



Charakterystyka odmian technologicznych węgla brunatnego do zgazowania naziemnego w reaktorze fluidalnym

Characteristics of technological types of lignite in fluidized bed gasification

Dr inż. Barbara Bielowicz^{*)}

Treść: W artykule zaprezentowano możliwość użytkowania węgla brunatnego z polskich złóż w gazogeneratorze ze złożem fluidalnym (*fluidised bed*). Zbadano wybrane, istotne w procesie zgazowania, parametry węgla, takie jak: całkowita wilgość, wartość opałowa, popielność, całkowita zawartość siarki, skład elementarny, zawartość piasku i ksyliłów oraz temperatura topnienia popiołu. Z przeprowadzonej wstępnej analizy jakości węgla brunatnego ze złóż polskich wynika, że może być on wykorzystywany w gazogeneratorze fluidalnym. Średnie wartości parametrów technologicznych badanego surowca w większości spełniają kryteria użytkowania go w tym procesie. Problematiczna jest w tym przypadku zbyt wysoka wilgotność i zbyt wysoka średnia zawartość SiO₂ w popiele. Wśród badanych parametrów dużą zmiennością w polskim węglu brunatnym charakteryzują się zawartość siarki, zawartość piasku, ksyliłów i skład tlenkowy popiołu. Dlatego też niezbędne są dalsze szczegółowe badania technologiczne węgla brunatnego przed zastosowaniem go w procesie zgazowania.

Abstract: This article presents the possibility of lignite utilization from Polish lignite deposits in gas generator with fluidized bed. The selected properties which are crucial in the process of coal gasification were examined: total moisture, calorific value, ash content, total sulfur content, chemical composition, sand content, xylite content and ash melting point. The initial analysis of the quality of lignite from Polish deposits suggest that the coal can be used in the fluidized gas generator. Mean values of the technological properties of lignite largely meet the criteria for its use in this process. However, too high moisture and SiO₂ content in ash may be the source of problems. Following properties of the Polish lignite are featured by high variability: sulfur content, sand content, xylite content and oxide composition of ash. Consequently, before the application of lignite in the gasification process, detailed technology studies should be performed.

Słowa kluczowe:

węgiel brunatny, zgazowanie węgla brunatnego, zgazowanie fluidalne, jakość technologiczna węgla

Key words:

lignite, lignite gasification, fluidized bed gasification, lignite technological quality

1. Wprowadzenie

Węgiel brunatny jest jednym z głównych surowców energetycznych na świecie. Do połowy XX wieku większość energii była pozyskiwana z węgla kamiennego, jednak w ostatnich kilku dziesięcioleciach wydobycie i popyt na węgiel brunatny znacznie wzrosło. Według światowych prognoz tendencja ta będzie utrzymywać się do połowy XXI wieku.

W Polsce udokumentowano 78 bilansowych złóż miękkiego węgla brunatnego. Obecnie zasoby bilansowe miękkiego węgla brunatnego wynoszą 14 859 mln t (według PIG; stan na 31.12.2009). Oprócz tych zasobów jest w kraju także 35÷41 mld t miękkiego węgla brunatnego w zasobach prognostycznych [1]. Polityka energetyczna państwa za-

kląda, że co najmniej do 2030 roku węgiel brunatny, obok kamiennego, będzie głównym paliwem dla elektroenergetyki oraz podstawowym surowcem stosowanym w sprawnych i niskoemisyjnych technologiach, w tym zgazowaniu węgla oraz przeróbce na paliwa ciekłe [2]. W ramach działania rządu Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w strategicznym programie badań naukowych i prac rozwojowych uruchomiło projekt pt.: *Zaawansowane technologie pozyskiwania energii*, w którym jednym z zadań jest *Opracowanie technologii zgazowania węgla dla wysokoefektywnej produkcji paliw i energii elektrycznej*. Zgazowanie jest kluczową technologią dla produkcji energii z węgla, przy jednoczesnym dbaniu o środowisko naturalne. Wszelakowość i elastyczność form zgazowania umożliwia wytwarzanie w tym procesie szerokiej gamy produktów, do których należy zaliczyć głównie paliwa płynne, chemikalia, paliwa gazowe a także wiele innych [3,

^{*)} AGH w Krakowie.

4]. Reaktory do zgazowania węgla można podzielić na trzy grupy [5]: reaktory ze złożem stałym lub przesuwym (*moving bed*), reaktory ze złożem fluidalnym (*fluidised bed*) i reaktory dyspersyjne (przeływowe, strumieniowe) (*entrained flow*).

2. Cel i metodyka badań

Głównym celem niniejszej pracy jest wstępne określenie możliwości użytkowania różnych odmian technologicznych krajowego węgla brunatnego w procesie zgazowania w reaktorze fluidalnym. Podjęta praca opiera się na szczegółowej analizie jakości technologicznej polskich zasobów węgla brunatnego i porównania jej z wymaganiami technologicznymi instalacji zgazowującej.

W badaniach wykorzystano zgromadzoną bazę danych złożoną z wyników archiwalnych z kopalń: KWB „Konin”, KWB „Adamów”, PGE Bełchatów, PGE Turów, KWB „Sieniawa” S.A., dokumentacji geologicznych i literatury naukowej [6, 7, 8]. Wszystkie uzyskane wyniki zostały wykorzystane w analizie statystycznej.

3. Jakość węgla brunatnego w aspekcie kryteriów technologicznych paliwa przeznaczonego do zgazowania fluidalnego

Na podstawie danych z literatury [5, 9, 10] i wytycznych podanych przez Instytutu Chemicznej Przeróbki Węgla opracowano kartę przydatności technologicznej węgla brunatnego do zgazowania naziemnego, zawierającą parametry kluczowe i istotne, które muszą być wzięte pod uwagę przy planowaniu użytkowania węgla brunatnego w gazogeneratorze fluidalnym. Tablica 1 zawiera zestawienie parametrów technologicznych i chemicznych węgla brunatnego. Dla większości parametrów podano optymalny zakres tych wartości dla zgazowania fluidalnego.

Zmienność parametrów technologicznych węgla brunatnego była dotychczas przedmiotem wielu prac. Przeważnie badano miękki węgiel brunatny, a na uwagę zasługują prace między innymi [11, 12, 13, 14, 7, 8, 6]. Wyniki uzyskane przez powyższych autorów wskazują na wyraźną zmienność własności chemiczno-technologicznych miękkiego węgla brunatnego w krajowych złożach tego surowca, co jednocześnie w swojej pracy podkreślił Piwocki [15], badając tę charakterystykę w obrębie głównych grup pokładów.

Podstawowe statystyki parametrów technologicznych i chemicznych miękkiego węgla brunatnego zostały przedstawione w tablicy 2.

Stopień uwęglenia paliwa ma decydującą rolę w procesie zgazowania, gdyż determinuje on zawartość tlenu i wodoru, a także wilgoci, co ma wpływ na wydajność gazogeneratora [16]. W badaniach Ye i in. [17] nad niskouwęglonym węglem australijskim wykazano, że jest on doskonałym surowcem do procesu zgazowania z uwagi na wysoką zawartość tlenowych grup funkcyjnych, dużą porowatość i rozproszenie substancji mineralnej w masie węgla. Generalnie przyjmuje się, że reaktywność węgla zmniejsza się wraz ze wzrostem stopnia uwęglenia, a reaktywność węgla niskouwęglonego może być znacznie zróżnicowana [18]. Stopień uwęglenia może być wyrażony za pomocą współczynnika średniej refleksyjności huminitu, który w badanym węglu zmienia się od 0,20 % do 0,41 %, przy średniej wartości tego parametru równej 0,26 %. Współczynnik zmienności dla średniej refleksyjności wynosi 9,92 %, co oznacza, że zmienność ta w badanym węglu jest bardzo mała (tabl. 2). Najniższą średnią refleksyjność w krajowych złożach obserwowano w złożu Woła Owadowska

(0,20 %), a najwyższą w złożu Turów (0,33 %) [6]. Takie wartości współczynnika refleksyjności pozwalają zaklasyfikować badany węgiel jako ortho lignite (miękki węgiel brunatny).

Całkowita wilgoć węgla jest istotna, gdyż zbyt duża wpływa na zmniejszenie wartości opałowej wytworzonego gazu wskutek utraty energii na ogrzanie i odparowanie nadmiaru wody. Trzeba jednak zaznaczyć, że w węglu brunatnym z poszczególnych złóż występują duże wahania tego parametru. Jego zmienność jest w dużym stopniu uzależniona od popielności węgla. Związane jest to z faktem, iż substancja mineralna charakteryzuje się znacznie niższą wilgotnością niż węgiel, tak więc im więcej tej substancji w surowcu, tym mniejsza całkowita wilgoć węgla. Całkowita wilgoć (W_t^r) w badanym węglu zmienia się od 36,5 % do 63,2 %, przy bardzo słabej zmienności (tabl. 2, rys. 1). Średnia wilgotność w polskim węglu brunatnym wynosi 51,5 %, czyli jest nieco wyższa od zalecanej do zgazowania fluidalnego. Należy jednak zaznaczyć, że optymalną wilgotnością paliwa w tym procesie jest wilgotność poniżej 20 %, czyli węgiel przed zgazowaniem powinien być poduszony.

Wartość opałowa w stanie roboczym Q_i^r , będąca ważnym parametrem wyznaczającym przydatność energetyczną węgla, jest dla krajowych złóż w znacznym stopniu zróżnicowana.

W krajowych złożach miękkiego węgla brunatnego wartość opałowa zmienia się od 1131 kJ/kg do 20456 kJ/kg, przy ogólnie jej słabej zmienności i średniej wartości 8178 kJ/kg (tabl. 2, rys. 2).

Węgiel, wodór i azot należą do głównych pierwiastków chemicznych węgla brunatnego, a ich zawartość, zwłaszcza pierwiastka C, traktowana jest jako miara stopnia uwęglenia.

Średnia zawartość węgla C^{daf} w stanie suchym bezpopiołowym zmienia się w badanych złożach od 41,3 % do 77,9 %, a średnio wynosi ona 65 %. Zawartość węgla poniżej 60 % sugeruje, że badany surowiec jest skałą węglistą. Najczęściej obserwowanymi są próbki, w których zawartości C są w przedziale 66-68 % (rys. 3). Współczynnik zmienności tego parametru dla badanego węgla wynosi 5,9 %, co wskazuje, że surowiec ten cechuje się bardzo słabą zmiennością i może on być prognozowany metodami statystycznymi. Podwyższona zawartość pierwiastka C^{daf} (powyżej 68 %) może wynikać z obecności składników liptynitowych w węglu [19], jak również wyższego stopnia uwęglenia badanego surowca.

Zawartość pierwiastka H^{daf} w miękkim węglu brunatnym jest dodatkowym wskaźnikiem jego genezy. Średnia jego wartość dla badanych złóż jest dość zmienna i zawiera się ona w przedziale od 2 % do 8 %, ze średnią zawartością równą 5,3 %. Współczynnik zmienności tego parametru w badanej populacji jest bardzo słaby. Maksymalna obserwowana zawartość wodoru wynosi 8,2 % w złożu Szczerców (dane kopalniane), a podwyższenie zawartości tego pierwiastka należy wiązać z obecnością większej ilości macerałów grupy liptynitów, które same w sobie mogą zawierać około 12 % pierwiastka H^{daf} i równocześnie często koncentrują się w cienkich wkładkach węgla półbitumicznego. Z drugiej strony zawartość H^{daf} w węglu niższa od 7 % wskazuje na humusowy typ materii organicznej, z której zbudowany jest ten surowiec [19].

Określenie zawartości azotu N^{daf} jest istotne z uwagi na tworzenie przez ten składnik w procesie spalania szkodliwych tlenków. Azot w badanym węglu występuje w ilości od 0,40 do 5,5 %. Średnia zawartość tego pierwiastka w złożach wynosi 0,9 %. Zawartość azotu w badanym węglu osiąga wartości małe i średnie i jest jednocześnie bardzo słabo zmienna, przy średnim udziale równym 0,78 %. W badanym węglu pierwiastek ten jest najprawdopodobniej pozostałością po białkach roślinnych, które szybko ulegają rozkładowi w procesie torfienia oraz także po alkaloidach (np. garbnikach występujących w węglu w postaci macerału flobafinitu).

Tablica 1. Parametry węgla brunatnego ważne w procesie zgazowania

Table 1. Lignite properties important in the process of gasification

Kierunki użytkowania	Zgazowanie
Parametr	Reaktor ze złożem fluidalnym
Typowe konstrukcje	Winkler, HTW, KBR, CFB, HRL, KRW, U-Gas
Preferowane paliwo	węgiel brunatny, węgiel kamienny, antracyt, odpady
Rozmiar cząstki	6-10 mm
refleksyjność ulminitu B/ kolotelinitu R^r – stopień uwęglenia	+++
skład petrograficzny	+++
ciepło spalania, Q_i^r	>8000 kJ/kg
popielność, A^d	<25 %
całkowita wilgoć, W_t^r	<50 %
całkowita zawartość siarki, S_t^r	<2,5 %
zawartość węgla, C^{daf}	>60 %
zawartość wodoru, H^{daf}	3-5,5 %
zawartość azotu, N^{daf}	<2 %
zawartość tlenu, O^{daf}	+++
zawartość $K_2O + Na_2O$	<0,45 %
zawartość piasku, p^d	+
zawartość ksylicy, k^d	+
porowatość, n	++
zawartość części lotnych, V^{daf}	>30 %
temperatura topnienia popiołu, t_b	>1100°C
reaktywność	wysoka
podatność przemiałowa HGI	++
warunek promieniotwórczości γ (f)	+
zawartość w popiele SiO_2	25÷45 %
zawartość w popiele Al_2O_3	8÷30 %
zawartość w popiele Fe_2O_3	2,5÷20 %
zawartość w popiele CaO	3÷25 %
zawartość w popiele MgO	1,5÷4,5 %
pierwiastki szkodliwe	+
zawartość prasmoły	<15 %

+++ kluczowy

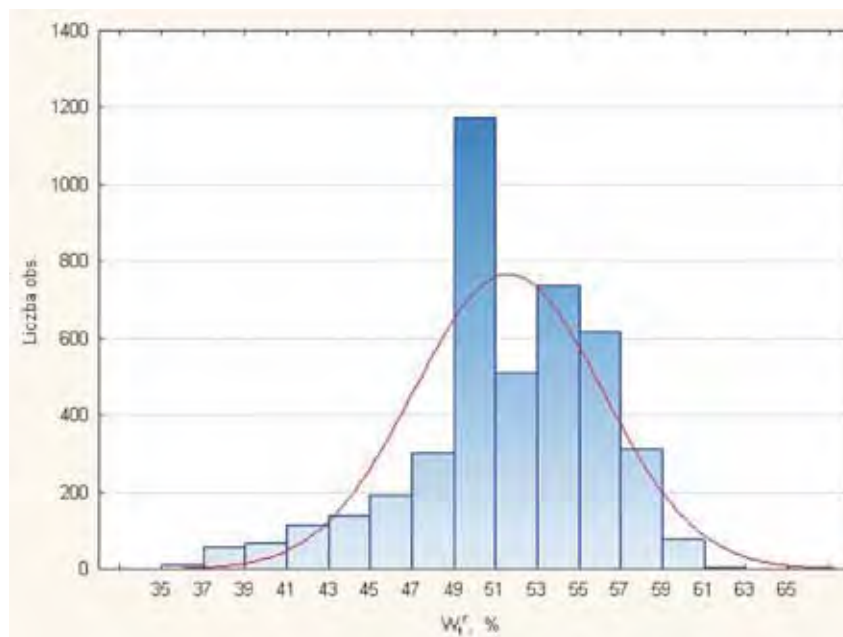
++ bardzo istotny

+ istotny

Tablica 2. Podstawowe statystyki wybranych parametrów technologicznych i chemicznych węgla brunatnego
Table 2. Basic statistics of the selected technological and chemical properties of lignite

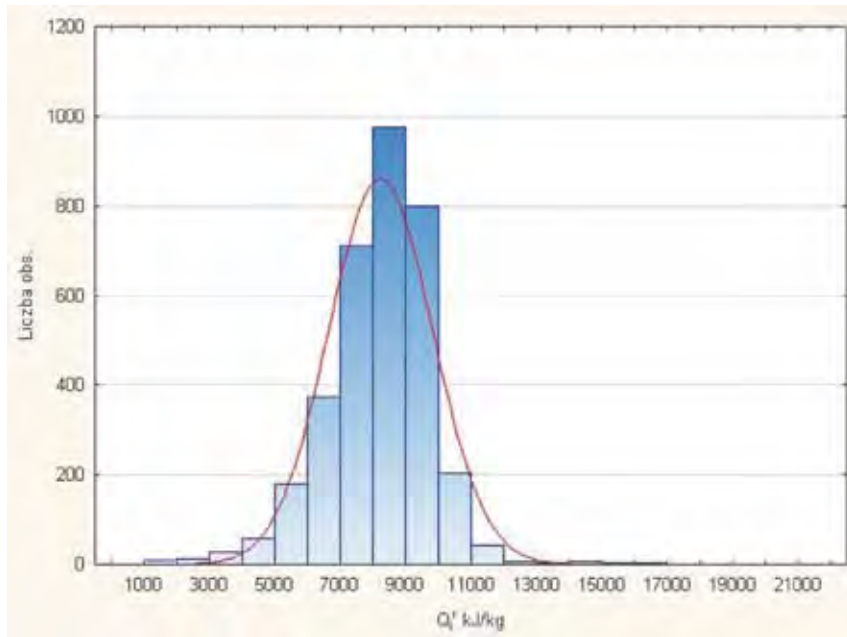
	N ważnych	Średnia	Minimum	Maksimum	Odchylenie standardowe	Współczynnik zmienności
R^r %	247	0,26	0,2	0,41	0,03	10
W_t^r %	4308	51,5	36,5	63,2	4,5	9
A^d %	4233	21,7	0,4	50,0	10,1	47
S_t^r %	3881	1,1	0,1	14,2	0,7	66
Q_i kJ/kg	3307	8178	1131	20456	1596	20
V^{daf} %	136	55,9	48,2	64,4	2,9	5
p^d %	869	7,4	0,0	81,0	11,1	150
C^{daf} %	905	65,7	41,3	77,9	3,9	6
H^{daf} %	704	5,3	2,1	8,2	0,5	9
N^{daf} %	696	0,9	0,0	5,5	0,5	51
t_B °C	230	1323	1090	1500	86	6
K_2O+Na_2O %	963	0,1	0,0	1,8	0,1	149
k^d %	604	5,4	0,0	84,6	6,2	115
Skład tlenkowy popiołu						
SiO_2 %	266	61,0	5,4	88,9	17,8	29
Fe_2O_3 %	255	5,3	0,2	26,9	3,9	73
Al_2O_3 %	266	7,6	0,7	28,2	4,8	62
CaO %	266	13,7	0,2	48,6	8,0	58
MgO %	266	2,1	0,2	8,0	1,7	81

zalecana wartość przekroczona

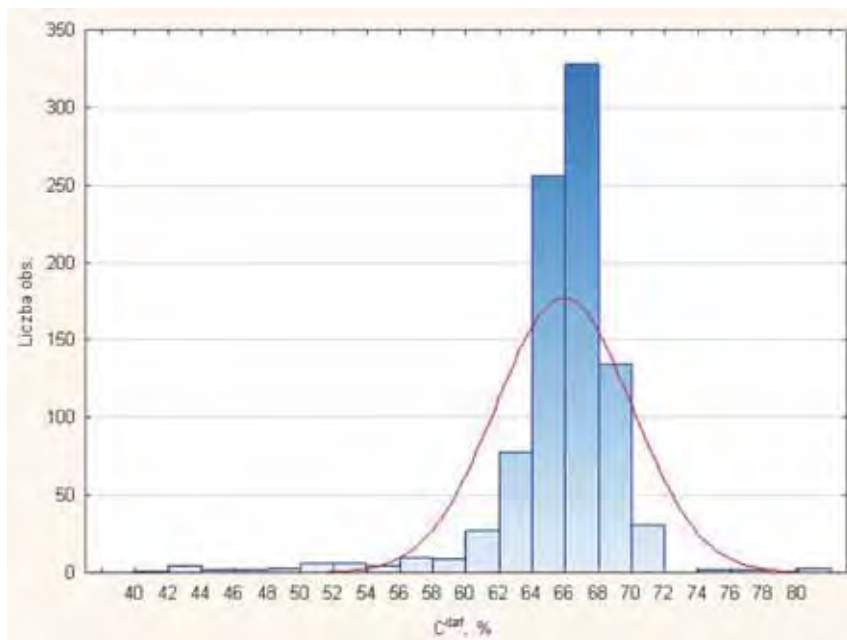


Rys. 1. Zróżnicowanie całkowitej wilgoci w stanie roboczym w badanym węglu brunatnym

Fig. 1. Diversification of total moisture in the tested lignite sample



Rys. 2. Zróżnicowanie wartości opalowej w badanym węglu brunatnym
 Fig. 2. Diversification of the calorific value in the tested lignite sample



Rys. 3. Zróżnicowanie zawartości węgla (C^{daf}) w stanie suchym, bezpopiołowym w badanym węglu brunatnym
 Fig. 3. Diversification of carbon content (C^{daf}) in dry, ash-free state in the tested lignite sample

Zawartość części lotnych w stanie suchym, bezpopiołowym V^{daf} w złożach zmienia się w zakresie od 48,2 % do 64,4 %. Jednak najczęściej wśród badanych indywidualnych próbek miękkiego węgla brunatnego obserwuje się 54÷57 % części lotnych, a średnia ich zawartość wynosi 55,9 %. Zmienność tego parametru jest bardzo słaba, przy wartości współczynnika zmienności 5 %.

Zawartość i skład popiołu ma znaczący wpływ na przebieg zgazowania, ponieważ niektóre minerały mogą działać jako katalizatory, a inne jako inhibitory, podczas gdy duża zawartość substancji mineralnej powoduje spadek sprawności instalacji [20]. Dopuszczalna zawartość substancji mineralnej w węglu uzależniona jest więc od technologii zgazowania (tabl. 1). W tym kontekście szczególnie ważnymi parametrami dla określenia przydatności kopaliny do zgazowania są: popielność, skład tlenkowy i temperatura topnienia popiołu.

W złożach miękkiego węgla brunatnego popielność A^{d} w stanie suchym jest parametrem bardzo zmiennym. Średnia wartość popielności w stanie suchym w tych złożach wynosi 21,7 % i waha się od 0,4 % do 63,2 %, przy silnym współczynnikiem zmienności (tabl. 2, rys. 4). Popielność A^{d} powyżej 50 %, oznacza, zgodnie z Klasyfikacją Węgla w Pokładzie [21], że badany surowiec nie jest węglem, ale skałą węglistą (np. il węglisty, piasek węglisty) lub węglową w różnych odmianach litologicznych.

Piasek, czyli mineralna frakcja ziarnista złożona z twardych ziaren mineralnych jest szkodliwym elementem substancji mineralnej w węglu, wchodzącym w skład popiołu po zgazowaniu węgla, a także utrudnia przygotowanie węgla (mielenie) do procesu zgazowania. Głównym składnikiem piasku jest kwarc, a podrzędnie także występują w nim skalenie i miki. W krajowych złożach miękkiego węgla brunatnego obserwuje się również bardzo silną zmienność tego parametru od 0 do 81 %, przy średniej zawartości piasku około 7,4 % (tabl. 2, rys. 5).

W aspekcie energetycznego użytkowania węgla należy także zwrócić uwagę na zachowanie się substancji mineralnej w procesach energetycznego przetwarzania – zgazowania. Prognozowanie tych zachowań można prowadzić między innymi na podstawie charakterystyk temperatury topliwości popiołu. Temperatura topnienia popiołu określa możliwość zastosowania konkretnej technologii zgazowania oraz wpływa na przebieg tego procesu [20, 5]. Parametr ten może być skorelowany w funkcji zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2 , Fe_2O_3 , CaO , MgO , Na_2O i K_2O w popiele [22]. Zasadowość lub kwasowość popiołu może służyć do korelowania temperatury topnienia ze składem chemicznym [23]. Dla przykładu, duża zawartość alkaliów w postaci tlenków Ca, Fe, K_2O i Na_2O w węglu może oznaczać niską temperaturę topnienia popiołu. W gazogeneratorach przepływowych temperatura topnienia popiołu użytkowanego węgla powinna być niższa od temperatury ich pracy na poziomie 1400÷1600 °C. W generatorze fluidalnym konieczne jest zastosowanie węgla o wyższej temperaturze topnienia popiołu niż temperatura jego pracy (1000 °C), w celu uniknięcia żużlowania popiołu, którego powstawaniu może sprzyjać duża zawartość pirytu i krzemianów sodu w zgazowywanym węglu.

Badania temperatury topliwości popiołów ze złóż węgla brunatnego wykazały, że temperatury spiekania, mięknięcia, topnienia i płynięcia oznaczone w atmosferze utleniającej (powietrze) są wyższe niż oznaczone w atmosferze redukującej (mieszanka CO i CO_2 w stosunku 3:2). Temperatura topnienia t_B w atmosferze redukującej zmienia się od 1090 °C do >1500 °C, z bardzo słabą zmiennością i średnią wartością 1322 °C (tabl. 2).

Skład chemiczny popiołu z badanego węgla brunatnego charakteryzuje się dużą zmiennością. Największy średni udział w popiele ma SiO_2 , a następnie CaO (tabl. 2).

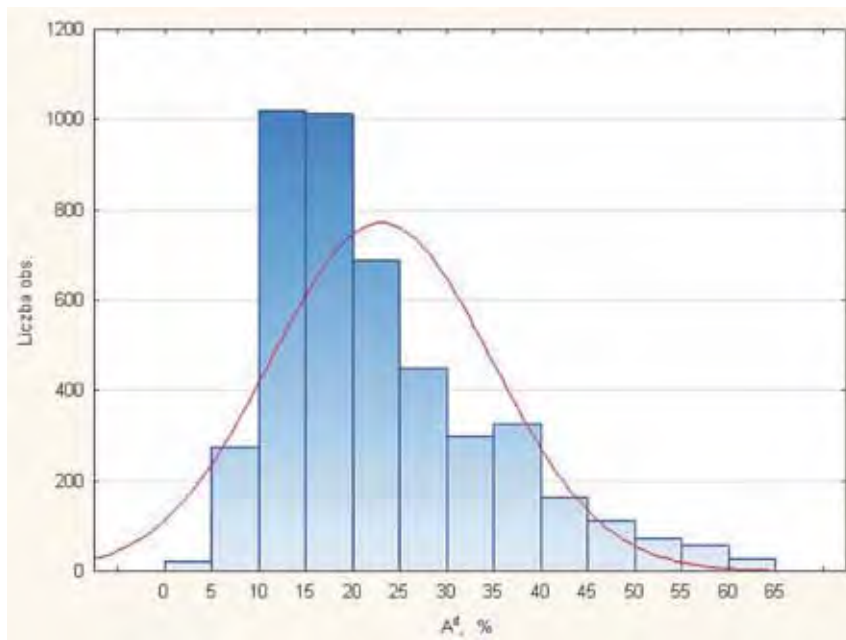
Sód i potas należą do pierwiastków odznaczających się znacznymi koncentracjami w litosferze – Na_2O jest oceniany w niej na 3,71 % a K_2O – 3,11 %. Suma tlenków Na_2O i K_2O w węglu jest nazywana zasoleniem węgla. W węglu przeznaczonym do bezpośredniego spalania zgodnie z obowiązującą Instrukcją Ministerstwa Gospodarki i Energetyki nr 3/1982 suma tlenków alkalicznych w stanie suchym, w przypadku węgla energetycznych, nie powinna przekraczać wartości 0,5 %. W węglu brunatnym występowanie tych pierwiastków jest związane głównie z obecnością w nim substancji mineralnej. Najwyższą średnią wartością, przekraczającą dopuszczalną normę, charakteryzuje się węgiel ze złoża Turów, gdzie wynosi ona średnio 0,72 %. Jednak należy mieć na uwadze, że średnie zasolenie w całym badanym węglu wynosi 0,07 %, czyli znacznie poniżej przyjętej normy, a najczęściej obserwowanymi są wartości w przedziale 0,0÷0,1 % (rys. 6).

Zawartość i rodzaj siarki występującej w węglu to jedno z głównych parametrów wyznaczających jego przydatność. Siarka jest bardzo agresywnym składnikiem – w niskich i wysokich temperaturach oblepia i niszczy urządzenia. Najbardziej reaktywna jest siarka pirytowa, która w znaczący sposób wpływa na korozję instalacji do spalania. Z siarki organicznej w procesie spalania powstają siarczany i kwas siarkowy, bardzo niebezpieczny dla środowiska. Badane złoża cechują się dużą zmiennością całkowitej zawartości siarki S^{r} . Zawartość siarki zmienia się od 0,09 % do aż 14,2 %, ze średnią wartością równą 1,12% (tabl. 2), ale najczęściej obserwowane są wartości z przedziału 1-2 %, co wskazuje, że w dużym stopniu spełnione są kryteria zawarte w zasadach dokumentacyjnych, o maksymalnej zawartości siarki do 2 %. Współczynnik zmienności całkowitej zawartości siarki jest dość silny (66 %), co wskazuje, że nie jest możliwe jednoznaczne prognozowanie tego parametru metodami statystycznymi.

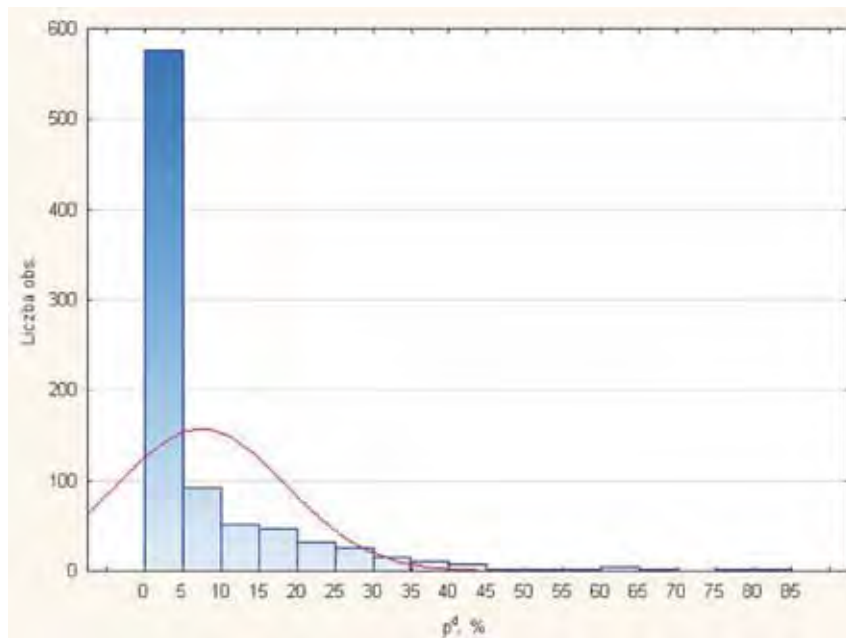
Obecność ksyliitów w miękkim węglu brunatnym ma znaczenie w technice urabiania, rozdrabniania węgla oraz technologiach jego uszlachetniania. Może mieć również znaczenie w ocenie własności energetycznych, ponieważ jest to składnik przeważnie mniej uwęglony niż współwystępujący z nim węgiel detrytowy. Rola tego składnika zależy od formy jego występowania i stanu zachowania (uwęglenia), stąd często wyróżnia się wskaźnik zawartości ksyliitów w pokładzie, wyrażający procentową część objętości ksyliitów oraz wydziela się zróżnicowane odmiany tych składników.

