnie widoczną przyczyną innego od znanych rozkładów gęstości i mas poszczególnych warstw w łożu osadzarki jest brak ograniczeń dla gęstości tworzących się warstw pominięty w innych modelach.
4. Opisany model łoża osadzarki potwierdza spostrzeżenie (Zapała 1988), że krzywa rozdziału nie jest całkową transformatą krzywej rozproszenia. Istnieje jednak związek między krzywą rozproszenia i krzywą rozdziału i jest on taki, że krzywa rozdziału jest zbiorem punktów różnych dystrybuant rozkładów warunkowych opisujących prawdopodobieństwo trafienia cząstki o gęstości ρ_c do warstwy o gęstości ρ_w pod warunkiem, uprzedniego wybrania gęstości cząstki wynoszącej ρ_c i ustalenia gęstości warstwy dzielącej rozwarstwiony materiał na dwa produkty.
5. Obserwowane w praktyce odkształcenia krzywej rozdziału od dystrybuanty rozkładu normalnego są wyjaśniane przez prezentowany model, jednak model także pokazuje, że całkowite wyjaśnienie przyczyny tego odkształcenia jest możliwe tylko przy pełnej empirycznej znajomości przynajmniej niektórych rozkładów rozpraszania cząstek o stałej gęstości w różnych warstwach.
6. Krzywe rozdziału obliczane w modelu tak znacząco różnie od krzywych stosowanych w aktualnych procedurach obliczeniowych prognozowania wyników wzbogacania sugerują konieczność poddanie tych procedur istotnym korektom.
7. Porównanie empirycznych składów gęstościowych nadawy i produktów wzbogacania oraz składów obliczonych ze stosowanych modeli krzywych rozdziału i z prezentowanego modelu rozkładu wskazuje na znacznie lepszą zbieżność obliczeń w modelu z danymi empirycznymi niż otrzymane ze znanych modeli. To porównanie ze względu na objętość zebranego materiału jak i ważność empirycznego potwierdzenia modelu będzie przedmiotem oddzielnego opracowania.
8. Dokładność prezentowanego modelu jest zależna od dokładności wyznaczenia charakterystyki gęstościowej wzbogacanego materiału, co ujawnia istotną słabość teorii grawitacyjnego wzbogacania w praktyce jej stosowania. Ta wada polega na braku tych danych dla gęstości wyższych od 2,0 spowodowaną niedostępnością tanich i bezpiecznych cieczy ciężkich o takich gęstościach.
9. Słabą stroną modelu jest konieczność znajomości rozkładu prędkości cząstek w łożu osadzarki. Zjawisko to do tej pory jest niedostatecznie zbadane, co skutkuje ograniczeniem stosowania modelu dla warunków przemysłowych.
10. Istotną zaletą modelu jest pokazanie istnienia zależności między dokładnością stratyfikacji cząstek w łożu osadzarki i możliwością podziału warstw na dwa produkty.

Literatura – References

1. Bobrowski D. (1980) Probabilistyka w zastosowaniach technicznych WNT Warszawa str.47-50
2. Branspiz Y.A., Zagirnyak M.V. (1994) Refinement of Stochastic Model of Gravitational Coal Preparation Based on Einstein-Fokker-Planck Equation. Preprints of the 12th Coal Preparation Congress Cracow Vol.1, pp. 231-241
3. Cierpiz S. (2012) Automatyczna regulacja procesu wzbogacania węgla w osadzarkach. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej Gliwice str. 13-15, 28-33, 53-81, 89-106
4. Chen Ji (1994) Regular Group Mechanism of Stratification of Materials in Jigging Process, Preprints of the 12th ICPC, Cracow, Volume 1, pp. 253-271
5. Głowiak S. (2019) Założenia probabilistycznego modelu rozkładu gęstości ziaren w warstwach łoża osadzarki. Inżynieria Mineralna nr 1 (43) str.211-220
6. Goldberger A.S. (1972) Teoria ekonometrii PWN Warszawa str.24-29, 74-108.
7. Jinnouchi Y. Kawashima S. (1978) How to Predict and Optimize the Pulsation in the Air-Pulsated Jigs VIII International Coal Preparation Congress Donieck B5 pp.105-136
8. Jonkers A., Lyman G.J., Loveday G.K. (1998) Advances in Modelling of Stratification in Jigs XIII International Coal Preparation Congress Brisbane Vol.1, Paper G2 pp. 265-275
9. Kowol D. (2010) Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. Praca doktorska Politechnika Śląska w Gliwicach Wydział Górnictwa i Geologii str. 68-81, 88-94
10. Mishra B.K., Mehrotra S.P. (2001) A jig model based on the discrete element method and its experimental validation. Int.J. of Miner. Process., 63, pp. 177-189
11. Samylin H.A., Zołotko A.A., Poczink B.B. (1976) Otsadka, Moskwa Nedra str. 99-119
12. Srinivasan R., Mishra B.K., Mehrotra S.P. (1999) Simulation of Particle Stratification in Jigs Coal Preparation Vol. 20, pp. 55-70
13. Stępiński W. (1964) Wzbogacanie grawitacyjne PWN Łódź-Warszawa-Kraków str. 13, 126
14. Woolcott L.C., Bwalya M., Mabokela L. (2015) A validation study of the King stratification model Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy Volume 115 February pp.95-101
15. Zapała W. (1988) Opracowanie i cyfrowe badania symulacyjne algorytmów sterowania procesu wzbogacania węgla z wykorzystaniem pomiaru rozkładu frakcji densymetrycznych w łożu osadzarki Praca doktorska. Politechnika Śląska, Instytut Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Gliwice str. 48-68
16. Zapała W. (1994) Theoretical Model of the Curve Concerning Separation of the Jig Preprints of the 12th ICPC, Cracow, Volume 1, pp. 243-251

Probabilistic Model of Discrete Distribution of Layer Density in the Jig Bed

Presented paper is the detailed description of probabilistic model of discrete distribution of layer density in the jig bed, developed on the basis of its assumptions presented in the paper (Głowiak 2019). This elaboration contains all formulas describing the relationships existing in this model. The details of the assumptions were also given, which clear presentation was more advantageous to combine with the details of the calculations. The model was used to calculate the density distribution of particles in individual layers. These calculations show that there are significant differences in these distributions compared to other known models. Also the overall picture of the enrichment process in the jig adopted on the basis of previous experimental research and theoretical considerations is significantly different from the picture resulting from the presented model. Observed differences also turn out to be important for the practice of coal enrichment, indicating clearly the choice of the direction of jigs modernization significantly different from the trends currently prevailing among the designers of these machines. The presented model shows also incorrectness of currently used calculations to predict separation results using separation curves mainly due to the free choice of separation density. The choice of separation density in the actual jig operation process is significantly limited by the densities of the layers formed. The presented model shows that the mathematical approximation of the separation curves in the currently used calculation is not correct.

Keywords: *hard coal enrichment, jig, modeling of the jig operation, dispersion of grains, separation curves*



The Use of Multidimensional Exploration Techniques to Assess the Similarity of the Development Level of Energy Markets

Anna BLUSZCZ¹⁾, Robert RANOSZ²⁾

¹⁾ dr hab. inż.; Silesian University of Technology, Faculty of Mining, Safety Engineering and Industrial Automation; email: anna.bluszcz@polsl.pl

²⁾ dr hab. inż., AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Economics and Management in Industry; email: rranosz@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-74>

Submission date: 16-01-2020 | Review date: 02-04-2020

Abstract

The article undertakes research in the field of analyzing the similarity of Member States in terms of parameters characterizing the level of development of energy markets. Internal energy integration within the European Union requires transformation of energy systems towards the production of ecological energy, which is a challenge for the economies of many countries. Therefore, the article shows a significant level of diversity in the energy markets of individual countries, which indicates the possibility of differentiating the set ecological goals to be achieved by 2030. Multidimensional analysis was used to select groups of similar countries. Data were collected for 2018 for nine diagnostic variables. The research resulted in six clusters of countries similar to each other in terms of the level of development of energy markets.

Keywords: energy markets, sustainable development, integrated markets, multidimensional comparative analysis, energy consumption

1. Introduction

The energy market is one of the most important sector of industry in European Union countries. Planning a long-term energy market strategy requires continuous analysis of the level of development of energy markets. Member States power industry are currently in the process of gradual integration that will take place in the long term. The structure of the European Union's energy balance is created by the Member States. This means that, despite common goals, the countries themselves decide on the direction of their individual policy. Therefore, the presentation of the energy situation in the EU is only possible due to the characteristics of individual national energy markets. The main goal of the article is to use multivariate analysis to examine the level of similarity between European Union countries in terms of energy markets. Nine diagnostic variables were selected as the variables characterizing the energy market such as: consumption of electric energy generated from renewables per capita (TWH/person), hard coal consumption (million tons/person), greenhouse gas emissions per capita, available for final consumption gigawatt-hour per person, final energy consumption thousand tons of oil equivalent (TOE) per person, petroleum available for final consumption (Gigawatt-hour), natural gas (Terajoule gross calorific value – GCV) per person, energy intensity of GDP (Kilograms of oil equivalent (KGOE) per thousand euro, import dependency %. The analysis showed that the most important variable from the point of view of the division of countries is the energy dependence parameter.

The varied energy dependence between the members of the Community affects the overall direction of the strategy and actions taken by the EU in the energy sector.

Energy security is one of the basic elements that is a condition for ensuring each country's security and the possibility of sustainable and uninterrupted development. Currently, the

importance of energy security is gaining additional weight because the demand for energy, energy resources and fuels is constantly growing. Energy security is a key aspect of building an integrated energy market.

One of the more frequently cited definitions of energy security was formulated by the American economic analyst D. Yergin, according to which: the goal of energy security is to ensure an adequate and reliable level of energy supply at reasonable prices in a way that does not threaten the basic values and state goals [1].

The general energy security is the assurance that a nation receives the primary energy it needs for its economy and welfare. In theory, exist many definitions of energy security, but each of them tends to consider the issue of energy security only in one specific context.

The problem of energy security is an interdisciplinary concept that combines three perspectives at the same time, i.e., the energy, economic (market) and environmental perspective. The energy perspective includes the balancing of the demand and supply side, technical concept related to the technical infrastructure and its management and the diversification of deliveries of energy resources. The economic perspective is brought down to ensuring the acceptable price of energy resources, while the environmental one is related to ensuring the proper state of the natural environment for future generations [2].

According to the International Energy Agency (2014) energy security is defines as the uninterrupted availability of energy sources at an affordable price [3]. A standard definition of security of supply is a flow of energy supply to meet demand in a manner and at a price level that does not disrupt the course of the economy in an environmental sustainable manner. The concept is vast, multiform as it encompasses the whole physical and nonphysical supply chain. It has also

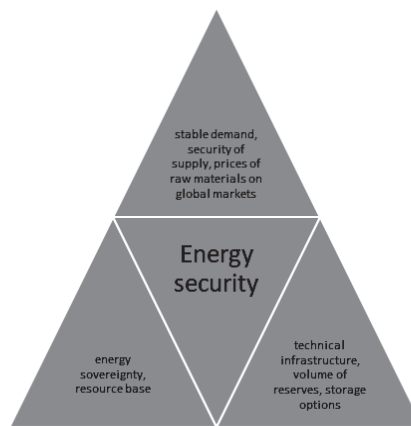


Fig. 1. Model of national energy security. Source: own elaboration

Rys. 1. Model krajowego bezpieczeństwa energetycznego. Źródło: opracowanie własne

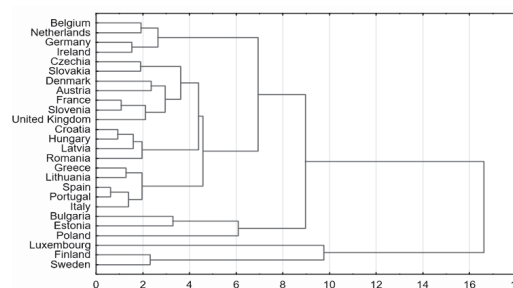


Fig. 2. Dendrogram for selected countries EU. Source: own elaboration

Rys. 2. Wykres dendrogramu dla wybranych państw UE. Źródło: opracowanie własne

important time, space and social dimensions. It can be more precisely defined as:

- A reliable supply of energy. Choices both for primary energy sources and geographical suppliers ought to be as plentiful as possible, within a competitive framework, in order to reduce dependence on only one or two. Diversification in these two areas – primary energy sources and suppliers – is key to ensuring security of supply.

- A reliable transportation of supply. Transportation networks ought to be physically available to qualified players, well maintained, and expanded as required, and should offer as many competitive route options as possible.

- A reliable distribution and delivery of supply to the final customer. Energy ought to be efficiently delivered to the final customer according to particular time and quality standard without discrimination.

- At “reasonable price” over a continuous period. In theory, “reasonable” price means marginal cost reflective [4].

Energy security has many aspects: long term energy security mainly deals with timely investments to supply energy in the line with economic developments and environmental needs. On the other hand, short-term energy security focuses on the ability of the energy system to react promptly to sudden changes in the supply–demand balance [3].

Member States’ energy markets are currently in a process of continuous transformation towards integration within the European Union. The process of integrating the electricity market in Europe, although it started many years ago, still faces many technical and political obstacles. Although Member

States have declared that all European markets will be fully connected and coordinated by 2014, the pace of integration is uneven. In western Europe, 75% of the markets have already been integrated. In-depth analyzes are being carried out regarding joint balancing, connecting short-term markets and further improving the efficiency of the common energy market. During consultations on the new energy market structure launched by the European Commission in July 2015, ways of improving cooperation and coordination of energy policies at regional level were considered. The main motivation for actions for the integration of markets is to reduce energy prices, increase the possibilities of balancing energy systems due to the increase in the share of renewable energy sources (mainly unstable wind and solar sources) and to improve security of supply.

2. Methodology and Data

In the study, the k-means algorithm was used to assess the similarity in the level of development of energy markets in the Member States. The name of this method is derived from the representation of each cluster using the average or weighted average. In this method, the number of clusters are presumed a priori as well as the number of iterations. Algorithm for creating clusters is strongly dependent on the value of k.

In the k-means method it is assumed [5, 6] that a set of n objects $D = \{p_1, p_2, \dots, p_n\}$ is given. Each object $p_i = \{p_{i1}, p_{i2}, \dots, p_{in}\}$ represents a point of space R_m , where m is the number of attributes that describe the objects of set D (the number of dimensions of space R_m). Let k is a predetermined number of clusters, and m_k the mean of cluster C_k . In the Eu-

Tab. 1. Division into clusters of similar countries in terms of the level of development of energy markets. Source: own study
 Tab. 1. Podział na skupienia krajów podobnych pod względem rozwoju rynków energetycznych. Źródło: opracowanie własne

Country	Distance
Cluster 1	
Finland	0.385796
Sweden	0.385796
Cluster 2	
Poland	0.000000
Cluster 3	
Denmark	0.769679
Greece	0.397662
Spain	0.376236
France	0.328059
Croatia	0.245432
Italy	0.482352
Latvia	0.498607
Lithuania	0.450993
Hungary	0.361465
Portugal	0.386879
Romania	0.660099
Slovenia	0.380347
Slovakia	0.533924
United Kingdom	0.545045
Cluster 4	
Belgium	0.413261
Germany	0.246645
Ireland	0.502386
Netherlands	0.557447
Austria	0.564056
Cluster 5	
Luxembourg	0.000000
Cluster 6	
Bulgaria	0.612841
Czechia	0.550646
Estonia	0.616627

clidean space, the mean of cluster is calculated according to formula:

$$m_k = \frac{1}{|C_k|} \sum_{p_i \in C_k} p_i \quad (1)$$

In the k-means method the aim is to find the division of a set of objects D between the k clusters C_1, C_2, C_k , of means that minimizes the criterion function $e(k)$ [7]. In the basic version of the algorithm the criterion function that is minimized, is the sum of the squared error [8, p. 153]:

$$e(k) = \sum_{i=1}^k \sum_{p_j \in C_i} \text{dist}(p_j, m_i)^2 \quad (2)$$

where:

- p_j – point in Rm space that represent object p_j ,
- m_i – mean of cluster C_i ,
- $\text{dist}(p_j, m_i)$ – Euclidean distance (norm L2) between object (point) p_j and mean (centre) m_i of the nearest cluster C_i .

Algorithm of the k-means analysis can be described by stages such as: A data set containing n objects is given and the number of clusters k is assumed.

1. Arbitrarily choose k objects from D as the initial cluster centers;
2. Repeat steps (a) and (b) until there are changes in the allocation of objects to clusters:
 - a) (re)assign each object $p_i \in D$ to the cluster C_i , to which the object is most similar, based on the mean value of the objects p_i in the cluster C_i ;
 - b) update the cluster means, i.e., calculate the mean value of the objects for each cluster.

A software Statistica of Statsoft was used in the calculations. K-means method has several advantages. It is relatively simple and the algorithm procedure is relatively efficient compared with hierarchical methods. The reasons for the algorithm's popularity are its ease of interpretation, simplicity of implementation, flexibility with regard to the accepted measure of distance.

3. Results

For the comparative analysis of the level of development of energy markets in the European Union, nine diagnostic variables were selected, such as: consumption of electric energy generated from renewables per capita (TWH/person), hard coal consumption (million tons/person), greenhouse gas emissions per capita, available for final consumption gigawatt-hour per person, final energy consumption thousand tons of oil equivalent (TOE) per person, petroleum available for final consumption (Gigawatt-hour), natural gas (Terajoule gross calorific value – GCV) per person, energy intensity of GDP (Kilograms of oil equivalent (KGOE) per thousand euro, import dependency %. Data for analysis are available in the Eurostat database. The first stage of preparing data for calculations is the data standardization process, which means that the variables expressed in different units are expressed dimensionless. The standardization and calculation process was performed in the Statistica software. Cluster analysis was performed for 26 European Union member states for 2018 (Cyprus and Malta were omitted due to a negligible share in energy production). The second stages in the analysis was the decision to indicate the parameter k – the number of clusters. For this purpose, another grouping method called the

Tab. 2. Average values for standardized data for selected clusters. Source: own study

Tab. 2. Średnie wartości dla znormalizowanych danych dla wyselekcjonowanych skupień. Źródło: opracowanie własne

Diagnostic variables/clusters	Cluster 1	Cluster 2	Cluster 3	Cluster 4	Cluster 5	Cluster 6
consumption of electric energy generated from renewables per capita (TWH/person)	2.69242	-0.779286	-0.309350	-0.189163	1.413013	-0.24728
hard coal consumption (million tons/person)	0.41053	3.836193	-0.355363	0.299077	-0.408575	-0.25633
Greenhouse gas emissions per capita	-0.43408	0.478982	-0.596589	0.580765	3.173254	0.88811
Available for final consumption Gigawatt-hour per person	1.93314	-0.700995	-0.457153	0.099236	3.464991	-0.24210
Final energy consumption Thousand tons of oil equivalent (TOE) per person	0.51966	-0.410068	-0.348960	0.102128	4.629009	-0.29449
Petroleum available for final consumption Gigawatt-hour	1.93314	-0.700995	-0.457153	0.099236	3.464991	-0.24210
Natural gas Terajoule (gross calorific value – GCV) per person	-1.01848	-0.706558	-0.238848	0.966565	3.094710	-0.61338
Energy intensity of GDP Kilograms of oil equivalent (KGOE) per thousand euro	-0.22769	0.751728	-0.141829	-0.683686	-0.929565	2.01242
Import dependency%	-0.77105	-0.414164	0.064658	0.635332	1.906116	-1.34391

Tab. 3. Analysis of variance. Source: own study

Tab. 3. Analiza wariancji. Źródło: opracowanie własne

Variables	Between SS	df	Inside SS	df	F	Significance p
consumption of electric energy generated from renewables per capita (TWH/person)	18.80426	5	6.19574	20	12.1401	0.000017
hard coal consumption (million tons/person)	17.63268	5	7.36732	20	9.5735	0.000088
Greenhouse gas emissions per capita	19.71134	5	5.28866	20	14.9084	0.000004
Available for final consumption Gigawatt-hour per person	23.12252	5	1.87748	20	49.2628	0.000000
Final energy consumption Thousand tons of oil equivalent (TOE) per person	24.15311	5	0.84689	20	114.0797	0.000000
Petroleum available for final consumption Gigawatt-hour	23.12252	5	1.87748	20	49.2628	0.000000
Natural gas Terajoule (gross calorific value - GCV) per person	18.74968	5	6.25032	20	11.9992	0.000018
Energy intensity of GDP Kilograms of oil equivalent (KGOE) per thousand euro	16.30109	5	8.69891	20	7.4957	0.000417
Import dependency %	12.48890	5	12.51110	20	3.9929	0.011271

agglomeration was used. The agglomeration process is presented in the figure 2 in the form of a chart dendrogram. In the agglomeration process, the Ward method was used, which uses variance analysis to estimate the distance between clusters. Based on the analysis of the dendrogram, it is possible to read the indication of the parameter k , i.e. the number of clusters. The decision on the number of clusters depends on the authors of the study, who decided about the degree of detail made by the division.

Based on the analysis of the dendrogram, the decision was made to group objects using the k -means method into 6 clusters. The results of the division of Member States by nine examined variables characterizing the level of development of energy markets are presented in Table 1.

On the basis of the presented average analysis for data subject to standardization, the resulting groups of similar countries can be characterized as follows. Cluster 1 has the highest level of use of renewable sources for energy production. Cluster 2, in which Poland is located as the only element of concentration, is characterized by the highest level of coal use in the energy production structure. This variable is so different compared to other countries that it determines the division into a separate one-element cluster. Hard coal, due to its rich deposits, is and will be the basic energy

source in the country in the next decade [9, 10, 11, 12, 13]. Hard coal mining in Poland has been undergoing restructuring for many years in order to adapt the business structure and economic efficiency to the current market requirements [14, 15, 16]. Coal mine companies take steps aimed at improving management processes by rationalizing the internal processes and introducing tools to support the implementation of their strategies [17,18]. It also becomes necessary for them to use various types of measurement systems to monitor achievements of the strategic goals the form of key performance indicators [19]. Among them, environmental goals are pivotal in reducing greenhouse gas emissions. They are the biggest challenge for the mining industry, which is accompanied by changes in energy systems [20, 21, 22, 23, 24].

Cluster number 3 is characterized by a relatively low level of average GHG emissions per capita and a high level of import dependence. Cluster number 4 contains countries with high levels of per capita emissions. On the other hand, the level of emissions for Luxembourg is the highest in the Member States, which determines the division of this country into separate cluster number 5.

Cluster number 6, on the other hand, contains countries with a high level of energy intensity.

Based on the analysis of variance, it can be concluded that the most important variable for the division of data into groups was import dependency.

Discussion and Conclusions

The cluster analyzes presented in the article are a significant tool to organize and group data. Hierarchical and non-hierarchical methods used to classify Member States into six similar groups in terms of the level of development of energy markets. The energy policy of the member states requires that all member states should achieve the same ecological goals by 2030 such as:

- 40% reduction in greenhouse gas emissions compared to 1990 emissions,

- at least 32% share of renewable sources in gross final energy consumption,
- increase in energy efficiency by 32.5%.

The article presents the diversity of Member States' energy markets, which would allow for the introduction of differentiation in terms of possibilities to meet stringent environmental goals for groups of countries similar in terms of the level of development of energy markets.

The scientific problem presented in the article is only an example of algorithm that can be used in practice and does not exhaust the complex topic of comparing the energy markets of member countries.

Literatura – References

1. Yergin D.: Energy security in the 1990s, Foreign Affairs, 1998. No 1.
2. Bluszcz A.: European Economies in terms of energy dependence. Quality and Quantity 2017, vol.51. no. 4 1531-1548. DOI 10.1007/s11135-016-0350-1
3. Chevalier, J.M.: Security of energy supply for European Union. European Review of Energy Markets 2006, 1(3), pp. 1–20. <https://www.eeoinstitute.org/european-review-of-energy-market/EREM%203%20article%20Jean-Marie%20Chevalier.pdf>.
4. IEA—International Energy Agency Energy Supply Security, emergency response of IEA countries. 2014.
5. Morzy T.: Exploration of data. Methods and Algorithms. PWN Warsaw, 2013.
6. Stanisław A.: Accessible statistics course using STATISTICA PL with examples from medicine. T. 3. Multivariate Analyses. Krakow, 2007.
7. Likas A., Vlassis N., Verbeek J.J.: The global k-means clustering algorithm. Pattern Recognition 2003, 36(2), 451-461. [http://doi.org/10.1016/S0031-3203\(02\)00060-2](http://doi.org/10.1016/S0031-3203(02)00060-2)
8. Larose D.T.: Discovering Knowledge in Data. Introduction to Data Mining. Hoboken, John Wiley & Sons, Inc. New Jersey, 2005.
9. Ranoz R.: Mining and its importance in the global economy. Mineral Resources Management 2014, 30 (1), 5-20. <http://doi.org/10.2478/gospo-2014-0003>
10. Jonek-Kowalska I.: Challenges for long-term industry restructuring in the Upper Silesian Basin. What has Polish coal mining achieved and failed from a twenty – year perspective? Resource Policy 2015, 44(C),135-149.
11. Bąk P., Sukiennik M.: Impact of corporate culture on business goals of Energy Sector Companies. SEED 2017 International conference on the Sustainable Energy and Environment Development: Institute for Sustainable Energy 2017, p. 3.
12. Brzychczy E.: An overview of data mining and process mining applications in underground mining. Inżynieria Mineralna 2019, R.21 nr 1, pp. 301-314.
13. Kowal B., Kustra A.: Sustainability reporting in the energy sector, E3S Web of Conferences 2016, 10, 00129.
14. Manowska A, Nowrot A.: The importance of heat emission caused by global energy production in terms of climate impact. Energies 2019, vol. 12 iss. 16, 1-12. <https://doi.org/10.3390/en12163069>.
15. Ranoz R.: Analysis of the structure and cost of capital in mining enterprises. Mineral Resources Management 2017, ISSN 0860-0953. vol. 33 iss. 1, 77–91.
16. Dubiński, J., Turek, M.: Chances and threats of hard coal mining development in Poland – the results of experts research. Archives of Mining Sciences 2014, 59 (2), 395-411. <http://doi.org/10.2478/amsc-2014-0028>.
17. Kowal, B., Ranoz, R., Karkula, M., Kowal, D. Process Management in Hard Coal Mining Companies, Journal of the Polish Mineral Engineering Society 2018, iss. 2 (42), 111-116, <http://doi.org/10.29227/IM-2018-02-14>.

18. Kowal, B.; Bąk, P.; Sukiennik, P. Dashboard - a system of measures supporting the enterprise in achieving its goals, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2018, iss. 2 (42), 41–46, <http://doi.org/10.29227/IM-2018-02-14>.
19. Kowal, B. Key performance indicators in a multi-dimensional performance card in the energy sector, *E3S Web of Conferences* 2019, ISSN 1755-1307, IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. 214 012093, 1-6.
20. Bluszcz A.: European Economies in terms of energy dependence. *Quality and Quantity* 2017, vol.51. no. 4 1531-1548.. <https://doi.org/10.1007/s11135-016-0350-1>.
21. Bluszcz A.: The emissivity and energy intensity in EU countries - consequences for the Polish economy. *Conference proceedings Energy and clean technologies. Recycling, air pollution and climate change Sofia 2018, STEF92* vol. 18, iss. 4.2, 631-638. <https://doi.org/10.5593/sgem2018/4.2/S19.081>.
22. Kijewska A., Bluszcz A.: Analysis of greenhouse gas emissions in the European Union with the use of agglomeration algorithm. *Journal of Sustainable Mining* 2016a. Vol. 15 iss.4 133-142 DOI 10.1016/j.jsm.2017.02.001
23. Kijewska A., Bluszcz A.: Research of varying levels of greenhouse gas emissions in European countries using the k-means method. *Atmospheric Pollution Research* 2016b, Vol. 7 iss. 5, s. 935-944. DOI 10.1016/j.apr.2016.05.010
24. Grabowska S.: Improvement of the heat treatment process in the industry 4.0 context. *METAL 2018. 27th International Conference on Metallurgy and Materials, Conference proceedings. Tanger Ostrava 2018*, 1985-1990.

Wykorzystanie wielowymiarowych technik eksploracyjnych do oceny podobieństwa poziomu rozwoju rynków energii

W artykule podjęto badania w zakresie analizy podobieństwa państw członkowskich pod względem parametrów charakteryzujących poziom rozwoju rynków energetycznych. Integracja wewnątrz energetyki w ramach Unii Europejskiej wymaga transformacji systemów energetycznych w kierunku wytwarzania energii ekologicznej, co stanowi wyzwanie dla gospodarek wielu krajów. Dlatego w artykule wykazano znaczący poziom zróżnicowania rynków energetycznych poszczególnych państw, co wskazuje na możliwość zróżnicowania wyznaczonych celów ekologicznych do osiągnięcia w perspektywie do 2030 roku. Wykorzystano analizę wielowymiarową do wyselekcjonowania grup państw podobnych. Dane zebrano dla 2018 roku dla dziewięciu zmiennych diagnostycznych. W wyniku badań uzyskano sześć skupień państw podobnych do siebie pod względem poziomu rozwoju rynków energetycznych.

Słowa kluczowe: rynki energetyczne, zrównoważony rozwój, analiza wielowymiarowa, konsumpcja energii



Educational Programmes Related to Mineral Processing in Poland

Daniel SARAMAK¹⁾

¹⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Kraków, Poland; email: dsaramak@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-75>

Submission date: 16-12-2019 | Review date: 09-01-2020

Abstract

Mining and mineral processing is a significant field of research in Poland, mainly due to huge deposits of various raw materials located in this country. Several Polish universities offer studies in the field of mineral processing. AGH University of Science and Technology, located in Cracow is major Polish university offering MSc programmes in mineral processing discipline. There are also several other universities, where students can gain knowledge in the field of mineral processing. Teaching programmes cover all main issues related to mineral processing, with cooperation with coal, copper, zinc and lead, coal and rock material industries. Article also describes the issues related to scientific staff in Poland. There are also presented general possibilities for career development for graduates, with characteristics of main potentials and problems.

Keywords: mineral processing, higher education, AGH

1. Introduction

Several universities in Poland offer higher education in the field of mining and mineral processing. Graduates of two universities can gain diplomas of mineral processing engineer, and curricula in these universities offer comprehensive education in the field of raw materials processing and beneficiation technology, including waste management issues, as well as economic aspects. One of these universities is Silesian University of Technology, located in Gliwice, but the primary mineral processing university appears AGH University of Science and Technology (AGH UST) in Cracow. This university has one-hundred year's teaching experience in the field of mining and mineral processing. Graduates from AGH UST in the field of mineral processing are aware of the supply and availability challenges regarding to a wide range of raw materials (coal, metallic and non-ferrous metals ores, aggregates, chemical minerals etc.) and derived products, understand the societal function of raw materials and the need for a value chain approach to ensure the sustainable industrial utilization of resources. Mineral processing engineers during their studies have also chance to acquire entrepreneurial and innovation skills, useful in expanding the existing markets and in creating new ones. Educational activities are therefore closely related to societal needs in general and industrial needs in particular. In general, the graduate gains complete training in the problems associated with physical, physicochemical and chemical separation of the individual components of the raw material of fossil or mineral waste in order to obtain the concentrates for further processing technologies. Techniques and technologies of beneficiation are among others the subject of the study. Silesian University of Technology offers curricula "Mineral Processing and Management".

It is worth noticing that AGH UST is the only Polish University that also offers Master studies in the field of Mining Engineering in English language. This makes the AGH UST the only Polish University in the field of mining and mineral processing, that is prepared for serving the complete educa-

tion of foreign students within full curriculum of MSc studies. It also opens opportunities for Polish graduates in terms of their mobility and international trainships. The graduates gain knowledge in the field of mining, including various methods of raw materials extraction, together with technology of their processing and waste treatment.

Several other universities offer curricula in Polish language in the field of mining, when selected issues of mineral processing are also delivered. These graduates are not a fully mineral processing engineers, but rather a mining engineers, but they are taught of some aspects related to mineral processing. Following universities should be mentioned: AGH University of Science and Technology, Gdańsk University of Technology, Łódź University of Technology, Silesian University of Technology and Wrocław University of Technology. AGH UST offers two types of studies with elements of mineral processing: the one is run on Faculty of Mining and Geoengineering, and the other can be found on the Faculty of Mechanical Engineering & Robotics, and the mineral processing issues are delivered from the scope of mining and mineral processing machinery and equipment.

Most of scientific staff related to mineral processing is located in AGH UST. More than ten full and associate professors work in the Department of Environmental Engineering and Mineral Processing at AGH UST. The other universities engage few professors in mineral processing, each. However, if we expand the research field to mining area, the number of professors is higher: only AGH UST engages around 40 professors, while in each of the other Universities there are between ten and fifteen to twenty professors. In general, the scientific staff engaged into higher education reach 150-200 people. About 80% of researchers and educators in the field of mineral processing are located in Cracow area.

The second activity in the field of mineral processing in Poland is related with various research institutes. Scientific workers of these institutes, especially professors, supplement educational activities served by universities, within the pro-

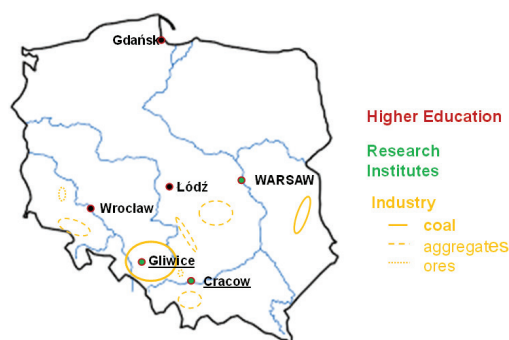


Fig. 1. Mineral processing institution in Poland along with selected industries

Rys. 1. Główne instytucje naukowe badawcze oraz ośrodki przemysłowe w Polsce związane z przeróbką surowców

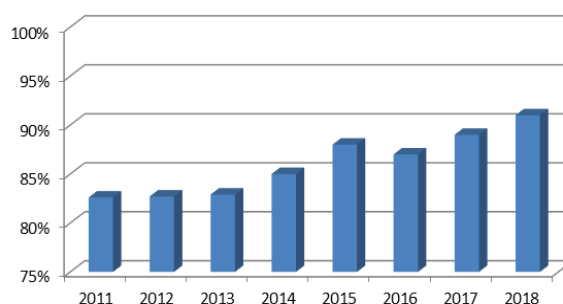


Fig. 2. Employment rate among graduates

Rys. 2. Odsetek zatrudnionych absolwentów

cess of junior researcher's scientific development (reviewers, tutors etc.). The institutes also collaborate with universities within the scope of professional practices, scholarships and industrial trainings. Following institutes should be listed: Central Mining Institute (GIG) located in Katowice, Mineral and Energy Economy and Research Institute of Polish Academy of Science (Krakow), Institute of Mechanised Construction and Rock Mining (Warsaw), Institute of Non Ferrous Metals (Gliwice), CUPRUM (Wrocław), The Institute of Ceramics and Building Materials (Opole, Warsaw, Krakow), Institute of Chemical Processing of Coal (Zabrze), KOMAG, many minor institutes engaged in research in aggregate sector, etc. It is hard to estimate the exact number of scientists engaged in all mining and mineral processing institutes, but we might say about at least 200 people.

The third vertex in a triangle Education-Research-Business constitutes the industrial sector. Mining and mineral processing industry covers copper (KGHM and related companies), coal (mining and processing plants located in Silesia region, and in eastern part of Poland), zinc and lead processing (near Cracow), aggregates sector, representing by many SME and large plants and some other minor types of raw materials. The major role plays KGHM, one of the world leaders in copper and silver production. It processes 30 million tons of ore annually. An outline of the above issues (selected) is shown in Figure 1.

2. Curricula

Educational programmes related to mineral processing in Poland should be divide into two main groups. The first group includes curricula strictly related to mineral processing

(Mineral Processing Curriculum). Graduates of these studies gain a comprehensive knowledge from mineral processing area and, as a result, become mineral processing engineers. The second category (Mining Curriculum) covers programmes in the field of mining, geoengineering and environmental engineering, which includes selected issues related to mineral processing.

The graduate of mineral processing curriculum in Polish conditions has a deepen knowledge of techniques and technologies of various beneficiation methods (gravitational, flotation, magnetic, electrostatic, chemical). This graduate is educated in the field of preparatory operations as well as supplementary ones, applied into processing technology, in particular comminution and classification processes, dewatering operations, various methods utilizing gravity, centrifugal, vacuum and pressure forces. Environmental protection issues and problems related to water management and waste utilization in accordance with the principle of sustainable raw materials management and utilization are of a key significance during the studies. Graduate is also well prepared for the material sampling and their qualitative and quantitative analysis. The other aspects include the operation of processing machinery and equipment, organization, management and economics, process automation, control and optimization, together with practical knowledge of raw materials deposits (geology, geochemistry, mineralogy and petrography).

The graduates from mining curriculum, who also have gained some knowledge in the field of mineral processing, have an in-depth knowledge in the field of mining, geology, environmental engineering, supported by chosen aspects of mineral processing. These aspects include: mineral processing

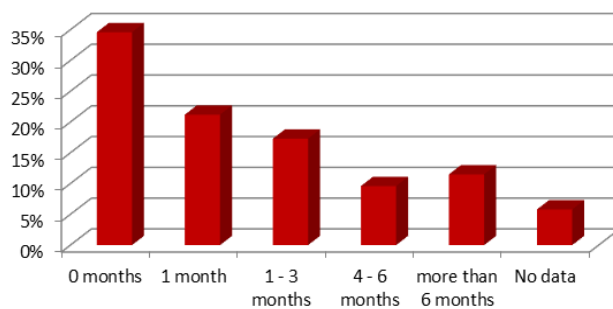


Fig. 3. The duration of looking for a job among graduates
Rys. 3. Czas poszukiwania pracy przez absolwentów

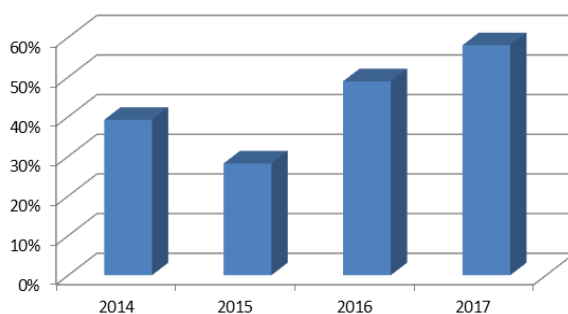


Fig. 4. Percentage of undergraduates with a job
Rys. 4. Odsetek pracujących wśród studentów

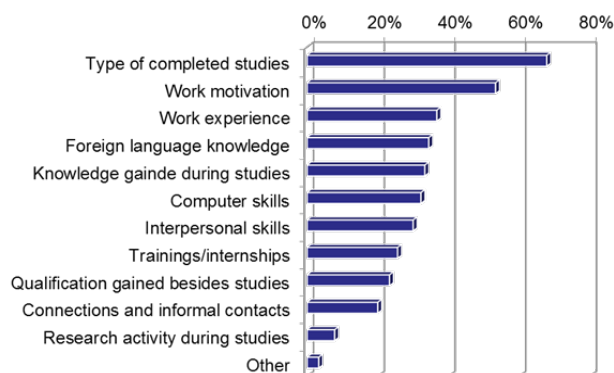


Fig. 5. Significant factors in job hiring
Rys. 5. Kluczowe czynniki decydujące o zatrudnieniu

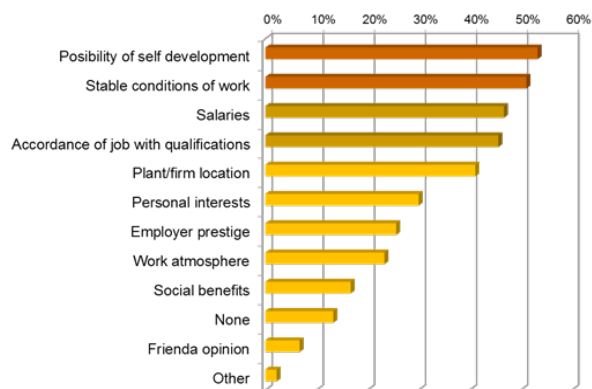


Fig. 6. Priorities in choosing a potential employer
Rys. 6. Kryteria odnośnie wyboru potencjalnego pracodawcy

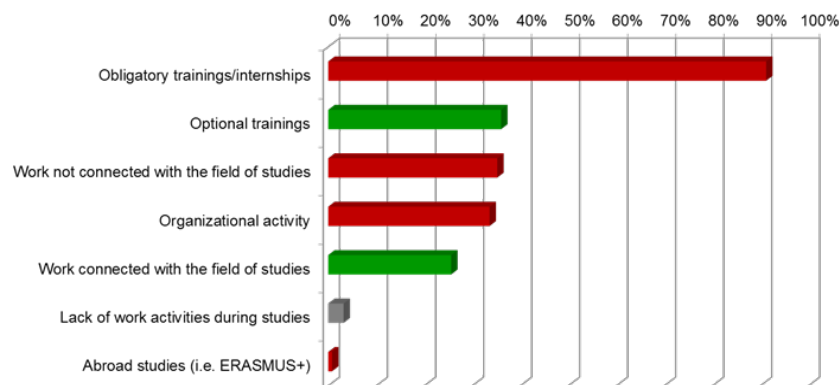


Fig. 7. Main activities during studies

Rys. 7. Główne aktywności wśród studentów podczas studiów

equipment, chosen methods of raw materials beneficiation, or selected operations in technological circuits of raw materials processing. The above issues may apply exclusively to selected raw materials (either coal or ores, or aggregates).

Teaching programmes in the field of mineral processing will be described on the example of curriculum applied at AGH UST. As it was mentioned the above, this university is a primary one in the field of higher education in Poland. However, the respective programme at Silesian University of Technology is similar. Mineral processing curriculum at AGH includes a number of various teaching modules that can be grouped into following categories:

- Base modules, that include Statistics, Contemporary Physics, Environmental Management and other similar subjects, which give the student an overall awareness of common laws of phenomena related to the field of study. Base modules cover 84 teaching hours.

- Technical modules, connected with mineral processing technology, methods of beneficiation, mineral resources economy, waste management, automation and process control, environmental and social issues. This group of subjects give the student the view of overall and specific engineering problems in the field of mining and mineral processing. The entire group covers 16 modules with nearly 400 teaching hours plus 170 hours of laboratory.

- Humanistic modules (managerial psychology, negotiations) help to develop non-engineering skills, as well as increase selected soft skills of future engineers, like interpersonal abilities, team working and public presentation skills.

- English module that, apart from obligatory English language course (30 hours), include an elective course, taught in English language (30 hours).

- Industrial practice, which is realized in mining and mineral processing plants, and takes 4 weeks.

AGH UST, as the only university in Poland, also offers regular PhD studies in the field of mineral processing. These four-year studies are offered on Faculty of Mining and Geoenvironment, and are held in Polish language. Studies in English are also possible, but that requires initial arrangements, because the programme is tailored for particular requirements of PhD candidate. Four main fields of studies are available: Mining and Geology, Environmental Engineering, Manage-

ment and Production Engineering, Civil Engineering. Each of the above fields is focused on different engineering issues, and doctorate in mineral processing is possible to complete in the field Mining and Geology, and Environmental Engineering. The teaching modules within these studies are connected with the selected field of study, and include methodology of scientific research and emphasis on possibilities of raising of various types of funds for research. The doctoral dissertation is usually realized in cooperation with industry.

3. Graduates – their future career and professional development

Graduates are the professionals who meet no major difficulties in work market. The AGH Career Centre monitors future career of graduates, and the below figures were prepared on the basis of data from the center. High rate of employment among mining and mineral processing engineers is observed, which was well above 85% during last four years (Fig. 2).

Graduates are also able to find the job relatively quick. Nearly half of graduates need one month or even less to find a job, while only about 10 per cent of them look for a job more than six months (Fig. 3).

A large number of job offers in the field of mineral processing has its reflection in the rate of undergraduates with a job. Some percentage of future graduates have the job even before graduation (Fig. 4), and this number in 2017 was as even higher than 50%.

As high as 67.3% of graduates claim, that their job is fully compatible with the profile of completed study. Further 9.6% thinks that the job is partially compatible, and 19.2% consider it as incompatible. The 3.8% of graduates have not given the answer.

Figure 5 shows main factors regarded as significant in job hiring, while Figure 6 presents which priorities graduates take into consideration while choosing a potential employer. Type of completed studies and work motivation play the most significant role in employment. Graduates consider the possibility of self-development at work and stable work conditions as key priorities in making decision when choosing a potential employer.

The usefulness of knowledge gained during the studies is assessed as very high and high by 41.3%. The next 55.2% graduates claim that the gained knowledge and qualifications

are sufficient. Only 3.5% graduates considers their gained knowledge as low. Graduates also assess that studies have prepared (17.2%) or partially prepared (69%) them to the job. The remaining 13.8% have negative opinion within this issue. Figure 7 shows what types of activities graduates have taken up during their studies. The low mobility among students is a concern. On the other hand, a significant percentage of graduates would like to continue their professional development on post graduate/PhD studies. Nearly 25% graduates want to enroll on postgraduate studies, while around 40% consider that possibility. What is more, about 8% is already during their post graduate studies.

4. Feedback from the industry

The other side of assessment of graduates are the opinions of employers. Some feedback from industry sector was collected and the most relevant opinions were presented the below. It is worth to note that employers are tend to assess their employees within two scopes: taking into account their gathered knowledge and practical skills and considering their personal skills. Knowledge of mineral processing engineers graduated from AGH UST is assessed well and very well, in general. They are also regarded as ambitious persons. On the other hand their foreign language knowledge is assessed as well or average, what can be of both the positive and negative meaning. Among the other negatives the following are mentioned:

- Poor practical utilization of the gained knowledge
- Unhealthy competition (too ambitious)
- Poor task concentration skills
- Poor communication skills, both in written and oral. In various opinions this feature might be connected with many digital gadgets utilized during daily routine of young peoples (smartphones, smartwatches, laptops etc.), what results in lower intensity of personal communication with contemporaries and colleagues.

Considering the fact the AGH is considered as the Polish leader in higher education in the field of mining and mineral processing, it is reasonable to assume that candidates from the other universities might be assigned with a bit higher number of the other negatives or positives.

As it was mentioned the above, the employers have separately assessed personal skills of graduates/employees. Among

the main positives they considered the declared mobility of workers. It appears that if necessary, the employees are ready to move, even abroad. The other positive feature is very good knowledge of electronical technology and practical utilization of Internet. Several negatives were also mentioned: poor team working skills, too high demands at the very beginning of their professional career, poor self-organization, claiming attitude and lack of independence. At the same time industry people determined a kind of profile of perfect graduate. Such a person:

- Should be aware of general problems relating to raw materials availability and supply,
- Should understand societal/environmental function of raw materials (value chain approach, sustainable utilization of resources etc.),
- Should have a deepened knowledge, which is important but not critical,
- Should have professional skills (team work, report writing), analytical thinking, problem solving and data analysis, which are of very significant importance.

5. Conclusions and final remarks

The situation in mineral processing education in Poland is well, however some improvements are advisable. Many university teachers and industry representatives agree that main improving activities should aim at:

- Further development and management of educational programmes and activities related to raw materials,
- Formation of professionals who have a deep understanding of specific aspects related to mineral processing,
- Bringing together three aspects: business (large companies and SMEs), higher education institutions and research centers.

The above activities can be run locally and globally. Universities and research centers cooperate with the industry sector within this area. Educational programmes are being modified and adjusted to the changing conditions. Teaching staff is up to date the recent scientific achievements which are utilized in educational programmes. One of examples of solutions in global scale is a European initiative KIC Raw Materials. This international program aims at increasing the competitiveness of Europe in the field of raw material, through various educational activities.

Literatura – References

1. AGH University of Science and Technology, CAREER CENTRE – Unit for monitoring of Graduates Professional Development – reports

Programy edukacyjne z zakresu przeróbki surowców w Polsce

Górnictwo i przeróbka surowców to znaczące kierunki badań w Polsce, głównie dzięki bogatym krajowym zasobom licznych surowców mineralnych. Kilka uczelni wyższych w Polsce prowadzi studia z zakresu przeróbki surowców. AGH w Krakowie to jedna z głównych uczelni oferujących studia magisterskie w dziedzinie przeróbki. Także na innych uczelniach studenci mogą zdobyć wykształcenie z zakresu przeróbki. Oferowane programy edukacyjne obejmują wszystkie kluczowe tematy związane z przeróbką surowców, we współpracy z przemysłem węglowym, miedziowym, cynkowo-olowiowym, oraz kruszywowym. Artykuł także porusza kwestie związane z kadrą naukową w Polsce. Zaprezentowane zostały także możliwości rozwoju zawodowego dla absolwentów z uwzględnieniem głównych szans oraz zagrożeń.

Słowa kluczowe: *przeróbka surowców, szkolnictwo wyższe, AGH*



Model of the Process of Preparing Annual Technical and Economic Plans in the Public Sector

Arkadiusz KUSTRA¹⁾, Robert RANOSZ²⁾, Barbara KOWAL³⁾

¹⁾ Ph.D., DSc, Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering Cracow, Poland; email: bkowal@agh.edu.pl

²⁾ Ph.D., DSc, Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering Cracow, Poland; email: rranosz@agh.edu.pl

³⁾ Ph.D., Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering Cracow, Poland; email: bkowal@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-76>

Submission date: 14-11-2019 | Review date: 20-01-2020

Abstract

The article analyzes the process of preparing annual technical and economic plans in the public sector, on the example of the mining industry. Qualitative methods in the form of in-depth interviews (IDIs) were used in the analysis, consisting in conducting extensive interviews concerning the analyzed issues with representatives of coal companies. According to the study, the main aspect in creating a TEP for the analyzed mining companies is coal production. Taking into account the market environment and the reality of Polish coal companies, it was concluded that the starting point for the development of the TEP should not be the coal production or the pursuit of maximizing output volumes, but the sales market and demand for the raw material offered by individual companies. Three dimensions of TEP planning were also proposed.

Keywords: *mining, public sector, Technical and Economic Plans (TEP), planning dimensions, value*

Introduction

The article shows the process of preparing annual technical and economic plans in the public sector as exemplified by a listed company from the mining industry. A proposal for a model (procedure) for developing a Technical and Economic Plan (TEP) is presented. The plan is a key document in every business activity. A properly drawn up plan facilitates more accurate decision-making and helps achieve the set goals, which translates into an increase of the goodwill and a reduction of threats which could potentially arise in the future [1, 2, 3, 4, 5]. However, the development of a TEP in line with target requires coordination and cooperation with a number of departments preparing partial plans necessary for compiling an annual plan [6, 7]. A well-thought-out and well-developed TEP planning procedure ensures the proper implementation of individual plans throughout the entire period, which eliminates the need to make further corrections in an ongoing TEP.

In its first part, the article presents the essence of the technical and economic plan in the operations of a business entity and the planning procedure for the preparation of annual TEPs in mining industry. The second part of the article is devoted to proposals for three dimensions of annual planning, ensuring balance in terms of objectives. The authors proposed three dimensions: the quantitative dimension of extraction and two financial dimensions: in terms of output and cash. The article ends with a summary which presents the conclusions from the presented procedure for the development of plans and proposed dimensions, as well as a list of references used in the study.

The essence of the Technical and Economic Plan

The Technical and Economic Plan results directly from the strategy of a given business entity, which is implemented at the highest level of organization. The strategy is usually formulated in a descriptive manner and primarily addresses

general issues arising from the vision and mission of the entity, the direction which the company wants to pursue or the expectations of all stakeholder groups. It is referred to as "(...) an action plan defining the general scope of the organization's activities and ways of increasing the value of its individual parts (business units)" [8]. This action plan defines, on the one hand, the strategic objectives the entity wants to achieve, and on the other hand, the implementation of these objectives will contribute to increasing its value [9, 10].

Technical and economic plans translate the overall strategy into concrete, realistic and measurable objectives that the organization intends to pursue and achieve to a satisfactory level. The primary components of TEPs are:

- a production plan,
- an employment plan,
- an investment expenditure plan,
- a cost plan,
- a financial plan.

These elements should be closely interlinked and internally compatible. When creating a Technical and Economic Plan, it should be remembered that it is a document which presents certain assumptions on the basis of which the control of its execution will be carried out.

Methodology and data used

The article presents the results of research comprising an analysis of the procedure for preparing annual technical and economic plans in the mining sector. The study consisted in reviewing the largest possible number of documents, including: orders for the preparation of TEPs, procedures for drawing up annual and monthly plans of mining and other works and their thorough analysis. Due to the sensitivity of some of the data, the study based on qualitative methods in the form of IDI – in-depth interviews conducted with representatives of coal companies.

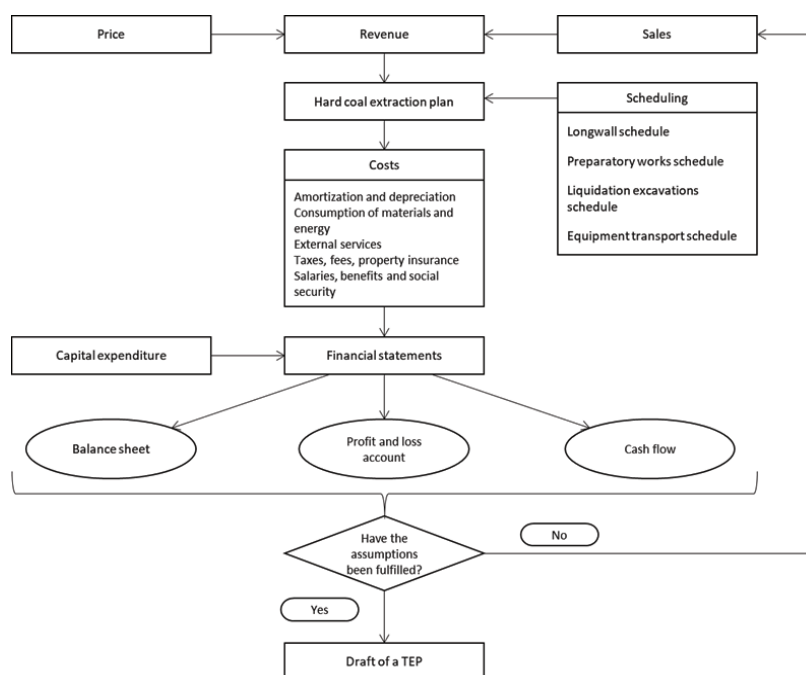


Fig. 1. Proposal for a general scheme of the process of preparing the Technical and Economic Plan in every mining company. Source: own elaboration
 Rys. 1. Propozycja ogólnego schematu przebiegu procesu przygotowania Planu Techniczno-Ekonomicznego w spółce górniczej, spółce giełdowej.
 Źródło: opracowanie własne

The cognitive goal of the research was to show how the process of preparing prepared annual Technical and Economic Plans is carried out in the public sector. Its practical goal was to propose three planning dimensions of this process.

Model for the development of a technical and economic plan (TEP) in the public sector

The analysis of available documents concerning the process of preparing Technical and Economic Plans in Polish mining companies has indicated that the starting point is the achievement of the assumed coal production plan, while the revenue part in the form of the Hard Coal Sales Plan in a breakdown into current and new customers and the Coal Transportation Costs and Revenues Plan as well as revenues from lease of fixed assets occupy one of the final positions.

In the opinion of the authors, the point of departure in the process of preparing the Technical and Economic Plan should be the determination of assumptions concerning the volume of coal sales and the price projections (market entry, market parameters). A general scheme of the process of preparing the Technical and Economic Plan in mining company is presented in Figure 1.

Taking into account the market situation of Polish coal companies, it is concluded that the forming of both of these parameters depends on them only to a small extent. This is the result of capital ties between the owner and individual companies. The indicated relations within the capital group determine the transfer prices and amounts of commercial coal, which are planned at the owner's level and at the same time accepted as determinants in the planning process within the companies. In consequence, the assumed level of transaction prices at the contracting stage and the quantity impact other financial figures in the extraction sector, i.e. investment expenditure and operating costs, and impose a schedule for the extraction plan. The difficulty in developing a Technical

and Economic Plan therefore lies in such budgeting of expenses and planning of mining works that the objectives set and assumed by the Owner are achieved [11, 2].

In the case of mining companies which are listed companies, the most important objectives to be achieved should be:

- to meet the owners' expectations in the form of an appropriate financial result, as its size is an advantage for shareholders in the form of dividends paid. The final financial result is mainly determined by the way the company generates its operating profit (EBIT, EBITDA). Therefore, given the limited possibilities of creating a revenue side, it should be reiterated that it is necessary to properly adjust costs to the market situation,
- ensure proper cash flow related to cash generation in individual operational areas, as well as in investment and financial areas, which, in the long run, will lead to an increase in the economic value of the company based on increasing benefits measured by cash flow,
- achieve satisfactory results in the area of resources by ensuring a so-called a "strong balance sheet" identified as the optimum level of assets financed from sustainable financing sources, at low cost of provisioning.

If the assumptions, understood as obtaining satisfactory financial results reflected in the elements of the financial statements, or achieving an adequate level of satisfaction, which can be determined, for example, by various types of Key Performance Indicators (KPI's), will be fulfilled - then the final model of the Technical and Economic Plan can be constructed and voted on by the Management Board.

If the KPIs do not reach a satisfactory level, the initial assumptions regarding the sales volume and price, as well as the relevant plans comprising the TEPs, such as:

Tab. 1. A summary of basic quantitative parameters. Source: own elaboration

Tab. 1. Zestawienie podstawowych parametrów w wymiarze ilościowym. Źródło: opracowanie własne

Current month		Inventory	YTD	
Plan	Previous year		Plan	Previous year
		Total gross output		
		Total net output		
		Total advancement		
		Total yield		

Tab. 2. A summary of basic result-oriented financial parameters. Source: own elaboration

Tab. 2. Zestawienie podstawowych parametrów finansowych w ujęciu wynikowym. Źródło: opracowanie własne

Current month		Inventory	YTD	
Plan	Previous year		Plan	Previous year
		Net output		
		Price		
		Revenue		
		Operating expenses:		
		Salaries		
		Materials		
		Energy		
		External services and renovations		
		Amortization and depreciation		
		Other		
		EBIT		

Tab. 3. A summary of basic flow-oriented financial parameters. Source: own elaboration

Tab. 3. Zestawienie podstawowych parametrów finansowych w ujęciu przepływowym. Źródło: opracowanie własne

Current month		Inventory	YTD	
Plan	Previous year		Plan	Previous year
		EBIT		
		- Tax		
		= NOPAT		
		+ Amortization and depreciation		
		+ - CAPEX		
		+ - Net working capital requirement		
		= Cash Flow		

- scheduling mining works,
- generally understood operating expenses,
- capital expenditure, should be verified.

The elements listed above are not easy to change altogether, although they can be designed to a limited extent. Considering the high fixed costs resulting from the high involvement of fixed assets and high operational risk, it is necessary to ensure proper mining conditions and optimize both production and the assets owned for the owner's needs.

The presented scheme of the process of preparing the Technical and Economic Plan does not assume any price renegotiations and reflects the conditions of annual contracting, when the specific transaction price is established between the owner and the company. Nonetheless, this cannot be ruled out. It should be noted that this would be the last resort.

Implemented, the Technical and Economic Plan should not be subject to constant changes but should provide a basis for determining the deviations between the implementation and its objectives. Moreover, the resulting deviation in the decision-making process should, in turn, determine the process of correcting future budgets, ensuring the implementation of the annual objectives adopted in the TEP. If the adopted annual targets are not realistic, a future budgetary adjustment may not reflect market conditions and thus an adjustment of the TEP must be performed, but it is suggested that it should only take place once a year, e.g. after six months. As a result, the TEP and annual targets will be changed, which will certainly affect the company's stock market image, but at the same

time will provide a settlement and analysis of deviations from the real-life operating processes.

Annual planning dimensions

According to Figure 1, in the course of the TEP development process, two planes appear, namely: the quantitative one - from which the planning process begins, and the financial one - which answers the question whether satisfactory effects have been achieved in the sense of satisfaction of the owners with the effects (adequate financial result, appropriate cash flow and achievement of satisfactory effects in the area of resources). Therefore, three planning dimensions are proposed and the objectives resulting from the creation of the Technical and Economic Plan are presented in a balanced way. These dimensions include:

- a quantitative dimension – extraction, progress,
- a financial dimension – focusing on the results,
- a financial dimension – focusing on the cash.

Each of the proposed dimensions is relevant and should not be considered separately, since all these areas are interconnected, as the company must implement the quantitative plan while maintaining appropriate financial parameters. These dimensions determine the basic parameters for a particular plane and its approach. The form of their presentation is arbitrary, however, its legibility and clarity should be maintained.

The first of these dimensions is the quantitative dimension. It should include a summary of the basic quantitative parameters which should be planned. Among them are:

- total gross output [Mg],
- total net output [Mg],
- total advancement [m],
- total yield [%].

Bearing in mind the advisability of creating such lists, such plans should be prepared for the "lowest" organizational levels in the company. According to the authors' knowledge, within the organizational structure of mining companies, at least three levels can be distinguished, starting from the highest organizational level: the company as a whole, individual mining fields and longwalls assigned to individual fields.

A table layout is proposed below, presenting a summary of plans for each month relative to the performance from the previous year (Table 1). The presented layout should apply to all organizational levels.

Caution must be exercised when planning quantitative parameters. Plans should not be overly optimistic. It would also be advisable for each of the figures presented to be justified by appropriate documentation.

Finance is the second of the planned dimensions. It is considered to be equally important to quantitative planning. For this area, planning should be carried out in two approaches:

- focusing on the result,
- focusing on the cash.

Due to the nature of the Technical and Economic Plan, the authors decided to limit the full profit and loss account to the operational level. The result-oriented financial dimension should include a summary of the basic financial parameters which should be planned. Among them are:

- net output,
- price,
- sales revenue,
- operating expenses:
 - o salaries,
 - o materials,
 - o energy,
 - o external services and repairs,
 - o amortization and depreciation,
 - o other,
- EBIT.

As with the quantitative dimension, such plans should be prepared for the "lowest" organizational levels within the company. Similarly, three planes can also be distinguished here: the company as a whole, individual mining fields and walls assigned to individual fields

A model tabular layout showing a summary of plans in financial terms for each month in relation to the performance for the previous year is presented in Table 2.

The third element is the financial dimension focusing on cash. As in previous cases, for the cash flow, the authors propose a very simplified version of this document for readability reasons. This dimension should include a summary of the

basic financial parameters which should be planned. Among them are:

- EBIT,
- tax,
- NOPAT,
- amortization and depreciation,
- CAPEX,
- net working capital requirement,
- cash flow.

As in the case of the quantitative and financial dimension focusing on the results, such plans should be prepared for the "lowest" organizational levels in the company. Similarly, three planes can also be distinguished here.

A model tabular layout of the basic parameters for the financial dimension in terms of cash flow is presented in Table 3.

Summary

The article points out that the problem of creating a technical and economic plan is an important element of the functioning of every company. The process of developing TEPs is extremely important from the point of view of proper designation of objectives, taking into account external market conditions and their effective implementation. Therefore, mining companies should make every effort to ensure that the process of its preparation takes place and runs as correctly as possible. The primary advantages of proper preparation of a TEP include: streamlining of the process of its implementation, flexibility in setting limit values/divisions, provision of information necessary for proper decision-making, improved and clearer control of all activities in the company, improvement of mutual communication and coordination. The article does not address the issue of employee motivation, although it is an important component in improving the effectiveness of work.

The idea of proposed model presented in this article is that the company should adjust its production capacity to the volume of demand, while maintaining certain parameters such as price and KPIs. Achieving the KPI's, especially those which are considered important for the owners, will set the company on a proper path to achieve its objectives, and will eliminate the need to adjust the TEP, as well as increase the value of the entire enterprise.

The presented dimensions of the planning process - quantitative and financial dimensions focusing on results and cash - contribute to a balanced approach to the process. All the proposed areas are equally important and necessary to improve and properly implement the preparation of TEPs. The basic parameters of the dimensions should be based on a simple and readable value which should serve as the objective.

The authors are aware that the article is not exhaustive. It is a proposal which has been dictated by industry observations and interviews.

This paper was supported by the AGH University of Science and Technology [No. 16.16.100.215].

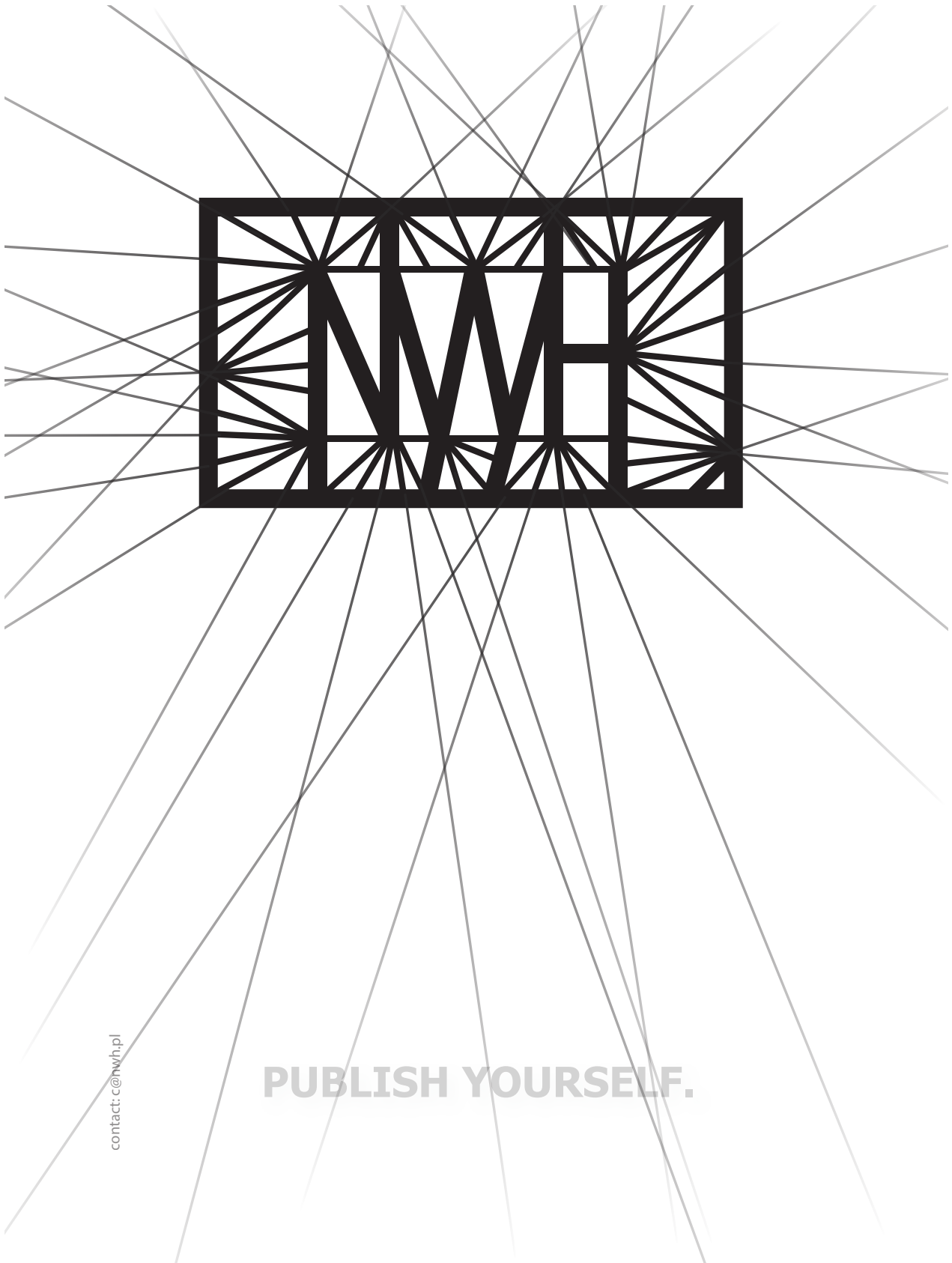
Literatura – References

1. Kowal, B., Ranzos, R., Karkula, M., Kowal, D. Process Management in Hard Coal Mining Companies, Journal of the Polish Mineral Engineering Society 2018, iss. 2 (42), 111-116.
2. Bąk, P. Planning in mining enterprise management. Scientific Books of the Szczecin University 2014, 804, 531-541.
3. Sierpińska, M.; Jachna, T. Methods of making financial decisions - analysis of examples and cases, Scientific Publisher PWN, Warszawa, 2007.
4. Groeneveld, B.; Topal, E.; Leenders, B. Robust, flexible and operational mine design strategies. Min. Technol. 2012, 121, pp. 20-28, 10.1179/1743286311Y.0000000018.
5. Bluszcz, A.; Kijewska, A.; Sojda, A. Economic Value Added in metallurgy and mining sector in Poland. Metalurgija 2015, 54, iss. 2, 437-440.
6. Kazakidis, V.; Scoble M. Planning for flexibility in underground mine production systems. Min. Eng. 2003, 55, 33-38.
7. Dowd, P.; Xu, C.; Coward, S.J. Strategic mine planning and design: some challenges and strategies for addressing them. Min. Technol. 2016, 1-13, 10.1179/1743286315Y.0000000032.
8. Johnson, G.; Scholes, K.; Whittington, R. Basics of strategy, Polish Economic Publisher, Warszawa, 2010.
9. Fernanda Del Castillo, M.; Dimitrakopoulos, R. Dynamically optimizing the strategic plan of mining complexes under supply uncertainty. Resources Policy 2019, 60, 83-93.
10. Bluszcz, A.; Kijewska, A. Factors creating economic value added of mining company. Archives of mining sciences 2016, 61, iss. 1, 109-123.
11. Montiel, L.; Dimitrakopoulos, R. A heuristic approach for the stochastic optimization of mine production schedules, J. Heuristics 2017, 23, 397-415, 10.1007/s10732-017-9349-6.

Model procesu przygotowywania rocznych planów techniczno-ekonomicznych w sektorze publicznym

W artykule poddano analizie proces przygotowywania rocznych planów techniczno-ekonomicznych w sektorze publicznym, na przykładzie branży górniczej. W analizie wykorzystano metody jakościowe w postaci IDI – in-depth interviews, polegającą na przeprowadzeniu pogłębionych wywiadów z przedstawicielami spółek węglowych dotyczącej prezentowanej problematyki. Jak wynika z przeprowadzonych badań, głównym aspektem w tworzeniu planu PTE dla analizowanych spółek górniczych jest wielkość produkcji. Biorąc pod uwagę otoczenie rynkowe oraz realia polskich spółek węglowych stwierdzono, iż punktem wyjścia przy opracowywaniu planu PTE nie powinna być wielkość produkcji i maksymalne dążenie do zwiększania wielkości wydobycia, a rynek zbytu i wielkość zapotrzebowania na oferowane przez poszczególne spółki surowiec. Zaproponowano również trzy wymiary planowania PTE.

Słowa kluczowe: *górnictwo węgla kamiennego, sektor publiczny, plany techniczno-ekonomiczne, wymiary planowania, wartość*



contact: cnwh.pl

PUBLISH YOURSELF.



Analysis and Forecasting of the Primary Energy Consumption in Poland Using Deep Learning

Anna MANOWSKA¹⁾

¹⁾ Ph.D., Eng Silesian University of Technology, Faculty of Mining, Safety Engineering and Industrial Automation;
email: anna.manowska@polsl.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-77>

Submission date: 02-12-2019 | Review date: 06-01-2020

Abstract

Consumption of fossil energy resources were increased dramatically, due to the economic and population growth. In turn, the consumption of fossil resources causes depletion of resources and contributes to environmental pollution. The European Union's "climate neutrality" initiative requires effective energy management from the member states. By this is meant a resource-efficient and competitive economy in which there is no greenhouse gas emission and where economic growth is decoupled from resource consumption. The article analyzes the level of primary energy consumption in Poland. It was examined whether a 23% drop in energy consumption could be achieved in 2030 compared to the base year and according with energy efficiency assumptions. A methodology for forecasting primary energy consumption based on deep neural networks, in particular on Long Short Term Memory (LSTM) algorithms was also presented.

Keywords: primary energy consumption, deep learning methods, long short-term memory, deep neural network

Introduction

The large scale consumption of energy resources not only reflects the rapid growth of economic and population, but also contributes to the environmental pollution [1, 2]. Effective implementation of pollution prevention and energy efficiency initiatives are often supported by an effective energy management, which must identify and forecast energy consumption to correctly identify the relationship between energy consumption, environmental and climate degradation, and optimize existing systems and resources towards sustainable development. Therefore, it is obvious that energy consumption forecasting is the fundamental of energy sector's management. The document "The European Green Deal" [3] approved by the member states of the European Union sets out the objectives that Europe must achieve by 2050 regarding climate neutrality [4, 5, 6, 7]. It is a new strategy for transforming the EU into a fair and prosperous society, with a modern, resource-efficient and competitive economy that has no net greenhouse gas emissions and where economic growth is decoupled from resource use [3]. The European Commission in the Clean Planet for All strategy, a European long-term strategic vision for a prosperous, modern, competitive and climate neutral economy (COM (2018) 773) [8] has identified how it wants to achieve climate neutrality. The priority is to further reduce the emission of the energy system and increase the share of renewable energy sources while simultaneously withdrawing from coal at a rapid pace. By 2030, the EU puts an emphasis on developing energy efficiency. These are requirements for buildings, household appliances, electronics and lighting, but also for the transport sector. The strategy assumes the popularization of electric and hybrid vehicles so that the demand for crude oil is expected to remain at the level of 2019. In addition, the national energy system is to be strongly modernized, increasing the efficiency of energy production (PEP2040) [9]. All these activities are to reduce

primary energy demand. The goal for Poland is to achieve savings of 23% of primary energy and 21.5% of final energy in 2030 relative to the base – 2007.

Poland consumes approximately 4,400 PJ of primary energy, with the majority being hard coal and crude oil, next natural gas, lignite and renewable sources [10]. Figure 1 shows the current and future primary energy consumption in Poland according to various scenarios [11, 12].

In the ARE scenario and the reference GreenPeace, demand for primary energy will increase until 2030, with additional demand being met by renewable energy, nuclear energy and gas. This will lead to diversification of the mix and reduction of the relative role of coal in it. The GreenPeace alternative scenario assumes a decrease in primary energy demand. In comparison to the reference scenario, primary energy consumption in 2030 will be lower by 27%. Despite this, energy needs will be fully balanced – there is no problem of energy shortage on the market or lowering the standard of living of the inhabitants or productivity of the economy. The most important effect of implementing the alternative scenario is reducing the economy's dependence on conventional fuels, including oil imports. The place of fossil fuels is taken by renewable energy sources, with significant shares of wind, biomass and solar energy. A significant increase in the share of renewable energy is possible by to the improvement of equipment efficiency and reduction of technology costs. This mainly applies to solar farms and wind energy.

The purpose of this article is to develop a predictive model of primary energy consumption using deep learning methods, which will answer the question, will Poland manage to achieve the assumed level of energy efficiency? The measure of this level will be the analysis of the trend in the development of primary energy consumption until 2040 and the determination of the level of demand in 2030. It should be noted that the demand for primary energy is a derivative of the demand

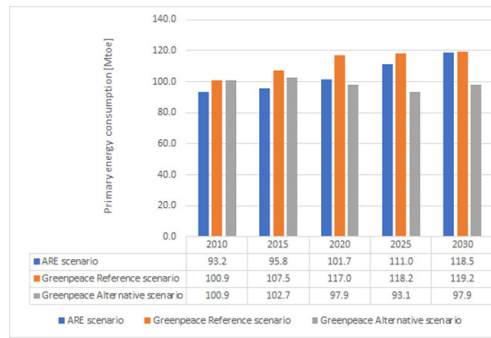


Fig. 1. Real and forecasted primary energy consumption. Source: own elaboration

Rys. 1. Rzeczywiste i prognozowane wartości zużycia energii pierwotnej. Źródło: opracowanie własne

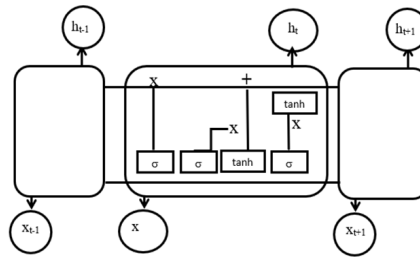


Fig. 2. Structure of the long short-term memory. Source: own elaboration

Rys. 2. Struktura komórki sieci neuronowej LSTM. Źródło: opracowanie własne

for final energy. Thus, all changes in the final energy structure and reduction of energy transmission losses are visible in future primary energy demand. Therefore, it was decided to build a model based on the history of the phenomenon and taking into account the population and GDP.

Methodology and Data

There are no methods in the world and domestic literature for forecasting of the total amount the consumption of primary energy. There are only studies on forecasting the consumption of each energy resources. In these studies, conventional models and models based on artificial intelligence were used to forecast consumption [13]. Conventional models are divided into time series models (mainly ARMA, ARIMA, SARIMA) and regression models [14, 15, 16]. Models based on artificial intelligence are grouped into artificial neural network models and machine learning models [17, 18, 19]. Review results show that conventional models are preferred for short-term energy consumption forecasts. Among them, non-linear regression models can describe the relationship between consumption data and influencing factors. Artificial intelligence based models have the ability to adapt in all areas and forecasting horizons [13].

In artificial intelligence literature, deep learning models have been identified among machine learning methods [20]. These methods are distinguished from typical neural networks by a greater number of neurons in the layer, by more complex methods of connecting layers in the network and by automatic extraction of functions. The algorithms most commonly used to predict time series during deep learning are recurrent neural network (RNN), long short-term memory (LSTM) and gated recurrent unit (GRU). LSTM networks have three very important aspects that distinguish them from other recursive networks. When designing the network, it is

necessary to decide which input data will be entered into the neuron, whether to remember the results of the calculations made in the previous step and when the input data will be forwarded to the next time stamp, as shown in Figure 2.

The functions shown in Figure 2 are defined as follows [21]:

$$\begin{aligned}
 f_t &= \sigma(w_f \times [h_{t-1}, x_t] + b_f) \\
 i_t &= \sigma(w_i \times [h_{t-1}, x_t] + b_i) \\
 \tilde{C}_t &= \tanh(w_c \times [h_{t-1}, x_t] + b_c) \\
 C_t &= f_t \times C_{t-1} + i_t \times \tilde{C}_t \\
 o_t &= \sigma(w_o \times [h_{t-1}, x_t] + b_o) \\
 h_t &= o_t \times \tanh(C_t)
 \end{aligned}$$

where: x_{t-1} and x_t are the previous and current input values, respectively; h_{t-1} and h_t are the 193 previous and current hidden gates, respectively; C_{t-1} and C_t are the previous and current cell states, 194 respectively; w_f , w_i , w_c , and w_o are the weight values connecting the input to each gate; b_f , b_i , b_c , 195 and b_o are the bias values for each gate's calculation; σ is a sigmoid function; and \tanh is a 196 hyperbolic tangent function.

In addition, these networks cope well with long-term relationships. This article presents the LSTM networks to predict primary energy consumption. The input data to the model concern primary energy consumption, population and GDP [22, 23], as shown in Figure 3.

The population between 1995 and 2018 has decreased from 38.60 to 37.80 million. The average annual decrease is at the level of 3%. Gross domestic product has increased over the years 1995–2018 very rapidly, by about 400%, while primary energy consumption has increased very moderately from 95.3 Mtoe in 1995 to 105, 2 Mtoe in 2018.

In this paper is adopted two widely used performance metrics: mean absolute error (MAE), root mean square er-

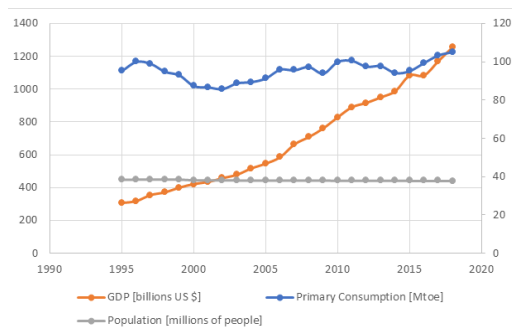


Fig. 3. Input data to the model. Source: own elaboration
Rys. 3. Dane wejściowe do modelu. Źródło: opracowanie własne

Layer (type)	Output Shape	Param #
lstm_39 (LSTM)	(None, 8, 4)	96
lstm_40 (LSTM)	(None, 4)	144
dense_21 (Dense)	(None, 1)	5
Total params: 245		
Trainable params: 245		
Non-trainable params: 0		

Fig. 4. The multivariate model for forecasting consumption primary energy (model no. 1). Source: own elaboration
Rys. 4. Model wielowymiarowy do prognozowania zużycia energii pierwotnej (model nr 1). Źródło: opracowanie własne

Layer (type)	Output Shape	Param #
lstm_31 (LSTM)	(None, 10, 11)	572
lstm_32 (LSTM)	(None, 11)	1012
dropout_8 (Dropout)	(None, 11)	0
dense_18 (Dense)	(None, 1)	12
Total params: 1,596		
Trainable params: 1,596		
Non-trainable params: 0		

Fig. 5. The multivariate model for forecasting consumption primary energy (model no. 2). Source: own elaboration
Rys. 5. Model wielowymiarowy do prognozowania zużycia energii pierwotnej (model nr 2). Źródło: opracowanie własne

ror (RMSE) to assess the prediction accuracy of the proposed methods [24]:

$$MAE = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n (|y_i - \hat{y}_i|)$$

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2}$$

where: y_i identifies the actual value for sample i ; \hat{y}_i identifies the predicted value for sample i ; n is the testing data

Results

The first model was proposed as shown in figure 4 and it is designed from the input – LSTM, the hidden – dropout to the output – dense layer. The input layer this is historical data connected with the consumption primary energy. The output layer this is prediction.

The second model was proposed as shown in figure 5 and it is designed from the input layers – LSTM, hidden – dropout to the output – dense layer. The input layer this is historical data connected with the consumption primary energy, GDP and population. The output layer this is prediction.

The data was divided the learning data into 70% and training data into 30%. Table 1 summarizes the simulation parameters used in this study.

Figure no. 6 and table no. 2 shows comparison the models for the long-term consumption primary energy. Lower values of MAE, RMSE denote a higher model accuracy.