Zawartość ksyliitów ma znaczenie w procesie urabiania i mielenia węgla. Szczególnie niekorzystne są tzw. karce i pnie oraz deskowate formy ksyliitów rozszczepialnych, wywołujące utrudnienia w urabianiu, transporcie, składowaniu (np. w zbiornikach szczelinowych) i rozdrabnianiu węgla [6].

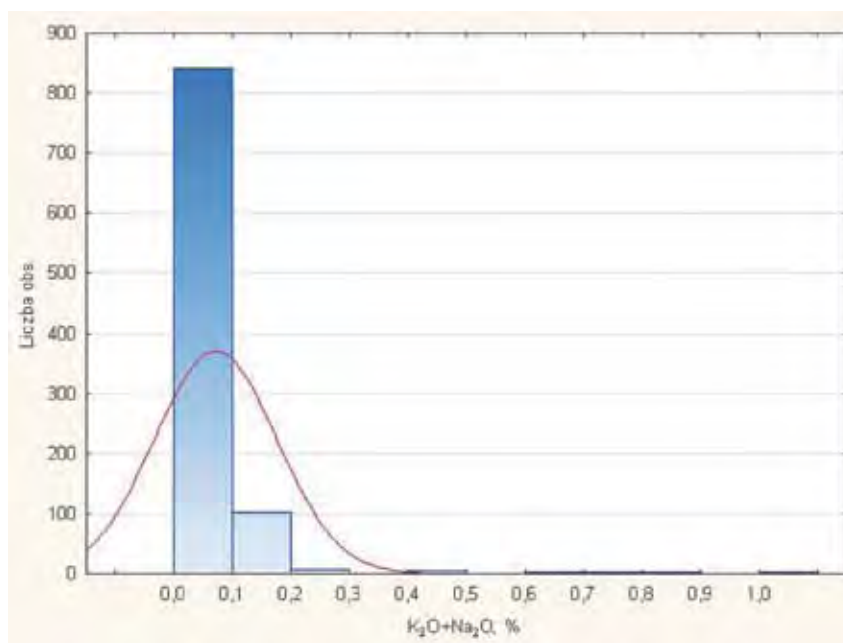
Zawartość ksyliitów drobnych (o grubości mniejszej od 0,1 m) w próbce węgla ma znaczenie w procesie rozdrabniania. Znaczenie ich w tych procesach zależy od petrograficznej odmiany. Prace doświadczalne dotyczące mielenia węgla wskazują, że zawartość w węglu ksyliitów, szczególnie rozszczepialnych, utrudnia ten proces. Należy także zwrócić uwagę na częstą mineralizację ksyliitów, które mogą być impregnowane różnego rodzaju minerałami (m.in. pirytem), co poważnie utrudnia ich rozdrabnianie i zwiększa zawartość popiołu w węglu, a w przypadku impregnacji pirytem także zawartość siarki. W badanym węglu całkowita zawartość ksyliitów zmienia się od 0 do 84,6 %, przy średniej zawartości 5,4 % i bardzo silnej zmienności (tabl. 2, rys. 7).



Rys. 4. Zmienność popielności w stanie suchym w badanych złożach węgla brunatnego
 Fig. 4. Variability of ash content in dry state in the tested deposits of lignite

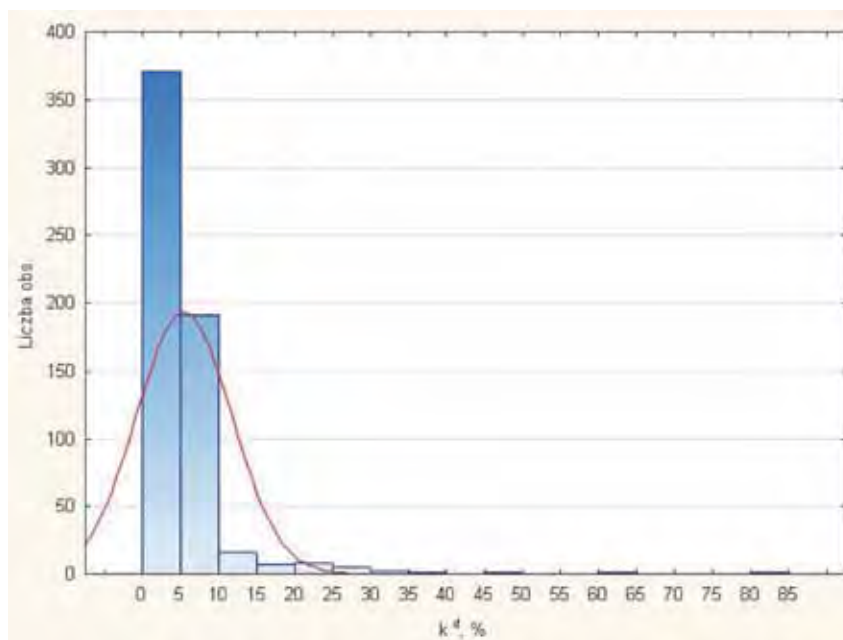


Rys. 5. Zmienność zawartości piasku w stanie suchym w badanych złożach węgla brunatnego
 Fig. 5. Variability of sand content in dry state in the tested deposits of lignite



Rys. 6. Zróżnicowanie zawartości tlenków metali alkalicznych Na₂O i K₂O w stanie suchym w badanym węglu brunatnym

Fig. 6. Diversification of alkaline metal oxide content, Na₂O and K₂O, in dry state in the tested lignite sample



Rys. 7. Zmienność całkowitej zawartości ksylitów w stanie suchym w badanym węglu brunatnym

Fig. 7. Variability of total xylite content in dry state in the tested lignite sample

4. Podsumowanie

Z przeprowadzonej wstępnej analizy jakości węgla brunatnego ze złóż polskich wynika, że może być on wykorzystywany w zgazowaniu naziemnym. Średnie wartości parametrów technologicznych badanego surowca w większości spełniają kryteria użytkowania go w procesie zgazowania ze złożem fluidalnym. Problematiczna jest w tym przypadku zbyt wysoka wilgotność i zbyt wysoka średnia zawartość SiO₂ w popiele. Także skrajne oznaczenia wartości technologicznych w dużej części nie spełniają założonych kryteriów. Dlatego też niezbędne są dalsze szczegółowe badania technologiczne węgla brunatnego z poszczególnych złóż, uwzględniające wymagania techniczne gazogeneratorów, w których konkretny węgiel brunatny miałby być użytkowany.

Praca finansowana w ramach Zadania Badawczego nr 3 pt.: „Opracowanie technologii zgazowania węgla dla wysokoefektywnej produkcji paliw i energii elektrycznej” – Cz. T.B. 1.5.3 „Weryfikacja kryterialna bazy surowcowej węgla brunatnego dla potrzeb zgazowania naziemnego i podziemnego z uwzględnieniem gospodarki złożem oraz wytypowaniem rejonu do projektu technologicznego instalacji pilotowej” finansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach strategicznego programu badań naukowych i prac rozwojowych pt.: „Zaawansowane technologie pozyskiwania energii”.

Literatura

- Ney R.: Wybrane problemy polityki energetycznej Polski. Polityka Energetyczna, 2006, t. 9 z. 1, Kraków.
- Polityka Energetyczna Polski do 2030 r. Minister Gospodarki, Załącznik do uchwały nr 202/2009 Rady Ministrów z dn. 10 listopada 2009 roku.
- Hycnar J.J.: Aspekty ekologiczne procesu zgazowania paliw. Polityka Energetyczna, 2007, Vol. 10, I. 2. Wyd. Instytutu GSMiE PAN, Kraków.
- Dreszer K., Więclaw-Solny L.: Produkcja paliw silnikowych z węgla poprzez zgazowanie i syntezę Fischera-Tropscha. Polityka Energetyczna, 2007, Vol. 10, I. 2. Wyd. Instytutu GSMiE PAN, Kraków.
- Higman C., van der Burgt M.: Gasification. Second edition. Elsevier, 2008.
- Kwiecińska B., Wagner M.: Typizacja cech jakościowych węgla brunatnego z krajowych złóż według kryteriów petrograficznych i chemiczno-technologicznych do celów dokumentacji geologicznej złóż oraz obsługi kopalń. Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków, 1997.
- Szwed-Lorenz J.: Petrologiczna ocena polskich miękkich węgli brunatnych jako surowca do wielokierunkowego użytkowania. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 63 Monogr. nr 29, Wrocław, 1991.
- Szwed-Lorenz J.: Studium zmienności petrologicznej II dolnomiocenckiego pokładu węglowego w Polsce. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej. nr 94, Monogr. nr 36, Wrocław, 2001.
- Bielowicz B.: Schemat nowej technologicznej klasyfikacji węgla brunatnego zgodnej z zasadami międzynarodowymi Monografia, Wydawnictwa AGH, Kraków, 2012.
- Bielowicz B.: A new technological classification of low-rank coal on the basis of Polish deposits. Fuel, 2012, vol. 96 June.
- Roga B., Tomków K.: Chemiczna technologia węgla. WNT, Warszawa, 1971.
- Matl K., Twardowski K. (red.): Rozkład własności fizykochemicznych i technologicznych węgla brunatnego z uwzględnieniem domieszek szkodliwych dla środowiska w południowo-zachodniej części Nizy Polskiego (pokład lużycki II). Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków, 1996.
- Kasiński J., Mazurek S., Piwocki M.: Waloryzacja i ranking złóż węgla brunatnego w Polsce. Prace Państwowego Instytutu Geologicznego, 2006, t. 187.
- Kasiński J., Nowak J.: Charakterystyka ogólna wybranych złóż węgla brunatnego. [W:] Z. Kozłowski (red.) – Techniczno-ekonomiczny ranking zagospodarowania złóż węgla brunatnego w aspekcie założeń polityki energetycznej Polski. Wyd. Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, 2009.
- Piwocki M.: Charakterystyka chemiczno-technologiczna głównych grup trzeciorzędowych węgla brunatnych w Polsce. Biuletyn Instytutu Geologicznego, 1987, Vol. 357, 41÷57.
- Liu G. S., Niksa S.: Coal conversion submodels for design applications at elevated pressures. Part II. Char gasification, Progress in Energy and Combustion Science, 2004, Vol. 30, 679÷717.
- Ye D., Agnew J., Zhang D.: Gasification of a South Australian low-rank coal with carbon dioxide and steam – kinetics and reactivity studies. Fuel, 1998, Vol. 77, 1209÷1219.
- Miura K., Hashimoto K., Silveston P.: Factors affecting the reactivity of coal chars during gasification, and indices representing reactivity. Fuel, 1989, Vol. 68, 1461÷1475.
- Wagner M.: Brunatny węgiel bitumiczny ze złóż Turów i Bełchatów w świetle badań petrograficzno-chemicznych i sedimentologicznych. Pr.Geol. Komis. Nauk Geol. PAN nr 143, Kraków, 1996.
- van Dyk J. C., Keyser M. J., van Zyl J. W.: Suitability of feedstocks for the Sasol-Lurgi fixed bed dry bottom gasification process, Gasification Technologies Conference, Gasification Technologies Council, Arlington, VA, USA, 2001, Paper 10–8.
- International Classification of Coal in Seam, 1998 UN-ECE ENERGY/1998/19
- Seggiani M.: Empirical correlations of the ash flow temperatures and temperature of critical viscosity for coal and biomass ashes. Fuel, 1999, Vol.78, 1121÷1125.
- Slegeir W. A., Singletary J. H., Kohut J. F.: Application of a microcomputer to the determination of coal ash fusibility characteristics. Journal of Coal Quality, 1988, Vol. 7(2), 48÷54.

Ryzyko zawodowe związane z zapyleniem w kopalni węgla kamiennego

Professional risk of dustiness in hard coal mine



Dr inż. Barbara Bielowicz^{*)}



Mgr inż. Dagmara Nowak-Senderowska^{**)}

Treść: W artykule poddano analizie rozmiar zagrożenia pyłowego na stanowiskach pracy w kopalni węgla kamiennego. Zbadano narażenie górnika w przodku ścianowym w dolnej i górnej wnęcie w trzech wybranych ścianach. Na podstawie przeprowadzonej analizy ryzyka, według normy PN-N-18002, ryzyko związane z zapyleniem oznaczono jako średnie i duże. Dla badanych stanowisk zaproponowano profilaktykę mającą na celu obniżenie poziomu ryzyka. Po zastosowaniu wyznaczonej profilaktyki i ponownej ocenie ryzyka stwierdzono obniżenie jego poziomu do dopuszczalnej wielkości.

Abstract: This paper presents an analysis of the magnitude of dustiness hazard on workplace in a hard coal mine. It was estimated how far a miner is endangered, on the basis of three selected longwalls in the top and bottom cavity. According to the PN-N-18002 standard and performed analysis, the risk of dustiness was indicated on medium/high level. Preventive measures to lower the risk level in the aspect of the tested workplaces were put forward. After application of the preventive treatment, the reassessment which followed revealed that the risk decreased to an acceptable level.

Słowa kluczowe:

pył, ryzyko zawodowe, zapylenie, środki profilaktyczne

Key words:

dust, professional risk, dustiness, preventive measures

1. Wprowadzenie

Pyły są jednym z najczęściej obserwowanych czynników szkodliwych występujących w podziemnych zakładach górniczych węgla kamiennego. Pył kopalniany powstaje głównie w procesie eksploatacji ścian, drażenia wyrobisk korytarzowych, transportu i rozdrabniania urobku oraz przesuwania sekcji obudów zmechanizowanych. Można przyjąć, że w wyniku procesu urabiania i transportu, 2÷3 % urobku przekształcone zostaje w pył zarówno osiadły, jak i unoszący się stale w powietrzu kopalnianym. Zwalczanie zapylenia powinno polegać głównie na ograniczeniu ilości wytwarzanego pyłu w miejscu jego powstawania oraz na niedopuszczeniu do rozprzestrzeniania się pyłu w obiegowym prądzie powietrza. Zagrożenia spowodowane oddziaływaniem pyłów występują-

cych w powietrzu podziemnych zakładów górniczych oraz na zakładzie przerobczym są dwojakiego rodzaju. Może to być:

- zagrożenie wybuchem pyłu węglowego,
- zagrożenie chorobowe układu oddechowego.

Szkodliwe działanie pyłu na człowieka objawia się poprzez mechaniczne uszkodzenie błon śluzowych, podrażnienia i uczulenia skóry, pylice, a także choroby nowotworowe. Miniony 2012 rok był rokiem poświęconym walce z pylicą. Pylica górników kopalń węgla powstaje w następstwie wdychania pyłu kopalnianego i charakteryzuje się ogniskowym zwłóknieniem tkanki płucnej. Wdychany pył gromadzi się w pęcherzykach płucnych i oskrzelikach oddechowych, częściowo zostaje odkrztuszony, a częściowo jest pochłaniany, co powoduje ich rozszerzenie, a w następstwie prowadzi do powstania rozedmy ogniskowej. Powstaje w ten sposób guzek węglowy Gougha, charakterystyczny dla pylicy prostej górników kopalń węgla [1, 2].

Najczęstszymi postaciami pylicy występującymi w ostatnich latach była pylica górników kopalń węgla, pylica krzemowa i pylica azbestowa (rys. 1).

^{*)} AGH w Krakowie, Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska,

^{**)} AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii.

Zachorowanie na pylicę płuc w 2010 roku stanowiło ponad 80 % wszystkich wykrytych chorób zawodowych w górnictwie (rys. 2).

Należy jednak w tym miejscu zaznaczyć, że znaczną część zachorowań na pylicę (87 %) stwierdzono u emerytów [5]. Dzieje się tak dlatego, że pylica często ujawnia się dopiero wiele lat po zakończeniu ekspozycji na pył, o którego szkodliwości decyduje stężenie danej frakcji w powietrzu (całkowitej lub respirabilnej), a także zawartość w nim wolnej krzemionki, rozmiar, kształt i gęstości cząsteczek pyłu oraz czas narażenia.

2. Metodyka oceny zagrożenia szkodliwości pyłu

Do oceny poziomu zagrożenia wykorzystano pomiary wykonane w rejonach trzech ścian eksploatowanych w kopalni węgla kamiennego zgodnie z normami PN-Z-04008-7:2002, PN-91/Z04030/06, PN-91/Z04030/05, PN-G-04035:2002, PN-91/Z-04018/04 [6-10].

Przy wyznaczaniu ryzyka zawodowego związanego z występowaniem tzw. czynników mierzalnych wykorzystuje się pomiary odpowiednich parametrów fizycznych, stwarzających zagrożenie na stanowisku pracy i odnosi się je do wartości dopuszczalnych, zawartych w odpowiednich aktach prawnych w postaci np. NDS (Najwyższego Dopuszczalnego Stężenia) lub NDN (Najwyższego Dopuszczalnego Natężenia). Ocenę narażenia pracownika na pyły przeprowadza się na podstawie krotności normatywu dla danego rodzaju substancji pyłowej. Krotność przekroczenia normatywu oblicza się według poniższego wzoru

$$k = \frac{C_w}{NDS}$$

gdzie:

C_w – średnie stężenie ważone określonego rodzaju pyłu dla całej zmiany roboczej;

NDS – najwyższe dopuszczalne stężenie dla określonego rodzaju pyłu.

Wielkość ryzyka związanego z przekroczeniem normatywu higienicznego dla czynnika szkodliwego w miejscu pracy wyznacza się na podstawie zasady przedstawionej na diagramie (rys. 3), który zawiera także sposób szacowania i oceny ryzyka zawodowego oraz działania profilaktyczne zalecane dla wyznaczonych poziomów tego ryzyka.

W przypadku pyłów węgla kamiennego wartości najwyższych dopuszczalnych stężeń podaje wykaz, stanowiący załącznik do Rozporządzenia Ministra Pracy i Polityki Społecznej w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy [12] (tabl. 1).

3. Ocena ryzyka zawodowego na wybranych stanowiskach pracy i stosowana profilaktyka

Ocenie poddane zostało stanowisko pracy górnika w przodku ścianowym – górna wnęka i górnika w przodku ścianowym – dolna wnęka. Analiza obejmowała trzy eksploatowane ściany. Zakresy wykonywanych czynności, pomiary wielkości zapylenia i ocenę ryzyka dla wyżej wymienionych stanowisk zostały zamieszczone w tablicach 2 i 3.

Najwyższe zapylenie jednostkowe pyłem całkowitym zaobserwowane zostało w górnej wnęcie ściany C (35,64 mg/m³), natomiast najmniejsze w dolnej wnęcie ściany A (5,78 mg/m³). W wyniku przeprowadzonej oceny ryzyka zawodowego podaną metodyką, na stanowiskach zlokalizowanych w gór-

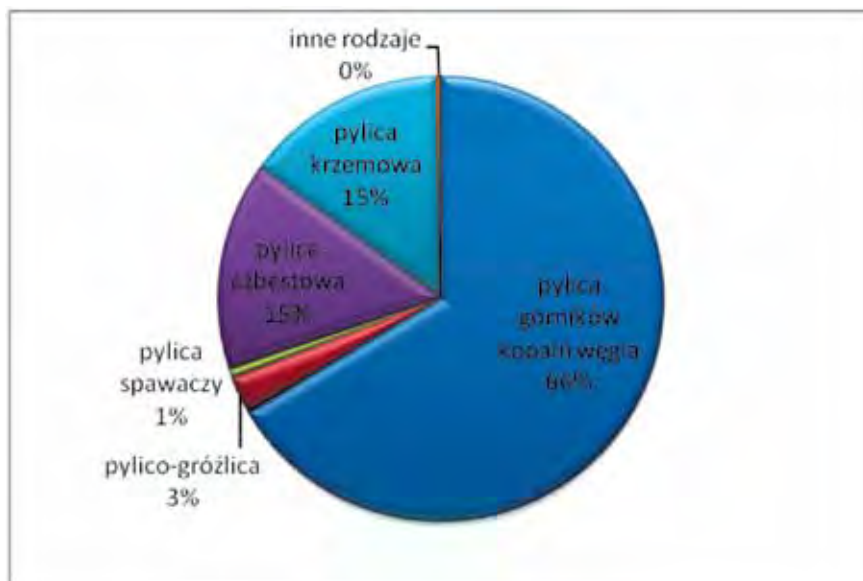
nych wnękach ścian stwierdzono duże ryzyko związane ze szkodliwym działaniem pyłu na organizm ludzki, natomiast w dolnych wnękach poziom ryzyka określono jako średni i duży. Przy określaniu wielkości ryzyka opierano się na pomiarach zapylenia całkowitego z uwagi na nieznaczące przekroczenia stężenia frakcji respirabilnej.

W celu obniżenia poziomu ryzyka zastosowano działania profilaktyczne. Głównie działania te mają na celu ograniczenie zagrożenia związanego ze szkodliwym działaniem pyłów szkodliwych dla zdrowia w kopalniach węgla kamiennego i polegają na wymianie i modernizacji parku maszynowego, sprzętu, wyznaczeniu ilościowego zapotrzebowania na środki ochrony indywidualnej i zbiorowej oraz badań profilaktycznych pracowników. W celu zmniejszenia zapylenia podejmuje się działania już w momencie projektowania eksploatacji, poprzez ograniczanie do minimum szeregowego przewietrzania wyrobisk, a roboty eksploatacyjne i przygotowawcze są prowadzone z takim wyprzedzeniem, aby uniknąć kumulacji zapylenia związanych z koncentracją robót w danym rejonie. Ważną rolę w fazie projektowania odgrywa odpowiednie usytuowanie wentylatorów lutniowych względem źródeł emisji pyłów. Na etapie opracowywania projektów technicznych drążenia i eksploatacji bierze się pod uwagę optymalny model robót z doбором właściwych środków techniczno-organizacyjnych wraz z uwzględnieniem zaburzeń geologicznych występujących w pokładzie oraz usytuowania frontu robót względem kłwiwa.

Zasadnicze znaczenie w skuteczności ochrony zdrowia pracowników przed zagrożeniem pyłami szkodliwymi dla zdrowia ma przeciwdziałanie tworzeniu się pyłu w miejscach jego powstawania, czyli podczas procesu urabiania węgla (np. zastosowanie systemu zraszania sektorowego, systemu RAC lub kurtyn wodnych) oraz w czasie jego transportu (np. służy przenośnika taśmowego z taśmą przykrywającą). Stosowanie nowoczesnych systemów zraszania oraz środków zwilżających (typu CABO, Zwilkop Zw-10) nie zawsze pozwala na osiągnięcie stopnia zapylenia poniżej dopuszczalnych norm, dlatego na chwilę obecną ważnym aspektem jest optymalny dobór indywidualnych środków ochrony osobistej, czyli półmasek przeciwpyłowych [13]. Na stanowiskach pracy, gdzie stwierdzono przekroczenie wartości stężenia zapylenia powyżej wartości NDS, pracownicy są zobowiązani do stosowania środków ochrony indywidualnej układu oddechowego, dostosowanych do wielkości zagrożenia. Bardzo ważnym czynnikiem w profilaktyce przeciwpylicowej jest także monitoring zdrowia pracowników i działania prewencyjne, obejmujące m.in. coroczne RTG płuc w celu wczesnego wykrycia zmian chorobowych u pracowników zatrudnionych na stanowiskach, na których zapylenie jest największe.

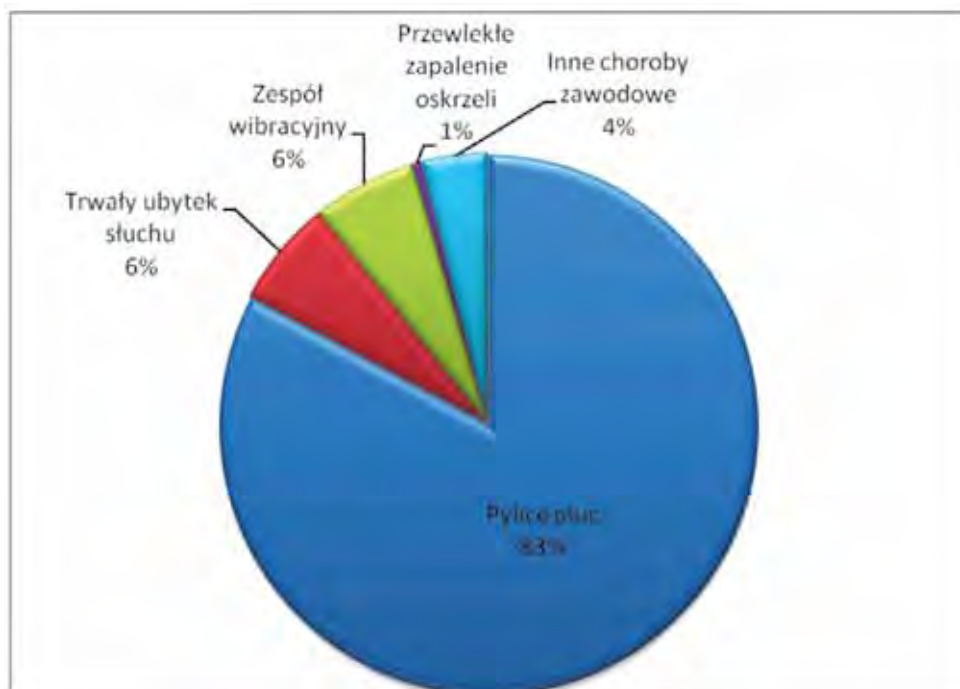
5. Podsumowanie

Z pomiarów zapylenia na zaprezentowanych stanowiskach pracy wynika, że bardziej narażeni na zagrożenie związane ze szkodliwością pyłu są pracownicy zatrudnieni na drodze odprowadzanego zanieczyszczonego powietrza od tych źródeł (górnika w przodku ścianowym – górna wnęka). W większości analizowanych przypadków poziom ryzyka bez profilaktyki został określony jako duży, a po zastosowaniu profilaktyki został zmniejszony do małego, co świadczy o skuteczności stosowanych działań. Stosowana w kopalniach profilaktyka pylicy płuc górników zakłada w głównej mierze modernizację parku maszynowego, redukcję zapylenia bezpośrednio w miejscu jego powstawania oraz swobodny dostęp pracowników do środków ochrony indywidualnej.



Rys. 1. Pylice płuc w Polsce w latach 2007÷2009 [3]

Fig. 1. Pneumoconiosis in Poland in the years 2007÷2009 [3]



Rys. 2. Zapadalność na choroby zawodowe w górnictwie, według [4]

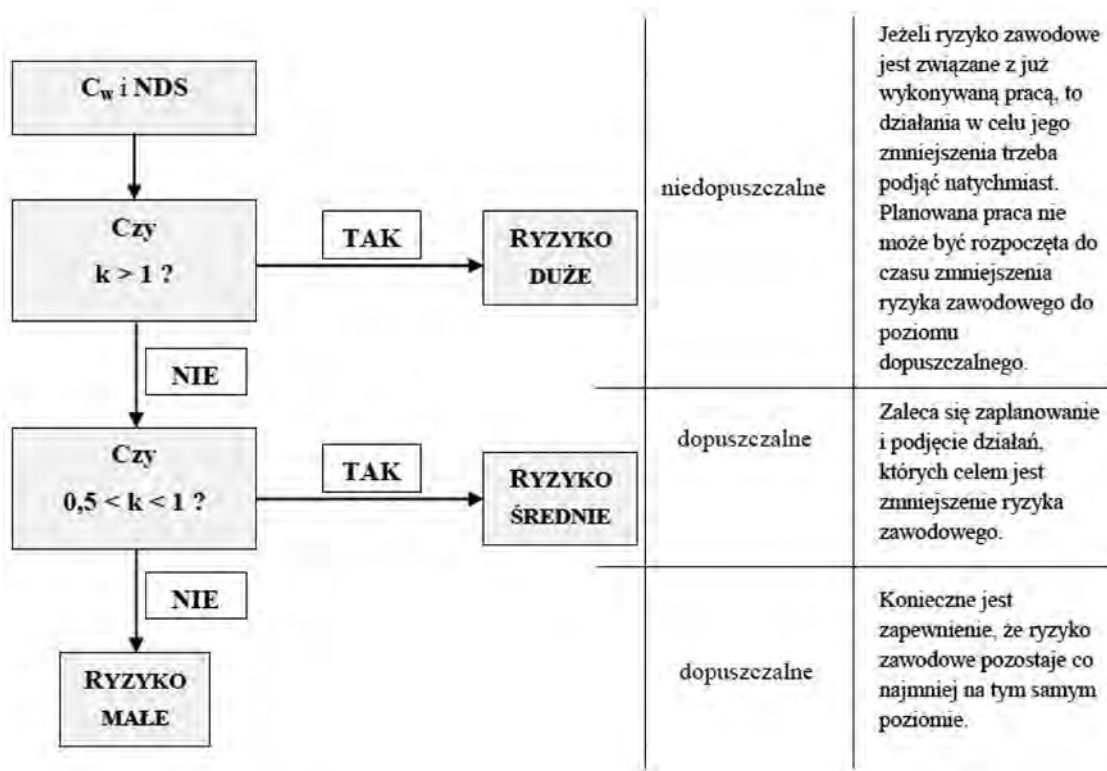
Fig. 2. Professional morbidity in mining industry, according to [4]

Tablica 1. Najwyższe dopuszczalne stężenie dla pyłów węgla kamiennego i brunatnego na stanowiskach pracy [12]
Table 1. The highest acceptable concentration of hard and brown coal dust in a workplace [12]

Lp.	Pyły węgla kamiennego i brunatnego	Najwyższe dopuszczalne stężenie, mg/m ³
1.	zawierające wolną krystaliczną krzemionkę powyżej 50 %	
	pył całkowity	1
	pył respirabilny	0,3
2.	zawierające wolną krystaliczną krzemionkę powyżej 10 % do 50 %	
	pył całkowity	2
	pył respirabilny	1
3.	zawierające wolną krystaliczną krzemionkę od 2 % do 10 %	
	pył całkowity	4
	pył respirabilny	2
4.	zawierające wolną krystaliczną krzemionkę poniżej 2 %	
	pył całkowity	10
	pył respirabilny	-

Tablica 2. Pomiary wielkości zapylenia i ocena ryzyka zawodowego dla stanowiska „górnika w przodku ścianowym – dolna wnęka”
Table 2. Measurements of dustiness and professional risk assessment for the position of “miner in longwall – bottom cavity”

Opis czynności na stanowisku		wykonywanie obudowy tymczasowej, zabezpieczanie stropu do remontu sekcji, zabudowa odcinków ściany z obudową indywidualną, transport ręczny i przenośnikiem PZS, przebudowa trasy PZS, usuwanie stanów awaryjnych, usuwanie opadów stropu i ociosu, siatkowanie, linowanie, wykonywanie obcinki ściany, wprowadzanie i wyprowadzanie sekcji, skracanie oraz wydłużanie PZS i PZP, korytkowanie, żerdziowanie, wiercenie otworów, zabudowa obudowy indywidualnej skrzyżowań ściana-chodnik, utrzymywanie chodników przyścianowych i wygrodzeń wentylacyjnych, kontrola metanu																													
„GÓRNIK W PRZODKU ŚCIANOWYM – DOLNA WNEKA”	Lokalizacja stanowiska pracy	Stężenie jednostkowe pyłu węglowego mg/m ³		Zawartość SiO ₂ %	Czas ekspozycji min	Średnie stężenie ważone dla całej zmiany roboczej mg/m ³	Krotność przekroczenia normatywu	Poziom ryzyka bez profilaktyki	Stosowana profilaktyka	Poziom ryzyka po zastosowaniu profilaktyki																					
	Ściana A	Pył całk.	6,86 7,65 5,78	2,7	450	6,41	1,60	duże	1) Stosowanie półmasiek przeciwpyłowych co najmniej klasy 1. 2) Utrzymywanie w pełnej sprawności urządzeń zraszających. 3) Stosowanie zwilżacza „CABO” z uwzględnieniem bieżącej kontroli napełnienia zbiornika przez obsługę. 4) Bieżąca kontrola sprawności urządzeń zraszających oraz stosowania zwilżacza „CABO”.	małe																					
		Pył resp.	2,27								2,13	1,06	Ściana B	Pył całk.	7,46 8,32 7,32	1,6	450	7,22	0,72	średnie	małe	Pył resp.	2,25	2,11	-	Ściana C	Pył całk.	7,66 11,35 9,54	1,8	450	8,92
	Ściana B	Pył całk.	7,46 8,32 7,32	1,6	450	7,22	0,72	średnie		małe																					
		Pył resp.	2,25								2,11	-	Ściana C	Pył całk.	7,66 11,35 9,54	1,8	450	8,92	0,89	średnie	małe	Pył resp.	2,81	2,63	-						
	Ściana C	Pył całk.	7,66 11,35 9,54	1,8	450	8,92	0,89	średnie		małe																					
		Pył resp.	2,81								2,63	-																			



Rys. 3. Sposób wyznaczania ryzyka zawodowego ze względu na krotność przekroczenia normatywu higienicznego oraz działania profilaktyczne dla wyznaczonych poziomów ryzyka w skali trójstopniowej według normy PN-N-18002 [11].