The results have obtained from model 1 and model 2 are similar. The structure of model no. 2 includes explanatory variables that also need to be forecasted. This significantly affects the residuals of the model.

In the first model based only on the history of the phenomenon, the errors are 1%. It means that the model has adapted to the real flow in a high level. The advantage of this model is that the forecast is generated only on the historical of the primary energy consumption. In the second model, the errors are 2%. Increasing of the errors is due to forecasting of explanatory variables, however, fitting of the model is also high. Explaining variables have been predicted by regression models. Figure 7 shows the forecast of primary energy consumption.

Poland's primary energy consumption has predicted by two models, and the results are shown in figure 7. In the

Tab. 1. Simulation parameters. Source: own elaboration
 Tab. 1. Parametry symulacji. Źródło: opracowanie własne

	Model no. 1	Model no. 2
Number of layers	3	4
Number of neurons	15	24
Number of epochs	25	30
Learning rate	0,05	0,05
Loss function	MSE	MSE
Optimizer	ADAM	ADAM
Weight initializer	1	1
Activation function	ReLU	ReLU

Tab. 1. Simulation parameters. Source: own elaboration
 Tab. 1. Parametry symulacji. Źródło: opracowanie własne

	Model no. 1	Model no. 2
MAE	0,53	1,56
RMAE	1%	2%

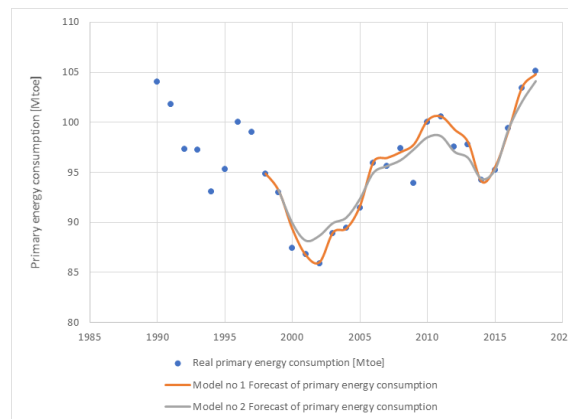


Fig. 6. Comparison of the real and forecast of primary energy consumption. Source: own elaboration
 Rys. 6. Porównanie rzeczywistego i prognozowanego zużycia energii pierwotnej. Źródło: opracowanie własne

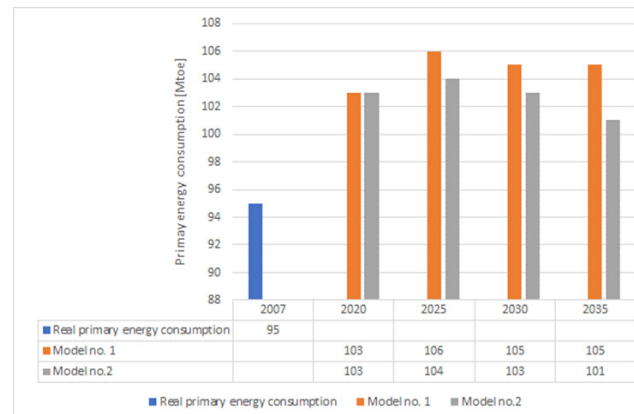


Fig. 7. The forecast of primary energy consumption. Source: own elaboration
 Rys. 7. Prognoza zużycia energii pierwotnej. Źródło: opracowanie własne

model no.1, based only on the history of the phenomenon, energy consumption is higher by about 2% compared to the model no. 2. This is the result of relation between Poland's energy consumption and economic growth and population. This data has been added in the model no. 2, as a explanatory variables. The model has presented slower growth of primary energy consumption, and after year 2025 the decreasing this consumption. Reducing energy consumption is a priority in the EU. Actions to improve energy efficiency are not only as

a methods of ensuring sustainable energy supplies, reducing greenhouse gas emissions, increasing security of supply and reducing expenditure on energy imports, but also promotion of EU competitiveness. The national target for improving energy efficiency is 23% in the 2030 and it is calculated in relation to primary energy from 2007. In absolute terms, it amounts to 91.3 Mtoe in 2030. In the developed models, the value of primary energy is 105 Mtoe and 103 Mtoe and is higher than the assumptions by 12% and 11%.

Discussion and Conclusions

The policy of the European Union is focused on environmental protection. An expression of these trends is newly adopted "European Green Deal", which assume climate neutrality until 2050. To achieve this goal, European Union members have already taken various initiatives. One of these initiatives is reduction of primary energy consumption and increase energy efficiency. The article analyses whether Poland will manage to achieve a 23% reduction of primary energy consumption compared to 2007. This reduction would be the result of an increase in energy efficiency. To analyse the problem, two models have built for forecasting primary

energy consumption based on artificial neural networks with the LSTM algorithm. The first model was built only on the history of the phenomenon, while in the second one added explanatory variables: population and GDP. A review of the literature in chapter 2 and model fit metrics in chapter 3 confirm the effectiveness of neural networks to predict time series. The forecasts presented in the article show a decrease in primary energy consumption by about 1.5% after 2025. However, this decrease is insufficient to achieve a reduction of primary energy consumption by 23% compared to the base year in 2030.

Literatura – References

1. Suganthi, L.; Samuel, A.A. Energy models for demand forecasting—a review *Renew. Sustainable Energy Review.*, 2012, 1223-1240.
2. Fuinhas, J.A.; Marques, A.C. Energy consumption and economic growth nexus in Portugal, Italy, Greece, Spain and Turkey: an ARDL bounds test approach (1965–2009). *Energy Economics.*, 2012, 34 (2), 511-517.
3. European Commission: The European Green Deal.
4. Manowska, A.; Nowrot, A. The importance of heat emission caused by global energy production in terms of climate impact. *Energies* 2019, 12, 16, 1-12. <https://doi.org/10.3390/en12163069>.
5. Bluszcz, A. The emissivity and energy intensity in EU countries - consequences for the Polish economy. Conference proceedings Energy and clean technologies. Recycling, air pollution and climate change. STEF92 2018, 18, 14.2, 631-638 Sofia. <https://doi.org/10.5593/sgem2018/4.2/S19.081>.
6. Kijewska, A.; Bluszcz, A. Analysis of greenhouse gas emissions in the European Union with the use of agglomeration algorithm. *Journal of Sustainable Mining*, 2016, 15, 4 133-142 DOI 10.1016/j.jsm.2017.02.001.
7. Sobczyk, W.; Pelc, P.; Kowal, B.; Ranzos, R. Ecological and economical aspects of solar energy use E3S Web of Conferences [Dokument elektroniczny]. - *Czasopismo elektroniczne* ; ISSN 2267-1242, 2017, 14, 01011, 1–8.
8. European Commission: A Clean Planet for all A European long-term strategic vision for a prosperous, modern, competitive and climate neutral economy, COM (2018) 773, 2018.
9. Ministry of State Assets, Poland's energy policy until 2040. PEP2040, 2018.
10. GUS, Energy 2018, 2019.
11. ARE, Prognoza zapotrzebowania na paliwa i energię do 2030 roku, załącznik do Polityki Energetycznej Polski do 2030 roku. ARE (2011), Aktualizacja Prognozy zapotrzebowania na paliwa i energię do roku 2030, Warszawa. Bank Światowy (2011), Transition to a Low-Emissions Economy in Poland, 2009.
12. Greenpeace Polska, [R]ewolucja energetyczna dla Polski. Scenariusz zaopatrzenia Polski w czyste nośniki energii w perspektywie długookresowej, Warszawa, 2008.
13. Wei, N.; Changjun, L.; Xiaolong, P.; Fanhua, Z.; Xinqian, L. Conventional models and artificial intelligence-based models for energy consumption forecasting: a review. *Journal of Petroleum Science and Engineering* 2019, 181, 5650-5663.
14. Zhao, G.; Guo, S.; Jing, S.; Wang, Y. An investigation of coal demand in China based on the variable weight combination forecasting model. *Journal of Resources and Ecology* 2011, 2 (2), 126-131.
15. Shao, Z.; Gao, F.; Yang, S.-L.; Yu, B.-g. A new semiparametric and EEMD based framework for mid-term electricity demand forecasting in China: hidden characteristic extraction and probability density prediction. *Sustainable Energy Review* 2015, 52, 876-889.
16. Ervural, B.C.; Beyca, O.F.; Zaim, S. Model estimation of ARMA using genetic algorithms: a case study of forecasting natural gas consumption. *Procedia - Social and Behavioral Sciences* 2016, 235, 537-545.

17. Ding, S. A novel self-adapting intelligent grey model for forecasting China's natural-gas demand. *Energy* 2018, 162, 393-407.
18. Jurado, S.; Nebot, À.; Mugica, F.; Avellana, N. Hybrid methodologies for electricity load forecasting: entropy-based feature selection with machine learning and soft computing techniques. *Energy* 2015, 86, pp. 276-291.
19. Shayeghi, H.; Ghasemi, A.; Moradzadeh, M.; Nooshyar, M. Simultaneous day-ahead forecasting of electricity price and load in smart grids. *Energy Conversion and Management* 2015, 95, 371-384.
20. Li, J. The 10 Deep Learning Methods AI Practitioners Need to Apply, 2017, [access date 2020-05-12]
21. Hochreiter, S.; Schmidhuber, J. Long short-term memory, *Neural Computation* 1997, 9 (8): 1735–1780.
22. www.macrotrends.net, [access date 2020-05-02]
23. BP: bp-stats-review-2019-all-data, [access date 2020-05-02]
24. Zielaś, A.; Pawełek, B.; Wanat, S. *Prognozowanie ekonomiczne, teoria, przykłady, zadania*. Wydawnictwo Naukowe PWN, 2003.

Analiza i prognozowanie zużycia energii pierwotnej w Polsce z wykorzystaniem technik głębokiego uczenia

Zużycie kopalnych surowców energetycznych wzrasta, a wzrost ten jest skorelowany ze wzrostem ludności i rozwojem gospodarczym. Z kolei zużycie kopalnych surowców energetycznych powoduje wyczerpywanie się zasobów i przyczynia się do zanieczyszczenia środowiska. Inicjatywa Unii Europejskiej "neutralność klimatyczna" wymaga od państw członkowskich efektywnego zarządzania energią. Przez co rozumie się zasobooszczędną i konkurencyjną gospodarkę, w której nie ma emisji netto gazów cieplarnianych i gdzie wzrost gospodarczy jest oddzielony od zużycia zasobów. W artykule przeanalizowano poziom zużycia energii pierwotnej w Polsce. Zbadano, czy w roku 2030 uda się osiągnąć 23% spadek konsumpcji energii w odniesieniu do roku bazowego, zgodnie z przyjętymi założeniami o efektywności energetycznej. Przedstawiono również metodologię prognozowania zużycia energii pierwotnej opartą na głębokich sieciach neuronowych, w szczególności na algorytmach Long Short Term Memory (LSTM).

Słowa kluczowe: konsumpcja energii pierwotnej, metody głębokiego uczenia, sztuczne sieci neuronowe, LSTM



Production Waste from Hard Coal Mining in the Light of Circular Economy

Katarzyna TOBÓR-OSADNIK¹⁾, Małgorzata WYGANOWSKA²⁾,
Barbara KOWAL³⁾

¹⁾ Ph.D., DSc, Eng.; Silesian University of Technology, Gliwice, Poland; email: katarzyna.tobor-osadnik@polsl.pl

²⁾ Ph.D., DSc, Eng.; Silesian University of Technology, Gliwice, Poland; email: malgorzata.wyganowska@polsl.pl

³⁾ Ph.D., DSc, Eng.; AGH University of Science and Technology, Cracow, Poland; email: bkowal@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-78>

Submission date: 19-11-2019 | Review date: 03-01-2020

Abstract

Mining plants are faced with the task of seeking image change with a positive economic result. Post-mining waste may be an opportunity for mining enterprises to implement the circular economy idea. In this article, the authors presented an overview of some of the most important waste, such as dumps, methane or mine waters. The analysis of the composition of brines obtained in the "Dębieńsko" Plant allowed the authors to formulate numerous conclusions for their new use. Air pollution and, at the same time, increased health-related needs of society open new opportunities for pro-ecological and recreational use of what has constituted the negative perception of the hard coal industry in Upper Silesia. The article proposes a number of solutions in this area.

Keywords: coal mining, wastes, slagheaps, saline, methane

Introduction

Everybody got used to treat mines on Upper Silesia as „manufacturer” of hard coal and numerous group of by-production waste. Modern player on the market primo cannot therefore barrow his offer to only one product, secundo perhaps he should use maximally all production materials. To produce by-production waste belongs among all others rock wastes which are stored on coal spoil – heap, methane from current exploitation from operating mines and also from already closed mines, and also salted mining waters. Those products were problem until now and were treated as waste, but directions of diversification of actions in managing of polish mining of hard coal allowed to see a chance for using them and modifying in new commercial product. It was patterned on currently existing similar solutions from country and abroad. In this article Authoress show already realized projects and project proposals of by – products management of hard coal exploitation in Poland. Projects already realized are: gaining and using of methane from hard coal mines, utilization and management coal spoil – heap for various purposes, and the proposal of Authoress is to use saline which occurs while desalting of mine water in Desalting Plant „Dębieńsko” for recreation and healing purposes (Fig.1.).

Slagheaps of post-mine waste

Element of Silesian scenery are slagheaps of post-mine waste. They consist of vary types of rock material, mostly coming from hard coal mines, but also from foundries, power plants and thermal power plant. For all inhabitants they are very arduous in many aspects: they are chemically and thermal active, they dust. Their influence on environment can manifest itself in soil degradation, penetration of chemical ingredients into underground and superficial water [1,2]. Slagheaps have tendency to self-ignition, what causes emanation of oxide and dioxide of carbon and sulphur compound to the

atmosphere. Most famous are: slagheap in Rydułtowy „Szarłota” and slagheap „Skalny” in Łaziska Górne.

Slagheap in Rydułtowy is one of the highest slagheaps in Europe – from the base is about 134 m, top is on 407 m above sea level, it’s area is 37 hectares and volume 13,3 million m³. In 2007 it was named Szarłota and this name was put on the top, referring to Hollywood inscription. Partly it is covered with vegetation, but is important part of the whole scenery. From its top mountains on the Czech side can be seen [3].

Slagheap „Skalny” w Łaziska Górne is placed on 389 m above sea level and is on 30 ha. Weight of rock material which is inside of it is estimated on 17 million ton. It is one of the biggest in Europe. Post-mine waste on „Skalny” is being gathered from over 220 years. Big problem on this slagheap was self-ignition. During this to the atmosphere compounded carbon oxide, sulphure dioxide and nitrogen oxide. Big arduous for the inhabitants was very bad smell. On the slag-heap was introduced innovative method which included using liquids from Thermal Power Plant Łaziska [4,5]. Currently slagheap area is grassed, and on its top there is lovely lake. Although officially it is not yet allowed to use this new green area, slagheap is target for many Sunday walks.

Interesting management of post-mining dumping ground was initiative of revitalization of after mining areas in Bieruń Nowy. Although investment of creating recreation centre for the city and surroundings wasn’t finished, but area has been shaped and planted round. For further works influenced economic situation of the commune.

In 2005 conversations have been started and developed interesting plans of management slagheap Maria in Murcki (Fig. 2.) There were supposed to be created two artificial ski slopes and artificial chutes. Historical buildings of the mine were supposed to be transformed into hotel, spa and covered swimming pool, playing ground, bowls and stable. This project took second place in competition „Technośląsk” for managing of post-industrial area.

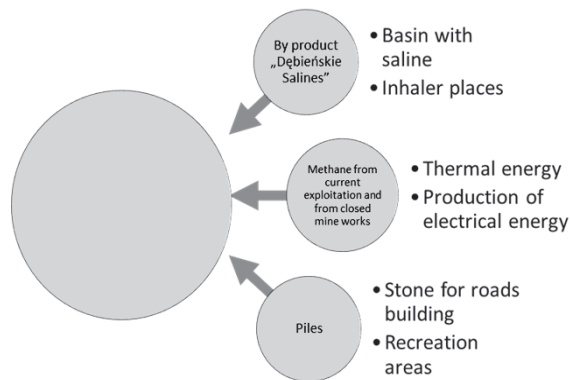


Fig. 1. Directions of using some of by-products while exploitation of hard coal in Poland. Source: own study
 Rys. 1. Kierunki wykorzystania produktów ubocznych eksploatacji węgla kamiennego. Źródło: opracowanie własne



Fig. 2. Reclaimed slagheap Maria in Murcki [Przemysław Kucharczak's foto]
 Rys. 2. Zrekultywowana hałda Maria w Murckach [Zdjęcie Przemysław Kucharczak]



Fig. 3. Saline graduation tower and fountain in Inowrocław [21]
 Rys. 3. Tężnia i fontanna solankowa w Inowrocławiu [21]

Similar project was developed for slagheap in commune Moszna with cooperation of Jastrzębska Spółka Węglowa Co. Unfortunately for now on commune is planning to create on the area of slagheap motocross race tracks and preparing more convenient conditions for paragliding which is developing there [6]. Alike project was used for slagheaps in surroundings of Wałbrzych. Local Automobilclub is organizing periodical races „Hałda”. It is important event in the environment of sport drivers. Also elimination for Europe championship in competition „Europe Truck Trial” took place over there. In 2008 were organized Polish Race Championships Off-road Cars.

Interesting undertaking of creating recreation and relaxation center Dolomity Sportowa Dolina in Sucha Góra which was created on the basis of post-mining excavation by adapting areas of old open-cast mine. This center offers two ski slopes, one snowboard, bicycle and walk routes, in the future tennis court and pools. Similar center was established in Sosnowiec.

It is worth to mention about the biggest managing post-mining areas which is Provincial Park of Culture and

Rest in Chorzów (WPKiW). It was established on the areas of many poverty pit-shafts, mining subsidence, mines and metallurgical slagheaps. In the center of industrial Silesia was created “green heart”, which is serving and is being developed for its inhabitants.

To foreign examples of utilizing in the purpose of recreation, culture and recultivation post-mining slagheaps are slagheaps from the area of the Ruhr in Germany, area of Nord-Pas de Calais in France and surroundings of Lille in United Kingdom. On their example were created landscape composition, ski centers, vantage points, and technological parks, innovative and interesting residential settlements. Such management of slagheaps is being axis around which are being established and developed small and middle city centers. Slagheap after transformation is being chance for developing of those areas [7].

Other direction for utilizing slagheaps is another exploration and taking advantage of material which is gathered there for road building, engineering and hydro technical works. Loams and loams slates which are stored there can be utilized in ceramic industry and for stoneware products. Carbonate

Tab. 1.. The share of minerals in the compared salines. Source: own study based on [19] and Analiza fizyko-chemiczna solanki z odwiertu St-5 przeprowadzona w dniu 29/10/2014 przez Laboratorium Analiz Wód Głównego Instytutu Górnictwa [20]

Tab. 1. Udział składników mineralnych w porównywanych solankach. Źródło: opracowanie własne na podstawie [19] i Analiza fizyko-chemiczna solanki z odwiertu St-5 przeprowadzona w dniu 29/10/2014 przez Laboratorium Analiz Wód Głównego Instytutu Górnictwa [20]

mentioned composition	Dębieńsko salines solid substances dissolved in 1 kg [%]	Zabłocka salines solid substances dissolved in 1 kg [%]
solid substances	30%	3,80%
iodides	0,018%	0,012%
bromides	0,10%	0,016%
chlorides	16,00%	2,30%
magnesium	2,50%	0,05%
potassium	1,40%	0,01%
sodium	5,00%	1,31%



Fig. 4. Saline graduation tower and fountain in Dębowiec (K. Tobór-Osadnik's foto)

Rys. 4. Tężnia i fontanna solankowa w Dębowcu (zdjęcie K. Tobór-Osadnik)



Fig. 5. Saline graduation tower in Katowice (K. Tobór-Osadnik's foto)

Rys. 5. Tężnia solankowa w Katowicach (zdjęcie K. Tobór-Osadnik)

rocks can be used for chemical fertilizers production, for bituminous mass, cement, technical chalk, broken aggregate and also in glass-sand industry [8].

Slagheaps on Silesia were arising since few hundreds of years and are part of Silesian landscape. But they are not sentenced for general ugliness and condemnation, but can be opportunity for different commune development and pride of inhabitants. They are source of economical and culture benefits of this region.

Methan

Next by-product while hard coal exploitation on Upper Silesia possible to be managed is methane. Methane is gas which accompany to coal deposits. Biggest technical and economical meaning has methane in taken by de-methane mines system. In exploited mines methane emits from excavation deposits and is being drained with the ventilation air (source of harmful emission) or is drained with de-methane systems (possible to energetic utilize). Not in every polish mines de-methane process is being conducted (or was conducted). From exploited deposits methane is mostly being drained off with ventilation air which also is very dangerous emission source [9]. Data are showing that only 30 percent of methane emitting while coal extraction is being captured in de-meth-

ane installations and to economic usage is reaching less than 1/5 of whole [10, 11]. Additionally methane drained to atmosphere is charged for harmful substances emission. However, amended energetic law says that, energy seller will have to have in his offer energy from methane sources. It means that, similar as in energy from renewable sources producer of methane energy will be having incomes from energy sale and its certificates of origin. Methane can be chance for many communes [12]. They want to heat with it apartments and residential building. In Skoczów they want to buy methane from mine work Morcinek in Kaczyce, in Gierałtowice from mine work Budryk in Ornontowice [13]. Urban Enterprise of Thermal Energetic "Ciepło" in Skoczów is purchasing natural gas extracted by Enterprise of De-Methane Mines in Dębowiec, near Jaworzno. It is delivering heat to apartments on biggest housing estates of Skoczów. Infrastructure of gas system and relatively low possibilities of methane transport influence on way of managing gas from de-methane coal deposits.

Those are among others:

- Generating heat for heating and technological needs by gas combustion in boiler or technological installations (eg. Drying chamber),
- Associated generating of electrical energy and hot water,

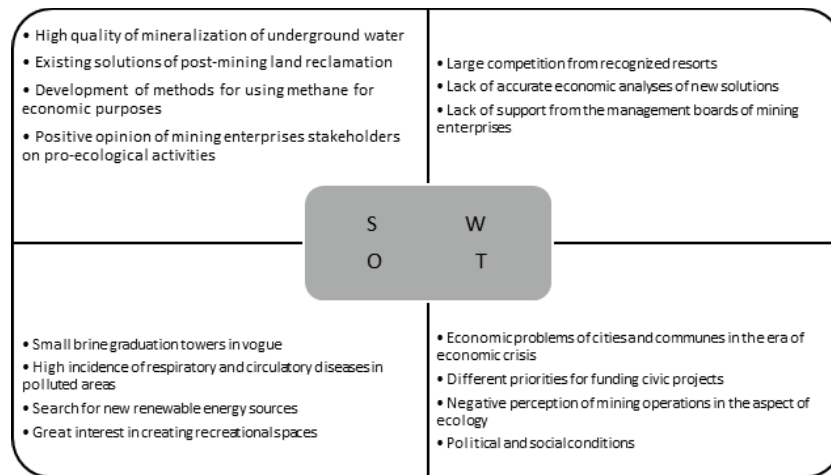


Fig. 6. SWOT analysis. Source: own study
Rys. 6. Analiza SWOT. Źródło: opracowanie własne

- Associated generating of electrical energy and technological vapour,
- Associated generating of electrical energy and factors for drying processes need,
- Associated generating of heat, cold and electrical energy generating of electrical energy in combined systems [14].

From polish hard coal mines is extracted 120 million m³ of methane yearly, from this 80 million m³ is evaporating to the atmosphere by mine ventilating systems and 30 million m³ is being caught and utilize [15]. More and more interest on new energy sources helps to look different on hard coal and for new opportunities of using it, but also utilizing chances of common occurring and possibilities of utilizing “exploited” methane [16].

Salines

The problem with saline mine waters is primarily related to environmental protection. Pouring underground water into rivers is a problem for people, fauna and flora in mining regions [17]. On Upper Silesia also occurs, next to other natural resources, relic waters of upper Carbon, which can be utilize for healing salts production, like it takes place for example in Dębowiec near Skoczów (Fig. 4.). It is great example of product, on one hand commercial and on the other hand geo-touristic one, because it is being used in saline fountain which attracts tourist and region inhabitants.

This inspired authors to pay attention to occurring possibilities of utilizing desalted deep waters. Saline which is created as by-product of deep waters desalting process in Dębieńsk has similar properties and chemical as saline from Dębowiec. Introduced analysis of Dębieńska saline in National Institute of Hygiene (Państwowy Zakład Higieny) in Poznań in 1985 [18] indicates on its high therapeutic values; comparison of chemical composition with commonly used one in health medicine, for example in Ciechocinek and Inowrocław, indicates that the effect will be, if not the same, than very similar. Currently conversations with Inowrocław are conducted, which is interested in purchasing saline for therapy purposes.

According to conducted researches instructions for bath in diluted Dębieńska saline:

- Allergic diseases,
- Rheumatism diseases: among others rheumatoid arthritis, ankylosing arthritis of spine, states after operations, gouty arthropathy,
- arterial hypertension I/II and II period of disease,
- diseases of vessels of lower limbs with chronic ischemia,
- diseases of orthopedic – injury and states after operations of organs of motions, diseases of nervous system, among others: chronic inflammation of peripheral nerve, neuralgia, discopathy, hemiparesis, multiple sclerosis, neurosis.

Recommended is treatment of 10-20 minutes baths complete or partly, in diluted saline depending on age or state of progression of disease.

In 1985 Ministry of Health and Social Care authorized Hard Coal Mine „Dębieńsko” in Leszczyny for producing medicine called „Dębieńska Saline Multi-ingredient for Baths”[19], of below mentioned composition (unit in the kg (not m) according to analysis [19]):

- solid substances dissolved in 1 kg 250 to 300 g,
- sodium 5,0% min.,
- magnesium 1,9–2,5%,
- potassium 0,8–1,4%,
- chlorides 16,0% min.,
- bromides 0,10% min.,
- iodides 0,018% min.

Registration certificate for above mentioned medicine has been published in April 1985 by the Ministry of Health and Social Care.

The highly mineralized Zabłocka brine contains up to 38 g of solids in 1 kg, including (unit in the kg (not m) according to analysis [20]):

- iodides 120 mg/kg
- bromides 160 mg/kg
- chlorides 23,000 mg/kg
- magnesium 516 mg/kg

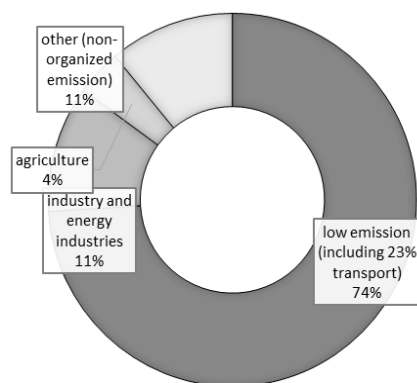


Fig. 7. Sources of PM10 dust particle emissions in the Silesia according to [28]

Rys. 7. Źródło emisji pyłów PM10 na Górnym Śląsku według [28]

- potassium 86.5 mg/kg
- sodium 13100 mg/kg

Other minerals not included in the above list are calcium, iron, strontium, silicates, bicarbonates, and sulfates.

Based on the comparative analysis of different brines available on the market, the Dębnieńsko brine was found to be highly mineralized. The share of solids in 1 kg of the Dębnieńsko brine is ten times higher than the therapeutic iodine-bromine-boron brine commercially used for the production of cosmetics and supporting the treatment of many ailments [20].

The use of the Dębnieńsko brine in medicine or in the production of cosmetics can additionally minimize the negative impact on the natural environment, because this brine can be obtained by exploiting salt mine waters, thus limiting their discharge into rivers.

On the basis of mining saline, in Leszczyny, close to mine „Dębnieńsko” and Desalination Plant, in the middle of 80. was established balneological clinic, where with success was practiced big offer of water healing procedures intended for mine employees and for outside interested. Unfortunately liquidation in the end of 1999 of Hard Cole Mine „Dębnieńsko” settled about future of this clinic. Despite of the fact that demand for that kind of healing procedures was and is very high financial causes decided about its final liquidation in 2003 and creating in the same building balneological clinic and therapeutic workshops for handicapped children. Lack of support from National Fund of Health (NFZ) or local authorities decided about future of this institution.

Currently Dębnieńskie Saline are waste during salt production in Desalination Plant Dębnieńsko. What makes Dębnieńskie saline special is very high level of saturation with iodine, about 120 to 140 mg/l. For comparison Bałtyk, sea with high salinity has got about 6 mg/l. Healing values of Dębnieńskie Saline and it's easy availability are important useful value of this product for promotion of new product not only healing one but also touristic one.

Good example created together by authorities of Commune Czerwionka-Leszczyny and Desalination Plant Dębnieńsko could be for the beginning recreational – holiday place with natural inhalator place in the shape of very popular in Poland and in the world fountain “mushroom”. Being in

surrounding of such object brings not only relaxation effects but most of all healing effects. Such installations are placed among all others in Ciechocinek, Inowrocław, Konstancin Zdrój, Dąbki, in many water parks, but also in Germany, Czech Republic, and Hungary (Fig.3.).

Saline that fall from the base of the object is evaporating and creating special micro climate and is additionally breaks in mechanical way by the mushroom and creating spray. Minerals and micro elements which are in saline are being absorbed by mucosal membrane of respiratory tract and skin and complete lack of those elements in human body. Healing action of saline is having good influence on nervous system, system of endocrine glands and for general immunity of system.

Saline can be also used in saline bed – pans located by the recreation centers, as it is for example in Aqua Park in Tarnowskie Góry. Fashion for healthy life style, forces local authorities to create indoor swimming pools fully equipped. Using in them saline from Dębnieńsko is possible when brochure will be elaborated, offers which promotes healing values supported by medical and cosmetology authority. For popularization of those values can be used various electronic and printed media. One of the target groups, to which those recreation services will be directed to are families with children from surroundings of Rybnik, Tychy, Mikołów, Katowice (Fig.5.) or Chorzów.

Almost in every city as, nomen omen, „spring up like mushrooms” Saline Caves. Despite relatively high fees for entering they have big market for their services. Iodine concentration in Caves is incomparably lower than concentration Dębnieńska Saline. That's why need for such service would probably be huge. Of course assuring proper gastronomical and rest infrastructure would enrich the offer and encourage visiting this place. Therefore it is necessary to activate development of MSP in the Commune. That kind of companies determine about fast developing of the region.

Interesting form of gaining funds for investments of area recultivation and creating recreation areas can be funds from UE. More interesting one are now RPO and ETC.

Regional Operational Program for Silesian District contains many actions priorities. They have been defined based on approved RPO targets. For those belong, among others:

- Increase of touristic competitiveness of the region;

- Protection and improvement of environment;
- Sustainable development of cities;
- Improving health state of region inhabitants.

They fit perfectly to proposed solutions and investments in Czerwionka-Leszczyny.

The use of mine waste, such as brines from underground waters, should be a source of inspiration for the search for opportunities to transform apparent losses into possible profits - if not economical, then certainly environmental. The analysis of strengths and weaknesses of mining waste utilization is presented in the SWOT matrix (Fig. 6.).

According to the authors, the biggest threat to the lack of activities and pro-ecological use of post-mining waste is the poor perception of mining plant operations in the Silesian Voivodeship. Heavy dust, mining damage and low emissions are responsible for bad publicity for Polish mines. The management boards of coal companies devote too little attention to greater pro-ecological diversification of activities. The inspiration for these plants should be the growing industry of waste recycling, which is an increasingly better source of income. Mining plants should base their activities on the principles of circular economy. Not only will this allow them to change their image, but also to search for additional, although currently small, sources of income.

Summary

The problem with low emissions is currently a big problem for the inhabitants of the Silesian Voivodeship. Local emissions are the source of threats to air quality around the world. This is particularly true with regards surface, point or linear sources. At the same time, with growth in population density, the amount of waste or increases in energy demand, all have a major impact on air quality. In addition to social and health effects, financial effects are important from an economic point of view. Therefore, the fight against smog must begin at the level of local authorities, primary education and promotional activities addressed directly to the public [22]. Of course, even the best laws cannot replace changes in attitudes and behaviours. In the Silesian Voivodeship over the

past decade or so, the focus has been on reducing emissions from particularly burdensome factories and plants [23].

This emission was effectively limited. The problem of smog, however, remained. Currently, the major sources of particulate matter, in this region, include low emissions from the individual furnaces and transport wheels (Fig.7.) [24]. The World Health Organization draws attention to PM10 and PM2.5 as well as carcinogenic compounds that are released during incomplete combustion of low quality carbon fuels [25, 26].

Air pollution generates costs associated with treatment, absence from work or premature death. According to WHO estimates, the effects of air pollution in Poland are a cost of around 13% of GDP [27].

Problems with low emissions are the reason for seeking improvements in living conditions and ways of recreation for the inhabitants of the Silesian Metropolis. Small graduation towers built in small parks or squares are becoming more and more popular. Strongly ionized air is available "at your fingertips." Expensive brines from Polish health resorts are brought to the increasingly popular brine graduation towers. Nobody searches for or can see other cheaper sources. Sometimes, post-industrial waste can become an opportunity for the Silesian region. Obviously, up-to-date documentation and modernization of desalination technology is necessary, but due to the increasing demand for graduation towers and brines, such a profile of the use of saline mine waters is justified.

In the summary of this article it is worth to mention that only selected possibilities of enriching list of development of diversified offer of polish hard coal mine works from Upper Silesia opportunities were presented. Works conducted in this direction by local authorities, mine works management, by Research Institutes which shows possibilities of transformations which are already realized and directions of transformations in future. Especially currently in the era of leaving style of consumption society and going to resource - sparing society those are important tasks for the future. From the opportunities which we will use or not, next generation will report back.

Literatura – References

1. Rostański, A. Kształtowanie się spontanicznej pokrywy roślinnej na terenie zwałowisk przemysłowych w aglomeracji katowickiej, Publisher of Silesian University, Katowice 2006.
2. Halecki, W.; Klatka, S. Long term growth of crop plants on experimental plots created among slag heaps, *Ecotoxicol Environ Saf.* 2018 Jan, 147, 86-92.
3. http://pl.wikipedia.org/wiki/Halda_w_Rydultowach, 25/03/2020.
4. Korski, J.; Hensłok, P.; Bodynek, P. Doświadczenia z likwidacji zapożarowania składowiska odpadów powęglowych "skalny" w Łaziskach Górnych, *Magazine of Silesian University of Technology (Zeszyty naukowe s. Górnictwo)* 2004, 261, 463-474.
5. Wasilewski, S. Skotniczny, P. Mining waste dumps – modern monitoring of thermal and gas activities, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi* 2015, T. 31, z. 1, 155-181.
6. <https://www.mszana.ug.gov.pl/>, 25/03/2020.
7. Pancewicz, A. Hałdy- kłopot czy szansa? *Nauka Przyroda Technologie. Uniwersytet Przyrodniczy w Poznaniu* 2009, 03, 1, 1-6.
8. Pusz, A.; Rogalski, D.; Trawińska, A. Chemical Degradation and Processes of Erosion of Post-Mine Territories After Mining Exploration of Iron Ore, *Journal of Ecological Engineering* 2017, Vol. 18, 6, 71-79.
9. Balcombe, P.; Speirs, J.F.; Brandon, N.P.; Hawkes, A.D. Methane emissions: Choosing the right climate metric and time horizon, *Environ. Sci. Process. Impacts* 2018, 20, 1323-1339.
10. Malinowski, D. Metan wciąż do wzięcia, www.wnp.pl 2008, 16/04/2020.
11. Dudała, J. JSW: metan na celowniku, www.wnp.pl 2019, 16/04/2020.
12. Łukaszczyk, Z. Pozyskiwanie i gospodarcze wykorzystanie metanu ze zlikwidowanych kopalń węgla kamiennego, Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2019.
13. Grzybek, I. Przegląd technologii pozyskania metanu ze zlikwidowanych kopalń węgla w Polsce, *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* 2017, 10, 31-37.
14. Skorek, J.; Kalina, J.; Backhaus, C.; Mroz, A. Możliwości wykorzystania metanu z pokładów węgla w niemieckich i polskich kopalniach, *Zeszyty Naukowe. Ciepłotechniczne Maszyny Przepływowe – Turbomachiny*, Politechnika Łódzka 2004, 125, 227-242.
15. Date of WUG, available online http://www.wug.gov.pl/bhp/stan_bhp_w_gornictwie, 22/03/2020.
16. Koszera, D., Biały, W., Doświadczenia z wykorzystaniem metanu na przykładzie kopalni węgla kamiennego, *Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji* 2012, z. 2 (2), 121-132.
17. Andrusikiewicz W.; Żyromski Z., Ograniczanie negatywnego wpływu słonych wód dołowych na środowisko na przykładzie KWK Silesia, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 2003, t. 19 spec. iss., s. 75-84
18. Ponikowska, I. Utilization of dębieńska saline in therapeutics, PZH Poznań, 1985.
19. Registration Certificate of Medicine no. 1397, Ministry of Health and Social Care 30/04/1985
20. <http://zablocka.pl/pl/produkt/mgielka-solankowa>, 27/04/2020.
21. <http://www.solanki.pl/pl/teznie-i-park>, 11/05/2020.
22. Tobór-Osadnik, K. Local government policy in the Silesian province with regards to a low-carbon economy, *IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci.* 2019, Vol. 261, 012054.
23. Łukaszczyk, Z. Węgiel tak, smog nie – świadomość i odpowiedzialność, *Systemy wspomagania w inżynierii produkcji. Górnictwo – perspektywy, zagrożenia. Węgiel, tania czysta energia i miejsca pracy* 2018, vol 7, 484-96.
24. Janssen, N. A. H.; Gerlofs-Nijl, M. E.; Lank, T.; Salonen, R. O.; Cassee, F.; Hoek, G.; Fischer, P.; Brunekreef, B.; Krzyżanowski, M. Health effects of black carbon (Copenhagen: Publisher WHO Regional Office for Europe) 2012.
25. Kurczabiński, L. Węgiel kamienny w sektorze komunalno – bytowym, VII Ekoenergetyczna konferencja – Aktywizacja gminy za pomocą innowacyjnej energetyki rozproszonej, materiały konferencyjne, Gliwice 2010, 6-10.
26. Stala-Szlugaj, K. Spalanie węgla kamiennego w sektorze komunalno-bytowym – wpływ na wielkość „niskiej emisji”, *Środkowo-pomorskie towarzystwo naukowe ochrony środowiska, Rocznik Ochrona Środowiska* 2011, 13, 1877- 1889.
27. Zanieczyszczenie powietrza: przedwczesne zgony i duże koszty, serwis informacyjny CIRE 24, <https://www.cire.pl/item,104036,1,0,0,0,0,zanieczyszczenie-powietrza-przedwczesne-zgony-i-duze-koszty.html>, 18/04/2020.
28. Date of KOBiZE (Krajowy Ośrodek Bilansowania i Zarządzania Emisjami), <https://www.kobize.pl/>, 04/01/2020.

Produkcja odpadów z kopalń węgla kamiennego w świetle Circular Economy

Zakłady górnicze stoją przed zadaniem poszukiwania zmiany wizerunku przy jednoczesnym dodatnim wyniku ekonomicznym. Odpady pokopalniane mogą stanowić szansę wdrożenia idei Circular Economy przez przedsiębiorstwa górnicze. W artykule autorki zaprezentowały przegląd kilku najważniejszych odpadów, takich jak hałdy, metan czy wody kopalniane. Analiza składu solanek uzyskiwanych w Zakładach „Debieńsko” pozwoliła sformułować liczne wnioski ich nowego wykorzystania. Zanieczyszczenie powietrza, a zarazem zwiększone potrzeby prozdrowotne społeczeństwa pozwalają sądzić, że otwierają się nowe możliwości proekologicznego i rekreacyjnego wykorzystania tego co do tej pory stanowiło o złym postrzeganiu przemysłu węgla kamiennego na Górnym Śląsku. W artykule zaproponowano szereg rozwiązań w tym obszarze.

Słowa kluczowe: kopalnie węgla kamiennego, odpady, hałdy, solanki, metan



Coal Companies' Trade Credit Policy

Maria SIERPIŃSKA¹⁾

¹⁾ Akademia Ekonomiczno-Humanistyczna w Warszawie

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-79>

Submission date: 28-12-2019 | Review date: 19-01-2020

Abstract

The paper presents issues related to the use of trade credit by coal companies during the 2014–2016 downturn and the upturn of 2017–2018 in the coal industry. Coal companies are at both ends of trade credit, as providers and recipients. Research shows that they financed their activities by means of trade credit more widely than they granted it to coal buyers throughout the entire period. In the downturn, coal companies were keener to credit coal buyers than during the boom in the industry thereby suffering an increased risk of not recouping their receivables. This was reflected in the level of provisions for doubtful receivables. The decline in credit granted to buyers during the downturn is corroborated by a decline in the receivables cycle.

Keywords: receivables, credit trade, credit policy

Introduction

Trade credit is a financial tool widely used in modern business relations. The need to use it to finance companies' operations, especially those with a long operating cycles in companies with large stocks of work-in-progress results from centuries-old payment habits developed by businesses and inadequate access to bank loans. Although other short-term sources of finance such as factoring, forfaiting or issuing of short-term debt securities are becoming increasingly easy to obtain, yet they are too expensive for companies saddled with low profitability figures. These issues are also characteristic of highly capital-intensive industries that use the leverage market to finance their investments, which limits their access to financing of operations. Typical industries include the hard coal mining industry, exhibiting high capital intensity, long investment cycles and long payback periods (Pawłowski, Kustra et al., 2019). All analyses must also take into account the seasonality of coal consumption, the high susceptibility of the mining industry to business cycles, fluctuations in demand for coal and the cyclical nature of coal prices.

The paper aims to assess trade credit policies in coal-mining companies in 2014–2018. The period was divided into two sub-periods: the downturn period of 2014–2016 and the up-turn period of 2017–2018. An attempt was made to verify three research hypotheses:

1. During a downturn in the coal industry, the share of receivables in current assets grows.
2. During an upturn, coal companies scale down the trade credit available to potential recipients.
3. Regardless of the economic situation, coal companies are to a greater extent recipients of trade credit than its providers.

The Nature of and Rationale for Using Trade Credit

For a buyer, trade credit means delayed payment terms for delivered goods. Therefore, it is a form of crediting the buyer, hence at the buyer's end it is a short-term source of financing of operating activities, alongside bank loans, factoring or issu-

ing short-term debt securities. It is most often granted to entities with long-term commercial ties with the supplier. This does not mean that other entities cannot use this source of financing. Companies whose development depends on their business customers may grant these customers more trade credit than banks.

The duration of trade credit depends on numerous factors, both internal and external, conditioned by the environment and its dynamics. "It is emphasized in pertinent literature that these factors most often include: the type and specificity of the economic activity of the sector, industry specifics and the length of the operating cycle, complexity of manufactured products and their utility, payment habits prevailing in the industry, the political and legal situation of the country, economic situation as well as availability and procedural conditions for obtaining other, alternative sources of financing for the operational activity of enterprises" (Nowak, 2014).

Payment times of invoices depend on the value of the transaction, the risk underlying a buyer's crediting and his behaviour in the marketplace. Extended payment terms will encourage the buyer to continue cooperation and show loyalty, but will also create an additional risk for the creditor of not recovering funds. Shorter than customary payment terms for invoices in a given industry may, in turn, cause a decrease in sales revenues and a deterioration of financial results. Selection of trade credit parameters, among others, invoice payment deadlines requires a rational trade credit policy.

For most companies, trade credit is a substitute for bank loans or other alternative sources of financing, such as factoring or issuing short-term debt securities. The extent to which commercial loans are used depends on the financial condition of the lending enterprise and the reputation resulting from the borrower's timely payments. Deferring payment is always associated with a risk of not being able to collect the funds for goods delivered on credit.

D. Zawadzka (2007) indicates that research shows a close link between the willingness to offer trade credit and the credit activity of banks. Enterprises that enjoy better access

Tab. 1. Share of receivables in the current assets of coal companies (%). Source: author's own calculations based on financial statements

Tab. 1. Udział należności w aktywach obrotowych spółek węglowych (%). Źródło: obliczenia własne autora na podstawie sprawozdań finansowych

Company	2014	2015	2016	2017	2018
Arch Coal Inc.	14.1	11.0	21.0	20.8	22.9
Baotailong New Materials	13.7	23.6	12.7	5.0	1.5
Bayan Resources Tbk PT	16.2	20.0	27.3	28.7	21.7
Belon OAO	1.4	19.5	58.2	100.0	100.0
China Coal Energy Ltd.	15.5	16.4	18.4	14.7	10.7
Corsa Coal Corp.	45.5	35.3	16.2	36.8	51.2
Jastrzębska Spółka Węglowa	33.6	35.7	32.7	19.5	20.5
LW Bogdanka	44.5	35.1	26.3	27.6	42.2
Mechel PAO	39.8	42.2	38.1	35.4	33.3
Mongolian Mining Corp.	8.1	1.1	10.4	9.3	2.5
Peabody Energy Corp.	33.3	17.8	23.2	25.4	23.3
Raspadskaya PAO	2.9	15.5	27.6	22.3	37.2
Warrior Met Coal Inc.	-	13.2	22.7	43.8	29.5
Whitehaven Coal Ltd.	33.1	26.7	37.5	29.0	36.7

to a bank loan lend their customers to a greater extent. A reduction in a bank's readiness to lend occurs when the lender classifies the entity as high risk category. It refuses to grant a loan or offers it charging a high interest rate on borrowed capital, incorporating into the loan a higher risk premium. The enterprise is then forced to raise capital through business transactions. By negotiating long payment terms for deliveries it signals its inability to obtain a bank loan. "Companies which grant trade credit can assess the recipient's credit risk faster and more accurately than professional financial institutions do. They have more accurate information from the business market, including qualitative information about the recipient's conduct on the market. They can obtain information based on transactions they conclude on the market, as well as from other suppliers. For this reason, theoreticians often refer to the theory of information asymmetry leading to a limitation of loans granted by financial institutions (Burkat & Ellingsen, 2004).

Trade credit enables enterprises experiencing difficulties in raising capital from traditional sources to function. It may be the last opportunity to survive for companies having problems with access the debt market, an opportunity to obtain a bank loan, or issue bonds and place them on the market which in itself may entail cost of issue beyond their abilities. This is predominantly true for small business entities starting to pursue their business. For such companies, trade credit allows financing the purchase of raw materials and materials for the production of finished goods or commencement of commercial activities.

Petersen and Rajan (1997) proved that enterprises affected by financial dysfunction (lower inclination to incur debt) grant shorter periods of trade credit to their customers while they themselves use the trade credit option offered by suppliers much more often and are themselves more often recipients than providers of such credit.

The premises underlying the use of deferred payment should be seen in the context of the calculation of benefits and costs incurred by parties to business transactions.

Buyers granted trade credit terms can become a source of future cash inflows, which is why suppliers, expecting benefits, are willing to finance them. However, in order to reduce the risk of not being repaid the debt, enterprises grant price discounts for accelerated payment of invoices relative to the

contracted deadline. This decreases sales revenues by the value of the discount, which should be treated as the cost of obtaining cash. These discounts must be high enough for buyers to be persuaded to use them. A comparison of the costs of discounts with the cost of bank loans reveals that the cost of trade credit is higher than the cost of bank loans. An enterprise that calculates the profitability of a transaction involving a discount for payment must obtain additional benefits such as opportunities to increase sales in future periods, customer loyalty, good reputation, etc. By monitoring the scope of use of price discounts and the buyers' settlement times, supplier enterprises are in a position to assess the financial standing of their customers. On this basis, they from poor financial standing but with strong growth prospects not through lower product prices, but through broader crediting of operational activity through longer payment periods for invoices. In the period from the delivery of the goods till the time of payment, the company may use its cash to settle growth-related obligations. For example, it can pay loan installments to a bank or leasing installments.

Pertinent literature draws attention to additional (other than financial and transactional) motives prompting business entities to grant trade credit. The most frequently mentioned ones include the use of trade credit for customer verification, sales promotion, price discrimination and economies of scale. Transactional motivators are associated with the efficiency of cash management. The buyers of products and services will decide to defer payment to their suppliers when the efficiency of using current assets exceeds the cost of trade credit. To settle its liabilities, the company would have to convert these assets into cash and incur both transaction and opportunity costs (Zawadzka, 2007).

Motives involving verification and sales promotion refer to exercising influence on the recipient's market through trade credit. Trade credit can, in its own right, be a tool by which the recipient verifies the supplier and its product offer, thereby protecting the recipient from excessive transfer of product-related risk to it. The offer of deferred payments can be a kind of guarantee of the goods quality, a signal for recipients to take advantage of it. In small enterprises that are not well known in the marketplace – the product offer verification period is long. However, it can be shortened by offering recipients deferred payment. "Deferred payment is

Tab. 1. Share of receivables in the current assets of coal companies (%). Source: author's own calculations based on financial statements

Tab. 2. Udział rezerw na wątpliwe należności jako odsetek ogółu należności w spółkach węglowych w latach 2014–2018 (%).

Źródło: obliczenia własne autora na podstawie sprawozdań finansowych

Company	2014	2015	2016	2017	2018
Arch Coal Inc.	3.0	6.2	0.0	0.0	0.0
Baotailong New Materials	6.0	7.9	14.7	25.0	15.0
Bayan Resources Tbk PT	0.5	0.4	1.8	1.0	4.7
Belon OAO	84.0	3.3	1.5	0.0	0.0
China Coal Energy Ltd.	5.2	4.8	6.4	6.9	9.7
Corsa Coal Corp.	37.5	50.8	0.0	1.1	6.3
Jastrzębska Spółka Węglowa	10.8	14.9	10.1	10.4	7.6
LW Bogdanka	3.1	1.0	3.2	4.0	2.8
Mechel PAO	46.5	60.9	60.5	38.0	40.2
Mongolian Mining Corp.	27.3	25.0	0.0	0.0	0.0
Peabody Energy Corp.	1.1	3.0	2.8	0.9	0.9
Raspadskaya PAO	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Warrior Met Coal Inc.	-	9.6	8.2	11.0	14.2
Whitehaven Coal Ltd.	0.0	15.6	16.5	26.9	22.0

also used to promote sales and build up stable relationships with customers. It will allow maintaining sales in conditions of falling demand or dynamizing them in favourable market conditions (Afrifa, Padachi, 2014)." Research carried out in Polish companies shows that liberal policies pursued by companies granting trade credit can significantly increase the value of turnover with some contractors, especially those that represent growth sectors and at the same time do not have sufficient own funds. In the SME sector, trade credit is becoming an objective necessity, strongly affecting their development. The lack of deferred payment terms would effectively prevent the implementation of many production or service tasks. In addition, trade credit gives the opportunity to develop positive long-term ties between the provider and the recipient of such credit and affects the stability and durability of relations between them (Nowak, S. Górczyński, 2018). This is extremely important in the context of an economic crisis. These ties allow many business entities to survive in the market.

Apart from the above benefits of trade credit, it also allows to (Kreczmańska-Gigol, 2014):

- maintain liquidity reserves as it temporarily frees cash for purchases in conditions of deferred payment,
- improve cash management,
- reduce transaction costs relative to alternative sources of financing,
- shorten the cash conversion cycle and reduce the financial gap,
- reduce the need for net working capital by increasing liabilities to suppliers,
- maintain the current owners' control over the company due to lack of the need to tap into funds from new share issues.

The vast majority of enterprises are both providers and recipients of trade credit. By becoming a recipient of trade credit, they can in turn partially finance their receivables arising from the delayed settlement by their own buyers. In this context, liabilities to suppliers reduce the need to provide net working capital needed to finance current assets. Resources

which are spared in this way can be spent to finance innovation and development projects.

Trade credit can be used by all manners of companies, regardless of their size, and the only limitation in this area is the risk of non-payment and acquiring a reputation as bad payer. It should be emphasized that the essence of this form of financing boils down to trust, because in the period between the delivery of specific goods and the moment of settlement, the supplier has virtually no control over the delivered products or the receivables arising from their delivery. Therefore the relationship to date and the experience resulting from it are an important condition for granting a certain level of credit. A one-off transaction or a mere several transactions do not result in granting this form of financing. At the same time, it is worth noting that the amount of credit granted depends on the counterparty (be it the supplier or the buyer of goods and services) who grants the credit up to a certain precisely defined amount, which constitutes the maximum level of risk that he is willing to incur on account of a specific buyer (Nowak, 2014).

The relative flexibility, ease and speed of obtaining it is an unquestionable advantage of trade credit in comparison with other methods of business financing, as it does not require the lengthy procedure which typically are connected with preparation of solutions in its area (Ziętek-Kwaśniewska, 2016). It is also emphasized that the time needed to grant trade credit to the recipient is usually short, and the procedure used by suppliers to assess a potential customer's solvency is much simpler than the assessment of a company's creditworthiness by banks. It usually does not require collateral, which banks and other commercial financial institutions are obliged to demand. In addition, in the event of late payment, suppliers often show a lot of understanding in a bid not to lose a customer (Bień, 2011).

Receivables in the Structure of Coal Companies' Current Assets

The weight of receivables in the assets of coal companies was assessed on the basis of the share of receivables in current assets. It was calculated on the basis of the balance sheets of

Tab. 3. The cycle of receivables from customers and liabilities to suppliers in coal companies in 2014–2018 in number of days. Source: author's own calculations based on financial statements

Tab. 3. Cykl należności od klientów i zobowiązań wobec dostawców w spółkach węglowych w latach 2014–2018 w liczbie dni. Źródło: obliczenia własne autora na podstawie sprawozdań finansowych

Company		2014	2015	2016	2017	2018
Arch Coal Inc.	AR/R	26.3	16.7	34.1	27.1	29.9
	AP/R	22.4	18.2	17.7	21.1	19.1
Baotailong New Materials	AR/R	42.0	80.0	41.4	15.9	4.1
	AP/R	36.9	158.4	142.1	105.0	110
Bayan Resources Tbk PT	AR/R	23.1	44.2	40.2	30.5	22.2
	AP/R	74.0	53.3	17.4	21.5	19.3
Belon OAO	AR/R	2.0	15.2	31.4	1600	-
	AP/R	33.3	59.1	37.6	16.8	-
China Coal Energy Ltd.	AR/R	44.8	62.6	49.2	32.7	19.1
	AP/R	106.6	117.2	109	88.4	65.7
Corsa Coal Corp.	AR/R	52.7	18.6	29.7	45.1	39.1
	AP/R	60.8	30.5	61.0	71.2	39.0
Jastrzębska Spółka Węglowa	AR/R	41.0	28.0	43.0	31.6	39.3
	AP/R	116.5	113.8	103.5	88.0	105.6
LW Bogdanka	AR/R	48.8	43.7	46.8	41.3	41.2
	AP/R	81.3	52.1	64.5	64.8	68.7
Mechel PAO	AR/R	46.7	38.7	32.2	29.1	28.1
	AP/R	39.6	37.9	28.2	23.2	28.4
Mongolian Mining Corp.	AR/R	41.1	7.3	35.9	10.4	3.6
	AP/R	139.2	144.2	318.2	104.0	87.6
Peabody Energy Corp.	AR/R	30.6	15.3	37.3	36.4	29.6
	AP/R	24.8	21.7	22.2	25.4	18.4
Raspadskaya PAO	AR/R	8.9	130.7	312.6	167.9	154.7
	AP/R	13.5	25.3	32.7	54.0	24.9
Warrior Met Coal Inc.	AR/R	-	19.0	71.0	42.3	36.6
	AP/R	-	9.2	5.9	8.9	8.9
Whitehaven Coal Ltd.	AR/R	45.5	19.5	23.3	15.8	22.8
	AP/R	22.4	17.9	13.4	7.6	9.3

the analyzed companies. In order to increase their current assets, companies have to find sources of financing. Meanwhile, enterprises face difficulties in accessing loans, which undermines their liquidity and may lead to a hostile takeover or even bankruptcy.

2014–2016 witnessed a large drop in coal prices and a decline in sales revenues (Report 2019). During a period of decline in coal sales and building up of stocks of coal, the share of receivables in these assets should be lower than during a boom. This trend occurred only in a few large coal corporations (Arch Coal, Bayan, Belon, Mongolian Coal, Raspadskaya, Warrior), while in a few others (Baotailong, China Coal, JSW, Mechel and Warrior) a reverse trend occurred. Companies reduced production and waited to recoup their receivables longer, which increased the share of receivables in current assets. In several companies (Corsa Coal, Peabody, Whitehaven) it is not possible to ascertain a clear trend in the two analyzed sub-periods.

The author's research did not confirm the first research hypothesis put forward in the introduction on an increase in the share of receivables in current assets during a downturn. In several companies this share increased, in a few it decreased, while three companies pursued a relatively stable trade credit policy, which did not translate into major changes in the share of receivables in current assets.

In the balance sheet receivables are presented at net value or amounts to be recouped from contractors less provisions for debts which are doubtful, difficult to recover or lost due to the debtor's bankruptcy. Polish coal companies create revaluation write-downs of receivables and recognize them as other operating costs. Write downs of interest arising from overdue payments are recognized as financial costs. The manner and level of revaluation write-downs is governed by the provisions of art. 35b.1 of the Accounting Act and IAS 39, paragraphs 58 and 59. Table 2 presents the share of provisions for receivables as a percentage of total receivables in coal companies.

The level of provisions set up in coal companies varies considerably from company to company. A vast majority of companies set up provisions for doubtful receivables in 2014–2016. In the subsequent years, the level of provisions declined. In 2014, Belon charged 84% of receivables to costs. Mechel on the other hand charged to costs from 40 to 60% of its receivables each year. Attention should be paid to the share of provisions in receivables in Polish coal companies. In 2014–2017, Jastrzębska Spółka Węglowa charged to costs an average of 10% of its receivables. In 2018, the boom year in the coal industry, provisions in the company dropped to 7.6%. In LW Bogdanka, revaluation write-downs of receivables in the period ranged between 3% and 4%.

Trade Credit Policy During a Downturn and an Upturn in the Coal Industry

This analysis of companies' trade credit policy is aimed at determining whether the economic situation has an impact on the trade credit policy in mining companies. These companies provide credit and at the same time benefit from trade credit terms granted them in the form of deferral of payment dates of their suppliers' invoices. The results of global research presented by J. Franc-Dąbrowska and M. Porada-Rochoń show that companies reporting a deterioration of their financial condition after the crisis received about 3–4% fewer goods on credit compared to companies in good financial condition. The first of these groups of entities repaid credit to suppliers four days faster than the group boasting good financial condition (compared to the period before the crisis).

Analysis of the impact of the economic situation in the coal industry on the level of use of trade credit shows that it decreased in the wake of the crisis. This may be due to a lower share of companies purchasing coal on deferred payment terms. The downturn worsened the financial standing of many businesses. Some went bankrupt, while others were taken over by companies boasting a better financial standing, thereby reducing the number of companies operating on the coal market. Data presented in table 3 show that the twelve surveyed companies shortened their receivables cycles. This means that the second research hypothesis was positively verified, with coal companies reducing the scope of trade credit granted to recipients during the economic downturn. Faster collection of sales revenues enabled more efficient settlement of liabilities. The cycle of liabilities to suppliers in 2017–2018 was shorter than in previous years. This situation can be observed in 2017 in relation to the previous year in half of the analyzed companies. In 2018, liabilities cycles lengthened due to increased purchases of assemblies, machine parts and materials securing the increase in production.

The trade credit policy was assessed based on the length of the cycle of receivables from suppliers and payables to customers. They were calculated based on surveyed companies' financial statements from the analyzed years. Receivables and liabilities alike were compared to sales revenues, which ensured comparability of calculated ratios. More than one in two companies (9 out of 14) had a much longer cycle of liabilities owed to customers than the cycle of receivables from customers, implying that in the analyzed period these companies were recipients of trade credit. Their policy of broader use of trade credit than of granting the same to recipients did not

change because of changed economic situation. Only one of the companies i.e. Belon was a recipient of trade credit during the downturn and its provider during the boom. During the downturn, several companies' liabilities cycle exceeded 100 days. Jastrzębska Spółka Węglowa was one of them. Suppliers of Mongolian Coal waited an extremely long 318 days for their settlements in 2016. Attention should also be paid to the huge payment gridlocks in the Russian company Raspadskaya PAO. In 2016, the last year of the downturn, the company waited 313 days to collect its receivables. Meanwhile, in the second Russian company Mechel PAO, this cycle in 2015–2018 did not exceed 30 days. The liabilities cycle was very similar to the receivables cycle. Relatively small differences between the receivables and liabilities cycles were reported by the American companies Peabody and Arch Coal Inc. In the Polish company Lubelski Węgiel Bogdanka, in 2016–2018 the difference in payment of liabilities compared to the receivables cycle was an average of 25 days. During the boom in the coal industry, the receivables cycle in this company shortened from 48 days in 2014 to 41 days in 2017–2018. The data presented in the paper only partially confirmed the third hypothesis put forward in the introduction according to which coal companies, regardless of the economic situation, are buyers of trade credit.

Conclusions

To sum up, it should be emphasized that trade credit is an important financial instrument of revenue and expense planning both for its providers and recipients. For providers, trade credit facilitates retention of existing customers, acquisition of new ones and building new distribution channels, as well as acquisition of new sales markets. This form of crediting enables financing of sub-suppliers of parts and assemblies necessary to maintain production continuity. A rational trade credit policy may also increase the value of turnover with contractors in dynamically growing industries, which contributes to GDP growth of a given country. For the receiving company, trade credit is a cost-free source of financing of operational activities. It allows purchasing of raw materials and materials needed for production without having to take bank loans. This increases the development opportunities of many small businesses. The sustainability of business relationship promotes development of a number of principles and rules that affect the durability and stability of relationships with customers. In addition, these increase trading security and reduce contracting costs related to debt collection or loss.

Literatura – References

1. Afrifa, G.A., Padachi, K. Working capital level influence on SME profitability Journal of Small Business and Enterprise Development, 2014, 1(23) pp. 44-63.
2. Bień, W.(2011). Zarządzane finansami przedsiębiorstwa. Difin, Warszawa, pp. 168 -169.
3. Burkat, M., Ellingsen, T. (2004) In-kind finance: theory of trade credit, American Economic Review, 3 (94), pp.569-590.
4. Franc-Dąbrowska, J., Porada-Rochoń, M.(2012). Kredyt kupiecki a sytuacja finansowa małych i średnich przedsiębiorstw w warunkach niestabilnego otoczenia, w:Finanse w niestabilnym otoczeniu –dylematy i wyzwania, Studia Ekonomiczne H. Zadora, G. Łukasik (red.), no 107, pp.169 -177.
5. Kozłowska, A. (2018). Próba identyfikacji podstawowych czynników determinujących jakość sprawozdań finansowych Prace Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu, Research Papers of Wrocław University of Economics, no 503, pp. 246 – 258.
6. Kreczmańska-Gigol K. (2014). Kredyt kupiecki, w: Finansowanie przedsiębiorstwa. Ujęcie teoretyczno-praktyczne, J. Szlęzak-Matusiewicz, P. Felis,(red.) Wolters Kluwer, Warszawa, p. 154.
7. MIĘDZYNARODOWY STANDARD RACHUNKOWOŚCI 39 Instrumenty finansowe: ujmowanie i wycena Dziennik Urzędowy Unii Europejskiej L 320/270, 29.11.2008 <https://polanski audyt.pl/wp-content/uploads/2012/11/MSR-39-Instrumenty-finansowe-ujmowanie-i-wycena.pdf> 4.04.2020
8. Nowak, D. (2014), Rola i znaczenie kredytu kupieckiego, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, 802, Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia, no 65, pp. 815 -827.
9. Nowak, D., Górczyński S.(2018). Kredyt kupiecki w badaniach jakościowych, Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia, no 1 (91), pp. 205 -2017.
10. Pawłowski, S. Kustra, A., Kozieł, D. (2019). Wydatki związane z pracami eksploracyjnymi –nakłady inwestycyjne czy koszty operacyjne?, Inżynieria Mineralna,R.21, no 1, pp. 341 -346.

Polityka kredytu kupieckiego w spółkach węglowych

W artykule zaprezentowane zostały problemy korzystania przez spółki węglowe z kredytu kupieckiego w okresie dekonjunktury (2014–2016) i konjunktury (2017–2018) w branży węglowej. Spółki te są równocześnie dawcą i biorcą tego kredytu. Badania wykazały, że spółki węglowe w całym badanym okresie szerzej finansowały się kredytem kupieckim niż same tego kredytu udzielały odbiorcom węgla. W okresie dekonjunktury spółki te szerzej kredytowały odbiorców węgla zwiększając ryzyko nieodzyskania należności niż w okresie konjunktury w branży węglowej. Znalazło to wyraz w poziomie rezerw tworzonych na należności wątpliwe. Na ograniczenie zakresu kredytowania odbiorców w okresie konjunktury wskazuje spadek cykli należności.

Słowa kluczowe: *należności, kredyt kupiecki, polityka kredytowa*



Aspects of Motivation and Engagement of Employees in Their Work Based on the Example of Mining Companies

Barbara KOWAL¹⁾, Małgorzata WYGANOWSKA²⁾

¹⁾ Ph.D., DSc, Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Cracow, Poland; email: bkowal@agh.edu.pl

²⁾ Ph.D., DSc, Eng.; Silesian University of Technology, Gliwice, Poland; email: malgorzata.wyganowska@polsl.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-80>

Submission date: 12-12-2019 | Review date: 01-02-2020

Abstract

The paper presents an analysis of selected aspects of motivation and engagement of hard coal mine employees working in longwall faces. The analysis of survey results covers selected questions from a broader survey conducted in the analyzed mining companies. The miners had a negative opinion on the incentive programme in their workplaces, stating that it is ineffective. The survey also included factors affecting the engagement of the entire research sample in their work, showing their significance level for the respondents.

Keywords: motivation, mining companies, energy sector, miners, engagement in work

Introduction

The issue of the remuneration system in the mining industry and its components has been studied relatively rarely so far and is still not very frequently addressed in the literature. A small number of publications concerning the Polish mining industry stems from the fact that this issue is rather complex, mainly due to numerous documents governing wage matters in the mining industry or different arrangements of remuneration components.

The main publications discussing the issue of the incentive programme are those that address the issue of cafeteria plans in the mining sector as one of the elements of human resource strategy [1] and the classification of employees for the purposes of staff management in the mining industry [1, 2, 3, 4, 5]. The literature also includes publications on motivational aspects of remuneration systems in the mining industry. They concern roadway works [6], a participation-based incentive programme for the longwall crew [7], work value hierarchy and personal factors [8], or project team incentive programmes [9]. The issue of motivation in mining companies was mentioned in several publications, including [10, 11, 12, 13]. The aforementioned research revealed that employees are motivated to comply with OHS rules mainly by non-financial factors such as the sense of responsibility for their family and relatives, for themselves and their colleagues, good work organisation, or correct behaviour of superiors. The respondents did not value financial stimuli as much. Motivation for working safely was also the subject of research among miners, which showed that rewarding for safe work is necessary, while the use of wage measures may have a positive effect on the motivation for working safely, which is in conflict with the aforementioned research results [14]. It is worth mentioning that trainings in this field are a necessary complement of motivating miners to work safely [15, 16]. And organizational culture in the mining industry has the best impact on shaping miner's awareness of occupational health and safety [17, 18].

The restructuring of the mining sector, which has been ongoing for many years, aims to adapt both the business structure and economic efficiency to the current market requirements [19, 20, 21, 22, 23]. In the current situation of the mining industry, the issues raised in the article are undoubtedly very important, which is highlighted by one of the main documents regulating the functioning of mining sector in Poland, " Programme for the hard coal mining sector in Poland ". It points the low share of incentives in remuneration systems as one of the weaknesses of the hard coal mining sector [24]. The current situation of the mining industry should be used by managers to make modifications in remuneration systems [25, 16].

Methodology and Data

Research on the system of motivation and engagement of employees in their work was carried out in two mining companies operating in Upper Silesia. The research sample included hard coal mine employees working in faces.

The research was quantitative, performed with the use of the Delphi method, and used the knowledge, experience, and opinions of experts. At the beginning, the statistical sample consisted of a much higher number of surveys but 169 surveys that were correctly filled in and did not raise any doubts were eventually analysed. The number of the respondents in PG-1 (Mining Company 1) and PG-2 (Mining Company 2) was 103 and 66 respectively. The analysis of the survey results presented later in the paper concerns selected questions from a broader survey of the analysed mining companies.

The aim of the surveys was to gain knowledge about work motivation and engagement of miners working in longwall faces. The five-point Likert scale was used for the question where the miners assessed the current incentive programme. For the question concerning employee engagement, the responses were scaled, i.e. the sum of the results for each factor was converted into an appropriate significance percentage in the group. Scaling was done using the formula below (1):

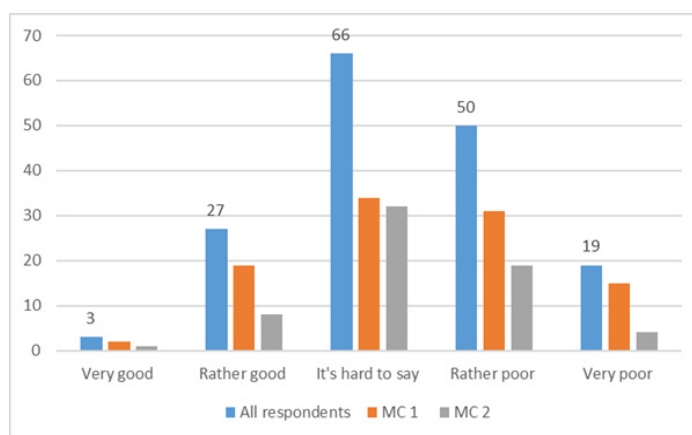


Fig. 1. Assessment of the incentive programme by miners in the analysed mining companies. Source: authors' own elaboration based on research results
Rys. 1. Ocena systemu motywacyjnego przez górników w analizowanych przedsiębiorstwach górniczych. Źródło: opracowanie własne na podstawie wyników badań

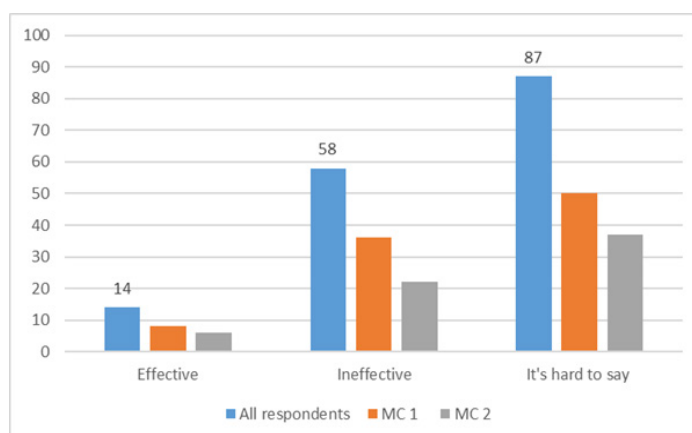


Fig. 2. Assessment of the incentive instruments currently used in the analysed mining companies. Source: authors' own elaboration based on research results

Rys. 2. Ocena obecnie stosowanych narzędzi motywowania w analizowanych przedsiębiorstwach górniczych. Źródło: opracowanie własne na podstawie wyników przeprowadzonych badań

$$\frac{(SUM - \text{number of respondents})}{(4 \times \text{number of respondents})} \times 100\%$$

Results

It is without doubt that the incentive programme affects the feeling of being appreciated for one's work and the need of rewarding. The analysed occupational group was asked to assess the incentive programme in their workplace. Only four respondents did not answer this question, while the results obtained were a bitter disappointment. Figure 1 shows that as many as 80% of the respondents rated the incentive programme as poor, while less than 20% as "rather good". In both mining companies, the majority of the responses were "it's hard to say" (34 and 32 in PG-1 and PG-2 respectively). Should the response "it's hard to say" be omitted, 46 respondents (almost 45%) in PG-1 think that the incentive programme is poor, while approx. 20% (21 respondents) think it is rather good. In PG-2, approx. 13% of the miners (9 respondents) rate the programme as good, while over 30% rate it as poor (23 respondents).

Based on the response to the question about the assessment of the incentive programme in respondents' workplaces, it can be concluded that it functions poorly in hard coal mines or it does not have the so-called driving force. The next ques-

tion, concerning the assessment of the incentive instruments used, serves as a confirmation of the respondents' opinion. The vast majority of the respondents think that they are not effective (Fig. 2). The responses were very similar in both mining companies. The majority of the respondents said that it is difficult for them to assess the instruments currently used. This group included 87 respondents, i.e. more than 50% of the respondents. Fifty-eight respondents (approx. 35%) rated them as ineffective, with only 14 respondents (8%) in both mines rating them as effective.

This should not be the case because, after all, the incentive programme should make the employee satisfied with the work that he/she performs and the conditions where he/she performs it. The most important function of the incentive programme is to make the employee identify with the company. He/she feels more connected with the company, hence the engagement in his/her work increases.

Given that the surveyed occupational group rated the incentive programme in the industry as poor and rated the incentive instruments used as ineffective, they were also asked about the frequency of granting bonuses. The bonus is one of the main incentive instruments. It is included in optional components of remuneration, which means that a company can but does not have to use it. For both compa-

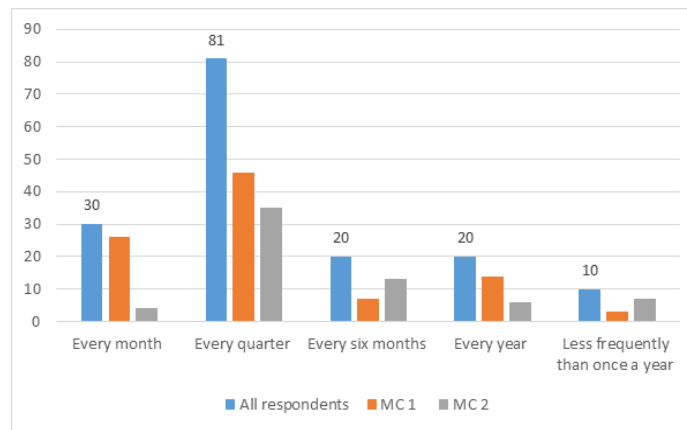


Fig. 3. Frequency of granting bonuses in the analysed mining companies. Source: authors' own elaboration based on research results
 Rys. 3. Częstość przyznawania premii w analizowanych przedsiębiorstwach górniczych. Źródło: opracowanie własne na podstawie wyników przeprowadzonych badań

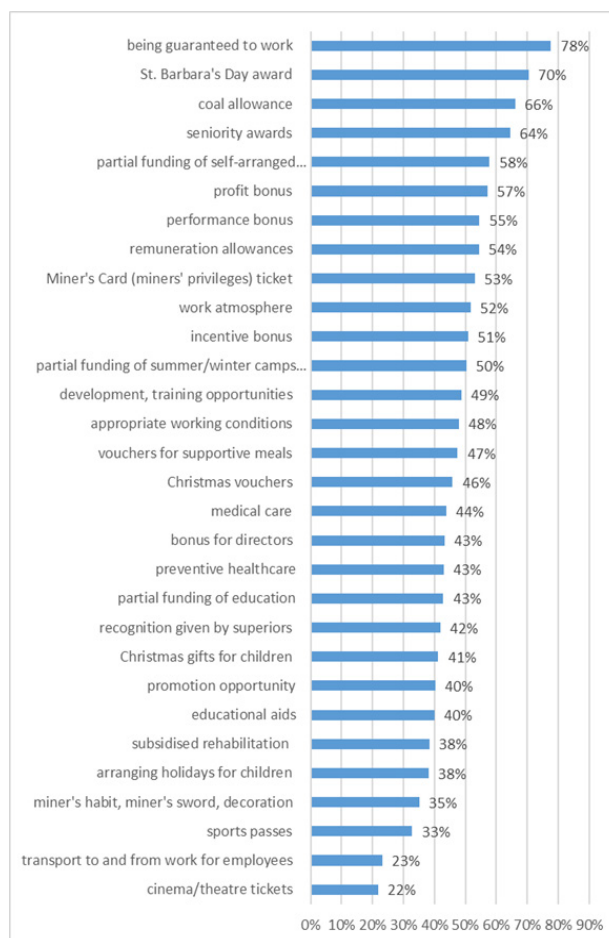


Fig. 4. Factors affecting miners' engagement in their work in the analysed mining companies. Source: authors' own elaboration based on research results
 Rys. 4. Czynniki wpływające na zaangażowanie górników w pracę w analizowanych przedsiębiorstwach górniczych. Źródło: opracowanie własne na podstawie wyników przeprowadzonych badań

nies, it can be observed that quarterly bonuses are the most common (Fig. 3). They were indicated by as many as half of the respondents (46 PG-1 respondents, i.e. 45%, and 35 PG-2 respondents, i.e. 53%). More responses concerned monthly bonuses (26 respondents, 25%) in the first company than in the other (only 4 respondents, 6%) as well as yearly bonuses (14 respondents in PG-1 and 6 respondents in PG-2). Eight respondents did not say how often bonuses are given to them.

Generally, bonuses supplement the base remuneration, reinforcing the motivational nature of remuneration. On one hand, paying bonuses on a quarterly or monthly basis does not generate too high costs for the employer in a single settlement period with the employee. On the other hand, the amount of an annual bonus would certainly be higher, which would result in the accumulation of costs for the employer but also in an increased employee satisfaction due to a one-off payment of the accumulated bonus.

In addition to the considerations of motivating and engaging miners in their work, they were asked to specify how much impact the mentioned factors have on them on a scale from 1 to 5, where 1 meant low impact, while 5 large impact (a factor strongly affects the respondent). Scaling was used for this question. The respondents' answers were scaled, i.e. the sum of the results for each factor was converted into an appropriate significance percentage in the group (1).

It is not hard to notice that when all respondents rate a given question the lowest (i.e. 1), the significance percentage obtained from the formula equals 0, but when all respondents rate it the highest (i.e. 5), the percentage is 100%. This linear scaling makes it easier to interpret the significance of individual answers and makes it possible to compare groups of different sizes as well as the entire sample, including the division into individual companies.

The analysis of the entire research sample results shows that being guaranteed to work (78%), thus being guaranteed to receive remuneration, is the most important factor for the respondents. Factors of a slightly less significance for the respondents also included: St. Barbara's Day award (70%), coal allowance (66%), and seniority awards (64%). Factors affecting the respondents' engagement in their work and having a significance in the range of 50–60% included:

- partial funding of summer/winter camps for children;
- incentive bonus;
- work atmosphere;
- Miner's Card (miners' privileges) ticket
- remuneration allowances;
- performance bonus;
- profit bonus;
- partial funding of self-arranged countryside holiday.

Medium-impact factors with a significance in the range of 40–50% included: promotion opportunity (40%), Christ-

mas gifts for children (41%), recognition given by superiors (42%), partial funding of education, preventive healthcare, and bonus for directors (43%), medical care (44%), Christmas vouchers (46%), vouchers for supportive meals (47%), appropriate working conditions (48%), and development, training opportunities (49%).

Figure 4 shows the significance level of factors affecting the engagement of the entire research sample.

The following factors have a low impact on engagement: cinema/theatre tickets, transport to and from work for employees, sports passes, miner's habit, miner's sword, decoration, arranging holidays for children, medical care.

Discussion and Conclusions

One of the weaknesses of the hard coal mining sector presented in the strategic analysis in the "Programme for the hard coal mining sector in Poland" included low participation of incentive instruments in remuneration systems and excessive fragmentation of remuneration components. The mining industry has been unable to tackle this issue for a long time, while the ongoing restructuring processes put changes in the incentive programme on the back burner. The surveys reveal that the incentive programme is ineffective in the analysed mining companies. The factors engaging miners in their work obviously include financial factors. A quarterly bonus is one of them.

The presented research conclusions can be used to modify existing remuneration systems in the mining and energy sectors, with particular emphasis on increasing the share of incentives in remuneration systems.

Acknowledgement

This paper was supported by the AGH University of Science and Technology [No. 16.16.100.215].