Fig. 3. Method of professional risk indication by reason of multiplication of the hygiene standard excess and prevention of risk level indicated in a three-stage scale, according to the PN-N-18002 standard [11]

Tablica 3. Pomiary wielkości zapylenia i ocena ryzyka zawodowego dla stanowiska „górnik w przodku ścianowym – górna wnęka”
Table 3. Measurements of dustiness and professional risk assessment for the position of “miner in longwall – upper cavity”

Opis czynności na stanowisku		wykonywanie obudowy tymczasowej, zabezpieczanie stropu do remontu sekcji, zabudowa odcinków ściany z obudową indywidualną, transport ręczny i przenośnikiem PZS, przebudowa trasy PZS, usuwanie stanów awaryjnych, usuwanie opadów stropu i ociosu, siatkowanie, linowanie, wykonywanie obcinki ściany, wprowadzanie i wyprowadzanie sekcji, skracanie oraz wydłużanie PZS i PZP, korytkowanie, żerdziowanie, wiercenie otworów, zabudowa obudowy indywidualnej skrzyżowań ściana-chodnik, utrzymywanie chodników przyscianowych i wygrodzień wentylacyjnych, kontrola metanu									
„GÓRNIK W PRZODKU ŚCIANOWYM – GÓRNA WNEKA”	Lokalizacja stanowiska pracy	Stężenie jednostkowe pyłu węglowego mg/m^3		Zawartość SiO_2 %	Czas ekspozycji min	Średnie stężenie ważone dla całej zmiany roboczej mg/m^3	Krotność przekroczenia normatywu	Poziom ryzyka bez profilaktyki	Stosowana profilaktyka	Poziom ryzyka po zastosowaniu profilaktyki	
	Ściana A	Pył całk.	21,32	30,66	2,6	450	21,63	5,41	duże	1) Stosowanie półmasek przeciwpyłowych co najmniej klasy 2. 2) Utrzymywanie w pełnej sprawności urządzeń zraszających. 3) Stosowanie zwilżacza „CABO” z uwzględnieniem bieżącej kontroli napełnienia zbiornika przez obsługę. 4) Bieżąca kontrola sprawności urządzeń zraszających oraz stosowania zwilżacza „CABO”.	małe
		Pył resp.	7,64	7,16							
	Ściana B	Pył całk.	17,69	25,77	1,7	450	18,76	1,88	duże		małe
Pył resp.		6,00	6,00	-							
Ściana C	Pył całk.	14,37	35,64	1,8	450	24,46	2,45	duże	małe		
	Pył resp.	7,20	6,8							-	

Literatura

1. *Marek K.*: Choroby zawodowe układu oddechowego wywołane przez pył. [W:] Antczak A., Myśliwiec M., Pruszczyk P. (red.): Wielka Interna. Pulmonologia. Część II. Tom 5. Medical Tribune Polska, Warszawa 2010.
 2. *Świątkowska B.*: Choroby wywołane czynnikami szkodliwymi dla zdrowia występującymi w środowisku pracy. Prewencja i rehabilitacja, Nr 1/2010.
 3. Przeciwdziałanie pylicy w środowisku pracy. Broszura ZUS, 2011, (http://www.zus.pl/files/dpir/Broszura_Przeciwdzia%C5%82anie_pylicy_w_%20srodowisku_pracy.pdf).
 4. Centralny Rejestr Chorób Zawodowych Instytutu Medycyny Pracy, 2012, (www.imp.lodz.pl)
 5. Stan Bezpieczeństwa i Higieny Pracy w Górnictwie w 2010 roku (www.wug.gov.pl)
 6. PN-Z-04008-7:2002 Ochrona czystości powietrza. Pobieranie próbek. Zasady pobierania próbek powietrza w środowisku pracy i interpretacji wyników.
 7. PN-91/Z-04030/06 Ochrona czystości powietrza. Badania zawartości pyłu. Oznaczanie pyłu respirabilnego na stanowiskach pracy metodą filtracyjno-wagową.
 8. PN-91/Z-04030/05 Ochrona czystości powietrza. Badania zawartości pyłu. Oznaczanie pyłu całkowitego na stanowiskach pracy metodą filtracyjno-wagową.
 9. PN-G-04035:2002/Az1:2005 Ochrona czystości powietrza w podziemnych zakładach górniczych. Pomiar stężenia zapylenia powietrza oraz oznaczanie zawartości wolnej krystalicznej krzemionki w pyłe.
 10. PN-91/Z-04018/04 Ochrona czystości powietrza. Badania zawartości wolnej krystalicznej krzemionki. Oznaczanie wolnej krystalicznej krzemionki w pyłe całkowitym i respirabilnym w obecności krzemianów na stanowiskach pracy metodą kolorymetryczną.
 11. PN-N-18002:2011 Systemy zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy - Ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego.
 12. Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 29 listopada 2002 r. w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (Dz. U. 2002 nr 217 poz. 1833 z póź. zm.)
 13. *Bielowicz B., Niewiadomski R., Nowak-Senderowska D.*: Preventive measures reducing the risk arising from dust in mining workplaces. AGH Journal of Mining and Geoengineering, 2012 vol. 36 no. 3.
-
-

Pomiar ekonomicznej wartości przedsiębiorstwa górniczego

Professional risk of dustiness in hard coal mine



Dr inż. Anna Bluszcz^{*)}



Dr inż. Anna Kijewska doc. w Pol. Śl.^{*)}

Treść: Przemiany gospodarcze, a w szczególności perspektywy prywatyzacji przedsiębiorstw sektora górniczego, wymuszają potrzebę aktualizacji dotychczasowych metod pomiaru wartości przedsiębiorstw górniczych. W artykule wskazano potrzebę dostosowania narzędzi pomiarowych do aktualnych potrzeb i wymagań rynku. Wśród takich mierników coraz częściej wykorzystuje się EVA (Economic Value Added), czyli ekonomiczną wartość dodaną, ES, spread ekonomiczny oraz MVA (Market Value Added) tzw. rynkową wartość dodaną wskazujące na zdolność przedsiębiorstwa górniczego do generowania wartości dodanej dla właścicieli kapitałów.

Abstract: Economical changes and, particularly, the perspective of privatization in the mining sector, force the modernization of the existing methods for the evaluation of mining companies value to be done. This paper presents a description of the inextricable need to adapt necessary tools to the demands of today's market. Examples of such tools may be the increasingly used EVA (Economic Value Added), ES (Economic Spread) and MVA (Market Value Added) which indicates the ability of mining companies to generate added value for shareholders.

Słowa kluczowe:

zarządzanie wartością przedsiębiorstwa, ekonomiczna wartość, EVA, górnictwo

Key words:

value-based management, economic value, EVA, mining industry

Wprowadzenie

Przedsiębiorstwa górnicze działające w gospodarce rynkowej podlegają ciągłej ocenie prowadzonej działalności. Dyskusje na temat jednoznacznego zdefiniowania celu działalności przedsiębiorstwa mogą akcentować różne perspektywy w zależności od tego, kto definiuje te cele (zarząd, pracownicy czy też pozostali interesariusze np. banki, instytucje samorządu terytorialnego itp.). Przyjęcie strategii koncentracji przede wszystkim na celach właścicieli kapitału, którzy wymagają zwrotu z inwestycji na poziomie przewyższającym potencjalne przychody z alternatywnych inwestycji o podobnym poziomie ryzyka nie musi pozostawać w sprzeczności z celami formułowanymi przez pozostałe grupy interesariuszy.

W przedsiębiorstwie górniczym realizującym strategię maksymalizowania jego wartości rynkowej podejmowane są decyzje inwestycyjne (rzeczowe/finansowe), które przełożą się na wzrost wartości rynkowej przedsiębiorstwa oraz przy-

niosą korzyści dla pracobiorców, zarządu, jednostek terytorialnych i państwowych (poprzez podatki), a także dla dalszego otoczenia (m.in. poprzez działalność na rzecz ochrony środowiska). Można zatem powiedzieć, że cel przedsiębiorstwa górniczego, jakim jest maksymalizacja jego wartości rynkowej prowadzi do zrównoważenia interesów wszystkich podmiotów związanych z przedsiębiorstwem [10]. Potwierdza to również opinia P. Druckera, który powiedział, że „przedsiębiorstwo najlepiej realizuje interes społeczny wówczas, gdy osiąga wysoką sprawność ekonomiczną” [6].

Restrukturyzacja branży, mająca na celu dostosowywanie sektora górniczego do warunków funkcjonowania w gospodarce rynkowej, wymusiła dokonywanie oceny spółek górniczych z perspektywy właściciela, czyli „dawcy kapitałów”. Istotnego znaczenia w kontekście perspektywy pozyskiwania kapitału przez przedsiębiorstwa branży górniczej na giełdzie papierów wartościowych nabiera koncepcja oceny działalności przedsiębiorstw ze względu na potencjał zwiększania ich wartości rynkowej. Tradycyjny pomiar kondycji firmy w oparciu o wskaźniki ekonomiczno-finansowe wykazuje niedoskonałości w analizie efektywności i sprawności funk-

^{*)} Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii.

cjonowania przedsiębiorstw. Analiza wskaźnikowa, oparta między innymi na zysku księgowym, obarczona jest różnicami wynikającymi z księgowania memoriałowego, nie uwzględniającego realnych wpływów i wydatków realizowanych przez przedsiębiorstwo w określonym czasie, ma charakter historyczny, zależy od standardów księgowych oraz nie uwzględnia zmiennej wartości pieniądza w czasie. Wnioski sformułowane na podstawie wskaźników opartych na kryterium zysku księgowego powinny być uzupełniane analizą jakości osiąganego zysku, czyli aspektu powiązania zysku księgowego z realnymi wpływami pieniężnymi oraz perspektywy osiągnięcia podobnych wyników w okresie następnym [14]. Zgodnie z podejściem P. F. Druckera, to co „nazywamy zyskiem, pieniądze, które zostają na obsłudze kapitału własnego, nie jest zazwyczaj żadnym zyskiem. Dopóki przedsiębiorstwo nie wypracuje zysków przewyższających koszt kapitału, dopóty ponosi stratę. Nieważne, że płaci podatki, tak jakby osiągało prawdziwy zysk. Przedsiębiorstwo wciąż oddaje gospodarce mniej, niż od niej bierze w postaci zasobów. (...) Nie dodaje bogactwa, ale je niszczy” [4]. Obiektywny pomiar efektywności gospodarowania zasobami majątkowo-kapitałowymi stanowi dziś aktualny przedmiot analizy ekonomiczno-finansowej z perspektywami budowania strategii działania przedsiębiorstw górniczych maksymalizujących ich wartość rynkową.

2. Istota koncepcji zarządzania wartością przedsiębiorstwa górniczego

Wartość księgową przedsiębiorstwa górniczego obrazuje wartość jego majątku w ujęciu bilansowym na określony dzień, co, jak już stwierdzono, stanowi istotną wadę takiej oceny, ponieważ odnosi się ona do danych historycznych, a analiza oparta na tej podstawie nabiera charakteru retrospektywnego. Wartość ekonomiczna natomiast informuje o sile dochodowej przedsiębiorstwa w założonym horyzoncie czasowym, co zwiększa użyteczność tego miernika w procesie decyzji menedżerskich (rys. 1).

W odpowiedzi na pojawiające się w praktyce problemy związane z oddzieleniem własności od zarządzania i wiążącą się z tym zjawiskiem rozbieżnością celów kierownictwa przedsiębiorstwa i jej właścicieli powstała koncepcja zarządzania wartością przedsiębiorstwa (*Value Based Management – VBM*). Jest ona oparta na założeniu, że wartość firmy określona jest przez zdyskontowane wartości przyszłych przepływów pieniężnych (*DCF – Discounted Cash Flow*). Wartość jest tworzona tylko wtedy, kiedy firma z zainwestowanego kapitału osiąga zwrot większy niż koszt kapitału. VBM uwzględnia również sposób wykorzystania tegoż kapitału dla realizacji zarówno celów strategicznych, jak i codziennych decyzji operacyjnych. Innymi słowy VBM łączy całościowe cele strategiczne, techniki analityczne oraz procesy zarządcze tak, by skoncentrować podejmowanie decyzji na kluczowych nośnikach wartości [11].

Punktem wyjścia w koncepcji VBM jest przyjęcie maksymalizacji wartości jako ostatecznego celu finansowego dla przedsiębiorstwa. Tradycyjne finansowe mierniki działalności, takie jak zyski czy wzrost zysków, nie zawsze przekładają się na tworzenie wartości. Aby koncentrować się bardziej bezpośrednio na tworzeniu wartości, przedsiębiorstwa powinny stawiać sobie cele w kategoriach zdyskontowanych wartości przyszłych przepływów pieniężnych, które są bardziej bezpośrednimi miernikami tworzenia wartości. Przedsiębiorstwa muszą również stawiać sobie cele niefinansowe – dotyczące satysfakcji klienta, innowacyjności produktów czy też satysfakcji pracowników. Te cele nie tylko, że nie są w sprzeczności z celami finansowymi, ale je również wzmacniają, choć muszą

one być stawiane z uwzględnieniem uwarunkowań finansowych przedsiębiorstwa.

W opracowaniach dotyczących zarządzania wartością przedsiębiorstwa – VBM – autorzy zwracają uwagę, że maksymalizacja wartości przedsiębiorstwa tkwi w pomnażaniu wartości zainwestowanego kapitału, co przekłada się na wzrost wartości rynkowej; tak więc koncepcja ta skierowana jest do udziałowców i właścicieli. Podkreślają to różne definicje, np.:

- VBM to podejście do zarządzania, w którym wiodącą filozofią jest maksymalizacja wartości dla akcjonariuszy poprzez generowanie zwrotu przekraczającego koszt kapitału [15].
- VBM to ramy dla pomiaru, i co ważniejsze, dla zarządzania takie, by wytworzyć długoterminową ponadprzeciętną wartość dla akcjonariuszy. Zyski mierzone są w kategoriach wzrostu wartości akcji oraz wypłacanych przez przedsiębiorstwo dywidend [12].
- VBM jest podejściem do zarządzania, które stawia kreowanie wartości dla akcjonariuszy w centrum filozofii firmy. Maksymalizacja wartości akcjonariuszy ukierunkowuje strategię firmy, jej strukturę i procesy, określa wynagrodzenie Zarządu oraz dyktuje jakie mierniki winny być wykorzystane do monitorowania wyników przedsiębiorstwa [18].

3. Źródła wzrostu wartości przedsiębiorstwa górniczego

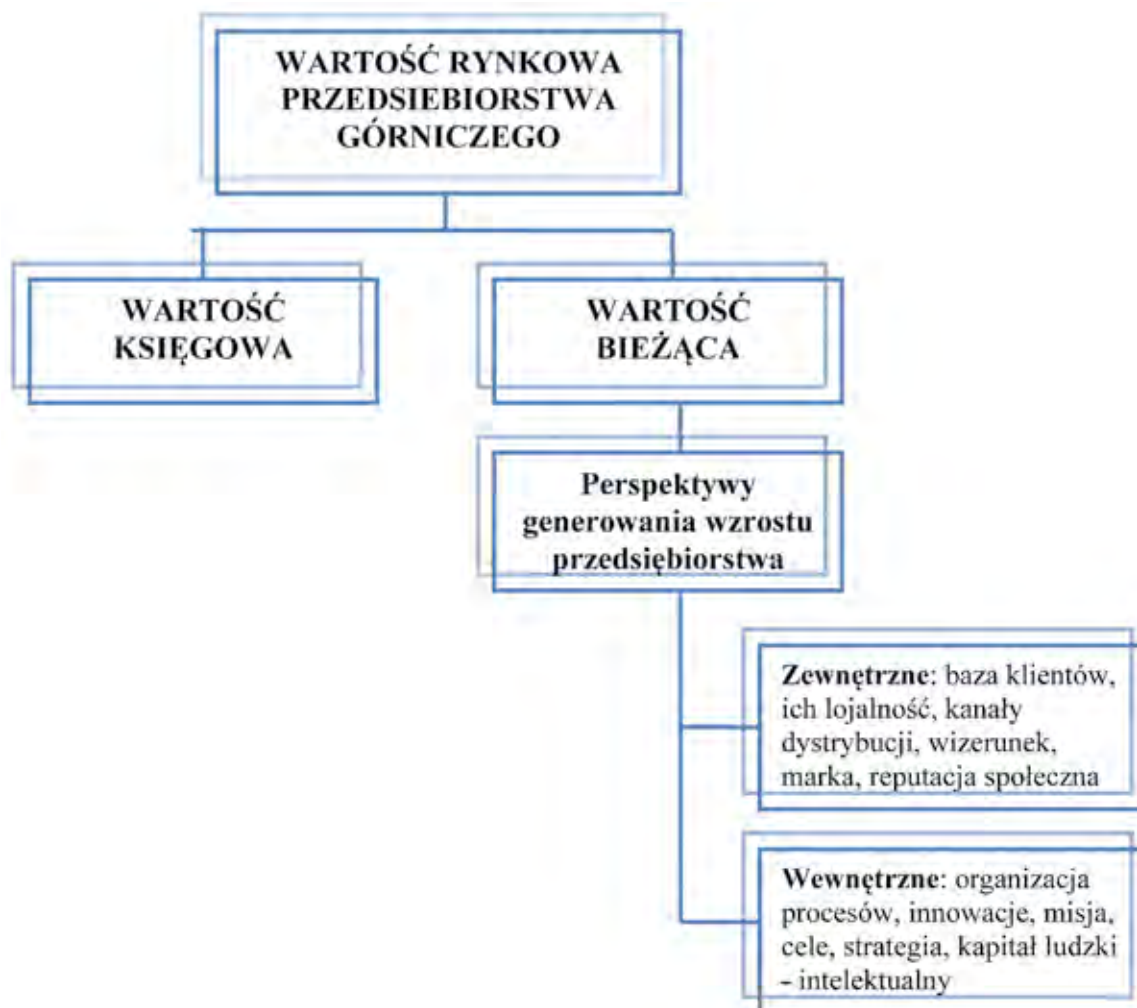
Zarządzanie wartością polega na połączeniu pięciu głównych procesów zarządzania: definiowania celów organizacji, strategii, miar, procesów i decyzji operacyjnych.

Ocena funkcjonowania przedsiębiorstwa zawiera m.in. etapy pomiaru kryteriów oceny oraz kontroli menedżerskiej ich poziomem. Analiza efektywności i sprawności działania przedsiębiorstwa poddaje ocenie zestaw właściwie dobranych wskaźników. Wskaźniki efektywności mają za zadanie pomiar stopnia realizacji założonych celów; natomiast wskaźniki sprawności oceniają produktywność wykorzystania zasobów majątkowych, kapitałowych i ludzkich. Głównym celem przedsiębiorstw branży górniczej jest osiągnięcie zysków i utrzymywanie ich w kolejnych okresach w przyszłości oraz osiągnięcie dodatknych przepływów pieniężnych. Niezbędna jest zatem kontrola decyzji menedżerskich wpływających na czynniki zapewniające osiągnięcie założonych celów.

Z punktu widzenia kreowania wartości można wyróżnić trzy podstawowe obszary decyzyjne, których analiza pozwala ocenić efektywność funkcjonowania przedsiębiorstwa górniczego. Są to decyzje finansowe, marketingowe oraz dotyczące zasobów niematerialnych (rys. 2).

Tworzenie wartości przedsiębiorstwa górniczego oznacza integrację misji, celów i strategii w jeden zwarty system, który wymaga pełnej analizy efektywności w zakresie formułowania zadań na wszystkich poziomach zarządzania w całym przedsiębiorstwie, dając wymierne korzyści w postaci m.in. wzrostu wartości rynkowej, przyrostu efektywności operacyjnej, poprawy jakości produktów oraz relacji z klientami, a także poprawy efektywności i sprawności działania.

Przedsiębiorstwo górnicze funkcjonuje w określonej rzeczywistości gospodarczej, budując strategię opartą na dwu wymiarach. Z jednej strony jest to strategia zarządzania relacjami z klientami, której celem jest wzrost sprzedaży, osiągany m.in. poprzez działania marketingowe, wzrost lojalności i satysfakcji klientów, a z drugiej strony przedsiębiorstwo górnicze prowadzi strategię zarządzania wartością, ponieważ oceniane jest ono z perspektywy właścicieli kapitałów zainwestowanych w przedsiębiorstwo oraz z perspektywy realizacji celów pozostałych interesariuszy. Istota zarządzania wartością przedsiębiorstwa górniczego polega na takim oddziaływaniu



Rys. 1. Składowe wartości przedsiębiorstwa górniczego
Fig. 1. Contributory values of a mining company

Źródło: opracowanie własne

Source: Author's study



Rys. 2. Źródła wzrostu wartości przedsiębiorstwa górniczego

Fig. 2. Source of mining company value increase

Źródło: opracowanie własne na podstawie: A. Szablewski

Source: Author's study [16]

Tablica 1. Poziom wskaźnika EVA dla pozostałych sektorów gospodarki

Table 1. Value of EVA index in other sectors

Lp.	Sektor	EVA 2011 [tys. PLN]	EVA 2010 [tys. PLN]
1	przemysł surowcowy	10 168 540,90	3 037 054,10
2	energetyka	1 325 935,10	4 047 258,10
3	przemysł chemiczny	1 125 255,80	394 403,90
4	media	597 877,10	149 560,30
5	telekomunikacja	323 930,10	-1 680 909,30
6	przemysł spożywczy	252 492,70	249 808,10
7	przemysł drewniany i papierniczy	215 539,50	94 560,50
8	przemysł metalowy	137 079,70	-154 841,90
9	przemysł tworzyw sztucznych	27 575,80	-32 554,80
10	przemysł motoryzacyjny	22 234,90	-70 639,60
11	finanse - inne	18 419,60	44 106,90
12	handel detaliczny	12 509,40	44 905,40
13	przemysł - inne	1 348,40	10 821,60
14	przemysł lekki	-77 807,60	-108 453,70
15	przemysł elektromaszynowy	-80 205,10	-407 436,40
16	hotele i restauracje	-123 479,70	-880 322,00
17	informatyka	-126 591,40	-215 204,20
18	usługi - inne	-129 125,60	-78 327,50
19	przemysł materiałów budowlanych	-193 291,70	-235 071,60
20	przemysł farmaceutyczny	-213 952,20	-57 546,10
21	rynek kapitałowy i inwestycje	-213 969,80	-49 086,90
22	budownictwo	-270 571,70	-287 669,50
23	deweloperzy	-2 988 485,60	-1 521 890,80
24	przemysł paliwowy	-3 788 319,90	-1 343 000,60
25	handel hurtowy	-4 334 280,40	-1 395 189,90

Źródło: Ekonomiczna wartość dodana – EVA®. Ranking Spółek Giełdowych 2011. Value Based Advisors – Notoria Serwis, Wrocław 2012 (www.vba.pl)

na kluczowe czynniki wzrostu, aby rezultaty były satysfakcjonujące dla właścicieli kapitału oraz pozostałych interesariuszy.

Zarządzanie wartością przedsiębiorstwa górnictwa to pewien cykl, na który składają się cztery elementy (rys. 3):

1. Kreowanie wartości – jak przedsiębiorstwo może spowodować wzrost lub generować maksymalne przepływy wartości.
2. Zarządzanie zorientowane na wartość – strategia budowy wartości firmy, zarządzanie zmianą, kultura organizacyjna, komunikacja personalna, przywództwo.
3. Pomiar wartości za pomocą odpowiednich mierników – określenie porównawczych punktów odniesienia (w branży, w świecie) oraz dokonywanie w ciągłym procesie pomiaru wartości przedsiębiorstwa i wyznaczenie istniejącej luki.
4. Efekty i korzyści dla właścicieli i interesariuszy.

W literaturze przytacza się ogromną liczbę metod pomiaru wartości podstawowych i ich modyfikacji. Niektóre z tych metod zyskują coraz większą akceptację i są coraz chętniej wykorzystywane w praktyce. Są to m.in. [19]:

- Wycena zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF) z wykorzystaniem analizy wewnętrznej wartości (IVA – *Intrinsic Value Analysis*);
- Zwrot dla akcjonariuszy (RTS – *Return to Shareholders*);
- Zysk ekonomiczny (EP – *Economic Profit*) lub ekonomiczna wartość dodana (EVA® – *Economic Value Added*);
- Zależność pomiędzy rynkową wartością instrumentów finansowych firmy a wartością księgową aktywów operacyjnych firmy – nazywana jest wartością rynkową dodaną (MVA – *Market Value Added*).

Na znaczeniu zyskuje również spread ekonomiczny (ES – *Economic Spread*), czyli różnica pomiędzy osiąganą stopą zwrotu z zaangażowanych w firmę kapitałów a ich kosztem.

4. Ekonomiczne i rynkowe mierniki wartości przedsiębiorstwa górnictwa

Koncepcja ekonomicznej wartości dodanej znalazła powszechną akceptację stosunkowo niedawno, jednakże jak pisał sam Peter F. Drucker [4], choć on sam obszernie odniósł się do tego zagadnienia w swojej książce z 1964 r. „Managing for Results”, to EVA była już przedmiotem dyskusji należących do ostatniej generacji klasycznych ekonomistów Anglika Alfreda Marshalla [13] i Austriaka Eugena Böhm-Bawerka [1].

EVA (*Economic Value Added*), tzw. ekonomiczna wartość dodana to pewna kategoria zysku, która mierzy wartość, jaka powstaje w przedsiębiorstwie po odjęciu kosztu kapitału. Zysk ten bywa różnie nazywany. Najczęściej określa się go mianem zysku (dochodu) rezydualnego RI (*Residual Income*) lub zysku ekonomicznego EP, choć niejednokrotnie stosowane są też inne terminy. W najprostszej postaci jest to konwencjonalny operacyjny zysk księgowy pomniejszony o skorygowany podatek oraz o koszt kapitału zarówno obcego, jak i własnego. EVA® według G. B. Stewarta wyraża się wzorem [9]

$$EVA = NOPAT - IC \times WACC \quad (1)$$

gdzie:

NOPAT – skorygowany wynik operacyjny (Net Operating Profit After Taxes),

IC – zainwestowany kapitał (Invested Capital) – jest on definiowany jako różnica pomiędzy sumą bilansową (sumą aktywów) a wartością długu nie obciążonego odsetkami na początku roku,

WACC – średni ważony koszt kapitału (*Weighted Average Cost of Capital*) wyrażony wzorem [8]

$$WACC = r_E \times \frac{E}{V} + r_D \times (1-T) \times \frac{D}{V} \quad (2)$$

gdzie:

r_E – koszt kapitału własnego,

r_D – koszt kapitału obcego,

E – kapitał własny,

D – kapitał obcy,

T – stopa podatku dochodowego,

V – wartość przedsiębiorstwa równa sumie zainwestowanego kapitału własnego i kapitału obcego.

Stopa zwrotu z zainwestowanego kapitału ROIC (Return On Invested Capital) wyznaczana jest z wzoru [8]

$$ROIC = \frac{NOPAT}{IC} \quad (3)$$

Różnica między ROIC a WACC nazywana jest nadwyżką ekonomiczną. Można zatem EVA wyrazić wzorem:

$$EVA = (ROIC - WACC) \times IC \quad (4)$$

Wzór 4 wskazuje, że o ekonomicznej wartości dodanej decydują dwie stopy, stopa zwrotu, którą przedsiębiorstwo górnictwa wypracowało na kapitale oraz koszt, który poniosło, aby danym kapitałem dysponować. W związku z tym faktem, przedsiębiorstwo górnictwa może wypracowywać zysk ekonomiczny wówczas, gdy dysponowany kapitał zarabia więcej niż wynosi jego koszt.

Zgodnie z formułą, ekonomiczna wartość dodana EVA przedstawia nadwyżkę zysków operacyjnych (pomniejszonych o podatek dochodowy) nad całkowitymi kosztami finansowania przedsiębiorstwa.

Popularność i użyteczność wskaźnika EVA (rys. 4) w zarządzaniu i ocenie przedsiębiorstwa górnictwa, wynika z faktu, że wskaźnik jest m.in. [5]:

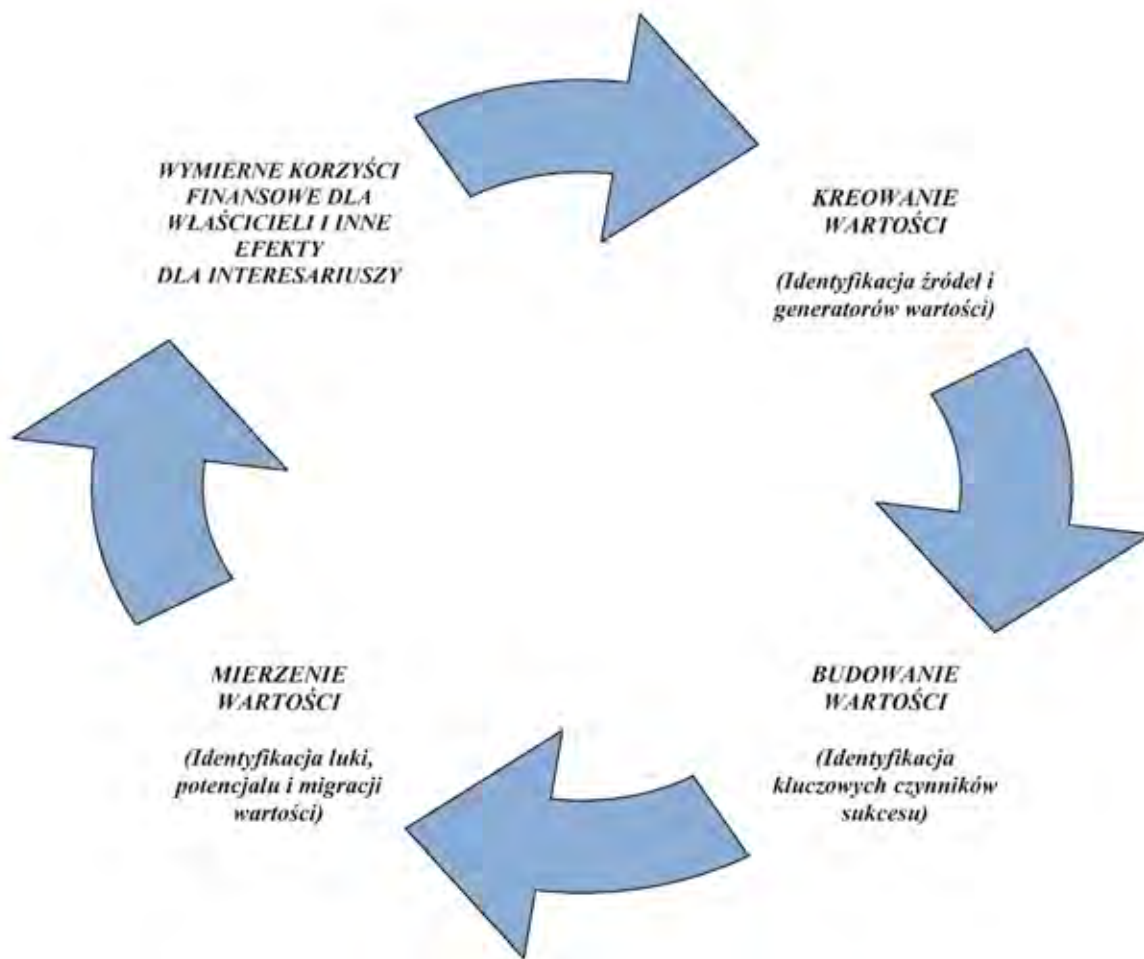
- miarą odzwierciedlającą absolutny wzrost lub spadek wartości dla akcjonariuszy,
- narzędziem pozwalającym na identyfikację najbardziej efektywnych finansowo inwestycji,
- efektywną ochroną dla właścicieli kapitału przed destrukcją wartości,
- narzędziem kontroli podejmowanych działań, decyzji,
- estymatorem tworzenia prawdziwej ekonomicznej wartości przedsiębiorstwa,
- bazą dla systemów wynagradzania zarządów motywującą ich do wzrostu wartości przedsiębiorstwa.