Literatura – References

1. Bator, A.; Ślósarz, M. Cafeteria remuneration systems in the mining sector, *Przegląd Górniczy* 2009, nr 9, s. 52–54. [in Polish]
2. Ślósarz, M. The concept of employee classification for the needs of personnel management in a mining company, *Przegląd Górniczy* 2010, nr 9, 97–99. [in Polish]
3. Ślósarz, M. Implementation of employee classification for the needs of the cafeteria remuneration system in the enterprise, [w:] R. Knosala (red.), *Komputerowo zintegrowane zarządzanie*, T. 2, Oficyna Wydawnicza Polskiego Towarzystwa Zarządzania Produkcją, Opole 2011, 423–428. [in Polish]
4. Ślósarz, M. Employee classification method in a mining company, *Przegląd Górniczy* 2011, nr 9, 157–159. [in Polish]
5. Ślósarz, M. Management of modern employee remuneration systems, *Studia i Materiały „Miscellanea Oeconomicae”* 2012, Wydział Zarządzania i Administracji Uniwersytetu Humanistyczno-Przyrodniczego Jana Kochanowskiego, R.16 nr 2, 197–206. [in Polish]
6. Gruca, P.; Lacheta, A. Elements of the incentive system for corridor works of hard coal mines, *Przegląd Górniczy* 1984, nr 7–8, s. 266–273. [in Polish]
7. Lisowski, A. A participatory incentive system for the wall crew (system PSM-Ś), *Wiadomości Górnicze* 1992, nr 12, 275–278. [in Polish]
8. Kutkowski, J.; Zaniewski, K. The role of work value and personal factors in effective production management, *Przegląd Górniczy* 2010, nr 9, 100–103. [in Polish]
9. Tchórzewski, S. Analysis and evaluation of project team motivation systems, *Wiadomości Górnicze* 2011, nr 2, 77–81. [in Polish]
10. Tobór-Osadnik, K.; Wyganowska, M. Attitudes towards work safety and employment security in Polish hard coal mining enterprises, *Wiadomości Górnicze* 2012, nr 10, 578–585. [in Polish]
11. Tobór-Osadnik, K.; Wyganowska, M. Material incentives in incentive systems in Polish hard coal mining enterprises, *Przegląd Górniczy* 2013, nr 4, 127–133. [in Polish]
12. Tobór-Osadnik, K.; Wyganowska, M. Motivating hard coal mine employees to comply with health and safety regulations, *Wiadomości Górnicze* 2014, nr 11, 591–600. [in Polish]
13. Kowal, B. An analysis of the expectations of an occupational group of miners based on the example of Polish mining. W: *SGEM - 5 international multidisciplinary scientific conference on Social sciences and arts*. Bulgaria: conference proceedings. 2018 vol. 5, Business and management. Iss. 1.5, Modern science. ISSN 2367-5659. 55–62, DOI: 10.5593/sgemsocial2018/1.5.
14. Wandzich, D.; Walkiewicz, B.; Płaza, G. The role of motivating factors in the miners' professional group, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria: Organizacja i Zarządzanie* 2014, z.71, nr kol. 1917, s. 305–314. [in Polish]
15. Bąk, P.; Sukiennik, M.; Kapusta, M. The issues related to occupational health and safety culture in the mining industry. W: *Contemporary management in extractive industries – multidimensional and practical approach: monography*, Jonek-Kowalska I. (ed.). Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2019. ISBN: 978-83-7880-646-2, 247–259.
16. Kowal, B. Analysis of the comfort life and work in the assessment of the occupational group of employees in the energy sector on the basis of a mining company, *E3S Web of Conferences: Energy and fuels* 2018, ISSN 2267-1242, vol. 108 art. no. 02016, 1–11. https://www.e3s-conferences.org/articles/e3sconf/pdf/2019/34/e3sconf_ef18_02016.pdf.
17. Kapusta, M.; Bąk, P.; Sukiennik, M. A strategic analysis of selected factors that create the culture of occupational health and safety in mining companies in Poland, part 1. *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2019. ISSN 1640-4920, R. 21 nr 2, 287–292.
18. Kowal, B.; Wiśniowski, R.; Ogrodnik, R.; Młynarczykowska, A. Selected elements of a safe work environment in hard coal mines in the Polish mining sector. *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2019, ISSN 1640-4920, R. 21 nr 2, 215–223. http://www.potopk.com.pl/Full_text/2019_full/IM%202-2019-a35.pdf.
19. Manowska, A.; Nowrot, A. The importance of heat emission caused by global energy production in terms of climate impact. *Energies* 2019, vol. 12 iss. 16, 1–12. <https://doi.org/10.3390/en12163069>.
20. Ranoz, R. Analysis of the structure and cost of capital in mining enterprises. *Mineral Resources Management* 2017, ISSN 0860-0953. vol. 33 iss. 1, 77–91.
21. Karbownik, A. Coal mining in Poland. Assessment of the current state (ed. Bochniarz H., Krajewski S., Sectoral restructuring programs and privatization of state assets. Selection of expertise 1997, 80–100. [in Polish]

22. Manowska, A.; Rybak, A. Analysis of employment in the mining sector taking into account the forecasted demand for hard coal, 4th International Multidisciplinary Scientific Conference on Social Sciences and Arts, Bulgaria, Conference proceedings. Book 1, Modern science. 2017, vol. 5, Business and management, 75-82, DOI: 10.5593/sgemsocial2017/15/S05.010.
23. Manowska, A.; Rybak, A. The future of hard coal compared to other energy carriers, 4th Polish Mining Congress, IOP Conf. Series: Earth and Environ. Sci. 2018, vol. 174, 012007.
24. Program dla sektora górnictwa węgla kamiennego w Polsce, Ministerstwo Energii, Warszawa 2018. [in Polish]
25. Kowal, B. New trends in remuneration schemes for underground workers in hard-coal mines, Wydawnictwa AGH, ISSN 0867-6631, Kraków 2019. [in Polish]

Elementy motywacji i zaangażowania pracowników w wykonywaną pracę na przykładzie przedsiębiorstw górniczych

Artykuł prezentuje analizę wybranych aspektów motywacji oraz zaangażowania pracowników zatrudnionych w kopalniach węgla kamiennego, pracujących na stanowiskach robotniczych w przodkach ścianowych. Przedstawione w artykule analizy wyników badań ankietowych obejmują wybrane pytania z szerszego badania przeprowadzonego w analizowanych przedsiębiorstwach górniczych. Górnicy negatywnie ocenili istniejący w ich zakładach system motywacyjny stwierdzając, że jest on nieskuteczny. Badanie objęło również czynniki wpływające na zaangażowanie całej próby badawczej w pracę, pokazując ich poziom istotności dla ankietowanych.

Słowa kluczowe: motywacja, przedsiębiorstwa górnicze, sektor energetyczny, górnicy, zaangażowanie w pracę



Strategic Analysis of Selected Factors Shaping the Occupational Health and Safety Culture of Mining Companies in Poland, Part 2

Mariusz KAPUSTA¹⁾, Patrycja BĄK²⁾, Marta SUKIENNIK³⁾

¹⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering; email: kaputsm@agh.edu.pl

²⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering; email: pbak@agh.edu.pl

³⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering; email: marta.sukiennik@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-81>

Submission date: 28-12-2019 | Review date: 12-02-2020

Abstract

This paper is a continuation of the paper published in issue 2 of the 2019 journal. It includes a further analysis of the impact of selected factors shaping the OHS culture in Polish mining companies. The first half of 2020 sees the world combating the coronavirus. In the case of operations carried out by mining companies, the virus threat must necessarily be considered. What is more, this threat becomes even more significant when the energy security of Poland is taken into account. The paper presents the results of the strategic analysis carried out for a selected group of factors that shape the OHS culture in companies.

Keywords: organisational culture, mining industry, SWOT analysis, OHS culture, Covid-19 in mines

1. Introduction

This paper is a continuation of the paper with the results of the research and analysis conducted by the authors. In the first part of the paper, the authors revealed the results of the strategic analysis of selected factors shaping the occupational health and safety culture in a company based on SWOT analysis. The analysis covered three areas, which were included in surveys. These areas were occupational risk assessment, scope of hazard identification, and training in and observance of OHS rules. The results are presented in detail in the paper [5]. This paper analyses the remaining three areas, which are included when plotting a grid of the occupational health and safety culture. These areas are company's visions and goals, control of the safety and behaviour of management personnel, and accidents and near misses.

SWOT analysis in the area of occupational health and safety is closely related to the concept of organisational culture because the very definition of significant factors determining the shape and level of the OSH culture is not always sufficient for good OSH culture management. The OSH culture is one of the components of organisational culture; therefore, the strategic analysis of factors shaping it provides firm support for managers.

The issue of organisational culture has been addressed and examined by authors in papers [1], [2], [10], [11], [12], [14], [16]. The basis for this paper (both parts) was the research whose results were published by these authors in papers [8], [13], [15].

The safety culture grid is a tool to determine how much a given factor affects the shape of the general OHS culture policy in the analysed organisation. The higher the score of a factor, the better employees and organisation members evaluate solutions used by the organisation in this respect. The following chapters describe the characteristics of SWOT analysis for selected factors included in the OHS culture grid. They include:

- company's visions and goals,
- control of the safety and behaviour of management personnel,
- accidents and near misses.

Figure 1 shows these factors together with the score that they obtained in surveys conducted among employees of mining companies [5] and [8].

2. Strategic Analysis in Terms of Assessing the Company's Visions and Goals

Every company – as a component of the socio-economic system – pursues its goal by meeting the needs of the society, customers, its employees, management, and owners. To maintain a long-term role in a dynamic social system, the company has to balance its interests against public interests or, at least, show respect for social values and expectations when pursuing economic goals [4]. For mining companies, these goals are closely correlated with the state economy, ensuring the energy security in the country, as well as are strongly determined by a number of factors. The European Union policy, a number of conditions related to environmental requirements, as well as economic and political decisions in the country have a considerable impact on both setting and pursuing goals.

The goals of an organisation may be classified based on different points of view. The most important ones include [9]:

- form: qualitative or quantitative (there are generally hierarchical relationships between them, goals in qualitative form are the most general),
- time frame in which goals are to be achieved (short-, medium-, and long-term goals),
- the way how goals are expressed (stated goals, i.e. ostensible and actual goals, i.e. real actions),
- freedom to shape goals (objective and subjective goals),
- goal interference (compatible and conflicting goals),

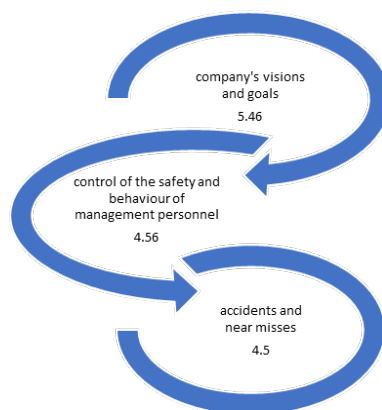


Fig. 1. Selected factors of the OHS culture grid and their results based on research results. Source: [4]
 Rys. 1. Wybrane czynniki siatki kultury BHP i ich wyniki na podstawie wyników badań. Źródło: [4]

- the degree of severity of goals (goals may be extreme, i.e. based on maximising or minimising, or satisfying).

In the case of mining companies, it seems that their vision is basically consistent and focuses on their core business, i.e. mining. Even though their vision depends on horizontal relationships within the groups of companies in which they operate, they reflect common trends.

Polska Grupa Górnicza SA defines its vision as "continuous development of competence in the field of deposit management and production of a high-quality product, maintaining social responsibility for the decisions taken"; in its vision, JSW SA defines itself as "a supplier of a strategic chemical raw material necessary to manufacture steel, which is the basis for sustainable development and transformation into a low-carbon economy". The vision of Lubelski Węgiel Bogdanka assumes that it is "a strong link in the Enea Group's value chain and a leader in the field of mining industry efficiency with the highest occupational safety standards". The KGHM's vision includes "the effective use of its resources to become a leader in the field of sustainable development".

When it comes to the goals of these companies, discrepancies may be observed. These goals are strongly dependent on internal conditions and divided into areas.

The issue of goals set by entities operating on the mining market in terms of organisational culture will be the topic of the next paper by the authors, in which goals in a long-term perspective will be analysed in detail.

3. Strategic Analysis in Terms of the Control of Safety and Behaviour of Management Personnel

Control of the safety and behaviour of management personnel is a key element in shaping occupational safety in companies. The immediate superior of an employee organises, supervises, and controls his/her work. The attitude of the superior has a considerable effect on the occupational hazards of his/her subordinate employees. The analysis of the impact of management personnel on improving OHS is a continuous subject of research aimed at identifying risks and defining recommendations to improve safety [3], [6], [7]. Information obtained through discussions and face-to-face interviews with management personnel makes it possible to formulate SWOT analysis factors. This research method enables a more

accurate identification of risks, taking into account respondents' observations and comments.

Figures 2 and 3 show strengths, weaknesses, opportunities, and threats of controlling the safety and behaviour of management personnel of hard coal mines.

Strengths: In mining companies, management personnel have high qualifications, which are additionally governed by the provisions of the Geological and Mining Law. Their career paths are closely linked to the reception of appropriate higher education and the completion of professional training. Promotions are verified by an external authority – the State Mining Authority. Further promotions to senior management are hierarchically dependent on years of experience. In addition, such employees often undergo training in risks within a company and training that directly results from industry regulations. Frequent knowledge updates resulting from changing technical and organisations conditions in the working environment are also a strength. Another strength is associated with widely used procedures and supporting management systems.

Weaknesses: Currently, the main problem faced by companies is low interest in working in mines. Low levels of recruitment to mining universities cause a shortage of managerial staff. As a result, the average job seniority of persons responsible for supervision in a company increases every year. The central problem for candidates is the specificity of jobs in mines (severe environmental conditions) and disproportionate remuneration. On the other hand, experienced employees get bored by their routine and become affected by professional burnout, which leads to a drop in safety and initiates incidents. In addition, employees often report contradictions in instructions given by different mine management personnel.

Opportunities: A limited ability to supervise employees makes it necessary to control them through video surveillance. Furthermore, advances in technology make it possible to limit the number of employees in hazardous zones and to carry out works remotely and without employees. However, the shortage of skilled employees, which should be met on an ongoing basis, is a frequent issue nowadays. The country's long-term energy strategy will make it possible to stabilise employment and provide the opportunity to invest in human capital. As a result, a pro-safe impact of the management attitude can be achieved, which will favour the process of continuous improvement.

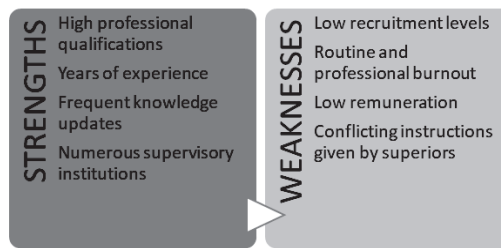


Fig. 2. Strengths and weaknesses of controlling the safety and behaviour of management personnel in a mining company. Source: authors' own elaboration
Rys. 2. Mocne i słabe strony kontroli bezpieczeństwa i zachowania personelu kierowniczego w spółce górniczej. Źródło: opracowanie własne

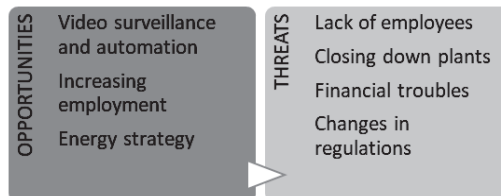


Fig. 3. Opportunities and threats of controlling the safety and behaviour of management personnel in a mining company. Source: authors' own elaboration
Rys. 3. Szanse i zagrożenia związane z kontrolowaniem bezpieczeństwa i zachowania personelu kierowniczego w spółce wydobywczej. Źródło: opracowanie własne

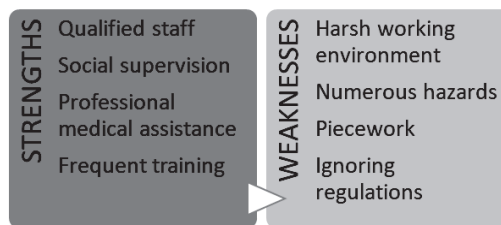


Fig. 4. Strengths and weaknesses in the area of accidents and near misses in a mining company. Source: authors' own elaboration
Rys. 4. Mocne i słabe strony w obszarze wypadków i sytuacji zaginionych w firmie górniczej. Źródło: opracowanie własne

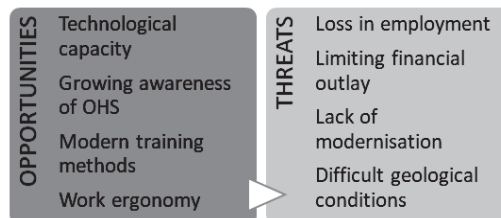


Fig. 5. Opportunities and threats in the area of accidents and near misses in a mining company. Source: authors' own elaboration
Rys. 5. Szanse i zagrożenia w obszarze wypadków i potencjalnych wypadków w firmie górniczej. Źródło: opracowanie własne

Threats: The main threat in companies is a drastic decrease in employees' interest in working in managerial positions. The uncertain future of the industry, possibility of closing down mines, high qualification requirements, working in shifts, and a high risk of accidents and diseases constitute a stereotype that is deeply rooted in the society and reinforced by the media. Even numerous mining privileges (coal allowance, early retirement, etc.) are currently unable to encourage potential employees to work in managerial positions in mines. Slow changes to regulations will probably lead to a considerable decline in safety within a few years, which will directly affect the financial problems of companies.

4. Strategic Analysis in Terms of Accidents and Near Misses

Work-related accidents can be usually divided into non-injury and injury accidents. The so-called injury accidents include workplace accidents, accidents considered to

be equal to workplace accidents, and accidents on the way to and/or from work. On the other hand, non-injury accidents include near misses. Only injury accidents are included in the safety analysis statistics of companies. Still, mining companies with a high safety culture identify and analyse near misses on an ongoing basis. Such actions make it possible to limit or often even eliminate workplace accidents. It should also be emphasised that such actions require the full involvement of both management personnel and mine employees.

The analysis of accidents and near misses is not only a tool used to collect information about the number and consequences of accidents but, most of all, a tool that can be used to take corrective and preventive actions in order to limit and eliminate causes of accidents. Accident rates, e.g. an accident frequency and severity rate, are often used to compare safety between companies. However, studies indicate that these rates often do not really reflect the existing situation. This stems

from the fact that in units in which more employees work (coal mines) the probability of an accident is higher compared to companies with fewer employees.

Figures 4 and 5 show strengths and weaknesses as well as opportunities and threats related to actions taken in the area of accidents and near misses for underground mines.

Strengths: People working in OHS departments as well as persons responsible for management systems have high qualifications, skills, and many years of experience. They can determine the amount of the risk, including employees' habits and inappropriate behaviour. In terms of controlling working conditions, social supervision represented by trade units and social labour inspectorate plays a major role. In the event of an accident, companies have a qualified mine rescue service and immediate medical assistance at their disposal. Numerous training sessions and exchange of experiences from accident situations make it possible to gain knowledge and develop skills.

Weaknesses: The cause of accidents and near misses is mainly the specific working environment and its natural hazards. The most tragic accidents (catastrophes) are related to the following hazards: methane, fire, and coal dust explosion hazards. What is more, the economic aspect of piecework often leads to breaking regulations and bringing about hazardous situations. That is why the most frequent cause of accidents in underground mining is a human factor (human error), which is found in over 80% of cases. It should be noted that these causes are states for both employees and their superiors.

Opportunities: A considerable decrease in accidents can only be achieved by minimising the number of employees performing works. Advances in technology make it possible to perform works remotely by automating production processes. Innovative training methods provide the means for simulating accident situations using virtual learning. Employees can be prepared to display desirable behaviour and perform desirable actions through awareness building and knowledge sharing. Another important aspect is the use of ergonomic solutions, which – by reducing the biological costs of employees – improve safety and increase productivity. Ergonomic solutions should cover the following areas: technical, economic, and organisational as well as medical, including occupational psychology.

Threats: A considerable threat in the area of accidents may include further workforce reductions, which will increase the scope of activities performed by employees. Therefore, pressure and haste increase the probability of making mistakes and creating accident or near-miss situations. Financial savings can also significantly reduce people's creativity to shape occupational safety. Financial troubles may lead to a lack of equipment and device modernisation and an increase in failures and downtime, raising occupational risk. In addition, the safety of mine employees is closely related to natural hazards, which increase with the depth at which mining operations are performed. If financial outlay on investments is reduced, an increase in accidents and near misses must be expected.

Conclusion

A comprehensive analysis of factors shaping the occupational health and safety culture based on SWOT analysis makes it possible to identify both strengths that reinforce the shape and impact of the culture in a company and opportunities that management personnel should use to improve the quality of the culture in a given area. If properly identified and used, opportunities and threats allow companies to reinforce the above-mentioned culture. The issue of COVID-19 cannot be evaded in this analysis, especially because May 2020 is when mines are particularly affected by the virus. It cannot be ignored how much impact the virus had on the vision, current activities, and goals either. Even in companies where COVID-19 is not present (Lubelski Węgiel Bogdanka) it was necessary to implement new organisational, technical, and managerial solutions. Mining operations were stopped in entities where employees became infected with the virus. It is without doubt that COVID-19 will bring about changes in the organisational culture of companies – not only mining ones. The trend of remote working is already widely used and stressed by some companies as the one that is to replace traditional office work. In the case of mining entities, OHS aspects had to be reconsidered. Sociologists point to changes in relations between people. Consequently, the current shape and directions of organisational culture development in different entities will be transformed in the near future.

The paper presents results of research conducted in AGH University of Science and Technology no. 6.16.100.215

Literatura – References

1. Bąk P, Sukiennik M., Impact of corporate culture on business goals of energy sector companies, IOP Conference Series: Earth and Environmental Science ; ISSN 1755-1307, 2019 vol. 214 [no.] 1 art. no. 012066
2. Bąk P, Sukiennik M., Kowal B., Corporate culture in terms of management processes in the Polish mining companies, *Inżynieria Mineralna* V. 17, I. 2, P.135-144, 2016
3. Danielak W., Kapusta M., Kraszewska M., Innowacje w zarządzaniu przedsiębiorstwem: studia przypadków, monografia, Exante Wydawnictwo Naukowe, 2018 Wrocław
4. Grzegorzewska-Ramocka E., Cele ekonomiczne i społeczne przedsiębiorstwa, *Gospodarka Narodowa* 233 (7-8), 2009
5. Kapusta M., Bąk P, Sukiennik M., A strategic analysis of selected factors that create the culture of occupational health and safety in mining companies in Poland, Pt. 1, *Inżynieria Mineralna = Journal of the Polish Mineral Engineering Society* ; ISSN 1640-4920, 2019 R. 21 nr 2, s. 287–292
6. Kapusta M., Impact of mining executives on improving occupational safety and health, *Inżynieria Mineralna - Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, ISSN 1640-9420 – 2017 R. Nr 2(40) s.183-194
7. Kapusta M., Research on learning safety and hygiene in a mining company, *Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej. Ekonomia i Nauki Humanistyczne*. ISSN: 1234-3684, - 2018 vol. 23 no. 25, s.111-124
8. Kapusta M., Sukiennik M., Bąk P., Effectiveness of occupational health and safety rules in shaping organizational culture, *Inżynieria Mineralna = Journal of the Polish Mineral Engineering Society* ; ISSN 1640-4920. — 2018 R. 19 nr 1, s. 245–254
9. Pięrcionek Z., *Strategie rozwoju firmy*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa, 1996
10. Sukiennik M., Bąk P , Applying lean management solutions in the context of the organisational culture of energy sector enterprises, *Inżynieria Mineralna = Journal of the Polish Mineral Engineering Society* ; ISSN 1640-4920., 2018 R. 20 nr 2, s. 117–122.
11. Sukiennik M., Bąk P , Corporate culture versus CSR in Polish companies of the energy sector, IOP Conference Series: Earth and Environmental Science ; ISSN 1755-1307. — 2019 vol. 214 [no.] 1 art. no. 012075
12. Sukiennik M., Bąk P ., The formation of organizational culture in the aspect of lean management principles in the energy industry., in *Energy and fuels 2018 : Kraków, 19–21 September 2018 : book of abstracts* ,AGH University of Science and Technology
13. Sukiennik M., Bąk P., Kapusta M., Corporate Culture and the Human Factor in the Polish Mining Companies, *Inżynieria Mineralna – Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, No 2(38), p. 125–134, 2016
14. Sukiennik, M., Bak, P., Kapusta, M., The impact of the management system on developing occupational safety awareness among employees , *Inżynieria Mineralna = Journal of the Polish Mineral Engineering Society* ; ISSN 1640-4920. R. 21 nr 1, s. 245–250, 2019
15. Sukiennik, M., Bak, P., Kapusta, M.: Rola kultury bezpieczeństwa i higieny pracy w przedsiębiorstwie wydobywczym, *Przegląd Górniczy* t. 72 nr 8, s. 11–15, 2016
16. Sukiennik, M., Bak, P., Kapusta, M., The contemporary employee in the creation of organisational culture in the Polish mining industry, *Inżynieria Mineralna = Journal of the Polish Mineral Engineering Society* ; ISSN 1640-4920. R. 21 nr 1, s. 225–230, 2019

Analiza strategiczna wybranych czynników kształtujących kulturę bezpieczeństwa i higieny pracy przedsiębiorstw branży wydobywczej w Polsce, część 2

Niniejszy artykuł jest kontynuacją pracy opublikowanej w numerze 2 czasopisma z roku 2019. Zawiera dalszą część prac prowadzonych nad analizą wpływu wybranych czynników kształtujących kulturę bhp w polskich przedsiębiorstwach branży wydobywczej. Pierwsza połowa 2020 roku to walka całego świata z koronawirusem. W przypadku prac realizowanych w przedsiębiorstwach wydobywczych zagrożenie wirusem siłą rzeczy musi być uwzględnione, a co więcej zyskuje ono na sile w aspekcie bezpieczeństwa energetycznego Polski. W artykule zaprezentowano wyniki przeprowadzonej analizy strategicznej, przeprowadzonej dla wybranej grupy czynników kształtujących kulturę bhp w przedsiębiorstwach.

Słowa kluczowe: *kultura organizacyjna, przemysł wydobywczy, analiza SWOT, kultura BHP, Covid-19 w kopalniach*



Conditions for the Innovation Activities of Energy Sector Enterprises Shown on the Example of Mining Companies

Robert RANOSZ¹⁾, Anna BLUSZCZ²⁾, Dominik KOWAL³⁾

¹⁾ Ph.D., DSc, Eng.; AGH University of Science and Technology, Cracow, Poland; email: rranosz@agh.edu.pl

²⁾ Ph.D., DSc, Eng.; Silesian University of Technology, Faculty of Mining, Safety Engineering and Industrial Automation, Gliwice, Poland; email: anna.bluszcz@polsl.pl

³⁾ Ph.D., Eng.; AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoenvironment, Cracow, Poland; email: dkowal@zarz.agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-82>

Submission date: 02-01-2020 | Review date: 18-03-2020

Abstract

This paper discusses analysis of the innovative activities of mining companies in the years 2016–2018 against the background of innovation active industrial enterprises. In addition, reference is made in the article to the previous findings and research in the field of the level of innovation of mining companies. Despite the fact that the mining industry belongs to traditional industries and is considered to be not very innovative, it undertakes innovation activities necessitated by the need to bring the coal-fired power generation to market competitiveness, ensure industrial safety of miners and environmental protection. In recent years, mainly process innovations have been introduced, which is due to ongoing industry-restructuring processes. Despite the risks, the industry should recognise the opportunities in the current situation and try to use them for further innovations. The main objectives of the energy sector included in the Program for the hard coal mining sector in Poland should be pursued particularly through building new knowledge and innovation intensive competitive advantages. The implementation of clearly defined directions of innovation strategy in accordance with the provisions of the documents governing the Mining of Hard Coal section in Poland will enable its later functioning, country's energy independence and competitiveness of the national economy.

Keywords: *innovation activities, mining companies, energy sector, product innovations, process innovations*

Introduction

The coal markets crisis, arising as a result of instability and uncertainty of economic, socio-environmental and political conditions, affects both steam and coking coal. Deterioration of mining results and condition is mainly due to high production costs, oversupply of coal on the markets and low prices. An additional factor impacting the sector is the transition from the traditional to low-carbon economy as well as structural changes that are taking place in the energy market.

To recover from the deteriorating situation, the energy sector must rebuild its economic and financial structure and take advantage of the opportunities that arise in the Polish economy. One of them is "the high level of dependence of domestic primary energy demand, including electricity and heat, on coal fuels (over 50% of electricity is produced from hard coal (...))" [1]. This means that in the next decade, hard coal will be the main raw material for the energy mix. Substantial hard coal reserves in Poland are an opportunity for the country's energy independence and competitiveness of the national economy [1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8]. At present, the energy, energy resources and fuels demands are constantly increasing, which increases the importance of energy security.

Strengthening environmental protection requirements and reducing greenhouse gas emissions [9, 10, 11, 12], increasing competitiveness of other energy carriers on the domestic market (fossil fuels are replaced by renewable energy sources, with a significant share of wind, biomass and solar energy) as well as on European energy markets, including due to low oil and gas prices, means that the mining industry requires innovation

activities. Nowadays, it is mainly innovative undertakings that affect the market competitiveness of an enterprise [13], therefore, in this case, to identify the sources of innovation and opportunities and threats related to their implementation is an unavoidable imperative of the managers [14].

The directions of innovation activity conducted by mining companies are specified in documents and acts regulating the functioning of mining sector in Poland. These include: "Energy Policy of Poland until 2030", "Climate and Energy Package" and "Program for the hard coal mining sector in Poland". The legal, political and environmental factors arising therefrom indicate that without innovation, the functioning of hard coal mining will be threatened in the long term. Only the right strategy adapted to these requirements will allow mining companies to survive in a turbulent environment [15].

The threats include, among other things: lack of investments or major delays in their implementation in entities of the energy sector based on hard coal, difficulties with simultaneous price reduction and improvement of coal quality, excessive number of IT systems and insufficient level of their integration resulting in "information chaos", low share of incentives in remuneration systems or no connection between the wage growth and workforce productivity, and an excessive fragmentation of pay components. While in the case of "information chaos" the staff try new solutions, e.g. in the form of new tools supporting the implementation of the strategy (Balanced Scorecard, Dashboard) [16, 17], in the case of remuneration systems the matter still has not been resolved, as discussed in more detail in [18, 19, 20].

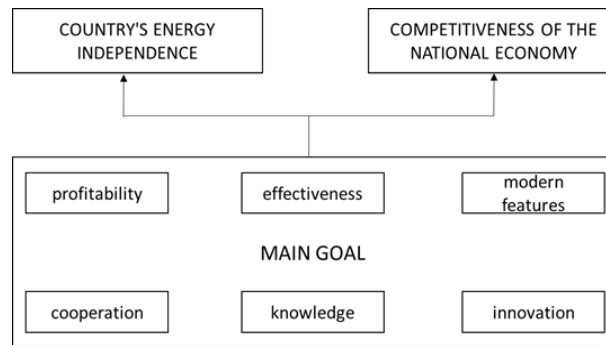


Fig. 1. Logical framework element. Source: [1]

Rys. 1. Element matrycy logicznej. Źródło: [1]

According to M. Stanisławski, "innovation in the mining industry has become such an important issue that there is a stronger need than in the past for it to be included in the strategic management process of a coal enterprise" [21]. Therefore, programmes supporting enterprise management are of great importance for innovations in the management processes.

The mining sector in Poland has been undergoing restructuring for many years in order to adjust its business structure and economic efficiency to the current market requirements [22, 23, 24, 18]. The process of changes, in which mining companies are involved, should be treated as an opportunity to enable innovation [25, 26]. In addition, they should explore innovation opportunities by cooperating with other entities in the scope of research and development activities [27].

Directions of innovation activity in the energy sector

Directions of innovation activity in the mining companies have been defined, among other things, in the "Programme for the hard coal mining sector in Poland". In the presented strategic analysis of the hard coal mining sector, the weaknesses include [1]:

- negative effects to the environment of the production process,
- inefficient organizational structures (prolongation of decision-making processes and low efficiency of information flow),
- excess of IT systems and its insufficient integration ('information chaos'),
- low optimization of work systems (insufficient efficiency of staff working time),
- low share of incentives in remuneration systems, no connection between the wage growth and workforce productivity, and an excessive fragmentation of pay components.
- low cost flexibility due to the high proportion of fixed costs,
- difficult economic and financial standing.

These are only selected elements from an extensive list of weaknesses that the hard coal mining industry is facing today. The directions for combating them are outlined in the main objective contained in the logical framework of the Program ..., comprising six elements: profitability, efficiency, modernity, innovation, knowledge and cooperation (Fig. 1).

"Only an economically healthy mining sector can ensure Poland's energy security" [1], therefore regaining and stabilizing liquidity, sales profitability and cost efficiency also related to investments are the most important objectives to be achieved by mining companies. The improvement of the financial situation enables implementation of subsequent elements specified in the logical framework. A very important element that has been very apparent recently is the "aging" of mining crews. Senior employees prevail in the staff age-seniority structure. They are experienced, but every year they leave the mines in large numbers. Newly recruited employees, on the other hand, lack experience, i.e. adequate knowledge and often also industry-specific education. Mining companies should support employees in the development of their skills and knowledge by expanding their training capacity with new technological and technical issues, with an emphasis on innovation. Nowadays, it is innovation that particularly affects the company's competitive position on the market [13], and its skilful combination with the implementation of other main objectives will also have a positive impact on the country's energy independence.

Innovation activity in the mining companies

Previous analyses regarding the level of innovativeness of Polish mining companies over the period of 2006–2008 indicated a definitely low share of mining sector in creating innovations compared to other industrial and service sectors. They confirmed the authors' claims that the traditional industries are not very innovative [28]. Over the period of 2009–2011, exploration companies recorded a higher share of innovation activity in their sector (50%) than innovative companies in the industry in the total number of these entities (45.7%) [21]. In 2012, results of research carried out as part of the implemented project were published, the purpose of which was to analyse innovations occurring in the mining industry in terms of their type and factors determining the innovation development in the mining companies [27]. The research indicated the occurrence of process, product and marketing innovations, however, they were carried out only in one mining company, where employees most often initiated innovation activities. Analyses of the level and structure of investment outlays in mining companies were also the subject of other works and articles [29, 30, 31, 32].

Since then, the share of mining companies launching innovations has been steadily increasing, with large mining

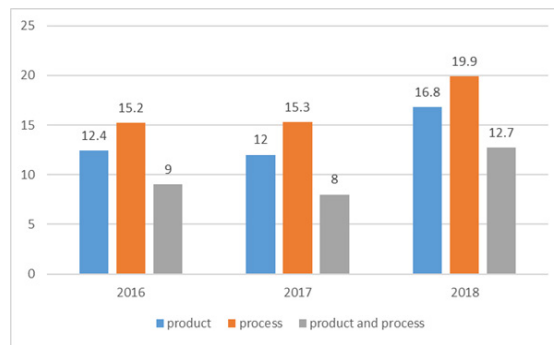


Fig. 2. Innovative industrial enterprises in 2014–2016 by types of innovation [%]. Source: own elaboration based on [33, 34, 35]

Rys. 2. Innowacyjne przedsiębiorstwa przemysłowe w latach 2014–2016 według rodzajów innowacji [%]. Źródło: opracowanie własne na podstawie [33, 34, 35]

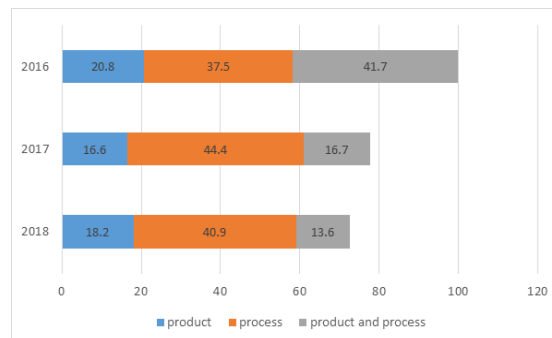


Fig. 3. Innovations generated in enterprises from the hard coal and lignite mining section by type in 2016–2018 [%]. Source: own elaboration based on [33, 34, 35]

Rys. 3. Wprowadzane innowacje w przedsiębiorstwach z działu Wydobywanie węgla kamiennego i węgla brunatnego według rodzajów w latach 2016–2018 [%].

Źródło: opracowanie własne na podstawie [33, 34, 35]

companies (employing over 249 employees) being the most innovative ones. Mining companies that are innovation active are those that (according to Statistics Poland, GUS) generated at least one innovation (product or process innovation or implemented at least one innovative project) in the examined period. Research on innovation activity among industrial enterprises shows that in each of the three years preceding the research the share of enterprises that generated process innovations was higher than the share of enterprises with product innovations. Comparing the period of 2016–2018, the percentage of enterprises that generated an innovation process was significantly higher by 4.7 percentage points amounting to 19.9% in 2018, while in the case of product innovations the figure increased by 4.4 percentage points amounting to 16.8% (Fig. 2).

Due to the specific nature of mining companies and the homogeneity of the manufactured product it is hard to provide product innovations, which is why sources of innovation were sought primarily in implemented processes. The research of Statistics Poland (2016–2018) confirms the dominance of process innovations in the mining sector. In the mining of hard coal and lignite section, the generation of innovations by type is presented in Fig. 3. Each year, the percentage of generated process innovations is the highest, namely 37.5% (2016), 44.4% (2017) and 40.9% (2018), respectively.

According to the division adopted by Statistics Poland - a high percentage of mining companies generated organisational innovations as part of process innovations, which is associated with the ongoing restructuring processes of the industry, which has been carried out for many years. Such innovations must result from strategic decisions taken by management.

Focusing on process innovations it is noted that the processes in mining companies are classified according to three categories [36] (Tab. 1):

- management processes,
- essential processes,
- supporting processes.

The listed processes are subordinated to the main mining and processing activity, which is coal production. This process is conceived as a "set of interrelated or interacting activities that transform inputs into outputs" [37].

In accordance with the directions of innovation activity in mining companies, generating innovations in all processes (management, essential and supporting) is aimed at reducing mining costs, which results from a possible reduction of the coal price. Such activities take place mainly through process automation technology and its computerization. The need to automate the production and modify hard coal mining systems requires the commitment of the company's innovative potential and use of new technologies.

On the other hand, implementing product innovations by mining companies is aimed at improving the quality of extracted coal. Therefore, the origins of product innovation can be found in the capacities of shaping the basic parameters of hard coal (calorific value, total moisture, ash and sulphur content), which must be adapted to the requirements of coal consumers. An appropriate enrichment technology enables production of specific coal grades, however, their quality depends on two factors. The first one is the mining system used, the second that is more important are the properties of coal in the seams. Precisely due to natural, geological and mining

Tab. 1. Examples of processes implemented in mining companies. Source: own elaboration based on [28, 37]

Tab. 1. Przykładowe procesy realizowane w przedsiębiorstwach górniczych. Źródło: opracowanie własne na podstawie [28, 37]

Process type	Process name
Management processes	<ul style="list-style-type: none"> - Technical and economic planning - HRM - Internal and external communication - Improvement of the safety management system - Strategy design
Essential processes	<ul style="list-style-type: none"> - Customer needs identification - Production planning and design - Opening works - Preparatory works - Reinforcing works - Decommissioning works - Vertical transport - Coal enrichment - Expedition
Supportive processes	<ul style="list-style-type: none"> - Data analysis - Horizontal transport - Infrastructure and working environment - Overseeing - The measurement and monitoring apparatus - Procurement - Expedition

conditions that have not been foreseen, the innovative potential of mining companies in the scope of product innovation is significantly reduced.

Advancing the development of process innovations, as mining companies mainly generate this, is possible thanks to cooperation with other enterprises or institutions with respect to innovative operations.

Examples of innovation activities in the mining

The management boards of Polish hard coal mining companies implement investments aimed at the optimal use of resources underground, including the extension of the assets exploitation through, among others, operating in thin seams, or minimizing the resources left in the deposit. In JSW S.A. mines modern ploughing technology has been used, thanks to which operation in seams considered some time ago as economically unjustified, can be carried out profitably these days. Centre for Advanced Data Analysis allows, among others, digital modelling of the deposit in order to optimize the production process and efficient resource extraction. Other raw materials are extracted in the mining company as well. Methane, as a high-energy fuel released from the deposit, will be used to power boiler plants in schools in the Gierałtowiec municipality. The company is conducting research on innovative solutions to increase the degree of methane capture, also from the ventilation air exhausted through mining shafts (in 2018. PLN 25 million was allocated for this purpose, for the construction of a new demethylation station in Ruch "Zofiówka", and expansion of the demethylation station Ruch "Szczygłowice" and "Knurów"). The captured methane will be used in polygeneration systems with a total capacity of 48 MW for the production of electricity, heat and cold).

In 2018, JSW S.A., PG Energy Capital Management and JSW Innovations signed a letter of intent on a joint undertaking to produce pellets based on CoalTech company technology using coal sludge. Another example of an innovative solution is the modern coking plant "Przyjaźń" that is a leader in the implementation of ISO standards throughout the Polish industry, including a pioneer in the introduction of the ISO 50001, confirming commitment to concern for the level of energy consumption, and thus the impact on the environ-

ment. The company is currently working on exploring the possibilities of using hydrogen that accounts for 50% of the by-product of the coking process to develop clean hydrogen technologies used in the "Zero Emissions Public Transport" programme, a result of which 3.5 thousand of alternative fuel buses are expected to be produced in the next 10 years. Innovative materials such as carbon fibers, adsorbents and carbon nanotubes are further projects. The highest potential in lightweight construction is guaranteed by carbon fibers and it is estimated that they will constitute over 45% of future composite applications. On the other hand, carbon absorbents are used to remove impurities from the liquid or gaseous phase, as catalysts or as carriers used for the storage of gases. The carbon nanostructures outlined are used in the automotive industry, power engineering, chemistry and electronics [38, 39].

Cooperation on innovation activities

Cooperation with respect to innovative operations is based on cooperation with other entities and is an important element of every enterprise's activity. This type of cooperation in the mining industry is particularly important mainly because of the low level of innovation in the Polish mining companies, resulting from industry conditions and State ownership. A lack of sources of funding can be perceived as the fundamental barrier to innovation in the mining industry [28].

According to statistical analyses of GUS over the period 2016–2018, 25.4% of innovation active industrial enterprises cooperated within the framework of innovation activity [33, 34, 35].

Taking into account PKD sections, over the period 2016–2018 the highest positions (1–3 and 15) in the study were taken by the divisions from section B – Mining and quarrying (Fig. 4). Cooperation with respect to innovative operations was most often undertaken by enterprises belonging to the mining of metal ores (100%) and mining of crude oil and natural gas (100%) sectors. Mining of Hard Coal and Lignite section was ranked third (72.7%). Position 15 was taken by the section Other mining and quarrying (30.3%).

Segments from section E – Water supply, were also quite high on the list; sewerage and waste management and remediation activities, in particular Remediation (60%; place 4)

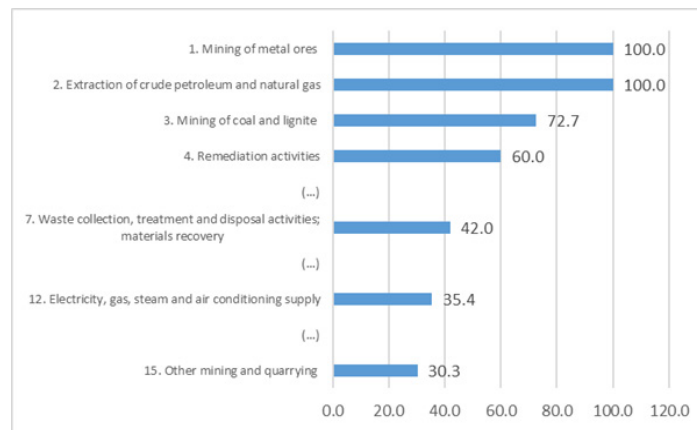


Fig. 4. Selected innovation active industrial enterprises over the period 2016–2018 sorted by some PKD divisions [%]. Source: own elaboration based on [33, 34, 35]

Rys. 4. Wybrane przedsiębiorstwa przemysłowe aktywne innowacyjnie w latach 2016–2018 według wybranych działów PKD [%]. Źródło: opracowanie własne na podstawie [33, 34, 35]

and Waste management and Recovery of raw materials (42%; place 7). Section D – Production and supply of electricity, gas, steam, hot water and air for air conditioning systems took 12th place.

Cooperation with respect to innovative operations enables mining companies, above all, to get a wider access to knowledge and new technologies. It reduces costs and promotes the exchange of experience and knowledge - a combination of theory and practice. It is reflected in an active participation in joint projects with other enterprises or scientific bodies (S. Staszic AGH University of Science and Technology in Kraków, Silesian University of Technology, University of Economics in Katowice, Central Mining Institute and others). Such cooperation should preferably be prospective and long-term in nature.

Discussion and conclusion

The analysis of the current state of innovation level of mining and energy enterprises shows that the companies mainly focus on their current operations. The main aspects to focus on include: increased customer satisfaction, cost optimization, increased efficiency and effectiveness. Considering these targets it has to be concluded that they are of

operational importance, however, it would be appropriate to consider the diversification of the electricity sources generated by indigenous companies in the context of a global trend (especially considering the EU policies) towards the complete elimination of pollution caused by the burning of fossil fuels. Poland has a specific potential to generate both electricity and heat from RES, so perhaps it would be justified to direct some of the innovation activities to the alternative energy sources that are within the scope of Poland's capabilities. Such action implemented well in advance could to some extent guarantee several key points that are required and at the same time expected by Polish society and the economy. These undoubtedly include: energy security, employment stability in the energy and mining sectors, and environmental protection. Such activities should be supported and financed not only by the industry concerned but also by the State. An important innovation aspect aimed at energy security and employment stability is undoubtedly conducting research on technologies that will make Poland independent from foreign enterprises.

This paper was supported by the AGH University of Science and Technology [No. 16.16.100.215].

Literatura – References

1. Program for the hard coal mining sector in Poland, Ministerstwo Energii, Warszawa 2018. [in Polish]
2. Ranoz, R. Mining and its importance in the global economy. *Mineral Resources Management* 2014, 30 (1), 5-20. <http://doi.org/10.2478/gospo-2014-0003>.
3. Jonek-Kowalska I. Challenges for long-term industry restructuring in the Upper Silesian Basin. What has Polish coal mining achieved and failed from a twenty – year perspective? *Resource Policy* 2015, 44(C),135-149.
4. Brzychczy E. An overview of data mining and process mining applications in underground mining. *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2019, R.21 nr 1,pp. 301-314.
5. Kowal B., Kustra A. Sustainability reporting in the energy sector, *E3S Web of Conferences* 2016, 10, 00129.
6. The balance of mineral resources deposits in Poland for the years 2014-2018, PSG, Warszawa 2018.
7. Manowska, A.; Rybak, A. The future of hard coal compared to other energy carriers. 4th Polish Mining Congress-Session: human and environment facing the challenges of mining. *IOP Conference Series-Earth and Environmental Science* 2018, vol. 174, Article Number: 012007, DOI: 10.1088/1755-1315/174/1/012007.
8. Manowska, A.; Mazurek, M. Prospects for development and hard coal economy limitations in the context of ensuring national energy security. *Mining - Prospects and Threats: Coal - Cheap, Clean Energy and Workplaces*. *IOP Conference Series-Earth and Environmental Science* 2018, vol. 198, Article Number: UNSP 012005, DOI: 10.1088/1755-1315/198/1/012005.
9. Bluszcz, A. European Economies in terms of energy dependence. *Quality and Quantity* 2017, vol.51. no. 4 1531-1548.. <https://doi.org/10.1007/s11135-016-0350-1>.
10. Bluszcz, A. The emissivity and energy intensity in EU countries - consequences for the Polish economy. *Conference proceedings Energy and Clean Technologies. Recycling, Air Ppollution and Climate Change, Sofia 2018, STEF92* vol. 18, iss. 4.2, 631-638. <https://doi.org/10.5593/sgem2018/4.2/S19.081>.
11. Kijewska, A.; Bluszcz, A. Analysis of greenhouse gas emissions in the European Union with the use of agglomeration algorithm. *Journal of Sustainable Mining* 2016. Vol. 15 iss.4 133-142 DOI 10.1016/j.jsm.2017.02.001.
12. Kijewska, A.; Bluszcz, A. Research of varying levels of greenhouse gas emissions in European countries using the k-means method. *Atmospheric Pollution Research* 2016, Vol. 7 iss. 5, s. 935-944. DOI 10.1016/j.apr.2016.05.010.
13. Kowal, D.; Kowal, B. *Finansowanie przedsiębiorczości innowacyjnej w Polsce*, W: *Innowacyjność w działalności gospodarczej*, Iwaszczuk N. (red.), Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2019. [in Polish]
14. Turek, M.; Jonek-Kowalska, I.; Ganszczyk, Z. Determinanty innowacyjności w przedsiębiorstwach górniczych, *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja i Zarządzanie* 2011, z. 55, 159-172. [in Polish]
15. Rybak, A.; Manowska, A. The forecast of coal sales taking the factors influencing the demand for hard coal into account. *Mineral resources management* 2019, vol. 35 iss. 1, 129-140. DOI: 10.24425/gsm.2019.128203.
16. Kowal, B.; Karkula, M.; Kowal, D. *Selected aspects of the implementation of a coal mining company strategy using the Balanced Scorecard [monography]*, ISBN: 978-83-7464-881-3. Wydawnictwa AGH, Kraków 2016.
17. Kowal, B.; Bąk, P.; Sukiennik, M. Dashboard - a system of measures supporting the enterprise in achieving its goals. *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2018; ISSN 1640-4920, R. 20 nr 2, 41–46.
18. Kowal, B. *New trends in remuneration schemes for underground workers in hard-coal mines*, Wydawnictwa AGH, ISSN 0867-6631, Kraków 2019. [in Polish]
19. Kowal, B.; Wiśniowski, R.; Ogrodnik, R.; Młynarczykowska, A. Selected elements of a safe work environment in hard coal mines in the Polish mining sector. *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2019, ISSN 1640-4920, R. 21 nr 2, 215–223. http://www.potopk.com.pl/Full_text/2019_full/IM%202-2019-a35.pdf.
20. Kowal, B. Analysis of the comfort life and work in the assessment of the occupational group of employees in the energy sector on the basis of a mining company, *E3S Web of Conferences: Energy and fuels* 2018, ISSN 2267-1242, vol. 108 art. no. 02016, 1–11. https://www.e3s-conferences.org/articles/e3sconf/pdf/2019/34/e3sconf_ef18_02016.pdf.
21. Stanisławski, M. Selected aspects of the innovative activities of mining enterprises in the years 2009–2011, *Akademia Finansów i Biznesu Vistula – Warszawa* 2013, 3(37), 53-69. [in Polish]
22. Manowska, A.; Nowrot, A. The importance of heat emission caused by global energy production in terms of climate impact. *Energies* 2019, vol. 12 iss. 16, 1-12. <https://doi.org/10.3390/en12163069>.
23. Ranoz, R. Analysis of the structure and cost of capital in mining enterprises. *Mineral Resources Management* 2017, ISSN 0860-0953. vol. 33 iss. 1, 77–91.

24. Dubiński, J.; Turek, M. Chances and threats of hard coal mining development in Poland – the results of experts research. *Archives of Mining Sciences* 2014, 59 (2), 395-411. <http://doi.org/10.2478/amsc-2014-0028>.
25. Bielski, I. The course and conditions of innovative processes. *Biblioteka Menedżera i Służby Pracowniczej, Zeszyt 187*. Oficyna Wydawnicza Ośrodka Postępu Organizacyjnego Sp. z o.o., Bydgoszcz 2000. [in Polish]
26. Durlik, I. Innovative changes as part of the enterprise restructuring strategy, *Instytut Organizacji i Zarządzania w Przemysle „ORGMASZ”, Ekonomika i Organizacja Przedsiębiorstwa* 1998, nr 5. [in Polish]
27. Święcicka, Z. Innovations in mining enterprise management, *Contemporary Management quarterly* 2012, vol. 2, 121-130. [in Polish]
28. Jonek-Kowalska, I.; Turek, M. Determinants of efficiency in hard coal mines in Poland in current market and geological and mining conditions, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2016, R. 17 nr 2, 81-90. [in Polish]
29. Ogrodnik, R.; Kowal, B. The level and structure of investment outlays in mining companies, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society, ISSN 1640-4920*, 2019 R. 21 nr 2, 207-214.
30. Ogrodnik, R.; Kęsek, M. Analysis of the amount of investment outlays of mining enterprises, *Marketing i Rynek ; ISSN 1231-7853*, 2018 R. 25 nr 9, 746-759. [in Polish]
31. Mieszaniec, J.; Ogrodnik, R. The scope of innovative activities that bring environmental benefits to mining companies, W: *Polityka zrównoważonego i zasobooszczędnego gospodarowania*, Graczyk A. (red.), Wydawnictwo Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu, Wrocław 2013. [in Polish]
32. Franik, T. Evaluation of the use of expenditures for innovation in the mining industry, *Przegląd górniczy* 2015, vol.8, 19-22. [in Polish]
33. Innovative activity of enterprises in the years 2014–2016, Statistical analyses, *Statistics Poland, Statistical Office in Szczecin, Warszawa, Szczecin* 2017. [in Polish]
34. Innovative activity of enterprises in the years 2015–2017, Statistical analyses, *Statistics Poland, Statistical Office in Szczecin, Warszawa, Szczecin* 2018. [in Polish]
35. Innovative activity of enterprises in the years 2016–2018, Statistical analyses, *Statistics Poland, Statistical Office in Szczecin, Warszawa, Szczecin* 2019. [in Polish]
36. Nowosielski, S. (ed.) *Process approach in organizations*. Wydawnictwo Uniwersytetu Ekonomicznego we Wrocławiu, Wrocław 2009. [in Polish]
37. Kowal, B., Ranosz, R., Karkula, M., Kowal, D. Process Management in Hard Coal Mining Companies, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society* 2018, iss. 2 (42), 111-116, <http://doi.org/10.29227/IM-2018-02-14>.
38. *Biuletyn PRE_COP24 Polska droga do czystego środowiska*. Katowice 2018.
39. Bluszcz, A. Circular economy initiatives in the mining companies in Poland. *Bezpieczne i efektywne górnictwo. Wybrane zagadnienia. Praca zbiorowa*. Bańko P. (ed.). Wydaw. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2020, p. 44-52. [in Polish]

Uwarunkowania działalności innowacyjnej przedsiębiorstw sektora energetycznego na przykładzie przedsiębiorstw górniczych

Artykuł prezentuje analizę działalności innowacyjnej przedsiębiorstw górniczych w latach 2016–2018 na tle aktywnych innowacyjnie przedsiębiorstw przemysłowych. Ponad to w artykule odniesiono się do wcześniejszych analiz i badań z zakresu poziomu innowacyjności przedsiębiorstw górniczych. Pomimo, że branża górnicza przynależy do tradycyjnych branż przemysłu i uważana jest za mało innowacyjną to podejmuje działania innowacyjne, których konieczność wynika z potrzeby zapewnienia konkurencyjności energetyki węglowej, bezpieczeństwa pracy górników oraz ochrony środowiska. W ostatnich latach wprowadzane są głównie innowacje procesowe, co wynika z trwających nadal procesów restrukturyzacji branżowej. Pomimo istniejących zagrożeń, branża powinna zauważać szanse w obecnej sytuacji i starać się ją wykorzystać do wprowadzenia kolejnych innowacji. Konieczne staje się realizowanie głównych celów sektora energetycznego zawartych w Programie dla sektora górnictwa węgla kamiennego w Polsce poprzez budowanie nowych przewag konkurencyjnych opartych w szczególności na wiedzy i innowacyjności. Realizacja jasno wyznaczonych kierunków strategii innowacyjnej, ujętych w dokumentach regulujących funkcjonowanie górnictwa węgla kamiennego w Polsce pozwoli na dalsze jego funkcjonowanie, niezależność energetyczną kraju i konkurencyjność gospodarki narodowej.

Słowa kluczowe: *działalność innowacyjna, przedsiębiorstwa górnicze, sektor energetyczny, innowacje produktowe, innowacje procesowe*



The K-means Grouping Method as a Mean to Control the Performance of the Production Process

Marek KĘSEK¹⁾

¹⁾ AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, 30 059 Cracow, Poland; email: kesek@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-83>

Submission date: 19-12-2019 | Review date: 28-01-2020

Abstract

The paper presents a concept of using clusters of objects using the k-means method to control the performance of the production process, which runs under variable conditions. The distribution of the production process performance in production cycles grouped according to similarity is the basis for controlling the performance of subsequent production cycles. The practical part of the paper contains an example of calculations carried out according to this concept using the VBA and R languages, and is related to the bolting process in underground mines.

Keywords: production process performance, clustering, k-means, production cycle, R language, VBA, process mining, bolting

1. Introduction

Planning of mining production is an extremely complex process. The specific nature of mining production means that not only performance indicators related to the production process or economic factors must be taken into account, but also environmental factors [14]. On the other hand, it is the environment, among other things, that ensures that the conditions for production process are never fully repeatable [1]. Technical conditions related to the equipment, environmental conditions related to the strength of the rock mass and conditions related to the employees' competences may vary, and there may be many other differences, even those that may not have been identified yet. Therefore, in addition to standard analyses, attempts can be made to analyse the production process itself and, based on its course, to predict the effects achieved.

Quantitative methods play an increasingly important role in an effective management of a mining company. The analysis of large amounts of data [2], modeling and simulations of production processes in mining [9, 10] become the basis for rational decision-making, e.g. in the works [4, 5, 6]. The universality and ease of performing such calculations has become possible as a result of the enormous development of computer methods of data processing and the associated development of calculation software.

The calculation part of the article presents the concept of using the clustering method for ongoing control of the performance of implemented processes based on the previously collected data.

The adopted concept assumes that an appropriate partition into groups of previously implemented production cycles makes it possible to show differences in the production results achieved in them. In addition, it assumes that an object assigned to a group of similar objects will achieve similar values of production performance indicators to other objects from the same group.

This requires prior clustering of objects into mutually unlike groups of objects similar to each other. The scope of use of

taxonomic methods, the possibilities of their application and ordering, grouping procedures, selection of representatives, aggregate variable structures, etc., used in taxonomic calculations, are widely discussed in the literature, while this paper is limited to those that are necessary to present the proposed concept.

2. Methods and tools used

2.1. The k-means method

The adopted concept assumes the clustering of data stored in the computer system. In the numerical example presented later in the article, the k-means method based on the k-means clustering was used [7]. In this method, a priori, a predetermined number of clusters is given and subsequently the cluster centers (centroids) are determined. Centroids can be determined arbitrarily or randomly. In many cases, the algorithm is carried out repeatedly while the results are observed, and the best model is selected subsequently. In the next step the distance of subsequent objects to be clustered from centroids is to be calculated. Distances can be calculated based on various metrics (Euclidean, Manhattan, Chebyshev, etc.), which most often originate from Minkowski metric (formula No. 1).

$$d_{ik} = \left[\sum_{j=1}^m |x_{ij} - x_{kj}|^p \right]^{\frac{1}{p}} \quad (i, k=1, \dots, n) \quad (1)$$

where:

x_{ij}, x_{kj} – implementations j-identifier for i-entity k-entity,

n – number of entities

m – number of identifiers,

p – natural number,

In practice it is used:

Metric space ($p = 1$),

Euclidean space ($p = 2$),

Chebyshev metric ($p \rightarrow \infty$),

in the latter case, the metric comes down to a formula:

$$d_{ik} = \max_j |x_{ij} - x_{jk}| \quad (i, k - 1, \dots, n) \quad (2)$$

The next step of the algorithm is to assign an entity to a cluster for which its distance from the centroid is the smallest. Assigning an entity to a cluster changes the position of its centroid, and calculating its new position is the next step of the algorithm. The above steps are then repeated for the subsequent entities to be clustered.

2.2. IT tools

The calculations were made using R and VBA languages.

The R language is a programming language for the R environment, mainly dedicated to statistical calculations and data mining [3]. It is distributed under a GNU license, so it does not require any fees. Furthermore, as an "open software" it is constantly being expanded with new libraries of functions available on the Internet in the form of packages. Many users of the language claim that it can be used to write any program, but its biggest advantage for analysts is that it supports issues such as: modeling, testing, classification, clustering, time series analysis, etc. The possibilities of creating a wide range of high quality charts are also worth emphasizing [11].

R allows organizing data into various structures, and the simplest of them is a vector. This is a series of numbers in order. There are no simpler structures in R language; therefore, a single numeric is a vector with a length equal to 1 [13]. Vectors can be combined into lists or matrices, matrices can be transformed into data frames, and for each of these structures appropriate operators and functions are provided to enable them to perform calculations on them. It is also important that this language is constantly evolving. New function libraries collected in the open, free package repository (CRAN, Comprehensive R Archive Network) are constantly being published. This is a collection of function libraries

with documentation created by system users from around the world.

The Visual Basic for Application (VBA) language is part of the Microsoft Visual Studio development environment and is also a Microsoft Office tool. The success of this language is due to its simplicity, transparency and flexibility with a wide range of possibilities. Therefore, it is used by people with high programming skills as well as by beginners. AutoDesk – a manufacturer of software supporting engineering design, has also noticed the advantages of this language. For its most important product, namely AutoCad, from the 2015 version it provides a module that allows using the Visual Basic language working with this program. [12].

Programming in Visual Basic is an event programming. This means that the program code is called as a result of an event, e.g. pressing a key, pressing a button, selecting from a list, etc. Such an event triggers the procedure that supports it, followed by a return to waiting for the next initiating event [15]. This language is a structural language with sequential processing, in which extracted structures include fixed variables, arrays, functions, subprograms, conditional operations and loops. Visual Basic, after attaching the relevant libraries, has the ability to connect to MSSQL databases and query them. The responses received from the database are then processed accordingly.

3. Example of calculation

As part of the research related to the implementation of the smartHUB project, as one of many tasks, data on the implementation of the bolting process was analyzed. The data was recorded automatically and contained the duration of individual activities related to the bolting process. In the analysed period of time, 71205 activities were registered within 854 cycles. A segment of the analysed data is shown in Fig. 1.

A	B	C	D	E	F
end	start	duration [sec]	activity type	shift id	cycle id
31-07-2019 22:20:05	31-07-2019 22:19:14	52	TRAVELING	2019-08-01_3.M10401	
31-07-2019 22:20:09	31-07-2019 22:20:06	4	IDLE	2019-08-01_3.M10401	
31-07-2019 22:20:28	31-07-2019 22:20:10	19	HOLE_SETUP	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:20:50	31-07-2019 22:20:29	22	TRANSITIONAL_DELAY	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:20:53	31-07-2019 22:20:51	3	HOLE_SETUP	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:20:54	31-07-2019 22:20:54	1	TRANSITIONAL_DELAY	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:21:14	31-07-2019 22:20:55	20	HOLE_SETUP	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:21:16	31-07-2019 22:21:15	2	TRANSITIONAL_DELAY	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:22:03	31-07-2019 22:21:17	47	DRILLING	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:22:04	31-07-2019 22:22:04	1	TRANSITIONAL_DELAY	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:22:15	31-07-2019 22:22:05	11	ANCHORING	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401
31-07-2019 22:22:17	31-07-2019 22:22:16	2	TRANSITIONAL_DELAY	2019-08-01_3.M10401	A4612194.0.M10401

Rys. 1. Fragment zbioru analizowanych danych. (Source: author's own elaboration)

Fig. 1. A segment of a set of analyzed data. (Source: own elaboration)

	A	B
1	Activity	Code
2	HOLE_SETUP	H
3	TRANSITIONAL_DELAY	T
4	DRILLING	D
5	ANCHORING	A

Rys. 2. Przyporządkowanie kodów do czynności. (Źródło: opracowanie własne)

Fig. 2. Assigning codes to activities. (Source: own elaboration)

calculations is sorting the groups in order of decreasing numbers.

```
pat %>% group_by(pattern) %>% summarize(n=n())
%>% select(pattern,n) %>% arrange(desc(n)) ->
patterns;
View(patterns)
```

From the aggregation shown in Figure 5 it can be read that the most numerous groups contained 4 elements (this corresponds to approx. 0.5% cycles). This gives an idea of how different the systems of activities in cycles are from each other.

Another attempt to look for similarities consists in analysing the direct sequences of activities. As a result of appropriate data processing, it was transformed into a matrix in which the number of pairs of directly sequential activities was compiled. As before, a corresponding VBA script was written for this purpose. Such an aggregation ensures a more detailed picture of the implementation of the analyzed cycles by identifying unusual cases. Atypical cases are cases where an activity occurs after an activity that should not precede it.

Table 1 shows the matrix, in which the sequences of actions in all analysed cycles are listed. The rows of the matrix represent the preceding actions, while the columns contain the subsequent actions. It can be read from Table 1 that immediately after the "DRILLING" activity in 4860 cases the "TRANSITIONAL_DELAY" activity followed, in 575 cases it was the "HOLE_SETUP" activity, in 1257 cases "ANCHORING", while in 13 cases this activity ended the cycle.

As already mentioned, Table 1 summarises data from all analyzed cycles. For comparison, Tables 2 and 3 show aggregation from single cycles. It can be noted that they differ in their numerical values, but equally importantly, they differ in the places where the numbers occur. Unlike the cycle A46121946V, the cycle A4614246V started with the activity

"HOLE_SETUP" and after the activity "ANCHORING" the activity "HOLE_SETUP" was repeated twice.

The framework of this article does not allow for presenting more differences between cycles, however, it can also be seen in Figure 6, which presents a segment of an aggregation of the activities sequence in subsequent cycles.

In the table, the segment of which is presented in Figure 6, compared to tables 1, 2, 3 those columns were removed in which the number of data was residual (e.g. "ANCHORING-DRILLING"), data on the number of the „ANCHORING” activities was added instead, as well as the total duration of all activities in a cycle ([s]), the quotients of which were taken as a measure of the performance of individual cycles. For the sake of simplicity, the names of the columns with the following actions were changed (e.g. „DRILLING-ANCHORING” for „DA”).

In the data processed in this way, similarities can be observed due to the distribution of consecutive activities as well as their number. This data set was therefore adopted as material for clustering the cycles into different sets of similar cycles.

3.2. Data clustering

Data clustering was performed using the k-means method. For this purpose, the k-means function provided by the R language was used. However, the data had to be processed before in order to eliminate outliers that could significantly affect the quality of the clustering. An example of such data is the occurrence of a cycle lasting one second in the data that occurred in the data set probably due to an error.

The following are the next steps in R:

- loading the data from an Excel file into the entity bmat 221 (data shown in Figure 6),

```
bmat221 <- read.xlsx("boltingmatrix1.xlsx", sheet=2)
```

pattern	n
1 THTHTDTATHTHT	4
2 THTHTHTDTATHT	4
3 THTHTDTATHTH	3
4 THTHTHTDTATHTHTDTATHTHTHT	3
5 THTDTATHTHTHTDTATHTHT	2
6 THTHTDTATHTHTDTATHTHT	2
7 THTHTDTATHTHTDTATHTHTHTDTATHTHTDTATHTHT	2
8 THTHTDTATHTHTDTATHTHTHTH	2
9 THTHTDTATHTHTH	2
10 THTHTDTATHTHTHT	2
11 THTHTDTATHTHTHTDTATHTHT	2
12 THTHTDTATHTHTHTDTATHTHTHT	2
13 THTHTDTATHTHTHTDTATHTHTHTH	2
14 THTHTHTDTATHTHT	2
15 THTHTHTDTATHTHTHTDTATHTHTHT	2
16 THTHTHTHTHTHTDTATHTHTHTDTATHTHTH	2
17 A	1
18 ATHTHT	1
19 DATHTDTATHTHTHTDTATHTDTATHTDTHTHTDATHTHTDAT...	1

Rys. 5. Zestawienie ilościowe powtarzalności kodów. (Źródło: opracowanie własne)
 Fig. 5. Quantitative aggregation of codes repeatability. (Source: own elaboration)

Tab. 1. Aggregation of the sequences of the activities in all cycles. Source: own elaboration

Tab. 1. Agregacja sekwencji czynności we wszystkich cyklach. Źródło: opracowanie własne

All cycles	START	TRANSITIONAL_ DELAY	HOLE_SETUP	DRILLING	ANCHORING	STOP
START		832	19	2	1	
TRANSITIONAL_DELAY			19344	6649	4624	362
HOLE_SETUP		19628		42	9	477
DRILLING		4860	575		1257	13
ANCHORING		5782	105			2
STOP						

Tab. 2. Aggregation of the activities sequences in the A4612194V cycle. Source: own elaboration

Tab. 2. Agregacja sekwencji czynności w cyklu A4612194V. Źródło: opracowanie własne

A4612194V	START	TRANSITIONAL_ DELAY	HOLE_SETUP	DRILLING	ANCHORING	STOP
START			1			
TRANSITIONAL_DELAY			11	8	5	
HOLE_SETUP		16				1
DRILLING		5	2		1	
ANCHORING		4	2			
STOP						

Tab. 3. Aggregation of the activities sequences in the A4612194V cycle. Source: own elaboration

Tab. 3. Agregacja sekwencji czynności w cyklu A4612194V. Źródło: opracowanie własne

A4614246V	START	TRANSITIONAL_ DELAY	HOLE_SETUP	DRILLING	ANCHORING	STOP
START				1		
TRANSITIONAL_DELAY			20	12	6	
HOLE_SETUP		21				1
DRILLING		7	1		5	
ANCHORING		11				
STOP						

- creating the eff1 entity by adding a column with calculated cycle performance to bmat221,
`bmat221 %>% mutate(eff=3600*Number_Anch/ CycleTime) -> eff1`
- creating an eff2 entity in which the wrong cycle has been eliminated
`eff2 <- filter(eff1, CycleTime!=1)`
- elimination of outliers.

The distribution of performance values is shown in Figure 1. It presents a box chart created by the geom_boxplot function:

```
ggplot(eff2) + geom_boxplot(aes(y=eff))
```

Chart 1 shows the distribution of cycle performance values. The chart shows the first and third quartiles as the edges of the box, the second as a segment in the center of the box, and the mustache (lower and upper), beyond which there are outliers [8] calculated based on the interquartile range (IQR):

```
ul=quantile(eff2$eff, 0.75) + 1.5*IQR(eff2$eff)
ll=quantile(eff2$eff, 0.25) - 1.5*IQR(eff2$eff)
```

- creating an eff2 entity in which outliers are omitted,
`eff2 <- filter(eff2, eff>=ll, eff<=ul)`
- determination of the number of groups based on the "elbow" method.

In this method, the number of groups is depicted on one axis and the sum of squares of the distances of individ-

ual observations from centroids on the other. We choose the number of groups after which adding another group does not bring such great benefits.

```
z <- 0; for(i in c(2:15)) {z[i-1] <- sum(kmeans(select(eff2, -X1, -CycleTime, -Number_Anch, -eff), centers=i, nstart=15)$within)}
```

- creating an "elbow" chart,

```
ggplot(data.frame(x=c(0:13), y = z), aes(y=y, x=x)) + geom_point()
```

Analyzing chart 2, it was assumed that after the tenth point, the measure decrease is insignificant, so a partition into 10 groups was assumed.

```
cent <- 10
```

```
f <- kmeans(select(eff2, -X1, -CycleTime, -Number_Anch, -eff), centers=cent)
```

As a result of clustering, we get information about which of the ten clusters has been assigned to each cycle. At the same time, the k-means function returns the coordinates of the group's centres. These are shown in Table 4.

- creating chart 3 to show the group arrangement,

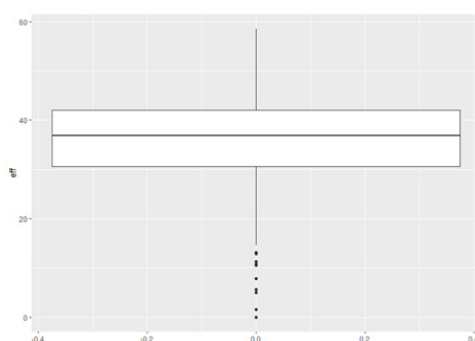
```
df <- scale(select(eff2, -X1, -CycleTime, -Number_Anch, -eff))
```

```
res.km <- eclust(df, "kmeans", nstart = 25)
```

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N
1		AH	AT	DA	DH	DT	HA	HD	HT	TA	TD	TH	CycleTime	Number_Anch
2	A4612194V	2	4	1	2	5	0	0	16	5	8	11	585	6
3	A4613254V	0	0	0	0	1	0	0	2	0	1	2	1008	0
4	A4613537V	0	1	0	0	1	0	0	2	1	1	2	189	1
5	A4614246V	0	11	5	1	7	0	0	21	6	12	20	707	11
6	A4614843V	0	8	3	0	5	0	1	16	5	7	18	518	8
7	A4615149V	0	4	2	0	2	0	0	5	2	4	5	293	4
8	A4616691V	0	20	8	2	12	0	1	43	12	21	43	1502	20
9	A4616803V	0	1	1	0	0	0	0	3	0	1	3	105	1
10	A4618621V	0	21	7	0	17	0	0	44	14	24	44	1763	21
11	A4619592V	0	13	5	0	8	0	1	20	8	12	22	915	13
12	A4620044V	0	5	0	0	5	0	0	10	5	5	10	438	5
13	A4621894V	0	4	4	2	0	0	0	9	0	6	8	329	4
14	A4623048V	0	8	3	1	6	0	0	23	5	10	22	1084	8
15	A4635827V	0	1	0	0	1	0	0	18	1	1	18	2277	1
16	A4641661V	0	9	3	0	8	0	0	19	6	11	19	790	9
17	A4642110V	0	4	0	0	4	0	0	12	4	4	13	424	4

Rys. 6. Fragment zestawienia następstw czynności w poszczególnych cyklach.. (Źródło: opracowanie własne)

Fig. 6. A segment from the aggregation of the activities sequence in the particular cycles. Source: own elaboration



Wykres 1. Fragment zestawienia następstw czynności w poszczególnych cyklach. (Źródło: opracowanie własne)

Chart 1. Extract from the summary of the sequences of the activities in the particular cycles. Source: own elaboration

In the next stage of calculations, a column with the numbers of clusters to which the cycles were assigned was added to the data based on which the cycles were clustered. The `eff3` object was created in this way.

```
eff3 <- mutate(eff2, gr=f$cluster)
```

Subsequently, chart 4 was created, showing the distribution of performance values in individual clusters,

```
ggplot(eff3) + geom_boxplot(varwidth=TRUE, aes(y=eff, x=reorder(gr, gr, FUN=mean), group=gr), fill='lightblue') + theme(panel.background = element_rect(fill = "#ddeecc", colour = "#00dd00", size = 2, linetype = "solid"), panel.grid.major = element_line(size = 0.5, linetype = 'dotted', colour = "#777777"), panel.grid.minor = element_line(size = 0.5, linetype = 'dotted', colour = "#777777")) + scale_x_discrete(breaks=c(1:10))
```

3.3. Control of the performance achieved

The clusters designated above, together with the performance distributions observed in them, can be used for the ongoing process control. Due to the calculations carried out, it is possible to confront the performance in the current cycles with the performance observed before, but taking into account the type of production cycle. An example of this is given below.

The data concerning the activities system in the analyzed cycle are saved as a vector named `newdata`:

```
newdata <- c(0, 10, 2, 0, 7, 0, 0, 17, 8, 10, 20)
```

Then the `predict.kmeans` function is called, which returns the number of the cluster to which the new cycle will be classified.

```
predict.kmeans <- function(object, newdata){
  centers <- object$centersd
  n_centers <- nrow(centers)
  dist_mat <- as.matrix(dist(rbind(centers,
  newdata)))
  dist_mat <- dist_mat[-seq(n_centers), seq(n_
  centers)]
  max.col(t(-dist_mat))
}
```

```
predict.kmeans(f, newdata)
```

In the analyzed example, the prediction of the assignment of the new cycle described by the coordinates in the `newdata` object, resulted in the value 8, so the cycle was assigned to the cluster eight.

By filtering the data in the way that it only contains cycles belonging to this cluster, the average value and median performance in this cluster can be determined and compared with the performance observed in the new cycle.

```
eff3 %>% filter(gr==8) %>% summarize(eff-
mean=mean(eff), effmedian=median(eff))
```

Tab. 4. Aggregation of coordinates of the centres of the created groups. Source: own elaboration

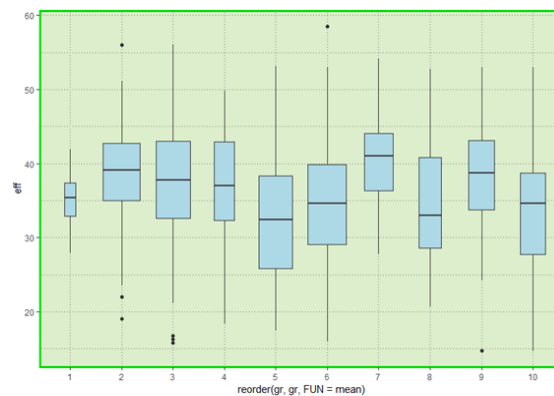
Tab. 4. Agregacja współrzędnych centrów utworzonych grup. Źródło: opracowanie własne

	AH	AT	DA	DH	DT	HA	HD	HT	TA	TD	TH
1	0.03	2.90	0.51	0.08	2.45	0.01	0.01	10.34	2.41	3.02	10.72
2	0.30	14.15	2.85	0.85	11.88	0.00	0.08	56.33	11.60	15.50	55.60
3	0.21	9.97	2.84	0.84	7.78	0.02	0.08	33.54	7.31	11.38	32.92
4	0.22	5.83	2.48	0.43	3.71	0.00	0.06	25.03	3.60	6.56	24.90
5	0.67	19.33	3.33	0.92	17.25	0.00	0.00	79.83	16.67	21.50	78.75
6	0.10	3.85	0.86	0.23	3.20	0.01	0.01	16.15	3.08	4.28	16.25
7	0.04	1.45	0.26	0.03	1.21	0.03	0.01	4.69	1.19	1.48	5.03
8	0.13	9.33	1.52	1.19	8.55	0.00	0.03	26.35	7.93	11.24	25.48
9	0.23	12.86	2.83	1.02	10.69	0.02	0.02	41.59	10.25	14.52	40.77
10	0.04	8.09	1.54	1.00	6.87	0.01	0.06	19.93	6.60	9.33	19.36



Wykres 3. Układ wydzielonych grup. (Źródło: opracowanie własne)

Chart 3. Arrangement of separate clusters. Source: own elaboration



Rys. 10. Rozkład wydajności procesu w poszczególnych grupach. (Źródło: opracowanie własne)

Fig. 10. The distribution of performance values in individual clusters. Source: own elaboration

For cluster eight, the values are: 36.9 and 37.3 bolting/h, respectively.

As a result of this comparison, it is possible to assess how the observed performance ranks among the others in this group and whether it should be assumed that it has achieved the expected result or whether actions should be taken to learn the effects of the deviation.

4. Conclusions

The performance of the production process can depend on many factors. In cases where it is not difficult to determine the impact of external factors on the production process, determining its expected performance is a simple task. In the mining industry, constant repeatability of the production process practically does not occur. There are a number

of areas of external factors (environment, equipment, people) that cause its variability. The analysis presented in the article clearly shows that the repeatability of the analyzed production cycles is basically incidental. The variability of production cycles results in the variability of their performance. The proposed concept of process performance control takes into account their variability by comparing them with the performance observed in separate groups of cycles.

At the same time, the k-means clustering method and the calculation process using VBA and R languages were presented in practice.

The paper presents results of research conducted in AGH University of Science and Technology no. 16.16.100.215.

Literatura – References

1. Bąk P.: Production planning in a mining enterprise - selected problems and solutions , Mineral Resources Management ; ISSN 0860-0953. - 2018 vol. 34 iss. 2, p. 97–116.
2. Brzychczy E.: Probabilistic modeling of mining production in an underground coal mine, Intelligent Systems in Production Engineering and Maintenance, Springer Nature Switzerland AG, cop., 2019.- S. 655-667.
3. Brzychczy E.: An overview of data mining and process mining applications in underground mining, Journal of the Polish Mineral Engineering Society, ISSN 1640-4920, 2019 R. 21 nr 1, s. 301–314.
4. Fuksa D.: The ways of solving non-linear decision problems through application of optimal production plans for mines. Mineral Resources Management; ISSN 0860-0953. 2007 t. 23 z. 3, p. 97–108.
5. Fuksa D.: Consolidation of mining enterprises as a chance to make the Polish mining industry profitable. Inżynieria Mineralna. 2018 R. 20 No. 2, p. 47–54.
6. Fuksa D.: The method for the assessment of the impact of variable demand of hard coal consumers on the profitability of a multi-facility mining enterprise. Inżynieria Mineralna. 2017 R. 18 No 1, p. 249–256.
7. Hartigan J. A., Wong M. A. : A K-Means Clustering Algorithm, Applied Statistics, 1979, Vol. 28, No. 1, p. 100–108.
8. Kaliyaperumal, Senthamarai & Kuppusamy, Manoj & Arumugam, S.: Labeling Methods for Identifying Outliers, International Journal of Statistics and Systems, 2015, 10. 231-238.
9. Kęsek M., Kłaś M., Adamczyk A.: A review of computer simulations in underground and open-pit mining, Journal of the Polish Mineral Engineering Society ; ISSN 1640-4920. 2018 R. 20 No. 2, p. 7–14.
10. Kęsek M., Adamczyk A., Kłaś M.: Computer simulation of the operation of a longwall complex using the “Process Flow” concept of FlexSim software, Intelligent Systems in Production Engineering and Maintenance, Springer Nature Switzerland AG, ISSN 2194-5357 ,vol. 8351, pages: 97-106, 2019.
11. Kęsek M.: Analysing data with the R programming language to control machine operation, Inżynieria Mineralna - Journal of the Polish Mineral Engineering Society ; ISSN 1640-4920. — 2019 R. 21 nr 1, s. 231–235.
12. Kęsek M.: Visual Basic as a Tool for Monitoring and Analyzing Machines, Inżynieria Mineralna - Journal of the Polish Mineral Engineering Society, 2017, No. 2, pages: 195–200.
13. Kopczewska K., Kopczewski T., Wójcik P.: Metody ilościowe w R. Aplikacje ekonomiczne i finansowe. Wydawnictwa Fachowe CeDeWu, Warszawa 2009.
14. Ogrodnik R.: Environmental performance indicators of hard coal mine, IOP Conference Series: Earth and Environmental Science ; ISSN 1755-1307. - 2019 vol. 214 [no.] 1 art. no. 012084, s. 1–11.
15. Walkenbach J.: Excel 2013 PL; programowanie w VBA; Vademecum Walkenbacha, Helion, Gliwice 2014.

Wykorzystanie metody grupowania k-średnich do kontroli wydajności procesu produkcyjnego

W artykule przedstawiono koncepcję wykorzystania grupowania obiektów metodą k-średnich do kontroli wydajności procesu produkcyjnego, który przebiega w zmiennych warunkach. Rozkłady wydajności procesu produkcyjnego w pogrupowanych pod względem podobieństwa cyklach produkcyjnych, stanowią podstawę kontroli wydajności kolejnych cykli produkcyjnych. Część praktyczna pracy zawiera przykład obliczeń przeprowadzonych według tej koncepcji z użyciem języka VBA oraz języka R i dotyczy procesu kotwienia w kopalniach podziemnych.

Słowa kluczowe: wydajność procesu produkcyjnego, grupowanie (clusterng), k-means, cykl produkcyjny, język R, VBA, process mining, kotwienie (bolting)



Zastosowanie metody wartości wypracowanej (EVM) do oceny projektów górniczych – podejście krytyczne – część 1 – założenia metody

Adam GETLER¹⁾, Seweryn TCHÓRZEWSKI²⁾

¹⁾ mgr; JSW S.A.; email: agetler@jsw.pl

²⁾ dr inż.; Politechnika Śląska; email: stchorzewski@polsl.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-84>

Submission date: 04-01-2020 | Review date: 01-04-2020

Abstrakt

Cel artykułu: prezentowany artykuł składa się z dwóch niezależnych części. Część pierwsza poświęcona jest opisowi prezentacji Metody Wartości Wypracowanej, jako uniwersalnemu narzędziu, stosowanemu do oceny stanu bieżącego projektu i prognozowania wielkości całkowitego kosztu jego realizacji oraz przewidywanego terminu zakończenia projektu. Część druga pracy ma na celu wskazanie dobrych i złych praktyk wykorzystania tej metody w odniesieniu do projektów realizowanych w górnictwie węgla kamiennego w Polsce.