Poziom wskaźnika EVA może być dodatni, co świadczyć będzie o kreowaniu wartości dodanej w badanym okresie oraz może mieć wartość ujemną, co świadczyć będzie o niszczeniu wartości dodanej. Interpretacja poziomu tego wskaźnika powinna odbywać się w perspektywie długofalowej, ponieważ podejmowane działania inwestycyjne w przedsiębiorstwie wpływają na poziom EVA i może on przyjmować ujemne wartości, które nie będą świadczyć o niszczeniu wartości dodanej, a związane będą z podjętymi inwestycjami, które zmniejszyły poziom generowanego w przedsiębiorstwie zysku operacyjnego w badanym okresie.

Do oceny wartości przedsiębiorstwa Stern Stewart & Co proponuje również miernik rynkowej wartości dodanej MVA® (*Market Value Enterprise*). Określa on nadwyżkę wartości rynkowej przedsiębiorstwa nad całkowitą wartością zainwestowanego kapitału. Oblicza się go według wzoru [17]

$$MVA = MV - IC \quad (5)$$

gdzie:



Rys. 3. Zarządzanie wartością przedsiębiorstwa górniczego
Fig. 3. Value-based management of a mining company

Źródło: opracowanie własne na podstawie: A. Szablewski: Zarządzanie wartością przedsiębiorstwa – logika i prawidłowości s. 5, <http://www.vbm.edu.pl/UserFiles/vbm/File/art.e-finance.02.09.08.pdf>



Rys. 4. Uproszczony schemat koncepcji EVA
Fig. 4. Simplified scheme of EVA method

Źródło: K. Czopek: Ekonomiczna wartość dodana (EVA) jako element zarządzania w górnictwie. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 23, Zeszyt Specjalny 2/2007.

MV – rynkowa wartość przedsiębiorstwa, równa sumie zdyskontowanych, możliwych do uzyskania w przyszłości EVA oraz wartości zainwestowanego kapitału,

IC – wartość zainwestowanego kapitału.

Można zatem zależność MVA od EVA zapisać w postaci [17]

$$MVA = \sum_{t=1}^n \frac{EVA_t}{(1+WACC)^t} \quad (6)$$

Interpretacja jest analogiczna jak w przypadku EVA. Ujemna wartość MVA oznacza, że przedsiębiorstwo nie ma zdolności do generowania nowej wartości oraz niepewność co do jego zdolności tworzenia wartości dodanej w przyszłości, natomiast wartość dodatnia MVA oznacza, że przedsiębiorstwo będzie tworzyło wartość dla właścicieli.

5. Ekonomiczna wartość dodana w górnictwie i innych sektorach gospodarki

Metodyka EVA[®] jest coraz powszechniej używana na całym świecie. Wynika to z faktu, że uwzględnia w obliczeniach zarówno koszt kapitału własnego, jak i obcego. To, co odróżnia EVA[®] od innych wskaźników wydajności, takich jak ROE, EBITDA, czy EPS, to uwzględnienie wszystkich kosztów prowadzenia działalności spółki (operacyjnej i finansowej). Dbanie o ciągły wzrost ekonomicznej wartości dodanej powinno być jednym z celów organizacji opierających się na koncepcjach tworzenia wartości.

Jeżeli chcemy by wartość EVA służyła jako miernik porównawczy, to musi być on wyliczony jednolicie. Niestety, o ile wzór wyjściowy znajduje raczej powszechną akceptację, to jednak zarówno w literaturze, jak i w praktyce wprowadza się szereg dodatkowych korekt. Stern Stewart & Co, który zastrzegł znak towarowy EVA[®], opracował aż 164 korekty. W praktyce stosuje się dla konkretnych firm kilka podstawowych korekt. Jeżeli zarząd spółki monitoruje dynamikę zmian EVA, to może uwzględniać korekty według własnego uznania, pod warunkiem prowadzenia obliczeń w jednolity sposób. Trudność jednak pojawia się, gdy chcemy dokonać analizy porównawczej z innymi spółkami na rynku lub w sektorze.

Firma Value Based Advisors Sp. z o.o. opracowała ranking spółek notowanych na Giełdzie Papierów Wartościowych w Warszawie (GPW) [17]. Ze względu na ograniczoną dostępność do danych finansowych badanych spółek nie uwzględniono dodatkowych korekt. Z rankingu tego wynika, że spółki jako całość dążą do wzrostu wartości EVA[®]. W 2011 r. 39 % analizowanych spółek wykazywało dodatnią EVA[®], a więc kreowało wartość, w roku 2010 było to tylko 31%. Sumaryczna wartość EVA[®] w roku 2011 wyniosła 1,7 mld PLN, a w 2010 roku była ujemna i wyniosła – 0,4 mld PLN. Odmienne sygnal daje wartość rynkowa (kapitalizacja) spółek notowanych na GPW; zmniejszyła się ona z około 431 mld PLN w 2010 r. do 376 mld PLN w 2011 r.

W tablicy 1 zaprezentowano poziom wskaźnika EVA dla różnych gałęzi gospodarki w latach 2010 i 2011.

Dane w tablicy 1 potwierdzają, że sektor surowcowy zdolny jest do generowania ekonomicznej wartości dodanej, poziom wskaźnika dla tej branży jest najwyższy w dwóch zaprezentowanych latach 2010 i 2011 w porównaniu z pozostałymi sektorami gospodarki.

Wśród analizowanych spółek jest pięć spółek sektora przemysłu surowcowego, z których KGHM pod względem wartości EVA[®] zajmuje pierwsze miejsce, a Jastrzębska Spółka Węglowa zajmuje trzecie miejsce. Autorzy rankingu wyszli z założenia, że bardziej obiektywnym kryterium porównywania spółek jest stopień wykorzystania zainwestowanego

w spółkę kapitału (EVA/IC). Biorąc pod uwagę ten miernik KGHM zajęło miejsce 7, a Jastrzębska Spółka Węglowa – 34, (tabl. 2).

Proces prywatyzacji sektora górnictwa i upublicznienia na giełdzie papierów wartościowych stanowi niewątpliwie nowe wyzwanie dla zarządów przedsiębiorstw górniczych. Sukces giełdowy wymaga opracowania i wdrożenia jasnej strategii wzrostu wartości przedsiębiorstwa, aby była ona atrakcyjna dla inwestorów. Dlatego też rośnie popularność zarządzania wartością w branży górniczej czego dowodem są przykłady jej wdrożenia. A. Cwynar i P. Dzurak [15] przedstawiają w swojej publikacji opracowanie i wdrożenie strategii wzrostu wartości przykładowej spółki sektora wydobywczego. Została ona oparta przede wszystkim na:

- koncentracji działań operacyjnych spółki na wroście wartości dla inwestorów,
- realizacji strategii wzrostu wartości poprzez maksymalizację przychodów, podniesienie efektywności produkcji oraz optymalizację wykorzystania aktywów,
- minimalizację kosztów wytwarzania, zwiększenie jakości produktów gotowych i jakości obsługi klienta,
- stworzenie sprawnej organizacji realizującej zasady ładu korporacyjnego spółki publicznej i zorganizowanej wokół centrów zysku i wsparcia produkcji oraz wykorzystującej nowoczesne technologie IT.

System zarządzania wartością spółki sektora górnictwa oparty został na koncepcji zysku ekonomicznego obliczanego dla okresów rocznych wyrażonego wzorem 1 z uwzględnieniem korekt bilansowych, jak i rachunku zysków i strat.

6. Podsumowanie

Zarządzanie wartością to styl myślenia i styl zarządzania firmą. Wiele spółek na świecie, które zajmują pozycję liderów w swoich branżach wykorzystuje tę koncepcję przy wyznaczaniu strategii, określaniu celów wieloletnich i rocznych oraz przy podejmowaniu decyzji na różnych szczeblach. Istotną częścią VBM są ekonomiczne mierniki wartości firmy. Podejście do wyznaczania tych mierników oparte na wartości rezydualnej cieszy się chyba największą akceptacją. Najczęściej jest to równoznaczne z wyznaczaniem ekonomicznej wartości dodanej (EVA), choć jak wskazano wcześniej można się posiłkować miernikami spreadu ekonomicznego czy rynkową wartością dodaną (MVA), które są pochodnymi miernika EVA.

W strategii działania spółki sektora wydobywczego nakierowanej na wzrost jej wartości miernik zysku ekonomicznego pełni rolę narzędzia kontrolnego informującego o poziomie realizacji założonego celu strategicznego. Pomiar zysku ekonomicznego w spółce sektora górnictwa następują na poziomie spółki jako całości. Aby pomiary zysku ekonomicznego na poziomie spółki skutkowały konkretnymi reakcjami i miały realne przełożenie na funkcjonowanie przedsiębiorstwa górnictwa, niezbędne jest potraktowanie zysku ekonomicznego jako podstawy oceny osiągnięć menedżerów i jednocześnie podstawy ustalania wysokości ich premii w systemie motywacyjnym. Z doświadczeń we wdrażaniu strategii zarządzania wartością spółki sektora wydobywczego wynika że [2]:

- sukces wdrożenia koncepcji VBM zależy od ścisłego powiązania wypracowanej koncepcji z procesami biznesowymi i decyzjami inwestycyjnymi,
- podstawową rolę we wdrożeniu ma umiejętny dobór kluczowych wskaźników efektywności (KPI) umożliwiających monitorowanie zdekomponowanych elementów zysku ekonomicznego na poziomie procesów biznesowych,

Tablica 2. Ranking EVA® za rok 2011 spółek sektora przemysłu surowcowego

Spółka	Ranking	EVA/IC	EVA, tys. zł	MV, tys. zł	Zysk netto, tys. zł
KGHM	1 (7)	50,2%	8 820 968,4	22 120 000,0	11 063 456,0
JSW	2 (34)	15,3%	1 246 003,0	10 025 386,1	2 086 600,0
NWR	3 (118)	2,1%	186 380,2	6 875 532,7	597 566,5
Bogdanka	4 (185)	-2,6%	-63 082,0	3 534 012,0	220 921,0
DSS	5 (257)	-7,1%	-21 728,7	90 364,7	-35 470,0

Źródło: Ekonomiczna wartość dodana – EVA®. Ranking Spółek Giełdowych 2011. Value Based Advisors – Notoria Serwis, Wrocław 2012 (www.vba.pl)

- w trakcie całego procesu opracowywania i wdrażania koncepcji wzrostu wartości bardzo ważny aspekt komunikacji z pracownikami i uświadomienie wagi i wpływu ich codziennych działań na poszczególne nośniki zysku ekonomicznego.

Literatura

1. *Bohm-Bawerk E.*: Kapitał i zysk z kapitału. Biblioteka Wyższej Szkoły Handlowej, Kraków 1924. Dostępna: <http://www.mises.pl>
2. *Cwynar P., Dzurak P. (red.)*: Systemy VBM i zysk ekonomiczny. Projektowanie, wdrażanie, stosowanie. Wydawnictwo Poltext we współpracy z PricewaterhouseCoopers. Warszawa 2010., s. 272.
3. *Czopek K.*: Ekonomiczna wartość dodana (EVA) jako element zarządzania w górnictwie. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, Tom 23, Zeszyt Specjalny 2/2007.
4. *Drucker P. F.*: The Information Executives Truly Need. Harvard Business Review. January 1995.
5. *Dudycz T.*: Zarządzanie wartością przedsiębiorstwa. Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 2005.
6. *Duraj J.*: Podstawy ekonomiki przedsiębiorstwa. Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne. Warszawa 2000, s. 55.
7. Ekonomiczna wartość dodana – EVA®. Ranking Spółek Giełdowych 2011. Value Based Advisors – Notoria Serwis, Wrocław 2012 (www.vba.pl)
8. *Fierla A.*: Wycena przedsiębiorstwa metodami dochodowymi. Szkoła Główna Handlowa w Warszawie. Warszawa 2008, s. 100, 105.
9. *Gołbiewski G., Szczepankowski P.*: Analiza wartości przedsiębiorstwa. Wydawnictwo Difin. Warszawa 2007, s. 111.
10. *Gorzynska A.*: Wycena wartości a cel przedsiębiorstwa. [W:] W. Caputa, D. Szwejca (red.): *Finanse we współczesnych procesach kreowania wartości*. CeDeWu, Warszawa 2008, s. 128.
11. *Koller T.*: What is value-based management? *The McKinsey Quarterly*, no 3 1994, pp. 87-101.
12. *Marsh D. G.*: Making or breaking value. *New Zealand Management*. March 1999, pp. 58-59.
13. *Marshall A.*: The Principle of Economics. Macmillan & Co. Ltd, London 1920. Dostępna: <http://www.econlib.org/library/Marshall/marPCover.html>
14. *Rutkowski A.*: Ekonomiczna wartość dodana w ocenie organizacji gospodarczej. *Przeгляд Organizacji* 1/99, s. 27.
15. *Simms J.*: Marketing for value. *Marketing*, June 28, 2001, pp. 34-35.
16. *A. Szablewski*: Zarządzanie wartością przedsiębiorstwa – logika i prawidłowości, <http://www.vbm.edu.pl/UserFiles/vbm/File/art.e-finance.02.09.08.pdf>
17. *Szczepankowski P.*: Wycena i zarządzanie wartością przedsiębiorstwa. WN PWN, Warszawa 2007, s. 162, 163.
18. Value Based Management. The growing importance of shareholder value in Europe. KPMG Consulting 1999, p. 20.
19. *Weaver S. C., Weston J. F.*: A Unifying Theory of Value Based Management. *Finance* (University of California Los Angeles), Paper 4'03, Year 2003.



Porównanie wyników monitoringu geodezyjnego z prognozą wpływów eksploatacji górniczej w rejonie autostrady A-1

Comparison of the results of geodetic monitoring with the forecast of mining effects in the area of A-1 motorway

Mgr inż. Natasza Brzoźń-Patała^{*)}

Treść: W artykule porównano wykonaną prognozę wpływów deformacji na potrzeby Planu Ruchu JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka” Ruch Borynia na lata 2010÷2012, w rejonie autostrady A-1 na odcinku przebiegającym wzdłuż obszaru górniczego „Szeroka I” Ruchu „Borynia”, w oparciu na o obserwacjach geodezyjnych na liniach pomiarowych. Istotnym zagadnieniem jest prowadzenie zintegrowanego monitoringu, który umożliwi oprócz kontroli procesu deformacji terenu powierzchni, również doskonalenie prognozowania wpływów eksploatacji górniczej, tj. wyznaczania w oparciu o pomiary linii obserwacyjnych, wartości parametrów teorii wpływów dla eksploatacji prowadzonej w tym rejonie. Wyniki wykonanych prognoz nie powinny istotnie odbiegać od wyników monitoringu geodezyjnego, gdyż tylko wtedy możliwe jest zachowanie wiarygodności, bez której nie była by możliwa współpraca JSW S.A. z GDDKiA.

Abstract: This paper presents a comparison of the forecast of deformation influence on the JSW S.A. KWK "Borynia-Zofiówka" mine Borynia Site for the period 2010-2012, with the monitoring in the A-1 region along the mining area of Borynia Site - "Szeroka I". It is important to conduct an integrated monitoring which will allow to control the deformation process in this area and improve the mining influence forecasts. The projection results should not differ greatly from the geodetic monitoring results because this is the only way possible to assure credibility, a crucial factor for the successful cooperation between JSW S.A. and GDDKiA.

Słowa kluczowe:

eksploatacja górnicza, parametry deformacji, monitoring geodezyjny, autostrada A-1, kopalnia węgla kamiennego

Key words:

mining activities, deformation factors, geodetic monitoring, A-1 motorway, hard coal mine

1. Wprowadzenie

Odcinek Autostrady A-1 będący przedmiotem opracowania przebiega wzdłuż zachodniej granicy OG „Szeroka I” JSW S.A. od km 549+600 do km 553+100 i stanowi część tzw. etapu południowego rozpoczynającego się od węzła Świerklany, a kończącego się na granicy państwa z Republiką Czeską w Gorzyczkach.

Powierzchnia omawianego obszaru jest bardzo urozmaicona z licznymi dolinami i jarami. Zabudowa jest rozproszona typu wiejskiego. Pod względem wykształcenia sieci hydrograficznej obszar ten należy do zlewni Odry. Głównymi elementami hydrograficznymi tego rejonu są rzeka Szotkówka z dopływami oraz potok Świerklański.

Budowa geologiczna przedmiotowego obszaru charakteryzuje się urozmaiconą i intensywnie rozwiniętą tektoniką fałdowo-uskokową. Największą dyslokacją przebiegającą wzdłuż zachodniej granicy obszaru górniczego Ruchu „Borynia” jest nasunięcie orłowskie o amplitudzie około 1,1 km.

Prowadzenie eksploatacji górniczej w rejonie przedmiotowego odcinka autostrady A-1 dostosowano do warunków określonych w decyzji lokalizacyjnej Wojewody Śląskiego

z 3 kwietnia 2003 roku., która mówi między innymi o tym, że wpływ eksploatacji górniczej w rejonie autostrady A-1 nie powinien przekroczyć II kategorii deformacji terenu.

Omawiany odcinek autostrady A-1 przebiega przez rejon występowania bogatych złóż węgla kamiennego, w którym zalegają węgle koksowe o najwyższych parametrach jakościowych. W związku z powyższym budowa i eksploatacja autostrady A-1 w rejonie terenu górniczego Ruchu „Borynia” wymaga wzajemnego porozumienia się zainteresowanych stron, tj. Generalnej Dyrekcji Dróg Krajowych i Autostrad oraz Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. – przedsiębiorcy górniczego prowadzącego eksploatację węgla kamiennego w tym rejonie. Niezbędne było zatem znalezienie optymalnych rozwiązań w trakcie realizacji, a potem eksploatacji autostrady A-1, tak aby przedsiębiorca górniczy mógł prowadzić działalność zgodnie z posiadanymi koncesjami przy minimalizacji szkodliwych wpływów na autostradę i strat złożeń węgla kamiennego.

Rozwiązywanie problemów dotyczących koegzystencji górnictwa i autostrady jest głównym zadaniem Zespołu Porozumiewawczego powołanego w 2006 roku, w skład którego wchodzi: JSW S.A. GDDKiA i OUG w Rybniku. Zgodnie z zawartymi porozumieniami weryfikacja i aktualizacja profilaktyki górniczej jest prowadzona między innymi w oparciu o monitoring geodezyjny.

^{*)} JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Borynia.

2. Prognoza wpływów eksploatacji górniczej i opis monitoringu geodezyjnego.

Od listopada 2007 roku, tj. od momentu rozpoczęcia wykonywania prac ziemnych prowadzony był monitoring wpływów prowadzonej eksploatacji górniczej w rejonie autostrady. Monitoring ten początkowo wykonywany był na punktach położonych po obydwu stronach projektowanych jezdni autostrady. W wyniku prac ziemnych prowadzonych przy budowie autostrady punkty te zostały zniszczone, w związku z czym założono nową sieć obserwacyjną, której punkty rozlokowano wzdłuż zewnętrznych granic pasa autostrady. Do pomiaru sieci obserwacyjnej wykorzystywana była technologia GPS metodą RTK.

Na etapie budowy autostrady zintegrowany monitoring umożliwił oprócz kontroli procesu deformacji powierzchni i budowanych obiektów autostradowych, również doskonalenie prognoz wpływów eksploatacji górniczej. W oparciu o zaobserwowany przyrost obniżeń w okresie od grudnia 2008 roku do października 2009 roku, zespół pod kierunkiem prof. J. Białka wyznaczył wartości parametrów teorii wpływów: $tgB=1,58$, $a=0,73$, $A_{obr}=0,13$ – dla rejonu, gdzie nie było dotychczas prowadzonej eksploatacji górniczej. Dopasowanie to cechował błąd średni $=14,3$ mm. Mając na uwadze przeprowadzone badania przeprowadzone przez A. Mierzejowską [2], zastosowano inną symulację dopasowania przyjmując następujące wartości parametrów: $tgB=1,6$, $a=0,8$, $A_{obr}=0$. Zwiększenie współczynnika eksploatacyjnego oraz nie uwzględnienie obrzeża powoduje, że wyniki wykonanych dla autostrady prognoz deformacji zawierały znaczny zapas bezpieczeństwa [1]. Uwzględniając wyznaczone parametry sporządzono prognozę wpływów uwzględniającą eksploatację górniczą w Planie Ruchu kopalni „Borynia-Zofiówka” Ruch „Borynia” na lata 2010÷2012.

Prognozę deformacji dla rejonu autostrady A-1, powodowanych przez projektowaną eksploatację Ruchu „Borynia”, na lata 2010÷2012 wykonano programami EDBJ opracowanymi w Instytucie Eksploatacji Złóż Politechniki Śląskiej. Programy te wykonują obliczenia według wzorów stanowiących modyfikację teorii W. Budryka-S. Knothego. Na rejon przebiegu autostrady A-1 oddziałują zewnętrzne wpływy eksploatacji Ruchu „Borynia”. Istotną ich częścią są tzw. wpływy dalekie. Ich opis jest możliwy właśnie wzorami teorii Budryka-Knothego z rozszerzeniami zaproponowanymi przez J. Białka [1]

Graficzne przedstawienie prognozy wpływów w latach 2010÷2012 Ruchu „Borynia” w postaci izolinii obniżeń i kategorii deformacji terenu oraz lokalizację ścian w rejonie autostrady A-1 przedstawia rysunek 1.

Tak obliczone wpływy eksploatacji górniczej zostały porównane z przeprowadzonym w rejonie autostrady monitoringiem geodezyjnym.

Dla porównania prognozy wpływów z wykonanym monitoringiem do analizy przyjęto dwa pomiary: z października 2009 roku i października 2012 roku. Monitoring geodezyjny prowadzony był precyzyjnymi geodezyjnymi metodami klasycznymi. Pomiary wykonane zostały na punktach zastabilizowanych po obu stronach autostrady.

Punkty zaprojektowano w większości blisko granicy pasa drogowego autostrady. Przeciętna odległość między sąsiednimi punktami wynosiła 35 m. Punkty monitoringu przed numerem poprzedzone są przedrostkami L – wschodnia strona autostrady, P – zachodnia strona autostrady, D – punkty dodatkowe, znajdujące się w różnych miejscach autostrady. Sieć punktów obserwacyjnych przedstawia rysunek 2.

Przed wykonaniem pomiarów wykonana została wstępna analiza dokładności, aby spełnić założone dokładności wyzna-

czenia współrzędnych punktu. Pomiar wysokościowy objął wszystkie punkty linii obserwacyjnych spełniały dokładność II klasy niwelacji. Punkty pomierzone zostały ciągiem niwelacyjnym.

3. Porównanie wykonanej prognozy z monitoringiem geodezyjnym.

W celu zobrazowania porównania obliczonej prognozy deformacji terenu w rejonie autostrady A-1 w latach 2010÷2012 z przeprowadzonym w ww. rejonie monitoringiem, wyznaczono co 100 m w osi autostrady A-1 punkty, dla których wzorami teorii Budryka-Knothego zostały obliczone wartości obniżeń (W), przemieszczeń poziomych (U), odkształceń poziomych (E) i nachyleń (T).

W tablicy 1 przedstawiono prognozowane wpływy eksploatacji górniczej w latach 2010÷2012 obliczone w osi autostrady A-1.

Na podstawie wyników dwóch cykli pomiarów geodezyjnych punktów zastabilizowanych w rejonie pasa autostrady A-1, wykonano również obliczenia obniżeń W , przemieszczeń poziomych U , odkształceń E i nachyleń T , dla ww. punktów. Punkty przyjęte do obliczeń (wyznaczone w osi autostrady), nie były objęte bezpośrednio obserwacjami a wartości zostały określone przez interpolację wyników pomiarów linii obserwacyjnych znajdujących się poza pasem autostrady.

W pomiarach geodezyjnych ograniczono się do określenia przemieszczeń pionowych (obniżeń) oraz przemieszczeń poziomych. Pozostałe wskaźniki deformacji obliczono na podstawie znajomości wartości tych przemieszczeń.

Przemieszczenia pionowe (obniżenia) określono na powierzchni terenu przez pomiar niwelacyjny. Przemieszczenia poziome wyznaczono na podstawie pomiaru sieci punktów metodą kątowno-liniową. Porównanie wyznaczonych, w dwóch cyklach pomiarowych, współrzędnych pozwoliło na wyznaczenie wektora przemieszczeń danego punktu.

Wartość nachylenia określono na podstawie różnic obniżeń dwóch sąsiednich punktów, natomiast odkształcenia poziome określono na podstawie zmian liniowych uzyskanych z wyznaczonych przemieszczeń poziomych.

W tablicy 2 przedstawiono obliczone wskaźniki deformacji na przykładzie wyników monitoringu geodezyjnego wykonanego w 2010 roku i 2012 roku.

Wyniki obliczonych wskaźników deformacji przedstawiono na rysunkach 3, 4, 5, 6.

Na rysunkach przedstawiono dopasowanie poszczególnych wskaźników deformacji, obliczonych na podstawie wykonanej prognozy wpływów eksploatacji górniczej na lata 2010÷2012 oraz obliczonych na podstawie wyników monitoringu geodezyjnego.

Analizując wykonane obliczenia można stwierdzić, że uzyskane wartości obniżeń z pomiarów geodezyjnych nie przekraczają wartości prognozowanych za wyjątkiem wartości obniżeń w km 550+100 ÷ 550+500. Rysunek 3 pokazuje, że obniżenia uzyskane z monitoringu geodezyjnego, przewyższają obniżenia prognozowane o około 20 mm. Występujące różnice obniżeń (pomiędzy prognozą a pomiarami) mogą być spowodowane ujawniającymi się wpływami prowadzonej wcześniej (2006÷2009) w tym rejonie eksploatacji górniczej.

Wartości pozostałych obliczonych wskaźników deformacji, tj. przemieszczeń, nachyleń i odkształceń, nie przekraczają wartości parametrów deformacji uzyskanych z prognozy.

Jak wynika z tych rysunków wykonana prognoza zawiera znaczny zapas bezpieczeństwa.