Metoda badawcza/narzędzia: proces badawczy, w przypadku pierwszej części artykułu polega na przeprowadzeniu analizy literatury z obszaru opisywanego problemu oraz prezentacja prostego przykładu obliczeniowego ilustrującego sposób wykorzystania metody, zaś w odniesieniu do części drugiej, polegał będzie na krytycznej analizie wybranych przykładów projektów połączonej z wskazaniem pozytywnych i negatywnych doświadczeń w praktycznym stosowaniu metody.

Oryginalne rezultaty: rezultatami pracy będzie identyfikacja czynników sprzyjających lub niesprzyjających stosowaniu metody w górnictwie węgla kamiennego w Polsce.

Keywords: zarządzanie projektami, wartość wypracowana, EVM, EVA, projekty górnicze

1. Wprowadzenie

Planując zadania/ działania o charakterze powtarzalnym, regularnym mamy punkt odniesienia, podobne zrealizowane wcześniej. Możemy je zmierzyć, i zwykle pozwalają nam one uzyskać punkt odniesienia dając możliwość zweryfikowania bieżącej pracy. Takie podejście ma miejsce w przypadku regularnej produkcji przemysłowej. Z dokładnością do kilku miejsc po przecinku możemy określić ile czasu, zasobów i pieniędzy potrzeba nam do realizacji powtarzalnej czynności. Projekty to druga strona tego samego medalu. Działania o wyjątkowym charakterze zawsze nastrożają odpowiedzialnym za ich realizację problemów z oceną postępów ich realizacji. W najlepszym przypadku możemy oszacować zakres prac, czas niezbędny na ich wykonanie, wielkość niezbędnych zasobów, ilość środków finansowych potrzebnych na realizację zaplanowanych działań, ale niezależnie od tego, zawsze pojawi się kwestia ryzyka – braku wiedzy o tym co może się w trakcie realizacji projektu wydarzyć.

Pełen, komplety, opis tego co będzie się działo w projekcie nie jest możliwy. Nie wiemy tego, ale jednak podejmujemy się realizacji projektów. I jak w takim razie ocenić postęp? Czy zrealizowany zakres zadań odpowiada zakresowi zaplanowanemu? Czy przewidywany czas był adekwatny do uzyskanego i czy wykorzystane poniesione koszty są tymi które zaplanowaliśmy? To pytanie zawsze będzie towarzyszyło projektowi w trakcie jego realizacji, a pełna odpowiedź uzyskujemy najczęściej dopiero po jego zakończeniu, a w niektórych przypadkach jeszcze później¹.

Powstaje zatem pytanie: w jaki sposób należy ocenić stan projektu (postępy jego realizacji), aby możliwe było uzyskanie wniosków, które określać będą przewidywane rezultaty tego projektu w chwili jego zakończenia.

Odpowiedzią na to pytanie jest Metoda Wartości Wypracowanej Earned Value Method (EV), która została wypracowana jako rozwinięcie opracowanej w pierwszej połowie XX wieku metody Cost/Schedule Control System Criteria (C/SCSC). W latach 60-tych ubiegłego wieku jej zasięg wzrósł znacząco z uwagi na jej praktyczne stosowanie w odniesieniu do projektów realizowanych przez rząd Stanów Zjednoczonych. Szczególny dorobek w tym zakresie ma Departament Obrony² (Department of Defence – DoD) oraz NASA³, które stosują to rozwiązanie jako standardowe narzędzie, które ma służyć do monitorowania stanu realizowanych projektów oraz oceny perspektywy ich realizacji. W przypadku Departamentu Obrony posunięto się nawet do pójścia w kierunku rozwoju EV pod kątem stosowalności w projektach realizowanych w oparciu o filozofię Agile [1], co w przypadku EVM, wypracowanej jednak dla projektów realizowanych kaskadowo, nie jest takie łatwe i oczywiste.

Co interesujące w głównym dokumencie opublikowanym przez DoD [8], w pierwszych akapitach jest mowa o tym, iż jest to wręcz system, obejmujący⁴:

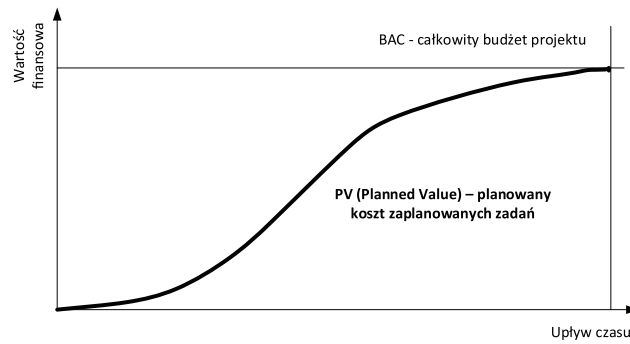
- Planowanie całego zakresu pracy programu od początku do zakończenia.
- Przypisanie uprawnień i odpowiedzialności na poziomie wydajności pracy.

¹⁾ Możemy tu przedstawić niechlubny przykład budowy korwety „Gawron”, która to budowa trwała 18 (!) lat, zaś koszt jej realizacji wzrósł w tym okresie z planowanych 638,1 mln zł do co najmniej 1 171 mln zł! Na szczęście jest to jeden z nielicznych choć dość spektakularnych przykładów jak nie powinno się realizować projektów [24].

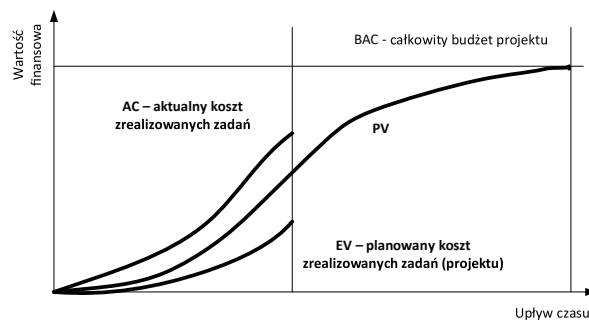
²⁾ Strona DoD z odniesieniem do EV to <https://www.acq.osd.mil/evm/#/policy-guidance/guides-references>.

³⁾ Strona NASA z odniesieniem do EV to <https://www.nasa.gov/evm>.

⁴⁾ [7] str. 6.



Rys. 1. Przykładowy rozkład kosztów projektu w czasie. Źródło: opracowanie własne
 Fig. 1. Example of project cost distribution in time. Source: own elaboration



Rys. 2. Przykładowy rozkład wartości PV, AC oraz EV dla projektu. Źródło: opracowanie własne
 Fig 2. Example of distribution PV, AC and EV in project. Source: own elaboration

- Integrację kosztów, harmonogramu i technicznych aspektów pracy w szczegółowy plan bazowy.
- Obiektywny pomiar postępów na poziomie wydajności pracy.
- Akumulację i przypisanie rzeczywistych kosztów bezpośrednich i pośrednich.
- Analizę odchyżeń lub odchyżeń od planów.
- Podsumowanie i raportowanie danych dotyczących wydajności na wyższe poziomy zarządzania dla działania.
- Prognozę realizacji celów pośrednich i zakończenia zdarzeń kontraktowych.
- Szacowanie ostatecznych kosztów umowy.
- Zdyscyplinowane utrzymanie planu bazowego i wprowadzenie korekt linii bazowej w odpowiednim czasie.

Inny document DoD podkreśla wręcz, że: „EVM is a widely accepted industry best practice for program management, used across the Department of Defense (DoD), the Federal Government, and the commercial sector.”⁵

Uniwersalność metody została potwierdzona licznymi publikacjami w tym zakresie. Możemy tu wskazać zarówno autorów krajowych [4, 15, 17, 21] – jak i zagranicznych [9, 10, 11, 16]. Prezentują oni zwykle pozytywne podejście do omawianego rozwiązania, choć zdarzają się publikacje krytyczne [12]. Publikacje te, zwykle odnoszą się do praktycznego stosowania metody w różnych obszarach realizacji projektów, choć można zauważyć przewagę publikacji w obszarze szero-

ko rozumianego budownictwa i inżynierii [5, 14, 19].

EV jest właściwie traktowane obecnie jako niemal obowiązkowe narzędzie służące do praktycznego zarządzania projektem w czasie jego realizacji co możemy zobaczyć np. w NASA [23], a wręcz stanowią jeden z elementów procesu certyfikacyjnego w zakresie zarządzania projektami⁶.

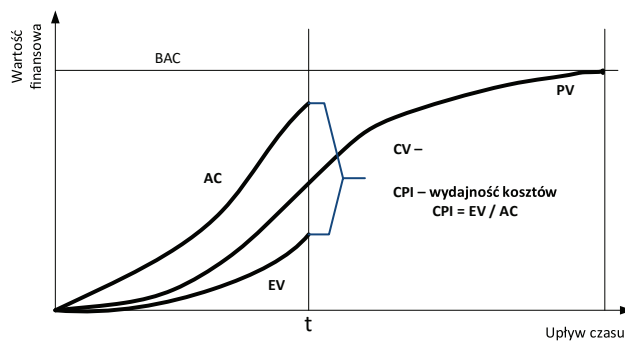
Czytając wymienione publikacje, można odnieść wrażenie braku spójności w nomenklaturze i nazewnictwie, gdyż spotykamy odpowiednio – ...are best practice..., ... is program management tools., ...metodę..., ...narzędzie... itd. Autorzy w odniesieniu do Wartości Wypracowanej będą posługiwać się w dalszej części pracy sformułowaną metodą, gdyż jest ono dokładnym opisem tego w jaki sposób wartość wypracowana jest wyznacza (wraz z jej wskaźnikami pochodnymi) – a więc, sposobem gromadzenia, przetwarzania oraz interpretowania danych oraz informacji.

2. Opis metody

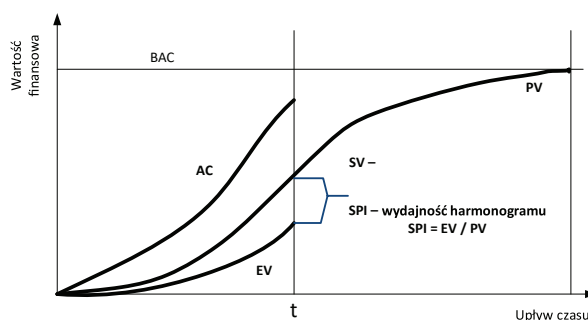
Idea metody wartości wypracowanej sprowadza się do prostego porównania – sprawdzimy, czy to co zostało zaplanowane do zrobienia oraz zabudżetowane, zostało wykonane i ponieśliśmy w związku z tym adekwatne koszty. Wydawać by się mogło, że takie podejście jest oczywiste, ale niejednokrotnie w projektach mamy do czynienia z sytuacjami, które są różne od zaplanowanych – zadania są realizowane dłużej lub krócej, z przesuniętymi terminami startu lub zakończenia, z wydajnością inną niż zaplanowana czy też kosztem odmiennym od przyjętego w budżecie.

5) [8] str. 5

6) W procesie certyfikacji prowadzonym przez IPMA wiedza i umiejętności w zakresie EV są elementem sprawdzanym dla aplikujących na poziomach D oraz C [22], zaś w przypadku PMI podczas ubiegania się o certyfikat PMP [2] lub wręcz bezpośrednio w zakresie samej metody [13, 6].



Rys. 3. Wskaźniki kosztowe CV i CPI – interpretacja graficzna pochodzenia. Źródło: opracowanie własne
 Fig. 3. Costs index CV and CPI – graphics interpretation of origin. Source: own elaboration



Rys. 4. Wskaźniki SV i SPI – interpretacja graficzna pochodzenia. Źródło: opracowanie własne
 Fig. 4. Schedule index SV and SPI – graphics interpretation of origin. Source: own elaboration

Celowo nie piszemy tu, że terminy czy też budżet zostały przekroczone (co by sugerowało ich wzrost, względem planu – to z resztą niestety dość typowa sytuacja), ale mamy też niejednokrotnie do czynienia z szybszym lub tańszym wykonaniem zadań w projekcie.

Parametry te, zawsze stanowiły punkt odniesienia dla przygotowania projektu do realizacji, ale również zawsze stanowiły wyzwanie w obszarze monitorowania.

Ocena stanu realizacji projektu dokonywana jest w oparciu o szczegółowo zaplanowane wartości czasu trwania i koszty poszczególnych zadań, reprezentowane przez skumulowaną (z upływem czasu) wartość tych kosztów. Punktem wyjścia jest zestawienie zadań, jakie mają zostać zrealizowane w ramach projektu – zwykle robimy to w oparciu o SPP – Strukturę Podziału Pracy, następnie dla każdego z zadań szacujemy ilości zasobów własnych oraz zewnętrznych, jakie mają zostać wykorzystane do realizacji projektu. Po określeniu ilości zasobów przychodzi czas na oszacowanie kosztów realizacji zadania, które określamy w oparciu o zaalokowane do zadania zasoby.

Mając wiedzę o kosztach poszczególnych zadań, ich rozkładzie w czasie (harmonogramie prac) możemy przygotować bazową informację, służącą do wszelkich obliczeń w ramach metody – określamy obliczamy wskaźnik PV (Planned Value) – planowaną wartość kosztu projektu w funkcji czasu, zwaną często krzywą kosztów „S” z uwagi na częste podobieństwo rozkładu PV do rozciągniętej litery S oraz sumę kosztów projektu BAC (Budget at Completion). Na rysunku 1 zaprezentowano przykładowy rozkład kosztów projektu (PV) w czasie stanowiącym podstawę do badania wartości wypracowanej projektu.

Po oznaczeniu planowanej wartości PV możemy przystąpić do oceny wpływu zadań zrealizowanych w projekcie na jego możliwy rezultat końcowy – możliwość zakończenia obserwowanego projektu w czasie oraz w terminie. Na moment czasowy t, analizujemy uzyskane wyniki – informacje o zaawansowaniu rzeczowym oraz finansowym kolejnych zadań – odnosimy do zaplanowanej wartości PV(t). Obliczamy wartość rzeczywiście poniesionych kosztów AC (Actual Cost) oraz wartości wypracowanej EV (Earned Value). Wartości te wyznaczamy w następujący sposób:

- AC – jest wartością, uzyskiwaną z raportów o stanie realizacji poszczególnych zadań, np. zadanie mające trwać 5 dni oraz kosztujące $K = 1\,000$ zł (jest to jednocześnie w naszym projekcie wartość BAC), po trzecim dniu ($t = 3$) powinno być zrealizowane w 60%, a jego koszt powinien wynieść $K(t = 3) = 600$ zł – i jest to wartość PV zadania na moment $t = 3$. Jednak otrzymany raport informuje, iż zaawansowanie rzeczowe zadania wynosi dopiero 45%, zaś poniesione koszty wyniosły 500 zł. Oznacza to, iż $AC(t = 3) = 500$ zł. Mamy zatem:

$$PV = 600 \text{ zł}$$

$$AC = 500 \text{ zł}$$

- EV – jest to z kolei wartością kosztu zadań, jakie zostały zrealizowane do momentu „t”, a więc, dla opisywanego powyżej przypadku, przy zaawansowaniu wynoszącym 45% koszt zrealizowanej części zadania powinien wynieść $1\,000 \text{ zł} * 45\% = 450 \text{ zł}$.

$$(1) EV = K(t) * z$$

Tab. 1. Stan projektu opisany przez wskaźniki CV oraz SV na moment „t”. Źródło: opracowanie własne

Tab. 1. Project status matrix of CV and SV indicator, at moment “t”. Source: own elaboration

	CV > 0	CV = 0	CV < 0
SV > 0	Pracujemy szybciej Taniej niż planowano	Pracujemy szybciej W budżecie	Pracujemy szybciej Drożej niż planowano
SV = 0	W terminie; Taniej niż planowano	W terminie; W budżecie	W terminie; Drożej niż planowano
SV < 0	Pracujemy wolniej Taniej niż planowano	Pracujemy wolniej W budżecie	Pracujemy wolniej Drożej niż planowano

Tab. 1. Stan projektu opisany przez wskaźniki CV oraz SV na moment „t”. Źródło: opracowanie własne

Tab. 1. Project status matrix of CV and SV indicator, at moment “t”. Source: own elaboration

	CPI > 1	CPI = 1	CPI < 1
SPI > 1	Pracujemy intensywniej; Koszt realizacji będzie mniejszy od planowanego	Pracujemy intensywniej; Koszt realizacji będzie zgodny z planem	Pracujemy intensywniej Koszt realizacji będzie większy od planowanego
SPI = 1	Pracujemy zgodnie z planem; Koszt realizacji będzie mniejszy od planowanego	Pracujemy zgodnie z planem; Koszt realizacji będzie zgodny z planem	Pracujemy zgodnie z planem Koszt realizacji będzie większy od planowanego
SPI < 1	Pracujemy wolniej; Koszt realizacji będzie mniejszy od planowanego	Pracujemy wolniej; Koszt realizacji będzie zgodny z planem	Pracujemy wolniej Koszt realizacji będzie większy od planowanego

gdzie:

$K(t)$ – planowany koszt zadania na moment czasowy „t”,

z – zaraportowany stan zaawansowania zadania na moment czasowy „t”; wartość z jest najczęściej wyrażana w procentach.

Mamy zatem dla omawianego przykładu:

$EV = 450$ zł

W przypadku jakiegokolwiek analizowanego projektu, wartości PV, AC oraz EV obliczamy dla wszystkich zadań które zostały zaplanowane (PV) oraz zrealizowane (AC oraz EV) do momentu czasowego „t”. Na rys. 2 zaprezentowany został przykładowy rozkład wartości dla projektu.

Co ważne, zaprezentowany na rys. 2 przykład jest tylko jednym z kilku przypadków, mogących mieć miejsce w projekcie. Możemy sobie bez trudu wyobrazić alternatywne sytuacje, gdy np. koszty zrealizowane są niższe od planowanych ($AC < PV$) lub gdy koszty wypracowane są wyższe od zaplanowanych ($EV > PV$). W przypadku każdego projektu niezbędne jest określenie tych wartości, tym bardziej, że mogą one ulec zmianie wraz z upływem czasu, choć wydaje się dość oczywiste, iż w idealnym przypadku wszystkie te trzy wartości byłyby sobie równe, a krzywe pokrywałyby się. Jednak byłaby to niezbyt często spotykana w rzeczywistości sytuacja, realizacji projektu dokładnie z planem.

Wyznaczenie wartości PV(t), AC (t) oraz EV(t) jest jednak dopiero bazą dla procesu analizy postępów projektu. W oparciu o przetworzenie tych wielkości możemy rozpocząć analizę i ocenę rzeczywistego stanu projektu. Umożliwia to wyznaczenie wartości wskaźników odnoszących się do kosztów oraz harmonogramu prac. Wskaźnikami, pozwalającymi na ocenę kosztów są CV (Cost Variance) oraz CPI (Cost Performance Index) (rys. 3), które to wskaźniki opisują i obliczamy odpowiednio:

CV – odchylenie kosztów w projekcie na moment czasowy „t”.

CPI – wydajność poniesionych kosztów na moment czasowy „t”.

$$(2) CV(t) = EV(t) - AC(t)$$

$$(3) CPI(t) = EV(t)/PV(t)$$

Interpretacja tych wskaźników jest następująca:

CV > 0 – na planowaną pracę wydaliśmy mniej niż zaplanowano

CV = 0 – budżet jest realizowany zgodnie z planem

CV < 0 – na planowaną pracę wydaliśmy więcej niż zaplanowano

CPI > 1 – indeks trendu kosztu wskazuje iż na obecny moment realizacji projektu zadania kosztują nas mniej niż zaplanowano

CPI = 1 – trend budżetu jest zgodny z planowanym

CPI < 1 – indeks trendu kosztu wskazuje iż na obecny moment realizacji projektu zadania kosztują nas więcej niż zaplanowano

Wykorzystując dane z wcześniejszego przykładu obliczamy odpowiednio CV oraz CPI, które wynoszą odpowiednio:

$$CV = 450 - 500 = -50,$$

$$CPI = 450/600 = 0,75,$$

co oznacza, że jesteśmy z przekroczonym budżetem, i zapewne zapłacimy za projekt więcej niż planowaliśmy.

Z kolei wskaźnikami pozwalającymi na ocenę harmonogramu są SV (Schedule Variance) oraz SPI (Schedule Performance Index) (rys. 4), które to wskaźniki opisują i obliczamy odpowiednio:

SV – odchylenie harmonogramu projektu na moment czasowy „t”

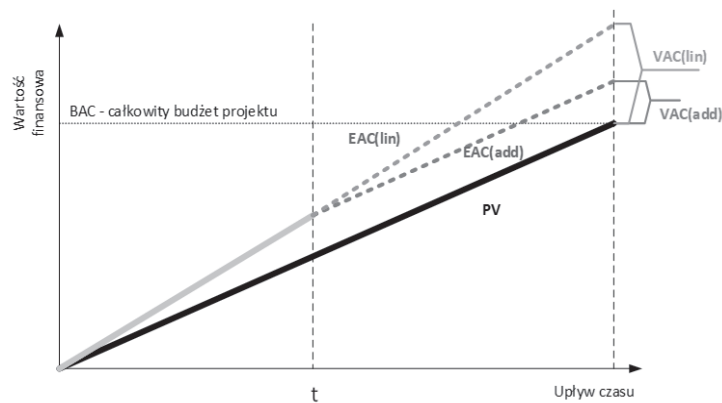
SPI – wydajność harmonogramu na moment czasowy „t”

$$(4) SV = PV - EV$$

$$(5) SPI = EV/AC$$

Analogicznie, jak w przypadku CV i CPI interpretacja wskaźników SV oraz SPI jest następująca:

SV > 0 – zrealizowane zadania kosztowały mniej niż zaplanowano



Rys. 5. Graficzna interpretacja wyznaczania wartości EAC sposobem liniowym (lin) oraz addytywnym (add) dla projektu. Źródło: opracowanie własne
 Fig. 5. Graphic interpretation of determination of project EAC value by linear and additive way. Source: own elaboration

SV = 0 – zadania są realizowane zgodnie z planem
 SV < 0 – zrealizowane zadania kosztowały więcej niż miało być
 SPI > 1 – indeks trendu harmonogramu wskazuje, iż na obecny moment realizacji projektu zadania są realizowane szybciej niż zaplanowano
 SPI = 1 – trend harmonogramu jest zgodny z planowanym
 SPI < 1 – indeks trendu harmonogramu wskazuje, iż na obecny moment realizacji projektu zadania są realizowane wolniej niż zaplanowano

Analogicznie, jak dla CV i CPI, wykorzystując dane z wcześniejszego przykładu obliczamy odpowiednio SV oraz SPI, które wynoszą odpowiednio:

$$SV = 600 - 450 = 150,$$

$$SPI = 450/500 = 0,9,$$

co z kolei, w tym przypadku oznacza, że za zrealizowane zadania zapłaciliśmy więcej niż planowano, a ponadto trend wskazuje na opóźnienie w projekcie.

Łączna interpretacja uzyskanych wartości pozwala na wskazanie następujących stanów projektu:

Zaobserwowano jednocześnie np. [3, 18], iż po upływie ok. 15–20% czasu trwania projektu zaczynają pojawiać się stabilne trendy w realizowanym projekcie, a więc zaczynamy dysponować dość prawdopodobną informacją na temat przewidywanego terminu oraz kosztu badanego projektu. To oznacza, iż obserwację projektu powinniśmy prowadzić od samego początku jego realizacji.

Śledzenie tych wskaźników oraz ich stanu powinno być jednym z podstawowych zadań kierownika projektu w odniesieniu do etapu realizacji projektu, gdyż umożliwia ono na proste (z uwagi na przyjętą metodę) uzyskiwanie informacji o statusie projektu oraz prognozie odnoszącej się do przewidywanego terminu zakończenia oraz budżetu, jaki będzie temu towarzyszył.

Uzupełnieniem informacji o stanie projektu oraz prognozowanym koszcie jego realizacji jest informacja o wielkości różnicy pomiędzy planowaną całkowitą wartością projektu (BAC), a przewidywanym końcowym kosztem prac (EAC - Estimate at Completion). Wskaźnik ten możemy obliczać na dwa sposoby. W sposobie pierwszym zakładamy, że dotychczasowe wykonanie zadań jest poprawnym i prawidłowym trendem w projekcie, który będzie się utrzymywał również

w przyszłości. W takim przypadku EAC można wyznaczyć za pomocą formuły:

$$(6) \quad EAC = BAC / CPI,$$

wówczas, idąc naszym przykładem:

$$EAC = 1000 / 0,75 = 1333$$

Uzyskana wielkość informuje nas ile wyniosą koszty całkowite projektu, jeśli będzie on w dalszej części realizowany z takim samym odchyleniem % kosztów rzeczywistych od planowanych, mówimy wtedy o EAC liniowym.

Sposób drugi stosujemy w przypadku, gdy zakładamy, że dotychczasowy postęp prac nie wpłynie na przebieg realizacji zadań w przyszłości, tzn. będzie on zgodny z pozostałym harmonogramem (i budżetem). EAC wyznaczone jest wówczas za pomocą formuły:

$$(7) \quad EAC = BAC - CV,$$

co z kolei daje nam wynik:

$$EAC = 1000 - (-50) = 1050$$

Uzyskana wielkość wskazuje ile wyniosą koszty całkowite projektu, jeśli wszystkie pozostałe prace w projekcie będą realizowane zgodnie z kosztami na nie zaplanowanymi, mówimy wtedy o EAC addytywnym.

Na rysunku 5 zaprezentowana została graficzna interpretacja wyznaczania wartości EAC oboma sposobami.

Tak samo, jak w przypadkach wszystkich wymienionych wcześniej wskaźników wartość EAC uzyskana oboma sposobami, może on w trakcie realizacji projektu ulegać zmianie, a więc należy ją na bieżąco śledzić, a ponadto wyboru oznaczenia EAC metodą liniową lub addytywną powinno się dokonać w sposób przemyślany, gdyż jak widać na dołączonym prostym przykładzie rozbieżność uzyskanych wyników jest dość znacząca.

Jeśli z kolei obliczymy różnicę pomiędzy planowaną wartością końcową (BAC) i wartością prognozowaną (EAC) to otrzymamy informację o przewidywanej różnicy kosztów projektu względem planu. Poniższa formuła jest identyczna

zarówno w przypadku zastosowania podejścia liniowego oraz addytywnego, różnicować je będzie otrzymany wynik.

$$(8) \quad VAC = BAC - EAC$$

Co biorąc pod uwagę sposób liniowy (lin) i addytywny (add) daje nam odpowiednio:

$$VAC(\text{lin}) = 1000 - 1300 = -333$$

$$VAC(\text{add}) = 1000 - 1050 = -50$$

I tak, jak w przypadku zróżnicowania w wyznaczeniu EAC metodą liniową i addytywną uzyskujemy zróżnicowanie w szacowaniu wartości VAC dla projektu.

Jak widać w zaprezentowanych na poprzednich stronach rozważaniach, metoda wartości wypracowanej nie jest matematycznie skomplikowanym narzędziem, jednak jej praktyczne stosowanie bywa już czasem sporym wyzwaniem, w szczególności w procesie szacowania rezultatów. Tym tematem zajmujemy się w części drugiej niniejszej publikacji.

O czym jeszcze warto wiedzieć? Otóż w metodzie EV, pierwotnie, przez dłuższy czas stosowane były odmienne oznaczenia wskaźników bazowych. Choć zmiany dokonano już jakiś czas temu, to pierwotne oznaczenia możemy dzisiaj spotkać w wielu publikacjach, stąd warto znać ich oryginalne nazwy. Dla następujących wskaźników stosowano wcześniej prezentowane poniżej oznaczenia:

PV – Planowana wartość (Planned Value), wcześniej oznaczany jako BCWS – Planowany całkowity koszt planowanych zadań (Budgeted Cost for Work Scheduled).

AC – koszt bieżący (Actual Cost), wcześniej oznaczany jako ACWP – Rzeczywisty koszt wykonanych prac (Actual Cost of Work Performed).

EV – wartość wypracowana (Earned Value), wcześniej oznaczana jako BCWP – wartość rzeczywista wykonanej pracy (Budgeted Cost for Work Performed).

Pozostałe wskaźniki – CPI, SPI czy też VAC stosowane są do dziś bez zmian.

Należy przyznać, iż pierwotne oznaczenia, ich akronimy, pomimo bezpośredniego odniesienia do prezentowanych wartości były bardzo uciążliwe w stosowaniu. W szczególności dotyczyło to osób nie władających biegle językiem angielskim. Wprowadzona zmiana w znaczący sposób poprawiła możliwość praktycznego stosowania metody.

3. Dlaczego lub czy stosować w branży górniczej?

Jak wcześniej zaznaczono, ujęcia praktycznego aspektu niniejszej publikacji dokonamy w jej części drugiej. Jednak warto wskazać, dlaczego tematyka artykułu została uznana przez jego autorów za istotną? Otóż zdaniem autorów po pierwsze nie można rozłączyć świata zarządzania, a w szczególności zarządzania projektami, od świata działalności górniczej. Od działań w skali mega przedsięwzięć – czego przykładem może być budowa nowej kopalni, poprzez uruchamianie pól, budowę poziomów oraz inne działania o charakterze inwestycyjnym na dole oraz powierzchni kopalni, możemy do zarządzania nimi wykorzystywać zarządzanie projektami – są one:

- wyjątkowe – nie ma dwóch identycznych kopalń, poziomów itp.,
- ograniczone w czasie – realizujemy je, aby w określonym przedziale czasu, uzyskać określone korzyści np. zdolności produkcyjne,
- nastawione na cel – jasno określamy, mierzalny, rezultat projektu jakim może być wielkość produkcji węgla wyrażona w tonach czy poprawa parametrów wentylacyjnych wyrażona w obniżeniu temperatury przodka,
- obarczone ryzykiem – gdyż np. rzeczywista natura środowiska jakim jest górotwór będzie nam znana dopiero po jego udostępnieniu
- angażują zróżnicowane zasoby oraz interesariuszy – nie tylko pracownicy kopalni, ale również dostawcy, instytucje nadzoru, a nawet otoczenie społeczne.

Działania takie, bezwzględnie, chociażby z uwagi na występujące ryzyko należy regularnie monitorować i to na dodatek monitorować w jednakowy sposób, niezależnie od zróżnicowania projektów – ich wielkości, rodzaju czy skali finansowej.

Równocześnie znacząca część przedsiębiorstw górniczych wykorzystuje zarządzanie projektami w praktyce⁷, wypracowując w tym obszarze własne rozwiązania. Wzmacniane są one zwykle przez systemy informatyczne służące do przetwarzania informacji o poszczególnych projektach, programach lub portfelach, mając jak standardowy element aplikacji wbudowane systemy analizy wartości wypracowanej [20].

Samemu procesowi wdrażania zasad zarządzania projektami w górnictwie w Polsce można by poświęcić osobną publikację, lecz pomimo tego, iż branża górnicza nie jest to miejsce do łatwego aplikowania nowych rozwiązań organizacyjnych, to z uwagi na skalę realizowanych projektów – wielkość zakresu, budżety oraz czasy realizacji, to metoda wartości wypracowanej jest rozwiązaniem, które można – oczywiście pod pewnymi warunkami – tam stosować. Znane są w tym zakresie doświadczenia zagraniczne [14, 19], brak jednak badań w tym zakresie w górnictwie w Polsce, stąd chęć autorów do zmierzenia się z tym tematem.

4. Podsumowanie

1. Zaprezentowany w artykule przykład, w opinii autorów jednoznacznie skazuje na to, iż metoda wartości wypracowanej jest technicznie prostym rozwiązaniem, które powinno być łatwo aplikowane do praktycznego stosowania w procesie monitorowania postępów projektów. Potwierdza to duża liczba publikacji na całym świecie, które odnoszą się do tego tematu.
2. Metoda, która pierwotnie została opracowana na potrzeby monitorowania realizacji projektów wojskowych w USA obecnie stosowana jest w branży budowlanej, produkcyjnej lotniczej czy też górnictwie, choć jak zwykle wymaga to przemysłowych działań podczas jej wdrażania.
3. Czynnikiem, który stanowi wyzwanie dla źródła EVM jest sposób pomiaru zaangażowania prac w projekcie, jest to jedno z większych wyzwań procesu

⁷ Takimi przykładami są zarówno JSW S.A., KGHM S.A. czy TAURON S.A., które w tym zakresie posiadają osiągnięcia w zakresie ożywania nagród za doskonałość w zarządzaniu projektami zgodnie z modelem IPMA. Więcej o nagrodach można znaleźć na www.ipma.pl

wdrażania metody, dlatego też w drugiej części publikacji poświęcimy temu zagadnieniu stosowną uwagę. Prostop koncepcyjna rozwiązania poddawana jest jednak ciągłym próbom związanym z próbami jej praktycznego stosowania do monitorowania różnych

projektów. Część druga artykułu poświęcona będzie dyskusji na temat pozytywnych i negatywnych aspektów stosowania metody w praktyce, która to dyskusja zostanie oparta na analizie wybranych praktycznych przykładów projektów.

Literatura – References

1. (U)Agile and earned value management a program manager's desk guide; Department of Defense USA, April 16, 2018
2. (S)A guide to the project management body of knowledge, ed 5 polska; Wyd MT&DC, Warszawa 2013, str. 210–219
3. (Z)Christensen D.D: Cost Overrun Optimism: FACT or FICTION?: Defense ARJ, July 2015, Vol. 22 No. 3: 254–271
4. (B)Czarnigowska A.: Earned value method as a tool for project control; Budownictwo i Architektura 3 (2008) str. 15–32
5. (K)Dalibi S.D., Kumo H.A., Abubakar A. M.: THE FUNDAMENTALS OF EARNED VALUE MANAGEMENT IN CONSTRUCTION PROJECTS: APPLICATIONS AND SIMULATIONS; Nigerian Institute of Quantity Surveyors; Conference Theme: "Budget & Capital Project Monitoring and Evaluation in an era of change" July, 2016
6. (F)Earned Value Management Handbook; Association for Project Management 2013
7. (W)Earned Value Management Implementation Guide (EVMIG); Department of Defense USA, January 18, 2019
8. (X)Earned Value Management System Interpretation Guide (EVMSIG) Department of Defense USA, March 14, 2019
9. (T)Frame J.D. The new Project Management, 2^{ed} edition, Jossey-Bass, A Wiley-Company, San Francisco 2002, page 274–291
10. (D)Guide to Earned Value Management (EVM) Scalability for Non-Major Acquisition Implementations; Civilian Agencies and Industry Working Group (CAIWG); 2015
11. (H)Kuehn U.: Earned Value Management - Why Am I Being Forced to Do It?; conferences materials 2007 AACE International Transactions
12. (G)Lukas J.A.: Earned Value Analysis – Why it Doesn't Work, conferences materials 2008 AACE INTERNATIONAL TRANSACTIONS
13. (E)Practice Standard for EARNED VALUE MANAGEMENT; Project Management Institute, Inc. 2005
14. (A)Shuheng Zhonga, Xin Wang; Improvement and application of earned value analysis in coal project management; Procedia Engineering 26 (2011) page 1983–1989
15. (M)Sierpińska M. (red). Controlling funkcjny w przedsiębiorstwie. Oficyna ekonomiczna, Kraków 2004, str. 98–101
16. (C)Smith K.F: BEYOND EARNED VALUE: A Better Practice for Monitoring Project Performance, www.asapm.org, October, 2012
17. (N)Trocki M. (red): Nowoczesne zarządzanie projektami. PWE Warszawa 2012, str. 240-254
18. (Y)Wawak S: Monitorowanie wdrożenia system jakości za pomocą metody Earned Value; Zeszyty naukowe AE w Krakowie, nr 652, 2004, str 213–224
19. (I)Wibiksana R.: Earned Value Management: Adapted for use in Underground Mining Operations, PM World Journal Vol. I, Issue II – September 2012
20. (O)Wilczewski S.: MS Project 2013 & MS Project Server 2013, Helion, Gliwice, 2014, str. 294–297
21. (P)Wysocki R.K. Efektywne zarządzanie projektami. Helion, Gliwice 2013, str. 356-361, 635–642
22. (AA) Wytyczne Kompetencji Indywidualnych IPMA ICB v4.0; Stowarzyszenie IPMA Polska, 2018
23. (J)<https://www.nasa.gov/evm>, 20.05.2020 14.00
24. (V)<https://www.defence24.pl/orp-slajak--taka-korweta-jakie-mozliwosci>; 25.05.2020, godz. 16.15

*Application of the Earned Value Method (EVM) for mining projects assessment
– critical approach – part 1 – method assumptions*

Purpose of the article: the presented article consists of two independent parts. The first part is dedicated to the description of the Earned Value Method as an universal tool used to assess the state of the current project and forecast the total cost of its implementation and the project's expected completion date. The second part aims to indicate good and bad practices of using this method in relation to the projects implemented in hard coal mining in Poland.

Research method/tools: the research process, in the case of the first part of the article, consists of analyzing the literature in the area of the described problem and presenting a simple calculation example illustrating how to use the method, and in relation to the second part, will consist of a critical analysis of selected examples of projects combined with an indication positive and negative experiences in the practical application of the method.

Original results: the results of the work will be the identification of factors conducive or unfavorable to the use of the method in hard coal mining in Poland.

Keywords: *project management, earned value method, EVM, EVA, mining projects*



Metody redukcji hałasu w świetle wymagań środowiskowych oraz uregulowań prawnych

Tomasz LEŚNIAK¹⁾, Arkadiusz KUSTRA²⁾

¹⁾ mgr inż.; Szkoła Doktorska Akademii Górniczo-Hutniczej, Kraków, Polska

²⁾ dr hab. inż., prof. uczelni; Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Kraków, Polska, email: kustra@agh.edu.pl

<http://doi.org/10.29227/IM-2020-01-85>

Submission date: 27-02-2020 | Review date: 22-04-2020

Abstrakt

Głównym celem publikacji było przedstawienie metod redukcji hałasu w świetle decyzji środowiskowych, prawnych oraz ekonomicznych. Realizując cel wykorzystano badania literatury. W ramach rozważań teoretycznych skupiono się na zdefiniowaniu problemu hałasu przemysłowego jako jednego z głównych rodzajów hałasu. Przedstawiono w jakim stopniu hałas wpływa zarówno na środowisko wewnętrzne przedsiębiorstwa jak i środowisko naturalne, zakładając naturalny stan zwany ciszą. Wyszczególniono najważniejsze uregulowania prawne w postaci dyrektyw, ustaw oraz rozporządzeń, które mają na celu unormowanie warunków pracy i środowiska. W dalszej części publikacji przedstawiono i pogrupowano metody redukcji hałasu, klasyfikując tym samym metody redukcji do konkretnych problemów przemysłowych. W ostatniej części publikacji skupiono się na ekonomicznym wymiarze problemu hałasu. Wyodrębniono obszary odpowiedzialne za generowanie kosztów w związku z utrzymywaniem się wysokiego poziomu hałasu oraz kosztami związanymi z inwestycją w metody redukcji hałasu. Niniejsza publikacja stanowi podstawę do dalszych rozważań na temat ekonomicznej zasadności inwestowania w metody walki z uciążliwym hałasem przemysłowym.

Słowa kluczowe: aktywna redukcja hałasu, hałas przemysłowy, opłacalność inwestycji, wymagania środowiskowe

Wstęp

Wiedza na temat chorób zawodowych rozwija się z roku na rok. Coraz większy nacisk kładzie się na kwestie bezpieczeństwa oraz komfortu pracy. Czynniki te stanowią o efektywności pracowników, którzy mając poczucie komfortowych warunków, są w stanie skupić się na pracy oraz wykonywać ją zgodnie z założeniami. Kwestie bezpieczeństwa oraz komfortu pracy reguluje Centralny Instytut Ochrony Pracy (CIOP), który kategoryzuje zagrożenia i dopasowuje je do danej grupy zawodowej, tworząc tak zwane karty charakterystyk zagrożeń zawodowych.

Rozpatrując przypadek pracowników przemysłowych, którzy związani są z wydobywaniem lub produkcją dóbr, należy zwrócić szczególną uwagę na powtarzające się czynniki środowiska pracy, które związane są z wykonywaną profesją. Jednym z czynników fizycznych, który dotyka coraz większą liczbę fabryk jest nadmierny hałas, który w konsekwencji może prowadzić do trwałego uszkodzenia słuchu. Mimo coraz skuteczniejszych środków prewencji przedsiębiorstwa borykają się z wysokimi karami za nieprzestrzeganie norm hałasu i drgań. Dodatkowo poszkodowani pracownicy wstępują na drogę sądową i wygrywają wysokie odszkodowania z tytułu narażenia zdrowia w miejscu pracy. Niesie to za sobą również negatywne skutki wizerunkowe.

Innym aspektem dotyczącym ekonomicznego obszaru działania przedsiębiorstw jest spadek wydajności w miejscu pracy. Maszyny, które na co dzień uciążliwie działają na ludzką pracę w dłuższym okresie czasu powodują, że pracownicy stają się zdecydowanie bardziej rozdrażnieni oraz mniej skupieni na wykonywanych czynnościach co w konsekwencji powoduje bezpośrednie zagrożenia zdrowia. Spadek wydajności wiąże się z dodatkowymi kosztami związanymi z niskimi nor-

mami pracy czy utrudnieniem wprowadzenia trzecich zmian do systemu płacowego.