Tablica 1. Prognozowane wpływy eksploatacji górniczej za projektowanej na lata 2010÷2012 obliczone w osi autostrady A-1

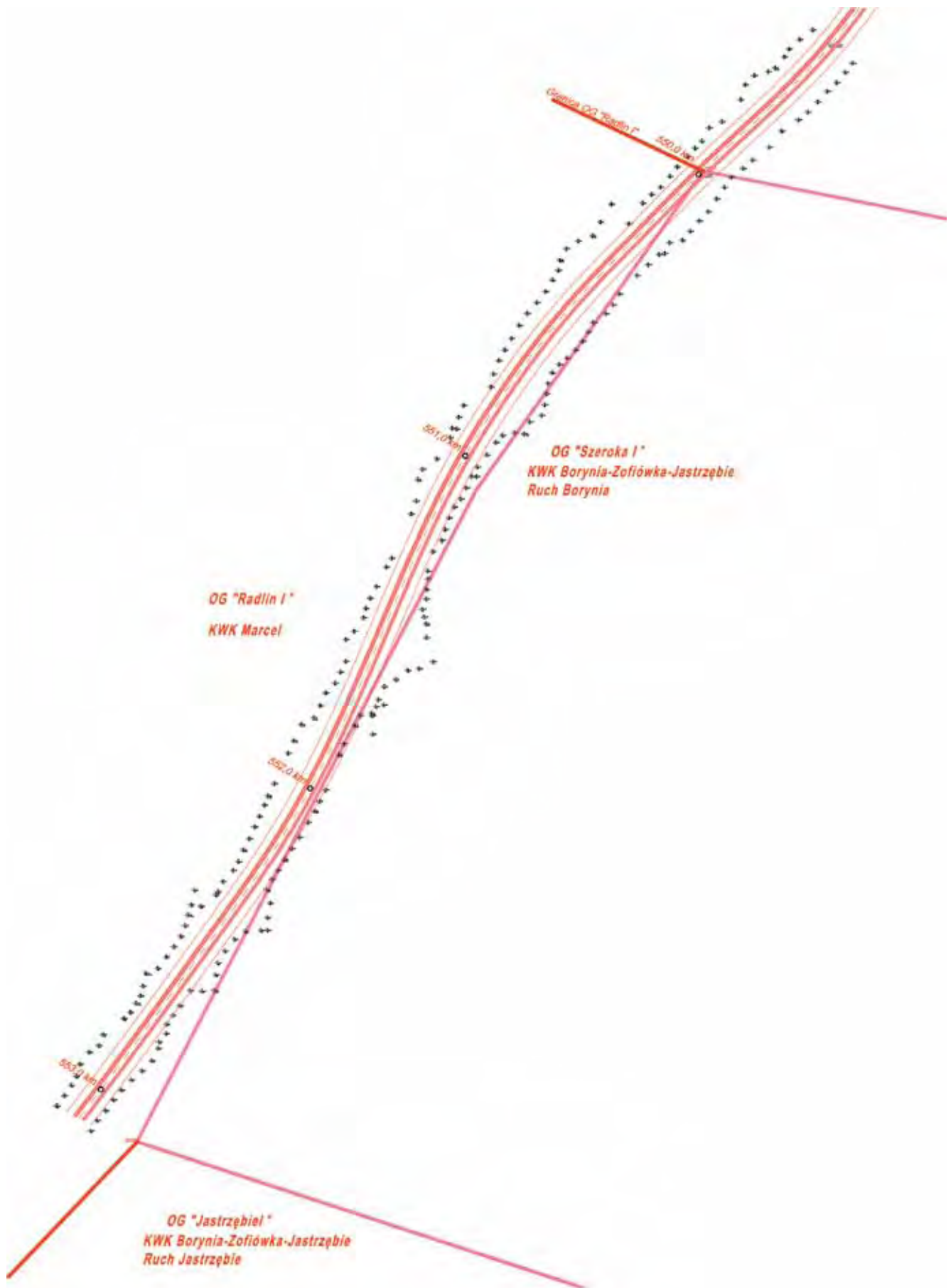
Table 1. Predicted effects of mining activities designed for the period 2010 - 2012, calculated for the axis of A-1 motorway

Punkt	W, mm	U, mm	T, mm/m	E, mm/m
549+600	36	66	0,22	0,16
549+700	54	94	0,35	0,29
549+800	78	128	0,52	0,47
549+900	103	158	0,68	0,67
550+000	120	176	0,77	0,80
550+100	120	177	0,78	0,82
550+200	106	162	0,70	0,73
550+300	85	135	0,56	0,58
550+400	66	106	0,41	0,43
550+500	51	81	0,29	0,30
550+600	43	64	0,21	0,22
550+700	41	61	0,19	0,19
550+800	48	76	0,24	0,21
550+900	63	108	0,38	0,31
551+000	90	155	0,59	0,51
551+100	128	214	0,86	0,81
551+200	169	270	1,13	1,15
551+300	206	318	1,36	1,46
551+400	227	346	1,48	1,67
551+500	230	353	1,50	1,76
551+600	222	344	1,44	1,73
551+700	203	321	1,32	1,61
551+800	174	285	1,14	1,40
551+900	141	239	0,93	1,08
552+000	105	186	0,69	0,69
552+100	72	133	0,46	0,38
552+200	48	92	0,29	0,21
552+300	31	62	0,19	0,13
552+400	20	42	0,12	0,09
552+500	12	28	0,08	0,07
552+600	8	18	0,05	0,05
552+700	5	12	0,03	0,04
552+800	3	7	0,02	0,02
552+900	1	4	0,01	0,01
553+000	1	2	0,01	0,01
553+100	0	1	0,00	0,00

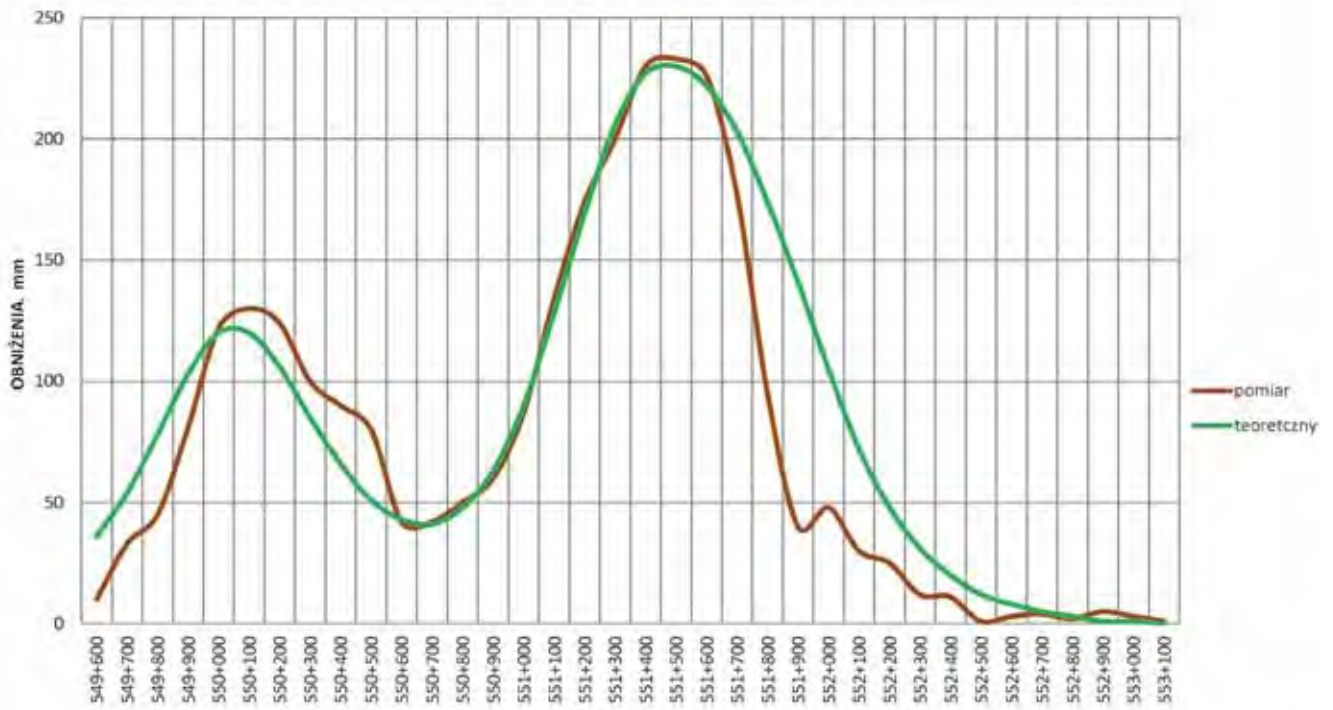
Tablica 2. Obliczone wskaźniki deformacji na przykładzie wyników monitoringu geodezyjnego wykonanego w 2010 r. i 2012 r.

Table 2. Calculated rates of deformation on the example of geodetic monitoring results for 2010 and 2012

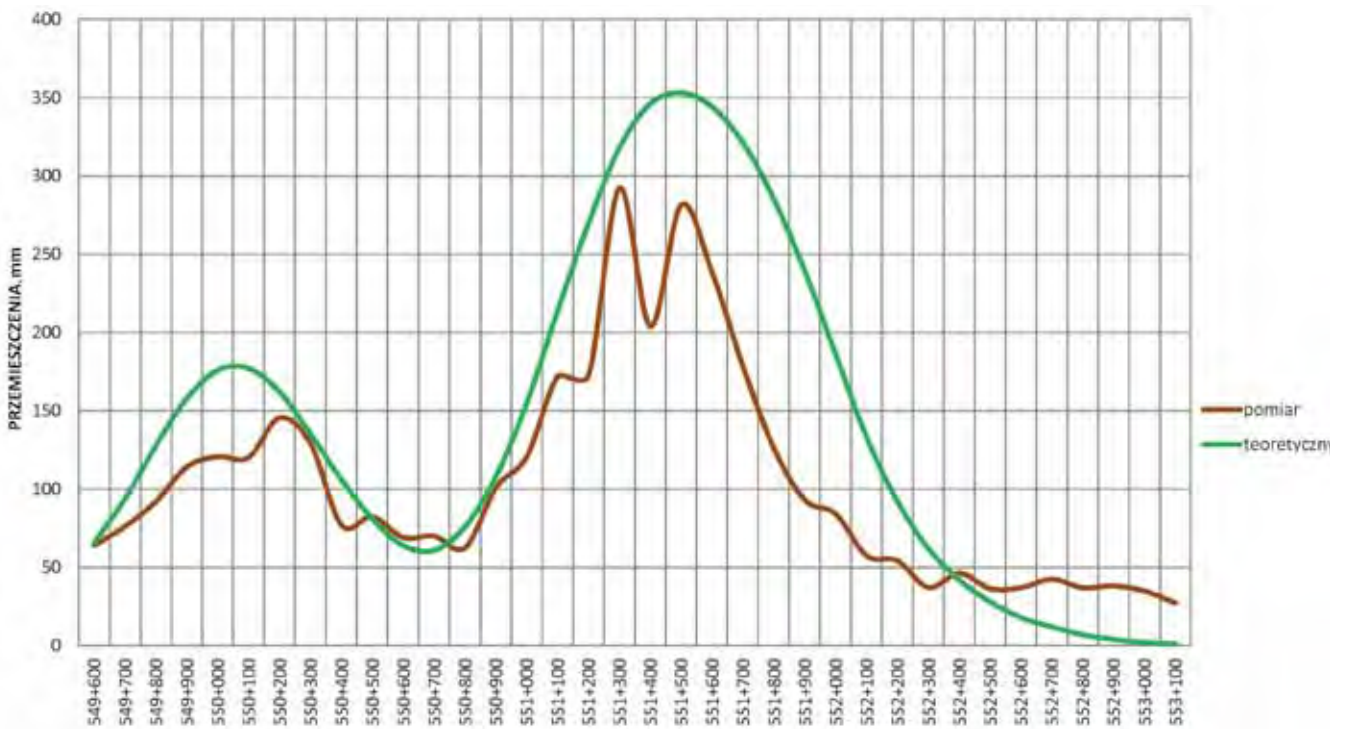
Punkt	W, mm	U, mm	T, mm/m	E, mm/m
549+600	10	64	-	-
549+700	33	76	0,23	0,02
549+800	45	92	0,12	0,19
549+900	81	114	0,36	0,13
550+000	122	121	0,41	0,09
550+100	130	120	0,08	0,26
550+200	124	145	0,06	0,38
550+300	100	129	0,24	0,04
550+400	90	77	0,10	0,33
550+500	80	82	0,10	0,42
550+600	42	69	0,38	0,08
550+700	42	70	0,00	0,20
550+800	50	62	0,08	0,07
550+900	60	101	0,10	0,36
551+000	87	121	0,27	0,13
551+100	134	172	0,47	0,28
551+200	174	173	0,40	0,21
551+300	200	292	0,26	0,12
551+400	230	204	0,30	1,06
551+500	233	281	0,03	0,65
551+600	226	238	0,07	0,14
551+700	177	178	0,49	0,04
551+800	95	126	0,82	0,26
551+900	40	93	0,55	0,15
552+000	48	84	0,08	0,18
552+100	30	57	0,18	0,17
552+200	25	54	0,05	0,09
552+300	12	37	0,13	0,06
552+400	11	46	0,01	0,13
552+500	1	36	0,10	0,02
552+600	3	37	0,02	0,01
552+700	4	42	0,01	0,35
552+800	2	37	0,02	0,26
552+900	5	38	0,03	0,02
553+000	3	35	0,02	0,06
553+100	1	27	0,02	0,14



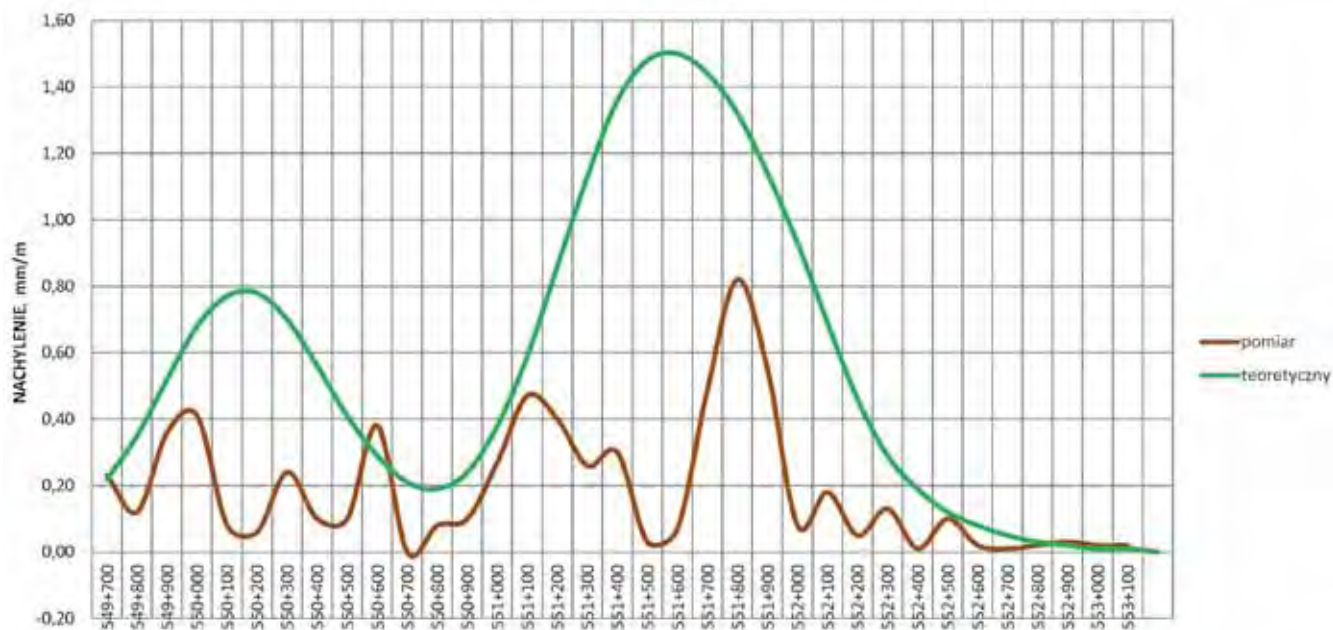
Rys. 2. Sieć punktów obserwacyjnych w rejonie autostrady A-1
Fig. 2. Network of observation points in the area of A-1 motorway



Rys. 3. Porównanie obliczonych obniżeń W
 Fig. 3. Comparison of subsidence calculations W

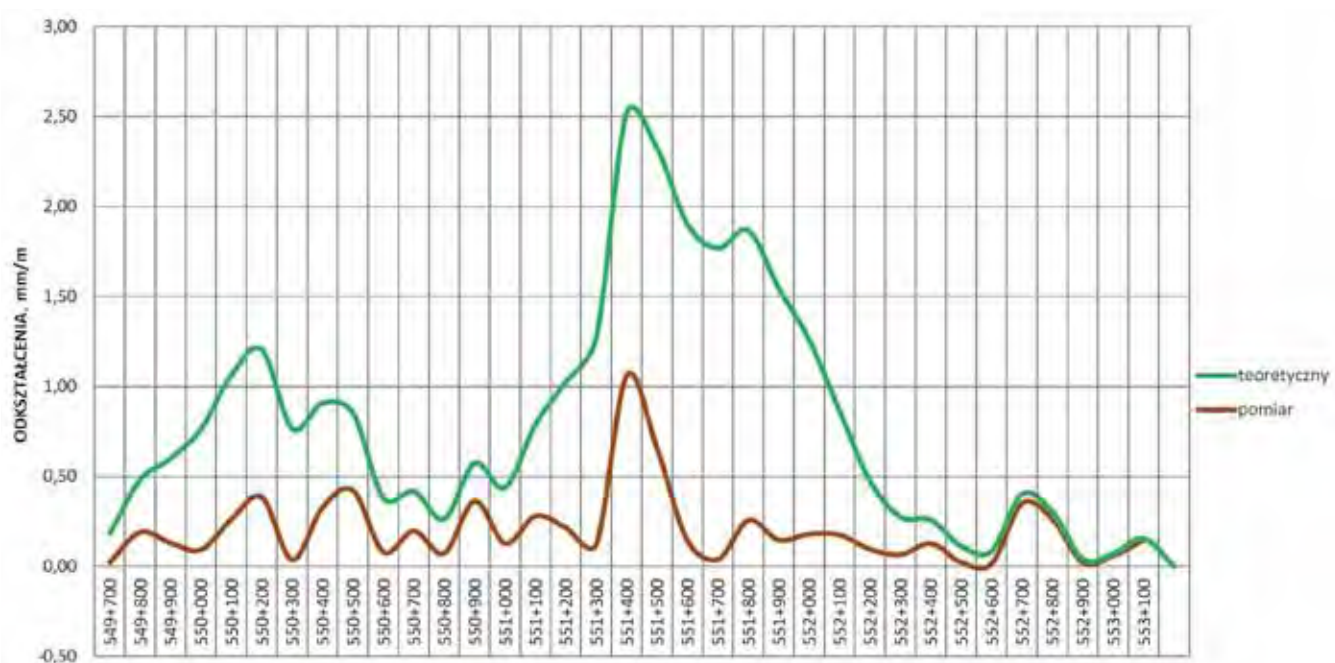


Rys. 4. Porównanie obliczonych przemieszczeń poziomych U
 Fig. 4. Comparison of horizontal movement calculations U



Rys. 5. Porównanie obliczonych nachyleń T

Fig. 5. Comparison of slope calculations T



Rys. 6. Porównanie obliczonych odkształceń E

Fig. 6. Comparison of deformation calculations E

4. Podsumowanie

- Zastosowana przez przedsiębiorcę profilaktyka górnicza w zakresie optymalnego wariantu racjonalnego wykorzystania zasobów złoża w rejonie autostrady A-1, uwzględnia warunki określone w decyzji lokalizacyjnej Wojewody Śląskiego.
- W latach 2010÷2012 w rejonie autostrady przeprowadzono eksploatację górniczną sześciu ścian.
- Przeprowadzona eksploatacja nie spowodowała przekroczenia wpływów II kategorii szkód górnicznych, a maksymalne obniżenia terenu wyniosły około 230 mm.
- Wartości obliczonych wskaźników deformacji, tj. przemieszczeń, nachyleń i odkształceń, według przeprowadzonego monitoringu nie przekraczają prognozowanych wartości tych parametrów.

Literatura

1. *Mierzejowska A.*: Wpływ kolejności i kierunku eksploatacji prowadzonej frontami ścianowymi na deformacje terenu górniczego, Gliwice 2009.
2. Naczelna Organizacja Techniczna SITG Oddział Rybnik, X Konferencja Naukowo-Techniczna, Ochrona powierzchni na terenach górnich kopalń w subregionie zachodnim województwa śląskiego, Rybnik – Jastrzębie-Zdrój 2011.
3. SITG Grupa Rzeczoznawców SITG Zarządu Oddziału Rybnik, Zespół pod kierunkiem prof. dr hab. inż. J. Bialka Analiza prowadzonego monitoringu geodezyjnego oraz wpływów projektowanej eksploatacji górnicznej KWK „Borynia” do Planu Ruchu na lata 2010÷2012 w rejonie budowanej autostrady A-1, Gliwice, Rybnik listopad 2009 r.
4. *Góral W., Szewczyk J.*: Zastosowanie technologii GPS w precyzyjnych pomiarach deformacji, Kraków 2004.
5. Zakład Usług Geodezyjno-Kartograficznych „Geomost” – operat pomiarowy. Pomiar linii obserwacyjnej dla monitoringu wpływów eksploatacji w rejonie budowanej autostrady A-1 na odcinku KM 548+900 do KM 556+100 w obrębie TG KWK „Borynia” i KWK „Jas-Mos”, Wodzisław Śl., październik 2009.
6. Zakład Usług Geodezyjno-Kartograficznych „Geomost” – operat pomiarowy. Pomiar linii obserwacyjnej dla monitoringu wpływów eksploatacji w rejonie budowanej autostrady A-1 na odcinku KM 548+900 do KM 556+100 w obrębie TG KWK „Borynia” i KWK „Jas-Mos”, Wodzisław Śl., październik 2012.

Chlorowce w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Halogens in surface water of Upper Odra River Basin



Mgr Małgorzata Drzymala^{*)}



Dr hab. Irena Pluta, prof. GIG^{**}



Prof. dr hab. inż. Jadwiga
Szczepańska-Plewa^{*)}

Treść: W pracy dokonano analizy zmian zawartości chlorowców (Cl, Br i I) w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry z uwzględnieniem ich stanów: wysoki, średni i niski. Oceniono również stan chemiczny wód powierzchniowych badanego obszaru na podstawie następujących parametrów fizykochemicznych: Cl, PEW, mineralizacja, SO_4^{2-} i odczyn pH. Stwierdzono, że wody zlewni górnej Odry należy sklasyfikować jako nie osiągnące dobrego stanu chemicznego dla całego okresu badań, jak i trzech analizowanych stanów.

Abstract: This paper presents an analysis of changes in halogens (Cl, Br and I) concentration in the surface waters of Upper Odra River Basin. Three water levels were considered: high, medium and low. Moreover, water's chemical condition was assessed, on the basis of the following physical-chemical parameters: Cl, conductivity, mineralization, SO_4^{2-} and pH. As a result, the surface waters of Upper Odra River Basin were attributed with bad chemical state in the period of study and for all levels of water.

Słowa kluczowe:

wody powierzchniowe, zlewnia górnej Odry, chlorowce, ocena stanu chemicznego

Key words:

surface water, Upper Odra River Basin, halogens, chemical state assessment

1. Wprowadzenie

Wody dopływające do kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW) charakteryzują się zróżnicowanym składem chemicznym, w tym zawartością chlorowców (Cl, Br i I). Stan chemiczny zlewni górnej Odry, będącej jednym z odborników wód odprowadzanych z kopalń GZW, jest zależny od ich składu chemicznego. Celem niniejszych badań jest charakterystyka zmian zawartości chlorowców w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry w zależności od ich stanu (wysoki, średni i niski) oraz określenie ich stanu chemicznego w świetle obowiązujących przepisów prawnych [7, 8, 9]. Do oceny stanu chemicznego wód wykorzystano wyniki badań chlorowców oraz jonów głównych, prowadzonych w roku 2011 w 10 punktach monitoringowych

zlokalizowanych na obszarze zlewni górnej Odry. Badania wykonano dla trzech stanów wód: wysokich, średnich i niskich. Łącznie wykonano 25 analiz fizykochemicznych.

2. Charakterystyka obiektu badań

Zlewnia górnej Odry obejmuje dorzecze Odry od południowej granicy państwa do ujścia rzeki Kłodnicy. Powierzchnia regionu wynosi 3749,6 km² [5]. W granicach zlewni znajdują się trzy podprovincje [4]: od północnego zachodu Nizina Środkowopolska, od wschodu Wyżyna Śląsko-Krakowska, od południa Północne Podkarpacie i Karpaty Zewnętrzne Zachodnie. Środkową i wschodnią część regionu obejmuje Górnośląskie Zagłębie Węglowe (GZW).

Wody kopalniane GZW są bardzo zróżnicowane pod względem hydrochemicznym [10]. Część wód, pochodzących

^{*)} AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, ^{**)} Główny Instytut Górnictwa

z odwadniania kopalń węgla kamiennego GZW, odprowadzana jest do rzeki Odry (bezpośrednio lub do jej dopływów), wpływając znacząco na jej stan chemiczny [6].

Materiał badawczy stanowiły próbki wód powierzchniowych pobrane z wybranych rzek zlewni górnej Odry, będących odbiornikami wód kopalnianych. Pobrano próbki wód z 10 punktów monitoringowych zlokalizowanych w rzekach: Szotkówka, Lesznica, Olza, Odra (Chałupki, Krzyżanowice i Miedonie/Racibórz), Ruda, Bierawka i Kłodnica (przed i za Kanałem Gliwickim). Lokalizację punktów monitoringowych przedstawiono na rysunku 1. Próbkę pobierano trzykrotnie w ciągu roku hydrologicznego, uwzględniając stany wód (stany wysokie, średnie i niskie). Wyjątek stanowiły próbki pobrane z Szotkówki i Lesznicy – pobrane jednokrotnie (stany średnie) oraz z Odry (Krzyżanowice) – pobrane dwukrotnie (stany średnie i niskie). Łącznie pobrano 25 próbek wód powierzchniowych (rys. 1).

3. Metodyka badań

Próbki pobrano z 10 punktów monitoringowych zgodnie z wytycznymi podanymi w normach serii PN-ISO 5667 [2, 3]. Próbki wód przeznaczone do analizy form rozpuszczonych metali filtrowano w terenie za pomocą filtrów membranowych o średnicy porów $0,45 \mu\text{m}$ oraz utrwalano stężonym HNO_3 .

W terenie oznaczono 4 wskaźniki nietrwałe: odczyn pH, przewodnictwo elektrolityczne właściwe PEW, potencjał redox E_h i temperaturę T . Analizy chemiczne próbek wód wykonano w akredytowanym Laboratorium Hydrogeochemicznym Katedry Hydrogeologii i Geologii Inżynierskiej na Wydziale Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie (certyfikat akredytacji PCA nr AB 1050). W laboratorium oznaczono 11 wskaźników (Na^+ , K^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , Cl^- , SO_4^{2-} , HCO_3^- , NO_2^- , NO_3^- , Br^- i I^-). Zawartość jonów: Na^+ , K^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , i SO_4^{2-} oznaczono metodą ICP-OES, jonów: Cl^- i HCO_3^- – metodą miareczkową, jonów: NO_2^- , NO_3^- – metodą spektrofotometryczną, a jonów: Br^- i I^- – metodą ICP-MS.

4. Charakterystyka hydrogeochemiczna

Na podstawie wyników 25 zweryfikowanych analiz przeprowadzono charakterystykę hydrogeochemiczną wód powierzchniowych zlewni Górnej Odry z uwzględnieniem stanów wód: wysokie, średnie i niskie.

Określono typ chemiczny wód rzek zlewni górnej Odry według klasyfikacji Szczukariewa-Prikłóńskiego i wykonano analizę jego zmian w zależności od stanów wód rzek: wysokie, średnie oraz niskie. Ponadto, do oceny wpływu wód kopalnianych na wody powierzchniowe zlewni górnej Odry, porównano zawartości chlorków dla stanów niskich, kiedy to wzrasta ilościowy udział wód kopalnianych w rzekach, z zawartościami dla stanów wysokich, kiedy to wzrasta ilościowy udział wód opadowych w rzekach. Przy przepływach niskich w rzekach płyną wody z zasilania podziemnego oraz ścieki (odprowadzane wody kopalniane), a ich udział może stanowić 80–90 % przepływu [1]. Tak więc wody kopalniane będą odgrywać ważną rolę w kształtowaniu chemizmu wód powierzchniowych, szczególnie w okresach niskich stanów.

Wody w rzece Olzie to wody typu chlorkowo-wodorowęglanowo-wapniowo-sodowego $\text{Cl-HCO}_3\text{-Ca-Na}$ dla stanów wysokich oraz typu chlorkowo-wodorowęglanowo-sodowo-wapniowego $\text{Cl-HCO}_3\text{-Na-Ca}$ dla stanów średnich i niskich. W stanach wysokich są to wody słodkie (normalnie słodkie) o mineralizacji 0,39 g/l, a w stanach niskich – wody słodkie

(słodkawe) o mineralizacji 0,85 g/l. Zawartość chlorków zmienia się od 88,72 mg/l dla stanów wysokich do 297,0 mg/l dla stanów niskich. Można zatem stwierdzić istotny wpływ wód kopalnianych na typ chemiczny wód w rzece Olzie.

Wody w rzece Odrze (Chałupki) to wody typu wodorowęglanowo-siarczanowo-chlorkowo-wapniowo-sodowego $\text{HCO}_3\text{-SO}_4\text{-Cl-Ca-Na}$ dla stanów wysokich, typu wodorowęglanowo-chlorkowo-siarczanowo-wapniowo-sodowego $\text{HCO}_3\text{-Cl-SO}_4\text{-Ca-Na}$ dla stanów średnich oraz typu chlorkowo-wodorowęglanowo-sodowo-wapniowego $\text{Cl-HCO}_3\text{-Na-Ca}$ dla stanów niskich. W stanach niskich są to wody słodkie (słodkawe) o mineralizacji 0,86 g/l, a w stanach wysokich – słodkie (normalnie słodkie) o mineralizacji 0,32 g/l. Dla stanów wysokich zawartość chlorków wynosi 45,85 mg/l, a dla stanów niskich 268,8 mg/l. Stwierdzono zatem istotny wpływ wód kopalnianych na typ chemiczny wód w rzece Odrze w miejscowości Chałupki.

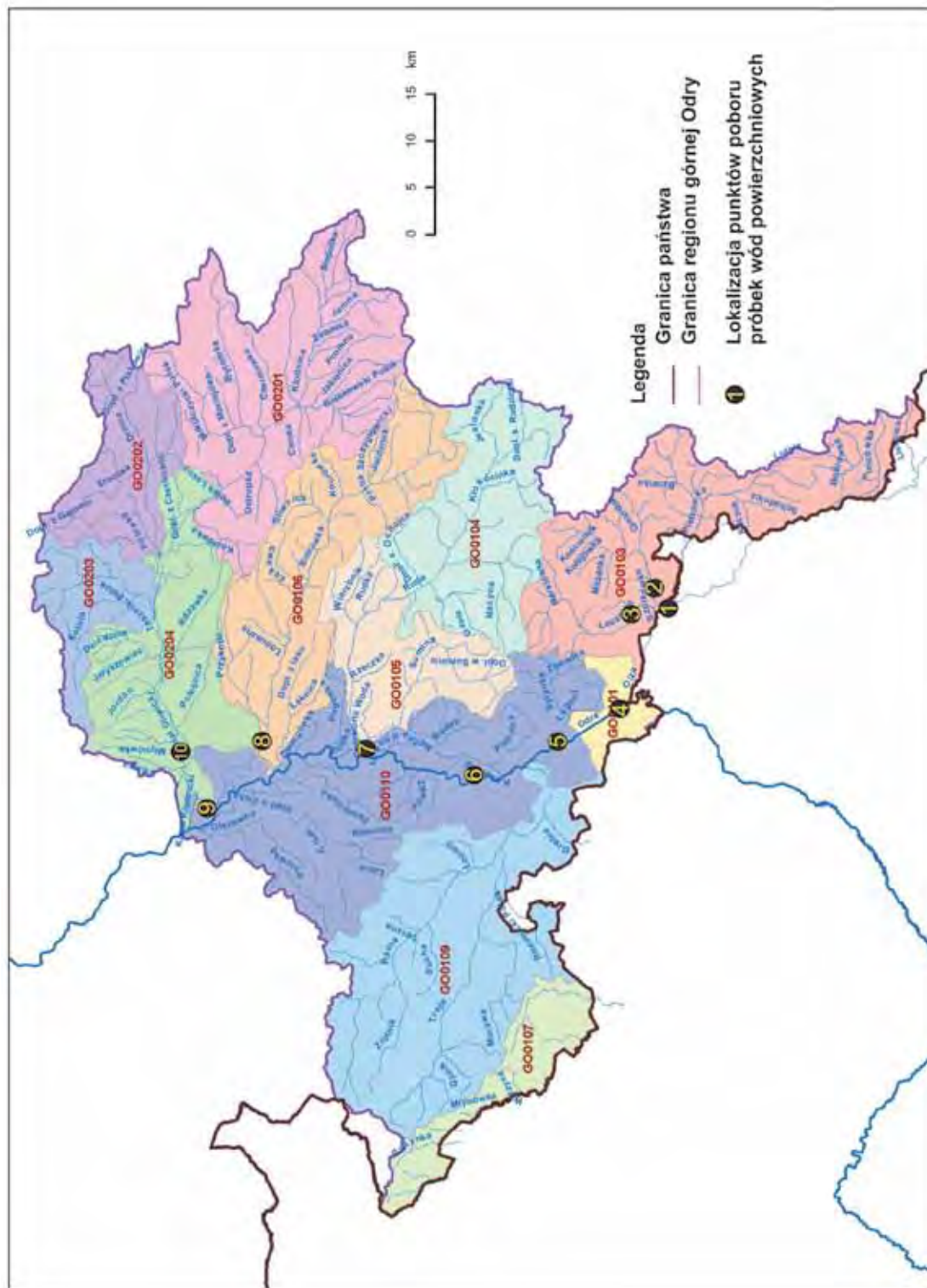
Typ wód w rzece Odrze (Racibórz) określono jako chlorkowo-wodorowęglanowo-sodowo-wapniowy $\text{Cl-HCO}_3\text{-Na-Ca}$ dla stanów wysokich i stanów średnich oraz jako chlorkowo-sodowo-wapniowy Cl-Na-Ca dla stanów niskich. Dla stanów niskich są to wody słonawe (słabo słonawe) o mineralizacji 1,2 g/l, a dla stanów wysokich – słodkie (słodkawe) o mineralizacji 0,6 g/l. Stwierdzono przyrost zawartości chlorków od 190,8 mg/l dla stanów wysokich do 458,0 mg/l dla stanów niskich.

Wody w rzece Rudzie to wody typu chlorkowo-siarczanowo-sodowo-wapniowego $\text{Cl-SO}_4\text{-Na-Ca}$ dla stanów wysokich oraz typu chlorkowo-sodowego Cl-Na dla stanów średnich oraz niskich. Dla stanów niskich są to wody słonawe (słabo słonawe) o mineralizacji 1,8 g/l, a dla stanów wysokich – słodkie (słodkawe) o mineralizacji 0,8 g/l. Zawartość chlorków zmienia się od 262,8 mg/l dla stanów wysokich do 763,4 mg/l dla stanów niskich. Na tej podstawie stwierdzono istotny wpływ wód kopalnianych na typ chemiczny wód w rzece Rudzie.

Wody w rzece Bierawce to wody typu chlorkowo-sodowego Cl-Na w całym okresie badań. Zarówno dla stanów niskich, jak i wysokich, są to wody słonawe (silnie słonawe) o mineralizacji odpowiednio 4,6 g/l i 2,3 g/l. Wysokie stężenia chlorków utrzymują się w nich przez cały badany okres czasu. Niezależnie od tego można stwierdzić przyrost zawartości chlorków dla stanów niskich (2399 mg/l) w stosunku do stanów wysokich (1076 mg/l).

Wody w rzece Kłodnicy, zarówno przed, jak i za Kanałem Gliwickim, to wody typu chlorkowo-sodowego Cl-Na w całym okresie badań. Zarówno dla stanów niskich, jak i wysokich, są to wody słonawe (silnie słonawe) o mineralizacji około 3,2 g/l dla stanów niskich oraz nieco powyżej 2 g/l dla stanów wysokich. Również przez cały okres badań utrzymują się tu wysokie zawartości chlorków. Stwierdzono przyrost zawartości chlorków dla stanów niskich (1268 mg/l) w stosunku do stanów wysokich (885,7 mg/l) dla rzeki Kłodnicy przed Kanałem Gliwickim. Dla rzeki Kłodnicy za Kanałem Gliwickim jest to zmiana od 799,1 mg/l dla stanów wysokich do 1330 mg/l dla stanów niskich. Przy wysokim, stale utrzymującym się zanieczyszczeniu wód w rzece Kłodnicy w wyniku zrzutu wód kopalnianych, stwierdzono silniejszy wpływ wód kopalnianych dla okresu stanów niskich, w stosunku do stanów wysokich.

Wody w rzece Odrze (Krzyżanowice), dla której wykonano pomiary dwukrotnie w ciągu roku (dla stanów średnich i niskich), to wody typu chlorkowo-wodorowęglanowo-sodowo-wapniowego $\text{Cl-HCO}_3\text{-Na-Ca}$ dla stanów średnich oraz typu chlorkowo-sodowego Cl-Na dla stanów niskich. W stanach niskich są to wody słonawe (słabo słonawe) o mineralizacji 1,4 g/l, a w stanach średnich – słodkie (słodkawe) o mineralizacji 0,74 g/l. Zawartość chlorków zmienia się od 248,6 mg/l dla



Rys. 1. Lokalizacja punktów poboru próbek wód powierzchniowych w zlewni górnej Odry (za [11], zmodyfikowany)

1 – Olza; 2 – Szołkówka; 3 – Lesznica; 4 – Odra (Chalupki); 5 – Odra (Krzyżanowice); 6 – Odra (Miedonie/Racibórz); 7 – Ruda; 8 – Bierawka; 9 – Kłodnica (za Kan. Gliwickim); 10 – Kłodnica (przed kan. Gliwickim)

Fig. 1. Location of sites for surface water sampling in the Upper Odra River Basin (behind [11], modified)

1 – Olza; 2 – Szołkówka; 3 – Lesznica; 4 – Odra (Chalupki); 5 – Odra (Krzyżanowice); 6 – Odra (Miedonie/Racibórz); 7 – Ruda; 8 – Bierawka; 9 – Kłodnica (behind Gliwicki channel); 10 – Kłodnica (in front of Gliwicki channel)

stanów średnich do 588,0 mg/l dla stanów niskich. Również w tym punkcie odnotowano wpływ wód kopalnianych na typ chemiczny wód powierzchniowych.

Wody rzeki Szotkówki analizowano jednokrotnie w ciągu roku (dla stanów średnich). Są to wody słodkie (słodkawe) o mineralizacji 0,75 g/l typu siarczanowo-chlorkowo-wodorowęglanowo-sodowo-wapniowego $\text{SO}_4\text{-Cl-HCO}_3\text{-Na-Ca}$.

Wody rzeki Lesznicy, również analizowane jednokrotnie w ciągu roku (dla stanów średnich), to wody słonawe (słabo słonawe) o mineralizacji 1,2 g/l wody typu chlorkowo-siarczanowo-sodowo-wapniowego $\text{Cl-SO}_4\text{-Na-Ca}$.

Wody powierzchniowe zlewni górnej Odry to wody typu chlorkowo-wodorowęglanowo-wapniowo-sodowego $\text{Cl-HCO}_3\text{-Ca-Na}$ dla stanów wysokich oraz typu chlorkowo-sodowego Cl-Na dla stanów niskich. W stanach wysokich są to wody słonawe (słabo słonawe) o mineralizacji 1,3 g/l, a w stanach niskich – wody słonawe (silnie słonawe) o mineralizacji około 2,2 g/l. Wskazuje to na istotny wpływ wód kopalnianych na typ chemiczny wód powierzchniowych w zlewni górnej Odry.

5. Ocena stanu chemicznego

Stan chemiczny wód powierzchniowych zlewni górnej Odry oceniono na podstawie Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 9 listopada 2011 r. w sprawie sposobu klasyfikacji stanu jednolitych części wód powierzchniowych oraz środowiskowych norm jakości dla substancji priorytetowych [8]. Analizie statystycznej poddano zawartość chlorowców: Cl, Br i I oraz wybranych parametrów fizykochemicznych charakteryzujących zasolenie: PEW, mineralizację M i SO_4^{2-} i zakwaszenie: odczyn pH.

W tablicy 1 zestawiono podstawowe statystyki opisowe wyznaczone dla analizowanych parametrów, uwzględniając stany wód oraz wartości graniczne dla stanu dobrego podane w rozporządzeniu [8]. Na wykresach prawdopodobieństwa (rys. 2 ÷ 8) podano zakres tła hydrogeochemicznego, wyznaczonego dla 10 i 90 percentyla. Analiza danych w podziale na podzbiory dla różnych stanów wód (wysokie, średnie i niskie) pozwala na określenie wpływu odprowadzanych wód kopalnianych na stan chemiczny wód powierzchniowych.

Porównano wartości średnie oraz górną granicę tła hydrogeochemicznego (90 %), wyznaczoną dla analizowanych parametrów fizykochemicznych: Cl, Br i I, PEW, mineralizacji M i SO_4^{2-} i odczynu pH, z wartościami granicznymi dla stanu dobrego podanymi w rozporządzeniu [8].

Średnia zawartość chlorków w zlewni górnej Odry zmienia się od 478,4 mg/l dla stanów wysokich do 921,5 mg/l dla stanów niskich. Górna granica tła hydrogeochemicznego, wyznaczona dla 90 percentyla, zmienia się od 1076 mg/l dla stanów wysokich do 2399 mg/l dla stanów niskich. Zarówno dla poszczególnych stanów wód, jak i dla całego okresu badań, wartości średnie stężeń chlorków oraz wyznaczone dla nich górne granice tła hydrogeochemicznego (90 percentyla) przekraczają wartość graniczną dla dobrego stanu (300 mg/l). Średnia zawartość bromków w zlewni górnej Odry zmienia się od 0,80 mg/l dla stanów wysokich do 3,28 mg/l dla stanów niskich. Górna granica tła hydrogeochemicznego bromków zmienia się od 1,58 mg/l dla stanów wysokich do 5,63 mg/l dla stanów niskich. Natomiast średnia zawartość jodków przyjmuje wartości od 0,009 mg/l dla stanów wysokich do 0,124 mg/l dla stanów niskich, a górna granica tła hydrogeochemicznego zmienia się odpowiednio od 0,029 mg/l do 0,164 mg/l.

Średnia wartość PEW zmienia się od 2,040 mS/cm dla stanów wysokich do 3,784 mS/cm dla stanów niskich. Górna

granica tła hydrogeochemicznego zmienia się od 3,910 mS/cm dla stanów wysokich do 8,530 mS/cm dla stanów niskich. Zarówno dla poszczególnych stanów wód, jak i dla całego okresu badań, wartości średnie PEW oraz wyznaczone dla niej górne granice tła hydrogeochemicznego przekraczają wartość graniczną dla dobrego stanu (1,500 mS/cm). Średnie wartości mineralizacji zmieniają się od 1260 mg/l dla stanów wysokich do 2150 mg/l dla stanów niskich, natomiast wartości górnej granicy tła hydrogeochemicznego zmieniają się odpowiednio od 2302 mg/l do 4633 mg/l dla stanów niskich. Zarówno dla poszczególnych stanów wód, jak i dla całego okresu badań, średnia wartość mineralizacji oraz wyznaczone dla niej górne granice tła hydrogeochemicznego przekraczają wartość graniczną dla dobrego stanu (800 mg/l). Średnia zawartość siarczanów zmienia się w zakresie od 179,4 mg/l dla stanów wysokich do 236,2 mg/l dla stanów niskich i w żadnym z okresów badań nie przekracza wartości granicznej (250 mg/l). Jednak górna granica tła hydrogeochemicznego zmienia się od 346,3 mg/l dla stanów wysokich do 432,6 mg/l dla stanów niskich, przekraczając wartość graniczną.

Wartość średnia odczynu pH zmienia się od 7,07 dla stanów wysokich do 7,95 dla stanów niskich, a wartości górnej granicy tła hydrogeochemicznego zmieniają się odpowiednio od 7,64 do 8,06. W żadnym z okresów badań nie został przekroczony dopuszczalny zakres wartości odczynu pH wynoszący od 6 do 9.

Biorąc pod uwagę stężenia analizowanych składników, wyrażone jako średnia arytmetyczna, oraz stężenia maksymalne, wyrażone jako 90 percentyl (tabl. 1), wody zlewni górnej Odry należy sklasyfikować jako nie osiągające stanu dobrego dla całego okresu badań oraz dla poszczególnych stanów wód (wysoki, średni i niski).

Dla wszystkich analizowanych parametrów (rys. 2 ÷ 8) stwierdzono przesunięcie zakresu stężeń w kierunku wyższych wartości wraz z obniżeniem stanu wód w zlewni Górnej Odry. Wskazuje to, że wody kopalniane mają istotny wpływ na jakość wód powierzchniowych oraz poziom stężeń chlorowców (Cl, Br i I) w tych wodach. Dla stanów niskich wzrasta bowiem ilościowy udział wód kopalnianych (niosących ze sobą ładunek soli, w tym chlorkowych, bromkowych i jodkowych) w rzekach, w stosunku do stanów wysokich, kiedy w rzekach wzrasta udział wód opadowych o niskiej mineralizacji i zawartości chlorowców.

6. Podsumowanie

Na podstawie wyników monitoringu chlorowców (Cl, Br i I) oraz składników głównych prowadzonego w 2011 roku w 10 punktach monitoringowych zlokalizowanych w zlewni górnej Odry, przeprowadzono analizę zmienności chlorowców i stanu chemicznego tych wód w zależności od ich stanu: wysokiego, średniego i niskiego.

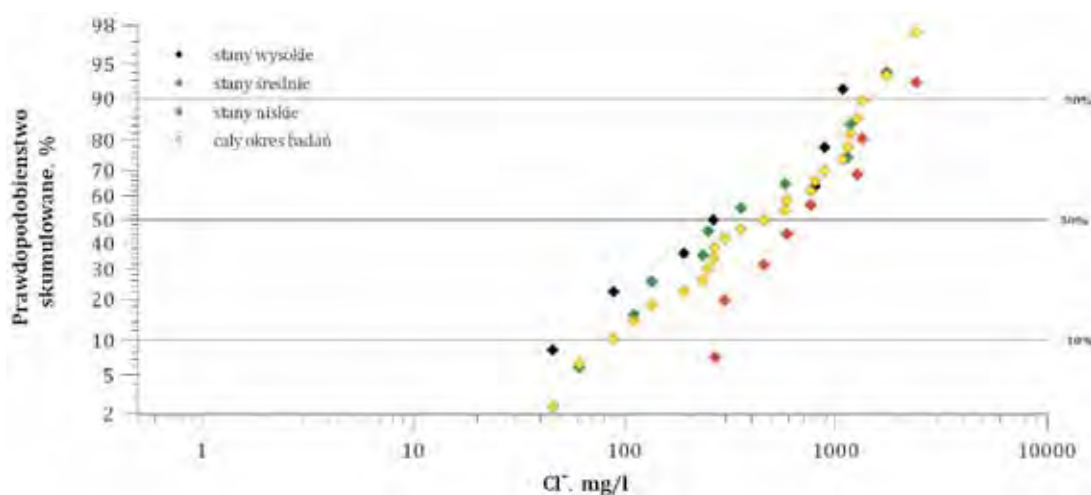
Wody powierzchniowe zlewni górnej Odry to wody typu chlorkowo-wodorowęglanowo-wapniowo-sodowego $\text{Cl-HCO}_3\text{-Ca-Na}$ dla stanów wysokich oraz typu chlorkowo-sodowego Cl-Na dla stanów niskich. W stanach wysokich są to wody słonawe (słabo słonawe) o mineralizacji 1,3 g/l, a w stanach niskich – wody słonawe (silnie słonawe) o mineralizacji około 2,2 g/l.

Średnia zawartość chlorków w zlewni górnej Odry zmienia się od 478,4 mg/l dla stanów wysokich do 921,5 mg/l dla stanów niskich. Średnia zawartość bromków zmienia się od 0,80 mg/l dla stanów wysokich do 3,28 mg/l dla stanów niskich. Natomiast średnia zawartość jodków przyjmuje wartości od 0,009 mg/l dla stanów wysokich do 0,124 mg/l dla stanów niskich.

Tablica 1. Podstawowe statystyki opisowe parametrów fizykochemicznych wód powierzchniowych zlewni górnej Odry
Table 1. Basic descriptive statistics of physical-chemical parameters of surface water in the Upper Odra River Basin

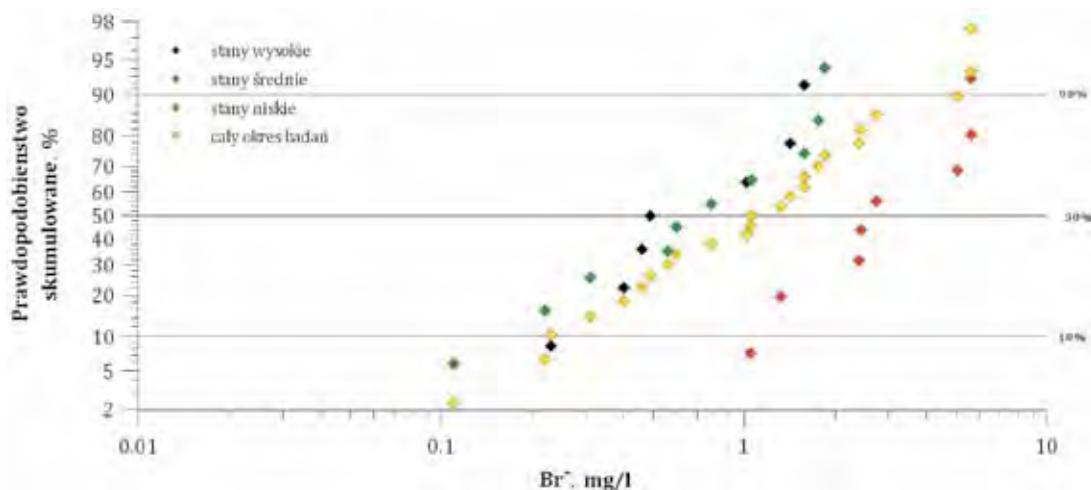
Okres badań	Parametr	N	Średnia	Mediana	Odch. std.	Min	Max	Percentyle %		Wartość graniczna dla dobrego stanu chemicznego wód – II klasa jakości [8]
								10	90	
Stany wysokie	Cl ⁻ , mg/l	7	478.4	262.8	427.0	45.85	1076	45.85	1076	300
	Br ⁻ , mg/l	7	0.80	0.49	0.54	0.23	1.58	0.23	1.58	–
	I ⁻ , mg/l	6*	0.009	0.005	0.010	0.005	0.029	0.005	0.029	–
	PEW, mS/cm	7	2.040	1.312	1.544	0.462	3.910	0.462	3.910	1.500
	M, mg/l	7	1260	799,3	923.9	323.3	2302	323.3	2302	800
	SO ₄ ²⁻ , mg/l	7	179.4	144.6	128.4	44.50	346.3	44.50	346.3	250
	pH	7	7.07	6.97	0.39	6.72	7.64	6.72	7.64	6-9
Stany średnie	Cl ⁻ , mg/l	10	577.1	302.8	575.0	60.97	1743	65.97	1686	300
	Br ⁻ , mg/l	10	0.88	0.69	0.65	0.11	1.85	0.12	1.84	–
	I ⁻ , mg/l	10	0.030	0.030	0.023	0.005	0.067	0.005	0.066	–
	PEW, mS/cm	10	2.542	1.566	2.125	0.553	6.620	0.570	6.448	1.500
	M, mg/l	10	1511	971.6	1152	405.9	3573	416.5	3503	800
	SO ₄ ²⁻ , mg/l	10	216.1	206.8	142.8	54.94	422.9	57.10	422.8	250
	pH	10	7.89	7.86	0.20	7.55	8.24	7.57	8.23	6-9
Stany niskie	Cl ⁻ , mg/l	8	921.5	675.7	720.8	268.8	2399	268.8	2399	300
	Br ⁻ , mg/l	8	3.28	2.59	1.88	1.05	5.63	1.05	5.63	–
	I ⁻ , mg/l	8	0.124	0.129	0.033	0.076	0.164	0.076	0.164	–
	PEW, mS/cm	8	3.784	2.925	2.446	1.408	8.530	1.408	8.530	1.500
	M, mg/l	8	2150	1610	1371	851.5	4633	851.5	4633	800
	SO ₄ ²⁻ , mg/l	8	236.2	177.4	142.5	83.20	432.6	83.20	432.6	250
	pH	8	7.95	7.95	0.11	7.80	8.10	7.80	8.06	6-9
Cały okres badań	Cl ⁻ , mg/l	25	659.7	458.0	597.0	45.85	2399	77.62	1495	300
	Br ⁻ , mg/l	25	1.63	1.06	1.62	0.11	5.63	0.22	5.29	–
	I ⁻ , mg/l	24*	0.056	0.037	0.055	0.005	0.164	0.005	0.145	–
	PEW, mS/cm	25	2.799	2.440	2.134	0.462	8.530	0.567	5.924	1.500
	M, mg/l	25	1645	1250	1181	323.3	4633	401.5	3361	800
	SO ₄ ²⁻ , mg/l	25	212.2	197.5	134.9	44.50	432.6	59.48	424.4	250
	pH	25	7.68	7.80	0.46	6.72	8.24	6.78	8.09	6-9

(–) – nie podane w RMŚ* – odrzucono jeden wynik obarczony błędem grubym



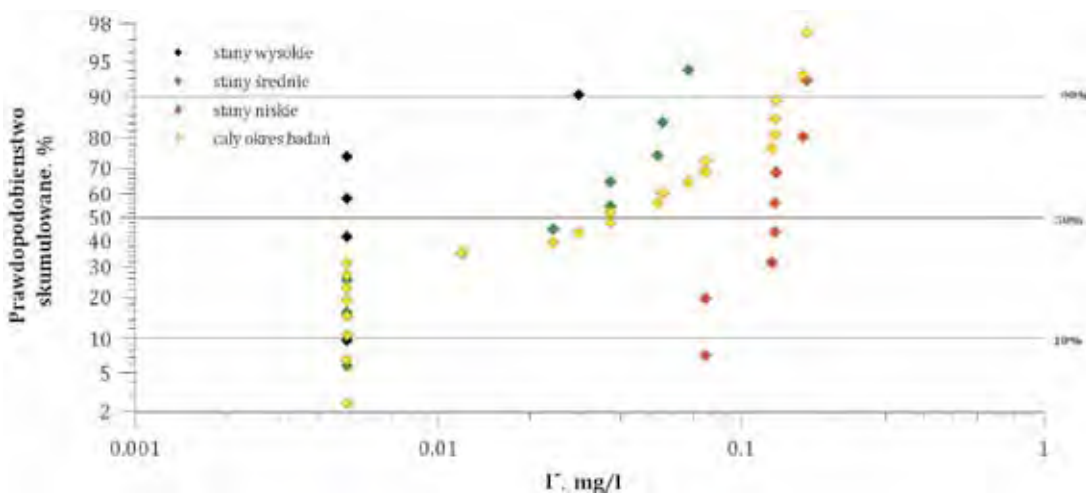
Rys. 2. Zmienność stężeń Cl⁻, mg/l, na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 2. Variability of Cl⁻, mg/l concentration in surface waters of Upper Odra River Basin –probability plot



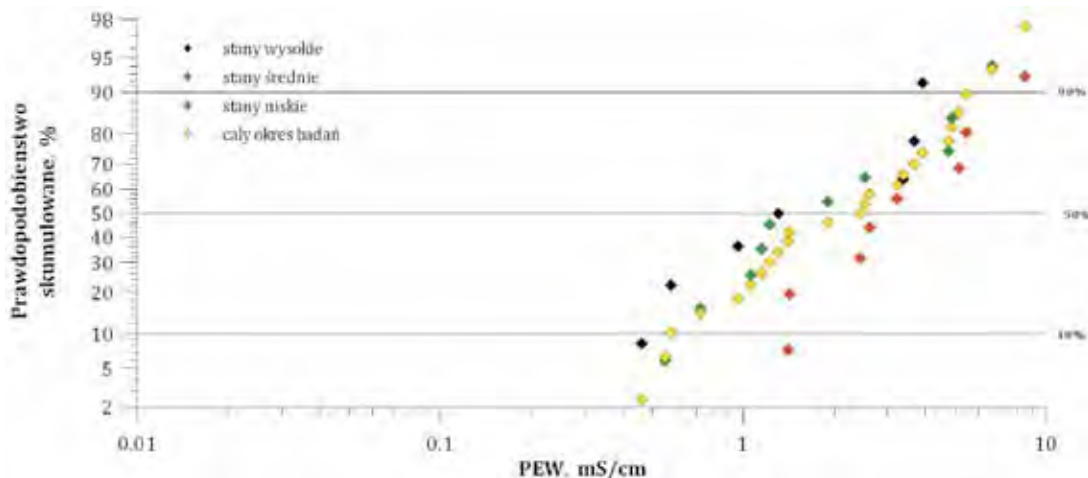
Rys. 3. Zmienność stężeń Br⁻, mg/l, na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 3. Variability of Br⁻, mg/l, concentration in surface waters of Upper Odra River Basin –probability plot



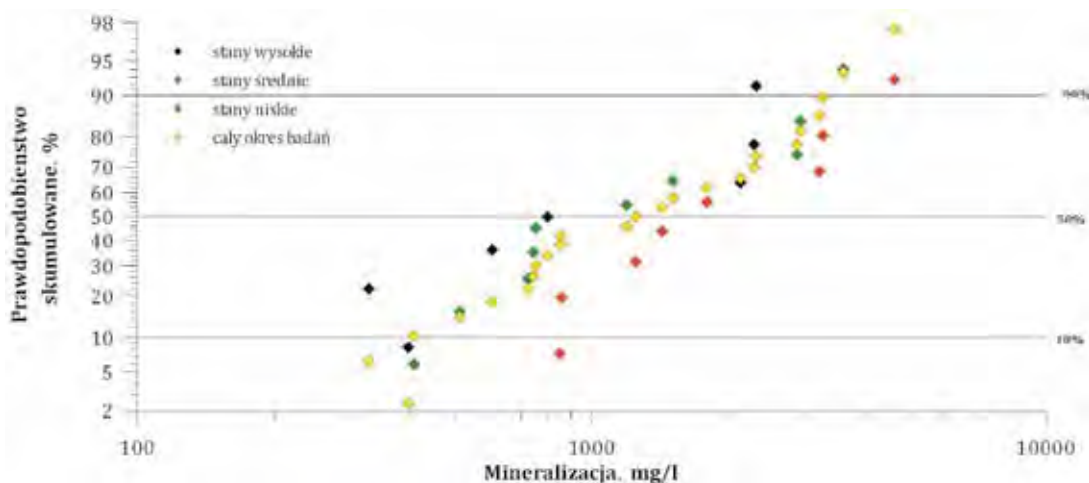
Rys. 4. Zmienność stężeń I⁻, mg/l, na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 4. Variability of I⁻, mg/l concentration in surface waters of Upper Odra River Basin –probability plot



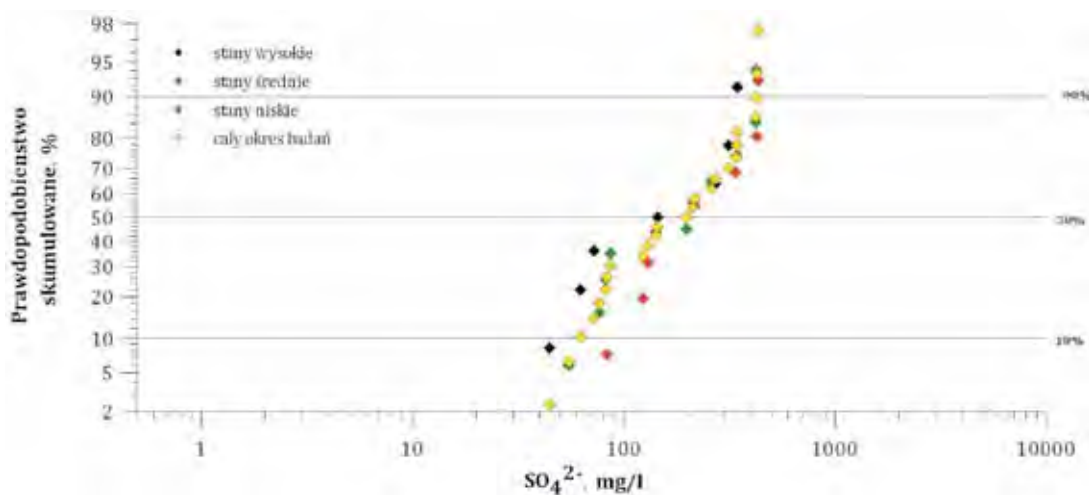
Rys. 5. Zmienność wartości PEW, mS/cm, na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 5. Variability of PEW, mS/cm, concentration in surface waters of Upper Odra River Basin – probability plot



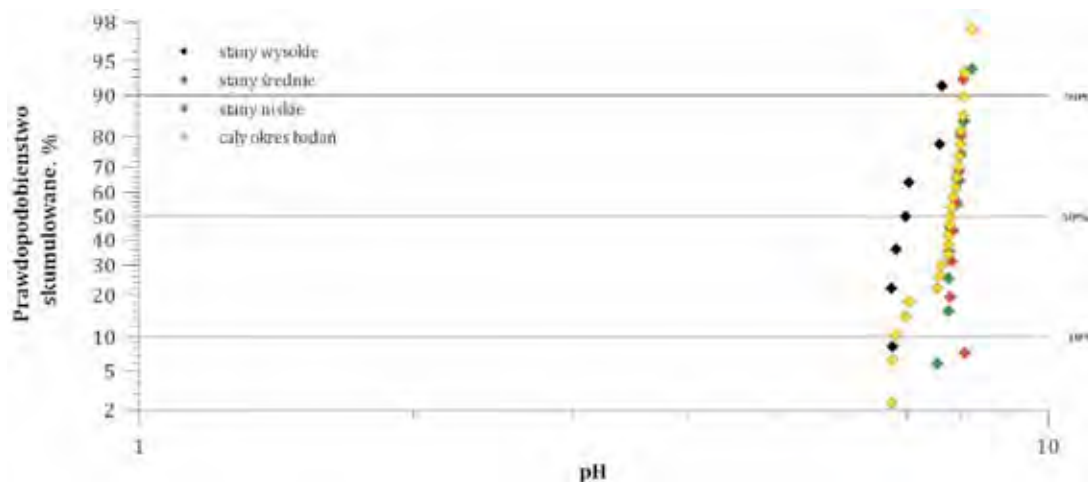
Rys. 6. Zmienność wartości mineralizacji, mg/l, na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 6. Variability of mineralization, mg/l, in surface waters of Upper Odra River Basin –probability plot



Rys. 7. Zmienność stężeń SO_4^{2-} , mg/l, na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 7. Variability of SO_4^{2-} , mg/l, concentration in surface waters of Upper Odra River Basin – probability plot



Rys. 8. Zmienność wartości odczynu pH na wykresie prawdopodobieństwa w wodach powierzchniowych zlewni górnej Odry

Fig. 8. Variability of pH value in surface waters of Upper Odra River Basin –probability plot

Średnia wartość *PEW* zmienia się od 2,040 mS/cm dla stanów wysokich do 3,784 mS/cm dla stanów niskich. Średnie wartości mineralizacji zmieniają się od 1260 mg/l dla stanów wysokich do 2150 mg/l dla stanów niskich. Średnia zawartość siarczanów zmienia się w zakresie od 179,4 mg/l dla stanów wysokich do 236,2 mg/l dla stanów niskich. Wartość średnia odczynu pH zmienia się od 7,07 dla stanów wysokich do 7,95 dla stanów niskich.

Analiza parametrów fizykochemicznych: Cl⁻, Br⁻ i I⁻, *PEW*, mineralizacji *M* i SO₄²⁻ i odczynu pH, uwzględniająca stany wysokie, średnie i niskie wód zlewni górnej Odry, pozwoliła określić wpływ wód kopalnianych na badane wody powierzchniowe. Dla wszystkich analizowanych parametrów stwierdzono przesunięcie zakresu stężeń w kierunku wyższych wartości wraz z obniżeniem stanu wód w zlewni górnej Odry. Przyczyną tego jest fakt, iż dla stanów niskich wzrasta ilościowy udział wód kopalnianych w rzekach, natomiast dla stanów wysokich, w rzekach wzrasta ilościowy udział wód opadowych. Na tej podstawie stwierdzono, że wody kopalniane mają istotny wpływ na skład chemiczny wód powierzchniowych.

Biorąc pod uwagę stężenia analizowanych składników, wyrażone jako średnia arytmetyczna, oraz stężenia maksymalne, wyrażone jako górna granica tła hydrogeochemicznego (90 percentyl), dokonano oceny stanu chemicznego wód w zlewni górnej Odry zgodnie z kryteriami podanymi w rozporządzeniu [8]. Średnie stężenia i górna granica tła hydrogeochemicznego są wyższe od wartości progowych przyjętych dla stanu dobrego, a więc wody te należy sklasyfikować jako nie osiągające dobrego stanu chemicznego dla całego okresu badań oraz trzech analizowanych stanów: wysoki, średni i niski.

Praca częściowo finansowana w ramach projektu N N524 373937 oraz badań statutowych Nr 11.11.140.026 KHiG I AGH.