Warto również wspomnieć o aspekcie wpływu hałasu przemysłowego na otoczenie przedsiębiorstwa.

W publikacji przedstawiono metody redukcji hałasu, które ze względu na zakres częstotliwości oraz charakter dźwięku podzielono na dwa główne rodzaje. Zarysowano również tło wymagań środowiskowych, zarówno dotyczących środowiska pracy pracownika jak i działania hałasu przemysłowego na środowisko naturalne.

Hałas przemysłowy

Hałas przemysłowy zależy w dużym stopniu od procesu technologicznego, stosowanych maszyn, poziomu automatyzacji oraz mechanizacji. Stąd też charakterystyka hałasu różni się zakresem częstotliwości oraz kierunkowością jego źródła. Ze względu na zakres częstotliwości możemy wyróżnić infradźwięki, które definiowane są jako hałas, którego widmo częstotliwości zawarte jest w zakresie 1–20 Hz, hałas słyszalny, którego częstotliwości zawierają się w zakresie 20–20 000 Hz oraz hałas ultradźwiękowy w pasmach od 20–40 kHz. Problemem, który dotyka najczęściej przemysł jest hałas niskoczęstotliwościowy, obejmujący zakres od 10–250 Hz. Hałas ten wyodrębniony jest ze względu na stwierdzoną uciążliwość, potwierdzoną skargami osób narażonych na ten rodzaj hałasu (Kaczmarska, Augustyńska, 2001 CIOP). Charakterystycznym zjawiskiem dla infradźwięków i hałasu niskoczęstotliwościowego jest wzmocnienie fali determinowane rezonansem konstrukcji oraz obiektu co wpływa na percepcję tych fal u człowieka. Skutkami długotrwałego przebywania w środowisku hałasu niskoczęstotliwościowego jest zmęczenie, senność oraz obniżenie stanu czuwania, co w warunkach

Tab. 1. Przykładowe zestawienie poziomów ciśnienia akustycznego w halach oraz kabinach obsługi dla wybranych urządzeń przemysłowych.

Źródło: Kaczmarska, Augustyńska, Warszawa 2001, CIOP

Tab. 1. Example list of sound pressure levels in halls and service cabins for selected industrial devices.

Source: Kaczmarska, Augustyńska, Warsaw 2001, CIOP

Urządzenie	Poziom ciśnienia akustycznego	Poziom dźwięku G
Sprężarki tłokowe (200 - 1000 obr/min)	85 - 120 dB w halach 60 - 98 dB w kabinach obsługi	90 - 116 dB w halach 86 - 107 dB w kabinach obsługi
Elektryczne piece łukowe (60t, 160t)	75 - 104 dB w halach 80 - 108 dB w kabinach obsługi	90 - 105 dB w halach 102 - 105 dB w kabinach obsługi
Wentylatory przemysłowe	80 - 100 dB w halach 72 - 91 dB w kabinach obsługi	86 - 110 dB w halach 86 - 92 dB w kabinach obsługi
Młyny młotowe (100t/h, 250t/h)	80 - 100 dB w halach 76 - 100 dB w kabinach obsługi	103 - 107 dB w halach

przemysłowych jest nieakceptowalne. Najczęstsze źródła hałasu niskoczęstotliwościowego zestawiono w tabeli 1.

Wyniki wyraźnie wskazują na wysoki poziom hałasu nie tylko na halach, ale również w kabinach, które są przeznaczone do realizacji zadań pracownika obsługi. Dodatkowo wyniki te zdecydowanie odbiegają od przyjętych norm hałasu i drgań dla stanowisk pracy.

Ramy prawne reguluje przede wszystkim Konwencja nr 148 Międzynarodowej Organizacji Pracy, która dotyczy ochrony pracowników przed zagrożeniami zawodowymi w miejscu pracy spowodowanymi zanieczyszczeniami powietrza, hałasem i wibracjami, przyjęta w Genewie dnia 20 czerwca 1977 roku a ratyfikowana w Polsce dnia 4 listopada 2004 roku. Zakłada ona skupienie się na prewencji, zapobieganiu oraz reagowaniu na nadużycia w związku z narażeniem pracowników między innymi na hałas. Nakłada ona zatem obowiązek podjęcia działań w tym obszarze, zarówno na Państwo jak i na przedsiębiorców. Rozporządzeniem Ministerstwa Gospodarki i Pracy z dnia 5 sierpnia 2005 roku dotyczącym bezpieczeństwa i higieny pracy przy pracach związanych z narażeniem na hałas lub drgania mechaniczne (Dz. U, nr 157, poz. 1318) oraz Dyrektywy Rady 89/391/EWG z dnia 12 czerwca 1989 roku w sprawie wprowadzenia środków w celu poprawy bezpieczeństwa i zdrowia pracowników w miejscu pracy i Dyrektywy Hałasowej 2003/10/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 6 lutego 2003 wprowadzone zostały zatem wartości progów dla poziomu ekspozycji na hałas w ośmiogodzinnym wymiarze pracy, hałas ten nie może przekraczać 85 dB, dla szczytowego poziomu dźwięku A nie może przekraczać 115 dB, natomiast szczytowy poziom dźwięku C nie może być wyższy niż 135 dB. (CIOP).

Redukcja hałasu odbywa się za pomocą dwóch podstawowych metod: pasywnej oraz aktywnej. Warto również zaznaczyć wagę przeprowadzenia dokładnych badań i pomiarów hałasu, aby już w fazie prototypowania rozwiązań redukujących hałas znacząco ograniczyć koszty.

Hałas przemysłowy a środowisko

Drugą stroną hałasu przemysłowego jest jego oddziaływanie na otaczające środowisko naturalne i sąsiedztwo. Jest to zjawisko coraz bardziej powszechne w otoczeniu człowieka. Wiąże się to z mocną urbanizacją i uprzemysłowieniem terenów. Hałas dotyka zarówno ludzi, którzy mieszkają w pobliżu terenów przemysłowych jak i naturalnej fauny. W przypadku ludzi problem taki tyczy się zwłaszcza pracowników kopalń, którzy mieszkają w większości w miastach, które celowo były lokowane w bliskim sąsiedztwie miejsca pracy ze względu na komfort i oszczędności.

Hałas przemysłowy jest oczywiście jednym z elementów całego zbioru rodzajów hałasu, natomiast jego specyfika wymaga specjalistycznego podejścia. Wiemy bowiem, że ten rodzaj hałasu odbierany jest przez człowieka jako uciążliwy (van Gerven, 2009). Uciążliwość hałasu jest bowiem najpowszechniejszym oraz najlepiej udokumentowanym jego skutkiem, który może powodować lęki, poczucie gniewu oraz ciągłego zmęczenia (Stansfeld, Matheson, 2003). Istnieje również zagrożenie adaptacji takiego hałasu przez człowieka. Zjawisko to zmniejsza uciążliwość, natomiast jest to tendencja wysoce niepokojąca, mogąca prowadzić do niekorzystnych skutków zdrowotnych (Laszlo, McRobie, 2012). Hałas przemysłowy wpływa bowiem na takie obszary funkcjonowania człowieka jak układ sercowo – naczyniowy, ciśnienie krwi, układ hormonalny czy też na problemy ze snem (Pawlas, 2015).

Dodatkowo hałas pochodzenia ludzkiego dotyka nie tylko człowieka, ale także całego środowiska. Zaburza bowiem ekosystem naturalny, któremu od zawsze towarzyszyło zjawisko ciszy (EEA Report No 22/2019). Cisza w ekosystemie to wartość, która w sposób naturalny jest odbierana przez faunę oraz florę. Od zawsze była wrogiem ptaków, których śpiew nasłuchiwały największe drapieżniki. Hałas pochodzenia antropogenicznego, również pochodzący z fabryk zaburzył zatem taki stan rzeczy, w którym ptaki mogą się skutecznie maskować i bronić (McClure, 2013). Zaburzenia w funkcjonowaniu środowiska naturalnego stanowią globalny problem, który regulują międzynarodowe przepisy.

W celu poprawy jakości środowiska i wspólnego funkcjonowania Unia Europejska w Dyrektywie 2002/49/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 25 czerwca 2002 odnoszącej się do oceny i zarządzania poziomem hałasu w środowisku wyraźnie definiuje pojęcie hałasu w środowisku oraz przedstawia cele dotyczące walki z tym problemem. Jako jedną z głównych odpowiedzialności wskazuje na sporządzenie oraz gromadzenie planów strategicznych walki z hałasem w środowisku.

W Polsce o środowisku w sposób prawny decyduje Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 roku Prawo ochrony środowiska (Dz.U.2001 nr 62 poz.627) na podstawie której opublikowano Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 29 września 2001 roku w sprawie wysokości jednostkowych stawek kar za przekroczenie dopuszczalnego poziomu hałasu. (Dz. U. nr 120 poz. 1285). Stawki te jednak nie wywierają dostatecznej presji na przedsiębiorcach oraz podmiotach, które generują hałas na skalę masową.

Zjawisko hałasu przemysłowego ma zatem duże przełożenie na pracę osób przebywających w takich warunkach jak i ludzi oraz zwierząt, którzy narażeni są na hałas w śro-



Rys. 1. Przykładowa strefa ciszy oraz wskazanie źródeł hałasu wokół maszyny. Źródło: opracowanie własne
 Fig. 1. Example of a quiet zone and indication of noise sources around the machine. Source: own study

dowisku naturalnym. Jednak w wyniku coraz dokładniejszej wiedzy na temat zjawisk akustycznych pojawiły się w nauce metody redukcji hałasu zarówno słyszalnego jak i niskoczęstotliwościowego.

Pasywne metody redukcji hałasu

Metoda pasywna, zwana bierną wykorzystuje wszelkiego rodzaju izolacje, pochłaniacze oraz rozpraszacze dźwięku. Wymienione materiały stosowane są dla hałasu o wyższym paśmie częstotliwości, które stanowią słyszalny problem hal przemysłowych. Mają one na celu ochronę przeciwdźwiękową zarówno elementów konstrukcji jak zabezpieczenie urządzeń, instalacji oraz przede wszystkim słuchu pracowników.

Powołując się na badania literaturowe hałas, który wytwarzany jest w środku fabryki możemy niwelować za pomocą sprawdzonych elementów ochrony, takich jak amortyzacja drgań maszyny, izolowanie przejść i podwieszanie przewodów, stosowanie obudowy oraz ekranów dźwiękochłonnych. Dodatkowo warto wspomnieć o elementach ochrony, które w bezpośredni sposób przekładają się na konstrukcje budynku. Wyróżniono wówczas takie elementy ochrony jak wydzielanie z konstrukcji budynku pomieszczeń w których znajduje się źródło hałasu i drgań oraz izolowanie samych fundamentów pod kątem źródeł drgań.

Za pomocą wymienionych elementów skutecznej ochrony przeciwdźwiękowej wykonywane są adaptacje akustyczne hal przemysłowych. Mają one na celu zwiększenie chłonności akustycznej oraz organizowanie środowiska pracy w taki sposób, aby maszyny nie tworzyły jeszcze większego źródła hałasu. Dodatkowo w ramach prac adaptacyjnych należy zwrócić szczególną uwagę na kształt hali produkcyjnej, która w wielu przypadkach powoduje niekorzystne zjawiska akustyczne. (Engel, 2001, PWN).

Inną z biernych metod są obudowy dźwiękochłonne, które mają za zadanie chronić i ograniczyć przenoszenie energii wibroakustycznej od źródła. Sam proces zaczyna się od fazy projektowania obudów. W tym etapie określone są najważniejsze warunki oraz wymagania, które musi spełnić obudowa. Tyczy się to między innymi izolacyjności akustycznej, wymogów bezpieczeństwa pożarowego, wybuchowego oraz odporności na uszkodzenia mechaniczne. W praktyce obudowy muszą również nie ingerować w pracę użytkownika maszyny, co za tym idzie jest to metoda nie w pełni efektywna. Zabudowanie maszyny wiąże się z dyskomfortem pracy oraz utrudnieniami w produkcji. Nieprawidłowo zaprojektowana obudowa może skutkować innymi zagrożeniami, stąd też w przemyśle odchodzi się od stosowania tego rodzaju ochrony przed hałasem.

Częściej stosowaną metodą są kabiny dźwiękoszczelne, które izolują pracownika od źródła hałasu. Są one stosowane dla hal produkcyjnych w której pracownicy mogą monitorować i nadzorować proces produkcji i tylko w nielicznych przypadkach opuszczają stanowisko monitoringu. Podobnie jak w poprzedniej metodzie istota leży po stronie projektu kabiny, natomiast jest to dużo bardziej elastyczna forma ochrony pracownika przed uciążliwym hałasem. Istotą skuteczności kabiny dźwiękoszczelnej jest izolacyjność akustyczna. Jest ona zależna przede wszystkim od różnicy między równoważnym poziomem dźwięku w hali a poziomem równoważnym dopuszczalnym w kabinie (Engel, 2001 PWN).

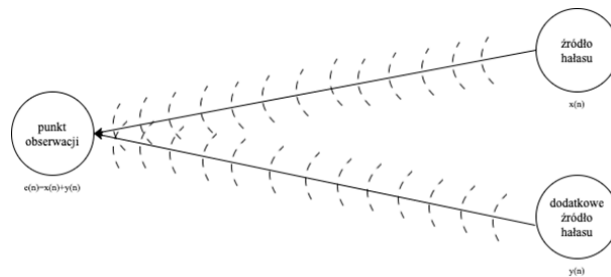
Innym rozwiązaniem, które skutecznie stosowane jest w walce z hałasem przemysłowym są ekrany akustyczne. Ekrany stanowią naturalną przeszkodę dla fali akustycznej. Ekrany akustyczne mają swoje zastosowanie w układzie źródła hałasu, ekranu oraz człowieka, który pracuje w obszarze o zwiększonym ryzyku utraty słuchu. Ekranowanie oparte jest na zjawisku ugięcia fali, które opierając się na zasadzie Huygensa mówiącej o tym, że „wszystkie punkty czoła fali można uznać za źródła nowych fal akustycznych” ogranicza skuteczność ekranów w ich krawędziach i skutkuje zmniejszeniem efektywności cienia akustycznego.

Metody pasywnej redukcji hałasu zwalczają hałas o wyższych częstotliwościach. Skutkują one realnym obniżeniem poziomu hałasu od kilku do kilkunastu decybeli w wyznaczonych pasmach częstotliwości.

Aktywne metody redukcji hałasu

Rozwiązanie problemu hałasu niskoczęstotliwościowego leży w zastosowaniu metod aktywnych. Skupiając się na zagadnieniu hałasu przemysłowego warto wspomnieć o początkach badań nad aktywną redukcją hałasu, które datowane są na 1892 rok. Pojawiły się wówczas prace J.I. Thorncrofta oraz A.F.Yarrowa dotyczące metod aktywnej redukcji drgań środków transportu oraz maszyn i urządzeń. Rok 1920 przynosi patent S.Motora dotyczący układu redukcji drgań. W latach trzydziestych P.Lueg złożył patent dotyczący układu akustycznego natomiast H.Nyquist sformułował matematyczną teorię stabilnych sprzężonych zwrotnie procesów drganiowych (Engel, Makarewicz, 2001 CIOP). Kolejny rozkwit metod aktywnej redukcji hałasu przypadł na lata siedemdziesiąte XX wieku. Wówczas badania G.B.Chaplina oraz G.E.Warnaki doprowadziły do dzisiaj już znanej istoty skuteczności aktywnych metod redukcji hałasu, które opierają się na odwróceniu oraz przesunięciu fazy wytworzonych fal dźwiękowych.

Pierwsze systemy aktywnej redukcji hałasu zostały zastosowane w rozwiązaniach wojskowych, wytłumiania helikop-



Rys. 2. Zasada kompensacji dźwięku. Źródło: Górski, Jurkiewicz 2014
 Fig. 2. Sound compensation principle. Source: Górski, Jurkiewicz 2014

terów oraz łodzi podwodnych. Dziś nauka ta zdecydowanie rozwinęła się w kierunku poprawy warunków pracy ludzi w przemyśle. Hałas maszyn oraz poszczególnych części silnika maszyny jest istotnie tłumiony. Powstają wówczas tak zwane strefy ciszy, w których pracownik może przebywać i wykonywać swoją pracę z mniejszym ryzykiem utraty słuchu. Przykładową strefę ciszy wokół maszyny przedstawiono na rysunku 1.

Podstawą działania systemów redukcji hałasu jest zasada kompensacji dźwięku, która polega na zastosowaniu dodatkowych źródeł energii akustycznej i odpowiednim kształtowaniu rozkładu parametrów pola akustycznego w otoczeniu źródła (Górski, Jurkiewicz AGH 2004). Zasadę kompensacji dźwięku zaprezentowano na rysunku 2. W całym procesie brane są pod uwagę dwa główne źródła sygnałów: emitowane przez źródło samego hałasu oraz emitowane dodatkowo przez inne źródło dźwięku, które ma na celu kompensację hałasu. Kompensacja ta następuje poprzez nakładanie się sygnałów w punkcie obserwacyjnym, gdzie powstaje sygnał wynikowy o mniejszej amplitudzie niż sygnał kompensowany, pochodzący ze źródła hałasu.

Sam system aktywnej redukcji hałasu działa w wąskim paśmie częstotliwości. Implikuje to konieczność określania źródeł hałasu, jego przyczyn oraz precyzyjną definicję częstotliwości. Implikacja ta jednak daje możliwość zredukowania tylko i wyłącznie wybranych elementów maszyn, co stanowi pole do optymalizacji wdrożeń systemów. Istotą zatem jest skupienie się na wybranych częstotliwościach, które powodują redukcję hałasu najbardziej uciążliwych dla pracownika częstotliwości. Dodatkowo zastosowanie metod pasywnych do tłumienia częstotliwości słyszalnych daje możliwość kompleksowego ujęcia problemu hałasu przemysłowego. Schemat działania aktywnej redukcji hałasu przedstawiono na rysunku 3.

Maszyna, która jest źródłem dźwięku wytwarza hałas o określonej częstotliwości. Hałas ten pochodzi w dużej mierze z silnika maszyny. Mikrofon, który ustawiony jest kierunkowo w stosunku do źródła zbiera sygnał i przesyła go do jednostki sterującej. W niej, za pomocą algorytmów sztucznej inteligencji jest on przetwarzany. Przetwarzanie sygnału polega na przesunięciu oraz odwróceniu fazy sygnału. Tak przetworzony sygnał wysyłany jest do głośnika, czyli drugiego źródła dźwięku. Głośnik emituje odwrócony i przesunięty w fazie sygnał, redukując hałas w częstotliwościach od 50–500 Hz, czyli w zakresie hałasu niskoczęstotliwościowego.

Redukcja hałasu metodą aktywną daje możliwość wykluczenia szeregowo zabudowań maszyny i skupienia się na określonych pasmach częstotliwości, które z punktu widzenia zdrowotnego są szkodliwe i uciążliwe. Takie rozwiązanie sta-

nowi ekonomiczną alternatywę dla kosztownych i nie zawsze efektywnych rozwiązań pasywnych.

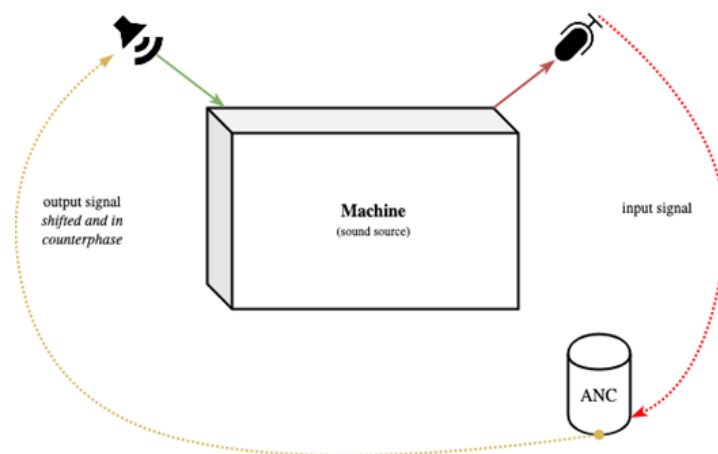
Ekonomiczny aspekt zastosowania metod redukcji hałasu

W myśl Rozporządzenia Ministra Zdrowia w sprawie badań i pomiarów czynników szkodliwych w środowisku pracy należy zdawać sobie sprawę z faktu, iż przedsiębiorca musi zapewnić pracownikowi warunki, w których ekspozycja na hałas przemysłowy nie będzie przekraczała 85dB przy ośmiogodzinnym czasie pracy. Z tego względu rozwiązaniem ostatecznym są proponowane najczęściej w środowisku przemysłowym nauszniki oraz słuchawki redukujące hałas. Są to doraźne metody, które nie wpływają na otoczenie, w którym pracownik przebywa oraz nie redukują wszystkich problemów. Dodatkowo Rozporządzenie z dnia 2 lutego 2011 roku wymusza na przedsiębiorcach umieszczanie aktualnych wyników badań i pomiarów w pobliżu stanowiska pracy.

W związku z takim podejściem do sytuacji przedsiębiorcy są zobligowani do stosowania metod zarówno pasywnych jak i aktywnych, które poprawią warunki pracy w sposób trwały. Dodatkowo przedsiębiorcy muszą przedstawić plan długoterminowy zmniejszający ryzyko zawodowe na stanowisku pracy. Stąd też aktualna ocena ryzyka zawodowego musi zawierać takie elementy jak (Dz.U. 2011 nr 33 poz.166):

- Rodzaj czynników oraz ich właściwości;
- Procesy technologiczne i ich parametry;
- Wyposażenie techniczne;
- Środki ochrony zbiorowej;
- Organizacja pracy i sposób jej wykonywania;
- Rzeczywisty czas narażenia na oddziaływanie czynników szkodliwych dla zdrowia.

Przedstawienie długoterminowej strategii działania wymaga przygotowania się zarówno pod kątem technicznym jak i ekonomicznym. W wypadku przedsiębiorstw przemysłowych należy przede wszystkim zwrócić uwagę na dwa obszary – narażenia na hałas pracowników oraz otoczenia. Działając w sposób kompleksowy należy zapewnić optymalny poziom redukcji hałasu przy ekonomicznie uzasadnionych wydatkach inwestycyjnych. Stąd też tak kluczową rolę w procesie decyzyjnym odgrywają wstępne pomiary oraz badania kierunkowości i źródła fali akustycznej. W ujęciu strategicznym ograniczają one koszty inwestycji w długim okresie czasu. Dokładna identyfikacja problemu, uwzględniająca różne częstotliwości i ich wpływ na charakter hałasu, daje możliwość zastosowania optymalnych metod redukcji hałasu. Zastosowanie metod pasywnych oferujących wygłuszenie wysokoczęstotliwościowych tonów daje możliwości redukcji hałasu do poziomów



Rys. 3. Schematyczne działanie systemu aktywnej redukcji hałasu. Źródło: opracowanie własne

Fig. 3. Schematic operation of the active noise reduction system. Source: own study

granicznych. Dodatkowo metody pasywne umożliwiają walkę z hałasem przemysłowym w środowisku, realnie zmniejszając poziom decybeli, które docierają do niego. Należy jednak zwrócić uwagę na długotrwałą ekspozycję pracownika i częstotliwości niskotonowe, określane jako najbardziej uciążliwe. Redukcja hałasu w sposób aktywny daje zatem możliwość realnego odciążenia słuchu i percepcji pracowników jak i pobliskich mieszkańców terenów przemysłowych.

Opracowanie finansowej strategii długoterminowej należy zatem oprzeć o takie elementy jak budżet wdrożenia i utrzymania metod aktywnych oraz pasywnych, budżet prowadzenia badań oraz pomiarów dokonywanych na stanowiskach pracy oraz redukcją kosztów alternatywnych w postaci kar za niespełnianie wymogów środowiskowych oraz kar nałożonych w sprawach sądowych. W ramach strategii finansowej należy rozpocząć pracę nad elastycznym modelem finansowym dla inwestycji dotyczących ochrony środowiska pracy jak i środowiska naturalnego, którego naturalnym zagrożeniem w dzisiejszych czasach jest hałas.

W wypadku firm przemysłowych, fabryk, dodatkowym aspektem ekonomicznym, który jest brany pod uwagę w decyzji o inwestycji w strategiczne metody redukcji hałasu jest możliwość podjęcia dodatkowych zmian, które mogą dać możliwość zwiększonej produkcji. Ograniczenia spowodowane nadmiernym hałasem powodują dodatkowe koszty alternatywne w postaci limitu zmianowości pracy. Limit ten może powodować niewykorzystywanie zasobów firmy w stu procentach.

Szereg kosztów alternatywnych, kar oraz nieprzyjemności prawnych, które może wywołać brak reakcji na zagrożenie hałasem przemysłowym determinuje pracodawców do analizy rynku systemów redukcji hałasu. Przedsiębiorcy muszą brać pod uwagę następujące elementy: koszt wstępnych pomiarów poziomu hałasu, koszt pomiarów kierunkowości oraz źródeł dźwięku, koszt projektu zabudowań, w przypadku stosowania metod pasywnych, koszt wdrożenia oraz zakupu urządzeń przystosowanych i dopasowanych do danych stanowisk pracy, koszty utrzymania systemu, jego obsługi oraz aktualizacji.

Dzisiejsze modele biznesowe idą w kierunku wydłużania łańcucha wartości. Wykorzystują to przedsiębiorstwa, które znajdując niszę na rynku związanym z redukcją hałasu oferują kompleksowe rozwiązania, będące odpowiedzią na zale-

cenia i rozporządzenia europejskie. Korzystają również firmy borykające się z problemem hałasu. Poprzez podejmowanie zrównoważonych i odpowiedzialnych decyzji są w stanie zapewnić bezpieczeństwo i komfort pracy oraz zmniejszyć skutki emisji hałasu do środowiska, przez co kwestie ekonomiczne jak i wizerunkowe ulegną znacznej poprawie.

Podsumowanie

Głównym celem publikacji było zbadanie problemu hałasu, który coraz mocniej dotyka przedsiębiorstwa przemysłowe. Wpływ hałasu zaczyna być widoczny dopiero po dłuższym okresie czasu, natomiast samo zjawisko jest obecnie powszechne i rozpatrywane w kategorii uciążliwego problemu jak i zagrożenia zdrowia. Hałas podzielono zatem na trzy główne kategorie:

1. Infradźwięki, których zakres częstotliwości wynosi od 1–20 Hz.
2. Hałas słyszalny, którego zakres częstotliwości wynosi od 20–20 000 Hz.
3. Ultradźwięki, których zakres częstotliwości wynosi od 20 000–40 000 Hz.

Dodatkowo zdefiniowano obszar hałasu niskoczęstotliwościowego (10–250 Hz), który stanowi o problemie w przedsiębiorstwach przemysłowych. Podzielono hałas przemysłowy ze względu na obszar działania, na hałas wewnątrz fabryki oraz hałas wychodzący do środowiska.

W dalszej części publikacji skupiono się na skutkach hałasu, który dotyka środowiska i wyodrębniono skutki w kilku kluczowych obszarach.

1. Skutki zdrowotne, takie jak problemy z układem sercowo-naczyniowym, podwyższonym ciśnieniem krwi czy problemami z koncentracją oraz snem.
2. Skutki środowiskowe, takie jak zaburzenie ekosystemu naturalnego i naruszenie zjawiska ciszy.

Przybliżono również uregulowania prawne, które nakładają obowiązki planistyczne oraz sprawozdawcze na członków Unii Europejskiej. Dodatkowo zapoznano się z obowiązującymi stawkami za przekroczenia hałasu w przestrzeni publicznej.

Metody redukcji hałasu podzielono na dwie główne kategorie:

1. Pasywne metody redukcji hałasu, w których wykorzystywane są izolacje, pochłaniacze oraz rozpraszacze dźwięku. Metodę tę stosuje się do redukcji hałasu o wyższych poziomach częstotliwości, stanowiących słyszalną część problemu hałasu.
2. Aktywne metody redukcji hałasu, które wykorzystując zjawisko kompensacji dźwięku idealnie nadają się do walki z niższymi pasmami częstotliwości. Metody te bardzo dobrze skutkują w walce z hałasem niskoczęstotliwościowym, tożsamym z hałasem przemysłowym.
3. Koszty projektu zabudowań, w przypadku zastosowań metod pasywnych. Projekt pozwala na dopasowanie przestrzeni i powierzchni w sposób spersonalizowany dla firmy.
4. Koszty zakupu oraz wdrożenia urządzeń specjalizujących się w aktywnej redukcji hałasu.
5. Koszty obsługi oraz aktualizacji systemu.

Elementy te należy zestawić z kosztami alternatywnymi, takimi jak niemożliwość posłania pracowników na dodatkowe zmiany, koszty procesów w przypadku uszczerbku na słuchu czy też innych kar dotyczących nieprzestrzegania przepisów dotyczących hałasu.

Metody redukcji hałasu to możliwe inwestycje dla firm, które taki problem mają. Inwestycje, które należy opisać w elastycznym modelu finansowym. Znalaziono zatem obszary, które należy uwzględnić w takim modelu. Są nimi takie elementy jak:

1. Koszty pomiarów ponoszone jeszcze przed właściwym wdrożeniem systemów redukcji, umożliwiające zdiagnozowanie skali występującego problemu.
2. Koszty badań kierunkowości oraz źródeł dźwięku, pozwalające na detekcję konkretnego źródła problemu oraz możliwości jego eskalacji.

Wszystkie wymienione obszary należy uwzględnić w przypadku tworzenia modelu finansowego inwestycji w długim okresie czasu. Przedsiębiorstwa przemysłowe, które w odpowiednim czasie wygrają walkę z hałasem przemysłowym będą w stanie nie tylko zadbać o zdrowie swoich pracowników, spokojniejsze życie otoczenia, ale również usprawnić procesy środowiskowe oraz dostosować politykę swojej firmy do coraz mocniejszych restrykcji w kierunku walki z zanieczyszczeniami środowiska, do których w coraz większej mierze zalicza się hałas.

Literatura – References

1. Engel Z.: „Ochrona środowiska przed drganiami i hałasem”, Wydawnictwo Naukowe PWN, wydanie drugie poprawione i uaktualnione, Warszawa, 2001, ISBN 83-01-13537-9
2. Engel Z., Makarewicz G., Morzyński L., Zawieska W. M.: „Metody aktywne redukcji hałasu”, CIOP, Warszawa, 2001, ISBN 83-88703-62-5
3. Górski P.: Wybrane zagadnienia układów redukcji drgań i hałasu, Katedra Automatyzacji Procesów Akademia Górniczo-Hutnicza, 2014, 978-83-64755-02-6
4. Dyrektywa 2002/49/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 25 czerwca 2002 odnosząca się do oceny i zarządzania poziomem hałasu w środowisku.
5. Dyrektywa Hałasowej 2003/10/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 6 lutego 2003.
6. Dyrektywa Rady 89/391/EWG z dnia 12 czerwca 1989 roku w sprawie wprowadzenia środków w celu poprawy bezpieczeństwa i zdrowia pracowników w miejscu pracy.
7. European Environment Agency Report No 22/2019 „Environmental noise in Europe — 2020” Luxembourg: Publications Office of the European Union, 2020, ISBN 978-92-9480-209-5 ISSN 1977-8449 doi:10.2800/686249
8. Kaczmarek A., Augustyńska D., Engel Z., Górski P.: „Przemysłowe zabezpieczenia przed hałasem infradźwiękowym i niskoczęstotliwościowym”, CIOP, Warszawa, 2001, ISBN 83-88703-68-4
9. Konwencja nr 148 Międzynarodowej Organizacji Pracy, która dotyczy ochrony pracowników przed zagrożeniami zawodowymi w miejscu pracy spowodowanymi zanieczyszczeniami powietrza, hałasem i wibracjami, przyjęta w Genewie dnia 20 czerwca 1977.
10. Laszlo H.E., McRobie E.S., Stansfeld S.A., et al: Annoyance and other reaction measures to changes in noise exposure — A review. *Science Total Environ.* 2012; 435–436: 551–562
11. McClure CJW, Ware HE, Carlisle J, Kaltenecker G, Barber JR. 2013 An experimental investigation into the effects of traffic noise on distributions of birds: avoiding the phantom road. *Proc R Soc B* 280: 20132290.
12. Pawlas K.: „Hałas jako czynnik zanieczyszczający środowisko – aspekty medyczne”, *Medycyna Środowiskowa - Environmental Medicine* 2015, Vol. 18, No. 4, 49–56
13. Rozporządzenie Ministerstwa Gospodarki i Pracy z dnia 5 sierpnia 2005 roku dotyczącym bezpieczeństwa i higieny pracy przy pracach związanych z narażeniem na hałas lub drgania mechaniczne (Dz. U, nr 157, poz. 1318).
14. Rozporządzenie Ministra Zdrowia z dnia 2 lutego 2011 r. w sprawie badań i pomiarów czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (Dz.U. 2011 nr 33 poz. 166).
15. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 29 września 2001 roku w sprawie wysokości jednostkowych stawek kar za przekroczenie dopuszczalnego poziomu hałasu. (Dz. U. nr 120 poz. 1285).
16. Stansfeld S. A., Matheson M.P.: „Noise pollution: non-auditory effects on health”, *British Medical Bulletin*, Volume 68, Issue 1, December 2003, Pages 243–257
17. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 roku Prawo ochrony środowiska (Dz.U.2001 nr 62 poz.627).
18. van Gerven J., Vos H., Van Boxel M.P. “Annoyance from environmental noise across the lifespan”. *J. Acoust. Am. Soc.* 2009

Noise Reduction Methods in the Light of Environmental Requirements and Legal Regulations

The main purpose of the scientific publication was to present noise reduction methods in the light of environmental, legal and economic decisions. To achieve this goal, literature research was used. Theoretical considerations focused on defining the problem of industrial noise as one of the main types of noise. It is presented to what extent noise affects both, the internal and natural environment, disrupting the natural condition called silence. The most important regulations were specified in the form of directives, acts and ordinances which aim at normalizing working and environmental conditions. The following section of publication presents and grouped noise reduction methods, thus classifying those methods for specific industrial problems. Last part of the publication focuses on the economic dimension of the noise problem. Areas responsible for generating costs in connection with the persistence of high noise levels and costs related to investment in noise reduction methods have been identified.

This specific publication is the basis for further considerations on the economic legitimacy of investing in methods to countermeasures disturbing, industrial noise.

Keywords: active noise reduction, industrial noise, investment profitability, environmental requirements



The Comparison of Main Copper Sulphide Minerals Beneficiation Under Laboratory and Industrial Conditions at the KGHM...	7
Paweł KURZYDŁO, Witold PAWŁOS	
The Mechanism of Amphoteric Metals Cations Immobilization into Clay-Cement Mixtures	13
Agata STEMPKOWSKA	
Detection of Underground Anomalies Using Analysis of Ground Penetrating Radar Attribute	23
Cuong Van Anh LE, Thuan Van NGUYEN	
Geodetic Activity for Compatibility of the Unit of Length of Geodetic Bases Košnice (Czech Republic) and Javoriv (Ukraine)	35
Igor Sevirovic TREVOGO, Jiří LECHNER, Barbara TORA, Pavel ČERNOTA, Hana STAŇKOVÁ	
Kluczowe obszary due diligence w procesach fuzji i przejęć w sektorze górnictwie	41
Maciej MATUSZEWSKI	
Waste Thermal Treatment Installations in Poland	47
Waldemar KĘPYS, Katarzyna JASZCZURA	
New Design of Quarry Gravitricity	51
Samir REMLI, Djouama MOHAMED, Benselhoub AISSA, Rachid KHEBBAB, Nacereddine FELLOUH	
Reliability of the Transport System in an Area Affected by the Mining Underground Activity	55
Leopold HUDEČEK, Miloslav ŘEZAČ, Denisa CIHLÁŘOVÁ, Otto ROHÁČ	
Problemy społeczne gospodarki odpadami	61
Wiktoria SOBCZYK, Anna KOWALSKA	
Zastosowanie metodyk zarządzania projektami w górnictwie – cykl życia projektu górniczego	65
Andrzej KACPERSKI	
Analiza wpływu komponentów pirotechnicznych mieszanin opóźniających stosowanych w zapalnikach elektrycznych na ich właściwości...	71
Jolanta BIEGAŃSKA, Krzysztof BARAŃSKI	
Investigations of Flame Retardant Properties of Zinc Borate Accompanying with Huntite and Hydromagnesite in Polymer Composites	79
Hüsnügül YILMAZ ATAY, Öykü İÇİN, Buket KURU	
Determining the Separation Performance of the Knelson Concentrator	87
Ozcan ONEY, Selcuk SAMANLI	
How Selected Energy Commodity Prices Volatility Impacts Gross Domestic Product (GDP) Fluctuation with Respect to Selected...	93
Robert RANOSZ, Barbara KOWAL	
Wskaźniki rentowności jako miary efektywności gospodarowania w spółkach węglowych w latach 2014–2018	99
Grzegorz GOŁĘBIEWSKI, Elżbieta KRÓLIKOWSKA	
A Proposal of Rock Burst Control Measures at the Coalface No. 1 4064 at the Mining Plant 1, in OKD, A. S. Czech Republic	105
Václav ZUBÍČEK, Vlastimil HUDEČEK, Milan KUBICA	
Rola edukacji społeczeństwa w koncepcji gospodarki cyrkularnej	113
Anna KOWALSKA, Wiktoria SOBCZYK, Kinga KORZEC	
Analysis of the Causes of Conflict between the Miners and Naturalists	119
Wiktoria SOBCZYK, Anna KOWALSKA, Eugeniusz Jacek SOBCZYK	
Surface Characterization of Oleic Acid Coated Marble Dust	125
Ercan POLAT, Taki GÜLER, Oktay CELEP, Selçuk AKTÜRK	
Branża wydobywcza w obliczu wyzwań niesionych przez ideę zrównoważonego rozwoju	131
Klaudia BOGUSZ	
Perspektywy budowy parku przemysłowo-technologicznego dla mieszkańców Zagłębia Miedziowego	139
Grzegorz PRZYBYLSKI	
Wykorzystanie informacji uzyskiwanych z monitoringu parametrów pracy do wprowadzania zmian technicznych w modernizowanych...	145
Mirosław LEWICKI, Tomasz KANIEWSKI, Paweł ŚLIWIŃSKI	
Factor Analysis and Mathematical Modeling in Determining the Quality of Coal	151
Tomasz NIEDOBA, Paulina PIĘTA, Agnieszka SUROWIAK	
The Proposal of Tungsten Ores Processing in Rwanda	161
Leader Senga UWAYEZU, Waldemar MIJAŁ, Tomasz NIEDOBA	
Uwagi w sprawie interpretacji zasad wyznaczania zasięgu rozrzutu odfamków skalnych w robotach strzałowych	171
Krzysztof BARAŃSKI, Ryszard MORAWA	
Flight Height of UAV and Its Influence on the Precise Digital Elevation Model of Complex Terrain	179
Xuan NAM-BUI, Nguyen QUOC LONG, Le THI THU HA, Bui NGOC QUY, Ropesh GOYAL, Vo TRONG HUNG, Pham VAN CHUNG, Cao XUAN CUONG, Le VAN CANH, Le HONG VIET	
Probabilistyczny model dyskretnego rozkładu gęstości warstw w łozu osadzarki	187
Stanisław GŁOWIAK	
The Use of Multidimensional Exploration Techniques to Assess the Similarity of the Development Level of Energy Markets	199
Anna BLUSZCZ, Robert RANOSZ	
Educational Programmes Related to Mineral Processing in Poland	205
Daniel SARAMAK	
Model of the Process Of Preparing Annual Technical And Economic Plans in the Public Sector	211
Arkadiusz KUSTRA, Robert RANOSZ, Barbara KOWAL	
Analysis and Forecasting of the Primary Energy Consumption in Poland Using Deep Learning	217
Anna MANOWSKA	
Production Waste from Hard Coal Mining in the Light of Circular Economy	223
Katarzyna TOBÓR-OSADNIK, Małgorzata WYGANOWSKA, Barbara KOWAL	
Coal Companies' Trade Credit Policy	231
Maria SIERPIŃSKA	
Aspects of Motivation and Engagement of Employees in Their Work Based on the Example of Mining Companies	237
Barbara KOWAL, Małgorzata WYGANOWSKA	
Strategic Analysis of Selected Factors Shaping the Occupational Health and Safety Culture of Mining Companies in Poland, Part 2	243
Mariusz KAPUSTA, Patrycja BAŁ, Marta SUKIENNIK	
Conditions for the Innovation Activities of Energy Sector Enterprises Shown on the Example of Mining Companies	249
Robert RANOSZ, Anna BLUSZCZ, Dominik KOWAL	
The K-means Grouping Method as a Mean to Control the Performance of the Production Process	257
Marek KĘSEK	
Zastosowanie metody wartości wypracowanej (EVM) do oceny projektów górniczych – podejście krytyczne – część 1 – założenia metody...	265
Adam GETLER, Seweryn TCHÓRZEWSKI	
Metody redukcji hałasu w świetle wymagań środowiskowych oraz uregulowań prawnych	273
Tomasz LEŚNIAK, Arkadiusz KUSTRA	