Literatura

1. *Duffy Ch. J., Lee D.-H.*: Base flow response from nonpoint source contamination: simulated spatial variability in source, structure, and initialing conditions. *Water Resour. Res.* 1992; 28(3): 905÷914.
2. *ISO: PN-ISO 5667-4.* Jakość wody. Pobieranie próbek. Część 4: Wytyczne dotyczące pobierania próbek z jezior naturalnych i sztucznych zbiorników zaporowych. Polski Komitet Normalizacyjny, 2003.
3. *ISO: PN-ISO 5667-6.* Jakość wody. Pobieranie próbek. Część 6: Wytyczne dotyczące pobierania próbek z rzek i strumieni Polski Komitet Normalizacyjny, 2003.
4. *Kondracki J.*: Geografia regionalna Polski. Wydawnictwa Naukowe PWN, Warszawa, 2002.
5. *Paczyński B. (red.), Sadurski A. (red.)*: Hydrogeologia regionalna Polski. Tom I. Wody słodkie. Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, 2007.
6. *Pluta I.*: Hydrogeochemia utworów karbonu obszarów górniczych południowej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2011.
7. *RDW*: Ramowa Dyrektywa Wodna, Dyrektywa 2000/60/EC Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 23 października 2000 r. ustanawiająca ramy wspólnotowego działania w dziedzinie polityki wodnej. 2000.
8. *RMŚ*: Dz. U. z 2011 Nr 257 Poz. 1545: Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 listopada 2011 r. w sprawie sposobu klasyfikacji stanu jednolitych części wód powierzchniowych oraz środowiskowych norm jakości dla substancji priorytetowych. 2011.
9. *RMŚ*: Dz. U. z 2011 Nr 258 Poz. 1550: Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 15 listopada 2011 r. w sprawie form i sposobu prowadzenia monitoringu jednolitych części wód powierzchniowych i podziemnych. 2011.
10. *Rózkowski A. (red.)*: Środowisko hydrogeochemiczne karbonu produktywnego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wydawnictwo Uniwersytetu Śląskiego, Katowice, 2004.
11. *RZGW*: Dokumentacja wewnętrzna. 2009.



Czy ciśnienie nadkładu wpływa na pojemność sorpcyjną węgla?

Does overlay pressure affect the sorptive capacity of coal?

Mgr inż. Barbara Dutka^{*)}

Treść: W artykule omówiono przydatność parametru pojemności sorpcyjnej węgla w dzisiejszym górnictwie. Parametr ten oznaczany jest w badaniach laboratoryjnych, przeważnie na rozdrobionych próbkach węglowych, wolnych od obciążenia obecnego *in situ*. Czynnikiem obciążenia zewnętrznego uznawany jest za istotny dla pełnego opisu układu węgiel-gaz, jednakże nie jest uwzględniany przy ocenie powszechnie wyznaczanych parametrów sorpcyjnych. W niniejszej pracy przedstawiono wyniki badań sorpcyjnych, polegających na wyznaczeniu pojemności sorpcyjnej i izoterm sorpcji w określonym stanie obciążenia próbki. Wartości zadawanych obciążeń hydrostatycznych były porównywalne z obciążeniami wywieranymi na pokłady węglowe zalegające na głębokościach do 1100 m. Przeprowadzono analizę wyników mającą na celu oszacowanie, na ile zaniebdywanie obciążenia w badaniach laboratoryjnych, wpływa na wynik oznaczenia pojemności sorpcyjnej.

Abstract: This article presents the suitability of coal sorptive capacity parameter in today's mining industry. During laboratory tests, it is largely marked on the ground coal samples, free from load present in situ. The factor of external load is considered as crucial for a complete description of coal-gas system. However, it is not included in the assessment of commonly indicated sorptive parameters. This paper presents the results of sorptive research which is aimed at the indication of sorptive capacity and sorption isotherm in the particular level of sample loading. Values of hydrostatic loads were comparable to the loads on coal beds with deposition up to 1100 m. The analysis for the estimation of how the negligence of load, during a laboratory test, affects the result of the sorptive capacity marking was performed.

Słowa kluczowe:

węgiel, pojemność sorpcyjna, izoterma sorpcji, metan, obciążenie

Key words:

coal, sorptive capacity, sorption isotherm, methane, load

1. Wprowadzenie

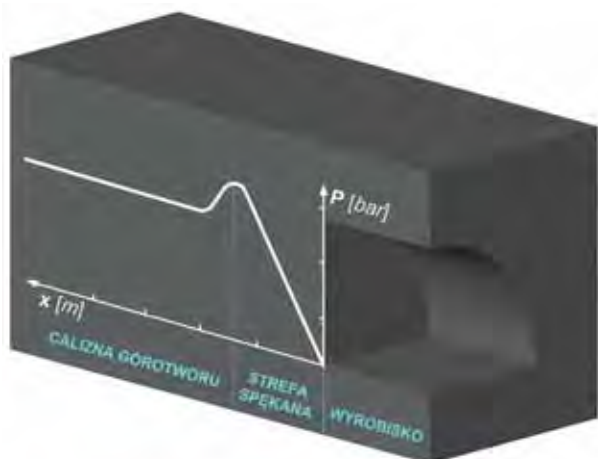
Węgiel kamienny posiada zdolność sorbowania gazów, co wpływa na znaczne nasycenie pokładów węglowych gazami takimi jak CH_4 , czy CO_2 . Ponad 90 % gazu obecnego w pokładach węglowych stanowi gaz związany sorpcyjnie, a tylko niewielką jego część gaz wolny występujący w systemie makroporów i szczelin. Pojemność sorpcyjna węgla jest parametrem ujmującym ilościowo zdolność węgla do sorpcji. Odnosi się ona zawsze do określonych warunków ciśnienia i temperatury układu węgiel-gaz, pozostającego w równowadze sorpcyjnej. Wyrażana jest jako ilość gazu zasorbowanego przez węgiel na masę czystej substancji węglowej – $\text{m}^3/\text{Mg}_{\text{CSW}}$ ($\text{cm}^3/\text{g}_{\text{CSW}}$) bądź $\text{mmol}/\text{g}_{\text{CSW}}$ itp. Z szeregu badań naukowych wynika, iż obok parametrów termodynamicznych układu węgiel-gaz, na wielkość pojemności sorpcyjnej mogą wpływać cechy węgla, takie jak stopień uwęglenia i skład macerałowy, jak również rodzaj sorbowanego gazu bądź obecność innych sorbatów (w szczególności wilgoci) [1–3]. Jednym z istotnych czynników mających wpływ na ilość sorbowanego przez węgiel gazu wymienia się również ciśnienie litostatyczne, aczkolwiek zdania na ten temat są nadal podzielone. Przeważa

jednakże opinia, iż wraz ze wzrostem ciśnienia pochodzącego od nadkładu pojemność sorpcyjna węgla względem gazów maleje [4].

Działalność górnicza powoduje naruszenie pierwotnego stanu naprężenia w górotworze. Na powierzchni ociosu wyrobiska naprężenia będą bliskie zeru i będą one narastać przy przejściu w głąb calizny węglowej do momentu, w którym wystąpią maksymalne naprężenia ściskające (obszar tzw. bariery odgazowania). W strefie maksymalnych naprężeń ciśnienie porowe również osiąga wartości maksymalne (rys. 1). Zastanawiające może być zatem, czy wzrost ciśnienia złożowego gazu wynika wyłącznie z zaciskania porów węgla, czy również z desorpcji gazu powodowanej wzrostem obciążenia w miejscu zwanym barierą odgazowania. Jeżeli zmiany naprężeń zaburzają równowagę sorpcyjną i wywołują istotne zmiany pojemności sorpcyjnej węgla, to w miejscu koncentracji naprężeń pewna część gazu zasorbowanego przejdzie w gaz wolny, do momentu ustalenia się nowej równowagi sorpcyjnej. Charakterystyczne obserwacje wynikające z rozkładu ciśnienia złożowego gazu przed czołem wyrobiska korytarzowego, skłaniają do podjęcia badań dotyczących wpływu obciążenia na pojemność sorpcyjną węgla.

Informacja o pojemności sorpcyjnej lub izotermie sorpcji jest potrzebna w wielu obszarach górnictwa. Jeśli istnieje

^{*)} Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków.



Rys. 1. Maksimum ciśnienia gazu w obszarze bariery odgazowania

Fig. 1. Maximal pressure of gas in the zone of degassing barrier

wpływ obciążenia na sorpcję, to zjawisko takie może mieć duże znaczenie dla opisu układu węgiel-gaz oraz przy ocenie powszechnie wyznaczanych parametrów sorpcyjnych pomijających czynnik obciążenia.

2. Znaczenie pojemności sorpcyjnej w górnictwie węglowym

Właściwości sorpcyjne węgla wiążą się z oceną ryzyka podejmowanego w trakcie robót górniczych. W pokładach węglowych występuje metan pod znacznym ciśnieniem, co może prowadzić do występowania zjawisk gazodynamicznych, wśród których największe zagrożenie niosą wyrzuty metanu i skał. Rozpoznanie dodatkowych parametrów opisujących układ węgiel-metan (obok obligatoryjnie wyznaczanych parametrów podstawowych, takich jak metanonośność, wskaźnik intensywności desorpcji, zwięzłość) jest pomocne dla zapewnienia bezpieczeństwa prowadzenia eksploatacji. Jednym z głównych parametrów uzupełniających profilaktykę metanową i wyrzutową, obok współczynnika dyfuzji i ciśnienia złożowego gazu, jest pojemność sorpcyjna węgla. Przy tym samym ciśnieniu gazu w pokładzie, im większa pojemność sorpcyjna węgla, tym bezpieczniejsze warunki prowadzenia prac w wyrobiskach korytarzowych. W takiej sytuacji udział gazu wolnego jest mniejszy, a co za tym idzie mniejsza jest energia potencjalna gazu zgromadzonego w górotworze.

W praktyce górniczej pojemność sorpcyjna oznacza ilość gazu związanego procesem sorpcji podczas nasycania węgla metanem od próżni do 1 bara w warunkach izobaryczno-izotermicznych (1 bar, 25 °C). Szerszym zakresem pomiaru sorpcji jest wykonanie izoterm. Jest to krzywa równowagowa reprezentująca zależność pojemności sorpcyjnej węgla przy różnych ciśnieniach gazu, wyznaczona w stałej temperaturze. Węgły wykazują dużą różnorodność w przebiegu wyznaczanych laboratoryjnie izoterm sorpcji, krzywe te różnią się kształtem i nachyleniem. Do punktów izoterm, otrzymanych z eksperymentu laboratoryjnego, można dopasować optymalny przebieg oraz równanie matematyczne izoterm sorpcji. Zaletami wyznaczania izoterm jest wnioskowanie o wartości pojemności sorpcyjnej węgla przy dowolnym ciśnieniu gazu, jak również możliwość przewidywania jej wartości przy wyższych ciśnieniach, nieobjętych pomiarem laboratoryjnym. Niemniej jednak, wyznaczenie izoterm składającej się

z minimum 4÷5 punktów doświadczalnych wiąże się ze sporą czasochłonnością.

Pojemność sorpcyjna węgla, odniesiona do warunków ciśnienia gazu i temperatury panujących w pokładzie, jest składową metanonośności. Metanonośność powinna być równa sumie laboratoryjnie wyznaczonej pojemności sorpcyjnej oraz ilości metanu wolnego odpowiadającym wartości ciśnienia złożowego metanu. Ponieważ największe zagrożenia, podczas prac udostępniających i przygotowawczych, pojawić się mogą ze strony obecnego w nim gazu, niepodważalną zaletą wyznaczania izoterm sorpcji jest możliwość odtworzenia ciśnienia złożowego gazu w miejscach, gdzie jego bezpośredni pomiar nie był możliwy. Dokonując porównania metanonośności z izotermą sorpcji, podejmowane są próby oszacowania ciśnienia metanu w pokładzie.

Znajomość pojemności sorpcyjnej węgla względem CH_4 i CO_2 w odniesieniu do warunków *in situ*, ma istotne znaczenie dla procesów przebiegających w warunkach naturalnych, takich jak sekwestracja CO_2 z równoczesnym odzyskiem CH_4 . Pojemność sorpcyjna determinuje użyteczność danego pokładu węgla jako zbiornika dla CO_2 oraz pozwala przewidywać efektywność zastosowanej technologii [5].

Celem podjętych badań było rozpoznanie, czy pojemność sorpcyjna węgla jest uzależniona od obciążenia. W pracy wykorzystano samodzielnie wykonaną aparaturę badawczą do badań sorpcyjnych pod obciążeniem. Umożliwia ona prowadzenie nowatorskich pomiarów parametrów sorpcyjnych węgla w określonym stanie obciążenia hydrostatycznego próbek.

3. Badania sorpcyjne pod obciążeniem

Próbę rozpoznania wpływu obciążenia na pojemność sorpcyjną węgla podjęto w Instytucie Mechaniki Górotworu PAN. Zaprojektowano i wykonano aparaturę umożliwiającą badanie zjawisk sorpcyjnych w określonym stanie obciążenia [6]. Na rysunku 2 przedstawiono schematycznie ideę pomiaru. Rysunek 3 przedstawia zdjęcie aparatury składającej się z trzech zasadniczych elementów:

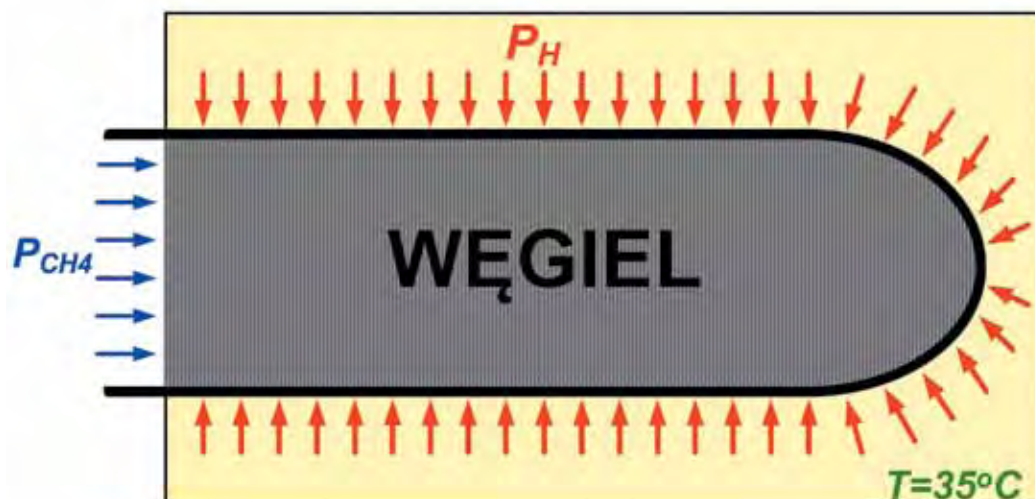
- rury wysokociśnieniowej napełnianej naftą, w której umieszczona jest próbka,
- urządzenia do pomiaru sorpcji w warunkach izobaryczno-izotermicznych oraz
- układu do wywierania na próbkę, za pośrednictwem nafty, ciśnienia hydrostatycznego w zakresie 1÷30 MPa.

Badania sorpcyjne polegały na wyznaczeniu izoterm sorpcji CH_4 w temperaturze $35 \pm 0,1^\circ\text{C}$ przy określonych obciążeniach hydrostatycznych próbki.

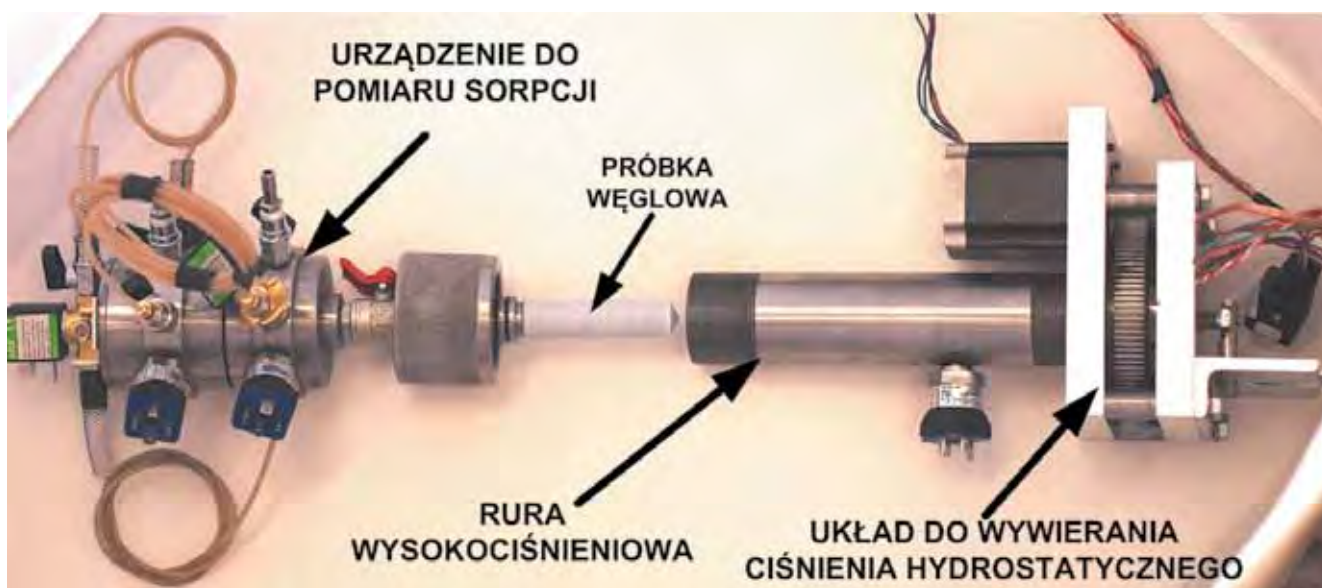
Procedura pomiarowa składała się z następujących po sobie etapów:

- odgazowanie próbki przy obciążeniu 5 MPa,
- nasycanie węgla CH_4 przy obciążeniu hydrostatycznym 5 MPa (7 MPa) do stanu równowagi sorpcyjnej przy stałym ciśnieniu gazowego sorbatu p_{CH_4} ,
- zwiększenie docisku próbki od 5 do 15 MPa (od 7 do 15 MPa), oczekiwanie na nową równowagę sorpcyjną przy stałym ciśnieniu p_{CH_4} ,
- kolejne zwiększenie obciążenia od 15 do 30 MPa,
- redukcja obciążenia próbki od 30 do 5 MPa (7 MPa), oczekiwanie na ustalenie równowagi sorpcyjnej przy stałym ciśnieniu p_{CH_4} ,
- zwiększenie ciśnienia p_{CH_4} , a następnie powtórzenie procedury dociężenia itd.

Pomiary przeprowadzono przy ciśnieniach metanu p_{CH_4} 1,0÷11,0 bar.



Rys. 2. Idea pomiaru
Fig. 2. Conception of measurement



Rys. 3. Aparatura do pomiarów sorpcyjnych pod obciążeniem
Fig. 3. Equipment for sorptive measurements under load

4. Materiał badawczy

Do badań sorpcyjnych pod obciążeniem przeznaczono węgiel o bardzo niskim stopniu uwęglenia ($R_0=0,47\%$), pochodzący z pokładu 209 kopalni S oraz węgiel średnio uwęglony ($R_0=1,078\%$), pochodzący z pokładu 406 kopalni B. Próbkę została przygotowane poprzez brykietowanie materiału węglowego o klasie ziarnowej $0,2\div 0,25$ mm w pojemniku teflonowym dociskiem prasy hydraulicznej 32 MPa. Brykiet węglowy posiadał masę około 15 g i porowatość około 16%. Charakterystykę badanych węgli zestawiono w tabelicy 1.

Tablica 1. Charakterystyka badanych węgli
Table 1. Characteristics of the tested coal

	Węgiel S pokład 209	Węgiel B pokład 406
$R_0, \%$	0.470 (niskouwęglony)	1.078 (średniouwęglony)
$V^{daf}, \%$	30,69	27,10
$A^a, \%$	21,43	2,58
$W_p, \%$	0,90	0,95

5. Desorpcja CH_4 z węgla w wyniku zwiększenia obciążenia

Na rysunku 4 pokazano przykładowe wykresy zmian ilości zasorbowanego CH_4 po zwiększeniu obciążenia hydrostatycznego wywieranego na próbkę węgla S. Linia przerywaną oznaczono wartość pojemności sorpcyjnej, jaką posiadał węgiel przy obciążeniu 5 MPa. Obciążenie badanej próbki zwiększano dwukrotnie: od 5 do 15 MPa, a następnie od 15 do 30 MPa. Jak widać z wykresów, w obydwu krokach zwiększenia obciążenia próbka wywołała desorpcję CH_4 z węgla. W pierwszym kroku próbka uwolniła w procesie desorpcji około 22 % zgromadzonego CH_4 , w drugim 11,5 %. Oznacza to, że pojemność sorpcyjna węgla może ulegać zmianie w zależności od wielkości obciążenia.

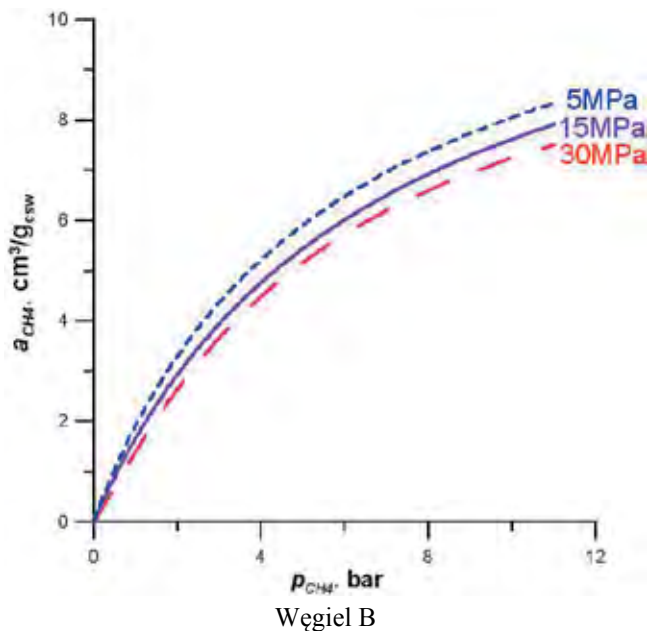
6. Wpływ obciążenia na pojemność sorpcyjną węgla

Na rysunku 5 i 6 przedstawiono odpowiednio izotermy sorpcji metanu dla węgla B oraz węgla S. Węgiel B wykazuje nieco większą pojemność sorpcyjną względem CH_4 , gdy obciążenie hydrostatyczne próbki wynosi kilka (5÷7) MPa. Przy obciążeniu 15 i 30 MPa, pojemność sorpcyjna obydwu węgli jest zbliżona aczkolwiek charakter izoterm jest odmienny. W przypadku węgla B izotermy sorpcji mają charakter izoterm Langmuira-Freundlicha, podczas gdy izotermy węgla S to typowe izotermy Langmuira. Jak widać z przedstawionych wykresów, w obydwu przypadkach, ze wzrostem obciążenia próbki pojemność sorpcyjna maleje. Zwiększenie obciążenia hydrostatycznego z 7 do 15 MPa (węgiel B) spowodowało redukcję pojemności sorpcyjnej węgla o 39 % przy $p_{\text{CH}_4}=1,0$ bar oraz 27% przy $p_{\text{CH}_4}=10,0$ bar. Próbka węgla B, przy ciśnieniu $p_{\text{CH}_4}=10$ bar, zdesorbowała około $0,34 \text{ cm}^3/\text{g}_{\text{dsw}}$ na każdy MPa aplikowanego obciążenia. Dla węgla S zwiększenie obciążenia z 5 do 15 MPa skutkowało redukcją pojemności sorpcyjnej, jednakże nie tak znaczną jak w przypadku węgla B. Przyglądając się izotermom sorpcji wyznaczonym dla obydwu węgli przy obciążeniu 15 i 30 MPa, zauważyć można niemalże identyczną zmianę pojemności sorpcyjnej z obciążeniem wynoszącą od kilku do kilkunastu procent w zależności od ciśnienia metanu p_{CH_4} .

Pomimo iż literatura dotycząca badań sorpcji gazów na węglu w warunkach obciążenia jest bardzo uboga, to dostępne prace potwierdzają, że występuje wpływ obciążenia na pojemność sorpcyjną [7÷9]. Autor jednej z prac [8] wyjaśnia

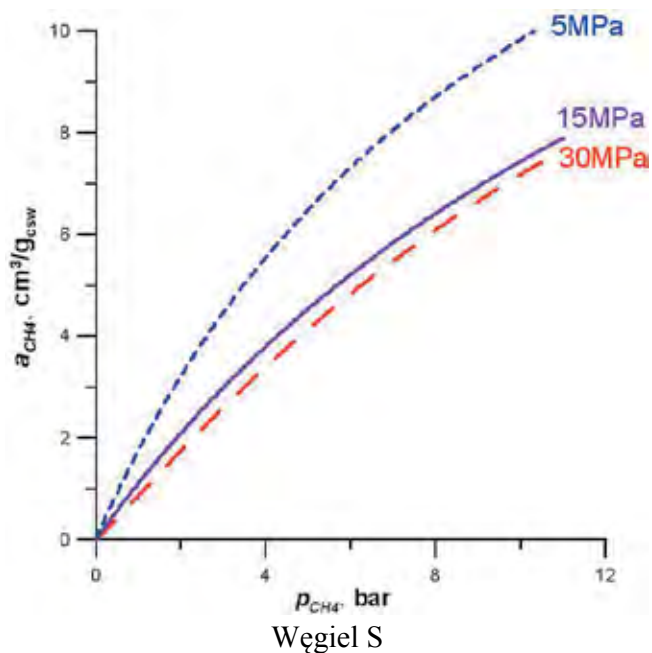
mechanizm tego zjawiska uznając, że jest ono wynikiem zaciśnięcia się przestrzeni porowej węgla, jak również ograniczenia jego zdolności do pęcznienia.

Cechą charakterystyczną wyznaczonych izoterm jest tendencja polegająca na zmniejszaniu się wpływu obciążenia na pojemność sorpcyjną badanych węgli wraz ze wzrostem



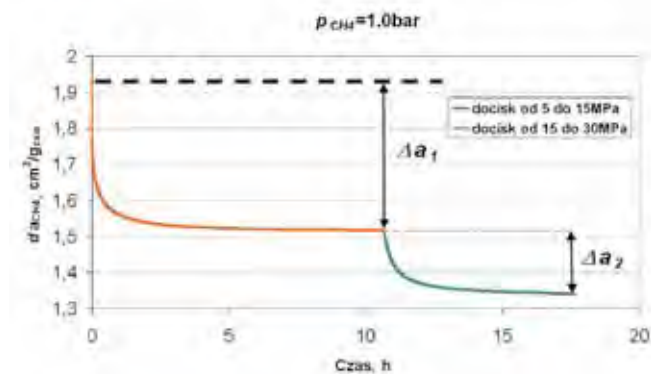
Rys. 5. Izotermy sorpcji CH_4 przy różnych obciążeniach hydrostatycznych próbki (węgiel B)

Fig. 5. CH_4 sorption isotherms at different hydrostatic loads of a sample (coal B)



Rys. 6. Izotermy sorpcji CH_4 przy różnych obciążeniach hydrostatycznych próbki (węgiel S)

Fig. 6. CH_4 sorption isotherms at different hydrostatic loads of a sample (coal S)



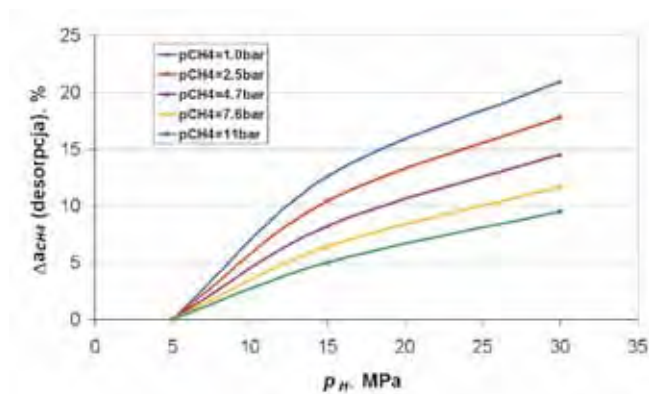
Rys. 4. Desorpcja CH_4 w wyniku zwiększenia obciążenia hydrostatycznego próbki

Fig. 4. CH_4 desorption as the result of the sample's hydrostatic load increase

ciśnienia równowagowego CH_4 . Na rysunku 7 przedstawiono względne zmiany pojemności sorpcyjnej węgla S dla kilku ciśnień p_{CH_4} . Jak widać z przedstawionych wykresów, wpływ obciążenia próbki na sorpcję CH_4 zmniejsza się, o czym świadczą nachylenia prezentowanych krzywych. Przy ciśnieniach p_{CH_4} wynoszących 7,5 oraz 11 bar zmiany pojemności sorpcyjnej węgla S powodowane redukcją obciążenia od 30 do 15 MPa oraz od 15 do 5 MPa były mniejsze, w porównaniu do redukcji pojemności sorpcyjnej przy ciśnieniach p_{CH_4} wynoszących 2,5 i 4,7 bar, a nawet nieznaczne w porównaniu ze zmianami pojemności sorpcyjnej przy ciśnieniu 1.0bar.

7. Wnioski

W odpowiedzi na postawione w tytule artykułu pytanie, należy stwierdzić, że ciśnienie pochodzące od nadkładu, którego odpowiednikiem w warunkach laboratoryjnych może być ciśnienie hydrostatyczne, wpływa na pojemność sorpcyjną węgla względem CH_4 . Analiza izoterm sorpcji CH_4 dla dwóch węgli o odmiennych właściwościach wykazała, że wpływ obciążenia na pojemność sorpcyjną zmienia się w zależności od ciśnienia CH_4 i jest największy przy niskich wartościach tego ciśnienia. Zwiększenie obciążenia próbki z 5 do 15 MPa oraz z 15 do 30 MPa spowodowało desorpcję CH_4 z węgla.



Rys. 7. Względne zmiany pojemności sorpcyjnej węgla S przy różnym ciśnieniu CH_4

Fig. 7. Relative changes in coal S sorption capacity at different pressure of CH_4

Efekt ten potwierdza wniosek, iż pojemność sorpcyjna będzie ulegać zmianie w zależności od obciążenia. Wnioskiem końcowym z przeprowadzonych badań jest stwierdzenie, iż na pojemność sorpcyjną węgla wpływa nie tylko ciśnienie gazu i temperatura panująca w pokładzie, lecz również stan obciążenia występujący w górotworze. Uwzględnianie obciążenia w badaniach sorpcyjnych może mieć znaczenie przy właściwym bilansowaniu metanu w pokładach węgla.

Praca została wykonana w roku 2012 w ramach prac statutowych realizowanych w IMG PAN w Krakowie, finansowanych przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego.

Literatura

1. Laxminarayana C., Crosdale P.: Role of coal type and rank on methane sorption characteristics of Bowen Basin, Australia coals, International Journal of Coal Geology, 40 (1999) 309-325.
2. Levine J.: Influence of coal composition on coal seam reservoir quality: a review, Symp. Coalbed Methane Res. Dev., vol. 1 Townsville, 19-21 November 1992.
3. Wierzbicki M., Dutka B.: The influence of temperature changes of the structurally deformed coal-methane system on the total methane content, Archives of Mining Sciences 55 (3) (2010) 547-560.
4. Ryncarz T.: Zarys fizyki górotworu, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
5. Lutynski M., Battistutta E., Bruining H., Wolf K.: Discrepancies in the assessment of CO_2 storage capacity and methane recovery from coal with selected equations of state. Part II. Reservoir simulation, Physicochemical Problems of Mineral Processing 47 (2011) 209-214.
6. Dutka B., Kudasik M., Topolnicki J., Wierzbicki M.: Komora do badań wpływu obciążeń mechanicznych na właściwości sorbentu, Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, Tom 11, nr 1-4, 2009, s. 15-20.
7. Smith D., Jikich S., Seshadri K.: Carbon dioxide sorption isotherms and matrix transport rates for non-powdered coal, International Coalbed Methane Symposium, University of Alabama, 2007.
8. Pone J., Halleck P., Mathews J.: Sorption Capacity and Sorption Kinetic Measurements of CO_2 and CH_4 in Confined and Unconfined Bituminous Coal, Energy Fuels 23 (9) 2009, 4688-4695.
9. Hol S., Peach C., Spiers C.: Applied stress reduces the CO_2 sorption capacity of coal, International Journal of Coal Geology 85, 2011, 128-142.



Charakterystyka węgla kamiennego występującego w strefach przyuskokowych

Characteristics of hard coal in the near-fault zones

Dr inż. Katarzyna Godyń^{*)}

Treść: Praca w sposób przekrojowy przedstawia wyniki badań petrograficzno-stereologicznych, prowadzonych na materiale węglowym pobranym z pięciu górnośląskich pokładów węgla kamiennego. Materiał badawczy stanowią próbki pochodzące z takich miejsc w pokładach, w których procesy tektoniczne doprowadziły do powstania uskoków. Analizując szczegółowo skład petrograficzny próbek węgla, zwrócono uwagę na rodzaj i zawartość procentową substancji mineralnej towarzyszącej pokładom. W szczególności jednak śledzono charakter i zakres zmian strukturalno-teksturalnych węgla, powstających na skutek deformacji tektonicznych. Na podstawie otrzymanych rezultatów badań wskazano, że istnieje zależność między budową petrograficzną węgla a jego cechami strukturalnymi, ujawnionymi na skutek działania sił wytworzonych podczas formowania się uskoków. Wyniki badań są istotne nie tylko z poznawczego punktu, lecz również mogą przyczynić się do lepszego poznania stref osłabionych strukturalnie, potencjalnie skłonnych do wyrzutów, a co za tym idzie, pozwolą wzbogacić bazę danych dotyczącą profilaktyki przeciwwyrzutowej.

Abstract: This paper presents the results of comprehensive petrographic-stereological study performed on the coal samples from five hard coal deposits in Upper Silesia. These samples derive from specific spaces in the deposits, where tectonic processes led to fault occurrence. The detailed analysis of the petrographic composition of samples was aimed at the determination of the type and percentage of mineral matter which covers the deposits. However, special emphasis was put on the profile and range of the coal structural-textural changes which occur as the result of dislocations. On the basis of the obtain results it was indicated, there is a relationship between petrographic structure of the coal and its structural features exposed as the result of the forces generated during fault formation. The test results are important not only from the cognitive point of view, but they can also contribute to the discovery of structurally weaker zones with breakout tendency. Consequently, it may allow to update the database of breakout-proof prevention.

Słowa kluczowe:

GZW, węgiel kamienny, uskoki, struktura węgla, macerały

Key words:

USCB, hard coal, faults, coal structure, macerals

1. Wprowadzenie

Węgiel kamienny występujący w pokładach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego odzwierciedla w sobie specyficzne cechy, powiązane bezpośrednio z historią geologiczną obszaru. Naturalną koleją rzeczy, im głębiej zalegający pokład, tym wyższy stopień uwęglenia materii organicznej, lecz również podwyższone ciśnienie gazów kopalnianych, będących ubocznym produktem procesu uwęglenia [15]. Eksploatacja węgla w GZW schodzi w niższe formacje skalne, do starszych pokładów, a to stwarza coraz większe zagrożenia gazowe. Istnieje jednak wiele cech powiązanych z szeroko pojętą geologią (uwarunkowania tektoniczne, cechy litologiczno-petrograficzne), które w niektórych przypadkach mają znaczący wpływ na możliwość zwiększenia zagrożeń gazowych, w szczególności wyrzutowych, w kopalniach węgla kamiennego. Jednym z poważniejszych parametrów stanowiących o tym zagrożeniu

jest niska zwięzłość węgla, która zazwyczaj pojawia się na skutek działania sił niszczących podczas intensyfikowania się zjawisk tektonicznych. W efekcie tych procesów formowane są uskoki, które przecinając pokład węgla, doprowadzają do spękania lub przemielenia materiału węglowego. W ten sposób powstaje węgiel „odmieniony strukturalnie”¹. Odmienne cechy takiego materiału są zauważalne w wynikach testów wytrzymałościowych oraz w obrazie mikroskopowym.

W opracowaniu przedstawiono wyniki analiz mikroskopowych próbek węgla kamiennego pochodzących z pięciu pokładów, z miejsc, w których występują uskoki. Próbkę pobrano z następujących kopalń i pokładów: „Borynia-Zofiówka” – pokład 412 1g+1d; „Borynia-Zofiówka” – pokład 406/1; „Pniówek” – pokład 403/3; „Brzeszcze” – pokład 352; „Pniówek” – pokład 306/1.

¹ **struktura węgla** - rozumiana w pracy jako zespół cech strukturalno-teksturalnych. Nazewnictwo takie stosowane jest w celu charakterystyki węgla ze stref przyuskokowych [14, 11, 6]

^{*)} Instytut Mechaniki Górotworu Polskiej Akademii Nauk.

Głównym celem pracy było scharakteryzowanie typowych dla węgla przyuskokowego cech petrograficznych na możliwie dużej liczbie próbek. Określono skład macerałowy, stopień uwęglenia, ilość oraz charakter substancji mineralnej, a także przeanalizowano rodzaj oraz zawartość procentową węgla dotkniętego zmianami strukturalnymi, powstałymi na skutek zjawisk tektonicznych. Na tej podstawie sformowano wnioski dotyczące zachowania się węgla w rejonach uskokowych, przedstawiono wyniki pozwalające na uwzględnienie ich w szeroko pojętych działaniach dotyczących profilaktyki przeciwwyrzutowej w polskich kopalniach węgla kamiennego.

2. Właściwości petrograficzne węgla a tektonika

2.1. Charakterystyka wybranych petrograficznych cech węgla

Węgiel kamienny, jaki eksploatuje się aktualnie w kopalniach, aby stał się kopalinią o określonych parametrach, musiał przejść szereg różnorodnych reakcji i przemian. Pierwotnym składnikiem, z którego tworzył się węgiel, były różnorodne szczątki organiczne, głównie roślinne. Rodzaj tych szczątków determinuje późniejszy skład petrograficzny osadu. Proces przeobrażenia szczątków organicznych, czyli **uwęglenie**, w znacznym stopniu określa cechy jakościowe węgla, co jest widoczne przede wszystkim w powiększeniach mikroskopowych (m.in. w zmianie barwy, struktury czy też mikro-twardości). Węgiel kamienny budują macerały, czyli tworzy jednorodne pod względem morfologicznym, fizycznym i chemicznym [18]. Wśród macerałów węgla kamiennego wyróżnia się trzy główne grupy, różniące się genezą, a co za tym idzie, także cechami optycznymi czy też wytrzymałościowymi. Te różnice wpływają bezpośrednio na zachowanie się węgla pod wpływem sił tektonicznych w górotworze.

Najbardziej rozpowszechniona grupa macerałów to grupa wityrynit (rys. 1). Utwory te pochodzą z tkanki roślinnej bogatej w celulozę i ligninę. Obserwowana w analizach mikroskopowych w świetle odbitym szara barwa wityrynit, wraz ze wzrostem stopnia uwęglenia staje się coraz bardziej biała lub żółtawobiała. Macerały grupy wityrynit są najbardziej kruche z wszystkich grup, charakteryzują się występowaniem w nich prostopadłych do siebie spękań i szczelin (tzw. szczeliniek kontrakcyjnych), tym wyraźniejszych im wyższy stopień uwęglenia. Te szczelinki wpływają na zwiększenia kruchości węgla wityrynitowego [13, 17, 18, 15].

Grupę macerałów liptynit (rys. 2) tworzą spory, pyłki, żywice, woski. Barwa macerałów z tej grupy zmienia się wraz ze stopniem uwęglenia od brunatnawej, poprzez ciemnoszarą do jasnoszarej. W węglach zawierających mniej niż 18 % części lotnych liptynit jest nierozpoznawalny w badaniach mikroskopowych. Zależnie od wzrostu stopnia uwęglenia następuje zmiana barwy, reliefu i mikro-twardości tych macerałów [15, 18]. W węglu z dużą zawartością części lotnych liptynit jest twardszy od wityrynit. Posiada także właściwości spajające i znaczną sprężystość, co może mieć wpływ na wytrzymałość mechaniczną pokładów węgla z podwyższoną zawartością macerałów grupy liptynit [17].

Grupę inertynit (rys. 3) reprezentują macerały inertne, tj. częściowo lub całkowicie obojętne na procesy technologiczne (koksowanie). Ich cechą charakterystyczną jest wysoka refleksyjność i wysoki relief [18, 15]. Macerały grupy inertynit posiadają większą od pozostałych grup twardość, a ich duża zawartość w pokładzie powoduje zwiększenie wytrzymałości mechanicznej. Odmiany komórkowe, gdy ich komórki wypełnione są substancją mineralną, są bardzo wytrzymałe, odporne na kruszenie [17].

W pokładach węgla niemal zawsze występują tzw. **karbomineryty**, czyli zrosty macerałów z substancją mineralną (rys. 4). Pochodzenie substancji mineralnej może mieć różne źródło i genezę. Substancja mineralna osadza się wraz z fragmentami organicznymi, bądź też podczas przemian diagenetycznych lub metamorficznych, ale może także dostać się do pokładu ze skał zalegających w stropie lub spągu, pod wpływem tektoniki. Obecność znacznej domieszki substancji mineralnej w węglu wpływa na zwiększenie cech wytrzymałościowych tego fragmentu osadu [3].

2.2. Problem węgla „odmienionego strukturalnie”

Wyniki analiz wykonywanych od lat IMG PAN wskazują na problem lokalnych zmian w wewnętrznej strukturze węgla z wielu uskokowych pokładów GZW [7, 8, 9, 16]. Zmiany te dotyczą wszystkich typów węgla, niezależnie od stopnia uwęglenia i składu petrograficznego. Jednakże intensywność tych zmian w istotnej mierze uzależniona jest właśnie od stopnia uwęglenia i składu petrograficznego. Zmiany strukturalne dotyczą przede wszystkim miejsca i obszaru w pokładach węgla, w których występują deformacje tektoniczne. Strefa taka (ang. *share zone* [2]) cechuje się występowaniem węgla osłabionego strukturalnie, spękanego, przemielonego. Węgiel taki posiada mniejszą zwięzłość oraz większą pojemność gazową, co bezpośrednio wpływa na podwyższenie ryzyka zaistnienia tam niekontrolowanych zjawisk gazogeodynamicznych [1, 4, 10, 14, 19]. Klasyfikację węgla odmienionego strukturalnie z podziałem na węgiel nieodmieniony, kataklastyczny oraz mylonityczny w całości przedstawiono w pracy autorki [8].

2.3. Charakterystyka petrograficzna węgla z wybranych pokładów GZW

W celu przeprowadzenia szczegółowych analiz petrograficznych wykonano polerowane zglądy z próbek węgla pobranych z miejsc występowania uskoków. Do analiz zastosowano mikroskop polaryzacyjny AXIOPLAN firmy ZEISS oraz sterowany komputerowo stolik mechaniczny XYZ. Obraz spod mikroskopu optycznego przekazywany był za pomocą kamery CCD na monitor. Stosowano powiększenia 320-500X, co jest zgodne z PN-ISO 7404-3: 2001, dotyczącą petrograficznych analiz węgla kamiennego. Zglądy analizowano w świetle odbitym – białym, przy zastosowaniu immersji olejowej. Wykonano analizy petrograficzno-stereologiczne wszystkich pobranych próbek węgla. Wyniki tych badań zostały częściowo przedstawione w pracach autorki [7,9].

Próby do badań pobierane były wg schematów przedstawionych na rysunku 5. W przypadku pokładu 406/1 z kopalni „Borynia-Zofiówka” opróbowano szczelinę uskokową trzema próbkami, natomiast ocios trzema.

2.3.1. Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 412 Ig+Id

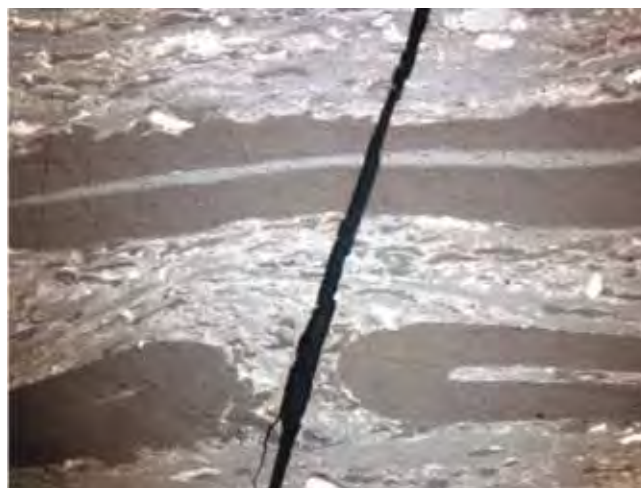
Węgiel pobrany z pokładu 412 Ig+Id jest najstarszym spośród wszystkich analizowanych w pracy. Reprezentuje on warstwę rudzkie zaliczone do górnośląskiej serii piaskowcowej [5,12]. Próbkę do badań pobrano z rejonu uskoku przecinającego chodnik nadścianowy G-2, w pokładzie 412 Ig+Id (R5). Oznaczony został średni stopień refleksyjności wityrynit R_v , który wynosi 1,17 %, natomiast zawartość części lotnych (V_{daf}) wyznaczono na poziomie 25 % (tabl. 1).

Węgiel z analizowanego pokładu charakteryzuje się znaczną przewagą grupy wityrynit nad pozostałymi grupami macerałów (tabl. 2). W próbkach występuje średnio 82 % macerałów grupy wityrynit, 14,3 % macerałów grupy inertynit oraz 2,3 % macerałów grupy liptynit.



Rys. 1. Grupa wityrynytu: telinit. Jest to komórkowa odmiana macerału z grupy wityrynytu. Na fotografii komórki telinitu wypełnia ciemnoszary rezynit (macerał z grupy liptynytu). Immersja, pow. 500×

Fig. 1. Vitrinite group: provitrain. This is a cell form of the maceral from vitrinite group. The photo presents the provitrain cell filled with dark-grey resinite (maceral from the liptinite group). Immersion, magnified by 500×



Rys. 2. Grupa liptynytu – wydłużone, ciemnoszare fragmenty sporynytu (w postaci makrospor), tkwiące w węglu zbudowanym z macerałów grupy inertynyty (gl. inertodestrynytu) oraz wityrynytu. Immersja, pow. 500×

Fig. 2. Liptinite group – extended, dark-grey fragments of sporinite (in the form of macrospore) inside the coal formed by macerals from the inertinite group (mostly inertode-trinite) and vitrinite. Immersion, magnified by 500×



Rys. 3. Grupa inertynyty – fuzynit o pustych, dobrze zachowanych owalnych komórkach. Immersja, pow. 500×

Fig. 3. Inertinite group – fusinite with empty well-maintained oval cells. Immersion, magnified by 500×



Rys. 4. Fragment karbominerytu – karbargilitu (zrost macerałów z minerałami ilastymi) Immersja, pow. 500×

Fig. 4. Fragment of carbominerite – carbargilite (adhesion of macerals with clay minerals). Immersion, magnified by 500×

Tablica 1. Wyniki pomiarów średniej wartości refleksyjności wityrynytu R_o (PN-ISO 7404-5:2002) oraz V^{daf} (PN-ISO 562:2000), dla próbek węgla pobranych z rejonów uskoków

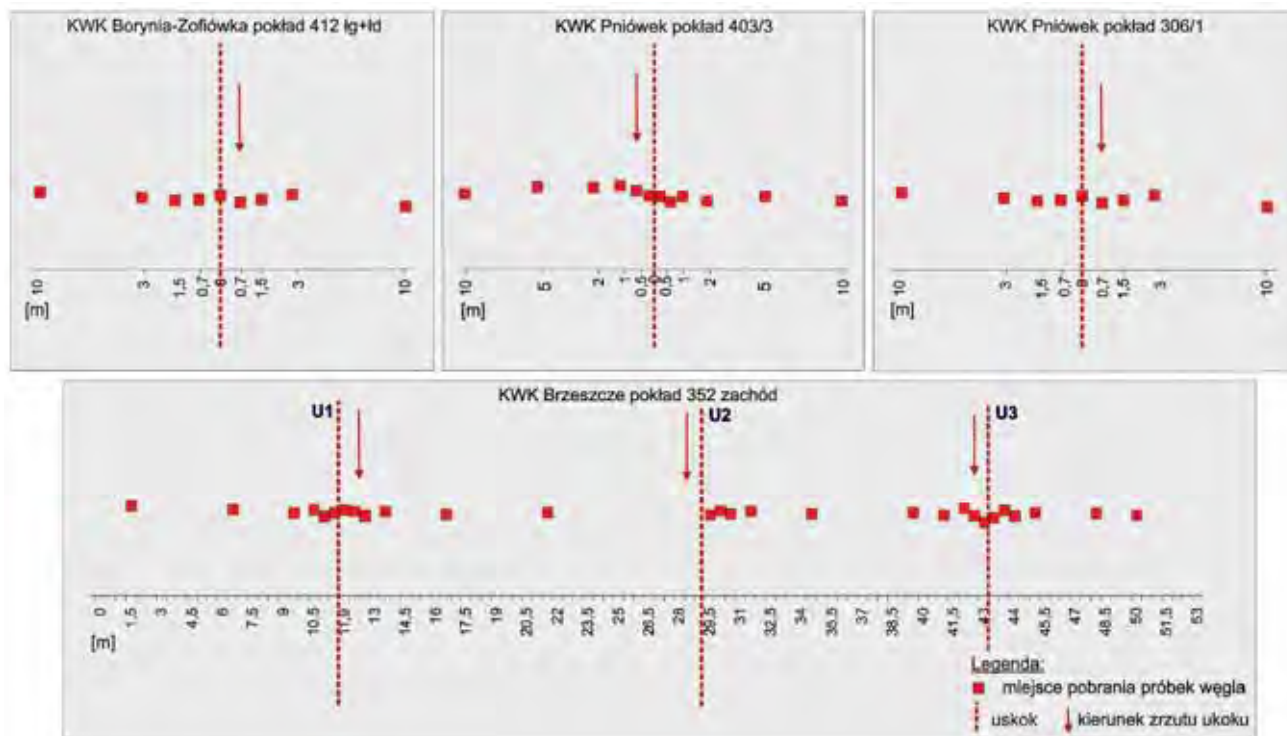
Table 1. Measurements of the average reflectivity value of vitrinite R_o [%] (PN-ISO 7404-5:2002) and V^{daf} [%] (PN-ISO 562:2000) for coal samples from the fault zones

Kopalnia	„Borynia-Zofiówka”	„Borynia-Zofiówka”	„Pniówek”	„Brzeszcze”	„Pniówek”
Pokład	Pokład 412 łg+łd	Pokład 406/1	Pokład 403/3	Pokład 352	Pokład 306/1
R_o , %	1,17	1,04	0,98	0,79	0,92
V^{daf} , %	25	27	29	35	30

Tablica 2. Wyniki analizy punktowej przyuskokowych próbek węgla. W tablicy przedstawiono uśrednioną zawartość poszczególnych grup macerałów w pokładach, % obj.

Table 2. Results of local analysis of the near-fault coal samples. This table presents the averaging content of particular maceral groups in the deposits [% vol.]

Kopalnia Pokład	„Borynia-Zofiówka” Pokład 412 Ig+Id	„Borynia-Zofiówka” Pokład 406/1	„Pniówek” Pokład 403/3	„Brzeszcze” Pokład 352	„Pniówek” Pokład 306/1
Witrynit	82,8	72,5	91,1	62,04	79,0
Inertynit	14,3	23,4	6,8	16,79	15,5
Liptynit	2,9	4,2	2,1	5,96	5,5



Rys. 5. Schemat pobrania próbek węgla do badań z pokładów GZW

Fig. 5. Scheme of coal sampling for tests

W węglu występuje niewielka domieszka substancji mineralnej. Najbogatsza w ten materiał próbka pochodzi z prawego skrzydła uskoku (3,5 % obj.). Podwyższona zawartość substancji mineralnej w samym uskoku świadczy o genezie tektonicznej tego materiału. Pochodzi on najprawdopodobniej ze skał otaczających pokład, które w trakcie procesów tektonicznych zostały przemieszane z węglem (rys. 6). W pozostałych próbkach substancja mineralna pojawia się w ilości nie przekraczającej 2 %. (średnio 2,1 % obj. (tabl. 3)). Minerale, głównie ilaste, rzadziej węglany, pojawiają się w spękaniach i między okruskami kataklastycznie zdeformowanego węgla. Impregnują także struktury komórkowe macerałów grupy inertynit (rys. 7). Substancja mineralna tworzy lokalnie karbargilit (węgiel+minerale ilaste) oraz karbankeryt (węgiel+węglany).

We wszystkich analizowanych próbkach występuje węgiel „odmieniony strukturalnie”: spękany – egzogeniczny (egzomikrospękania – spękania o genezie tektonicznej) i kataklastyczny. W próbkach oddalonych od szczeliny o 10 m pojawia się w on ilości ~2 %, a w miarę przybliżania się do

dyslokacji jego zawartość zdecydowanie wzrasta. W lewym, wiszącym skrzydle uskoku pojawia się aż 13,5 % obj. węgla spękanego oraz kataklazy (rys. 8), a lokalnie także mylonity (rys. 9) (tabl. 4).

2.3.1. Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 406/1

Kolejne analizowane próbki pochodzą z pokładu należącego do warstw załęskich, w karbońskiej serii mułowcowej. W chodniku nadścianowym F-1 kopalnia „Borynia-Zofiówka” napotkano szczelinę uskoku, z której pobrano trzy próbki. Opróbowano również pobliski ocios, z którego także pobrano trzy fragmenty węgla. Średni stopień refleksyjności witrynit z próbek z pokładu 406/1 wynosi 1,04 % R_o , przy średniej zawartości części lotnych na poziomie 27 % (tabl. 1).

Zawartość procentową grup macerałów z analizowanego pokładu przedstawiono w tablicy 2.

W pokładzie nie stwierdzono znaczących zawartości substancji mineralnej (tabl. 3). Próbki ociosowe charakteryzują się około 1 % obj., tych składników, zaś w szczelinie uskoku pojawiają się nieco liczniej (niemal 6 % obj.). Ta zwiększo-

Tablica 3. Wyniki analizy punktowej, dotyczące zawartości węgla oraz substancji mineralnej w samym uskoku oraz wartość średnią dla wszystkich próbek węgla z rejonów uskoków, % obj.

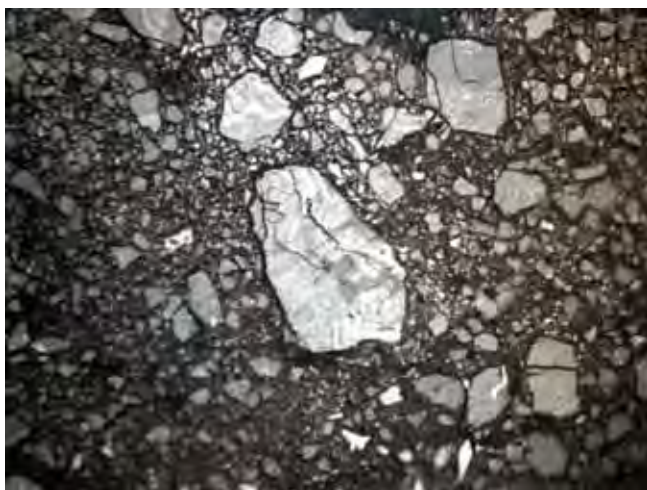
Table 3. Results of local analysis of the coal and mineral matter content inside the fault and the average value of each coal sample from the fault zone [% vol.]

Kopalnia Pokład	„Borynia-Zofiówka” Pokład 412 Ig+Id		„Borynia-Zofiówka” Pokład 406/1		„Pniówek” Pokład 403/3		„Brzeszcze” Pokład 352 zach		„Pniówek” Pokład 306/1	
	Substancja mineralna USKOK	średnia	Substancja mineralna USKOK	średnia	Substancja mineralna USKOK	średnia	Substancja mineralna USKOK	średnia	Substancja mineralna USKOK	średnia
Węgiel	96,5	97,9	93,9	96,4	92,9	93,3	25,3	85,3	71,4	95,4
Substancja mineralna	3,5	2,1	6,04	3,6	7,1	6,7	71,2	14,7	28,6	4,6

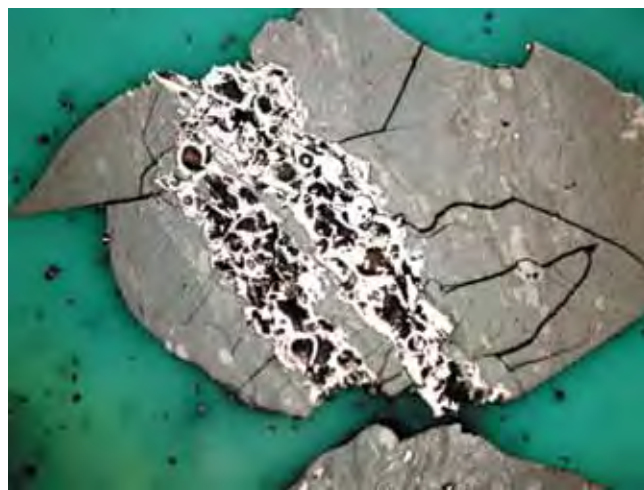
Tablica 4. Wyniki analizy punktowej przyuskokowych próbek węgla – zawartość „węgla nieodmienionego” w stosunku do „odmienionego strukturalnie” w samym uskoku oraz wartość średnią dla wszystkich próbek węgla z rejonów uskoków, % obj.

Table 4. Results of local analysis of the near-fault coal samples – the content of ‘unchanged coal’ in relation to the ‘structurally changed coal’ inside the fault and the average value of each coal sample from the fault zone [% vol.]

Analizowana struktura	„Borynia-Zofiówka” Pokład 412 Ig+Id		„Borynia-Zofiówka” Pokład 406/1		„Pniówek” Pokład 403/3		„Brzeszcze” Pokład 352 zach.		„Pniówek” Pokład 306/1	
	USKOK	średnia	USKOK	średnia	USKOK	średnia	USKOK	średnia	USKOK	średnia
węgiel nieodmieniony	86,49	93,43	56,35	78,73	49,81	87,55	74,8	83,18	87,37	96,34
spękania na węglu nieodmienionym	4,60	3,56	10,23	7,45	17,40	6,88	6,87	1,62	7,04	2,64
węgiel kataklaza i mylonit	8,91	3,00	33,43	13,82	32,80	5,58	8,02	0,77	5,60	1,01
Suma spękań i węgla odmienionego strukturalnie	13,51	6,56	43,66	21,27	50,2	12,82	14,89	2,38	12,64	3,66



Rys. 6. Substancja mineralna przemielona i zmieszana z węglem na skutek procesów tektonicznych. Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 412 Ig+Id. Immersja, pow. 500×
Fig. 6. Mineral matter ground and mixed with coal as the result of tectonic processes. ‘Borynia-Zofiówka’ mine, bed 412 Ig+Id. Immersion, magnified by 500×



Rys. 7. Spękany fragment wityrynitowego węgla z pasemkami inertynitu, którego komórki wypełnione są substancją mineralną. KWK „Borynia-Zofiówka” pokład 412 Ig+Id. Immersja, pow. 500×
Fig. 7. Fractured fragment of vitrinite coal with inertinite strips whose cells are filled with mineral matter. ‘Borynia-Zofiówka’ mine, bed 412 Ig+Id. Immersion, magnified by 500×



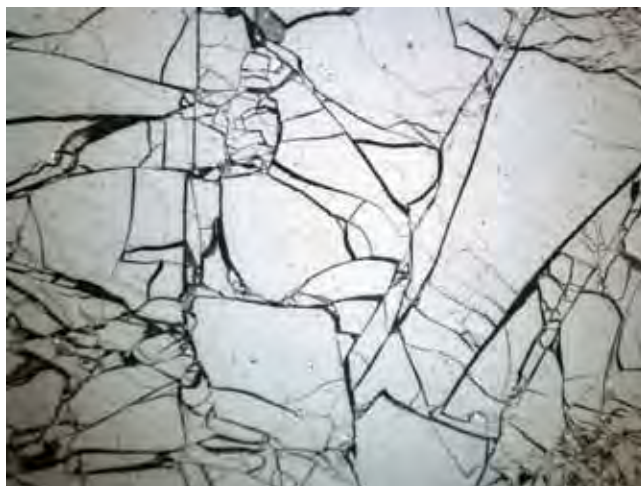
Rys. 8. Okruch kataklastycznego węgla. Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 412 lg+ld. Immersja, pow. 500×

Fig. 8. Chip of cataclastic coal. ‘Borynia-Zofiowka’ mine, bed 412 lg+ld. Immersion, magnified by 500×



Rys. 9. Fragment silnie przeobrażonego węgla, o cechach mylonitu. Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 412 lg+ld. Immersja, pow. 500×

Fig. 9. Fragment of strongly-altered coal with mylonite features. ‘Borynia-Zofiowka’ mine, bed 412 lg+ld. Immersion, magnified by 500×



Rys. 10. Egzomikrospeknięcia na wityrynitowym fragmencie węgla. Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 406/1. Immersja, pow. 500×

Fig. 10. Exomicrofractures on the fragment of vitrinite coal. ‘Borynia-Zofiowka’ mine, bed 406/1. Immersion, magnified by 500×



Rys. 11. Węgiel o cechach kataklazy (na brzegach) i mylonitu (w centrum). Kopalnia „Borynia-Zofiówka” pokład 406/1. Immersja, pow. 500×

Fig. 11. Coal with cataclasis (on edges) and mylonite (in the centre) features. ‘Borynia-Zofiowka’ mine, bed 406/1. Immersion, magnified by 500×

na ilość substancji mineralnej w rejonie uskoku pochodzi prawdopodobnie ze skał otaczających pokład, tym bardziej że pojawia się zwykle w postaci kataklazy skalno-węglowej.

W próbkach pobranych z ociosu zawartość węgla „odmienionego strukturalnie” jest stosunkowo niewielka (max. 4,1 % obj.). Deformacje strukturalne występują zwykle w postaci egzomikrospekkań, rzadziej kataklazy. Inaczej sytuacja wygląda z próbek pobranych ze szczeliny uskokowej. Maksymalną zawartość węgla odmienionego strukturalnie stwierdzono w jednej z próbek uskokowych. Sumaryczna zawartość spekkań (rys. 10) oraz kataklazy i mylonitu przekracza tam 43 % obj. (tabl. 4). Należy zwrócić uwagę, że materiał tam występujący zawiera znaczną, nietypowo dużą (kilkuprocentową) domieszkę węgla w postaci mylonitu (rys. 11).

2.3.2. Kopalnia „Pniówek” pokład 403/3

W ścianie B-5, pokładu 403/3, należącego do warstw załęskich karbońskiej serii mułowcowej, napotkano niewielką nieciągłość tektoniczną, którą to próbkowano z obu stron i z samej szczeliny uskokowej (rys. 5). Średnia wartość refleksyjności wityrynytu wyznaczona na zglądach wynosi 0,98 %, natomiast V_{daf}^{daf} został oznaczony na poziomie 29 % (tabl. 1).

Wyniki analizy ilościowej macerałów węgla pochodzących z próbek pobranych z pokładu 403/3 przedstawiono w tablicy 2.

Próbki pobrane z pokładu 403/3 charakteryzują się znaczną domieszką substancji mineralnej, która nie jest bezpośrednio związana z występowaniem dyslokacji tektonicznej. Jest to substancja o genezie synsedymenacyjnej (rys. 12). Największą

jej zawartość (ponad 25 % obj.) zaobserwowano w jednej z próbek, oddalonej od samej szczeliny uskokowej mniej więcej 2m na lewo, natomiast w samym uskoku występuje 7,13 % obj. tej substancji (tabl. 3). Pod względem składu mineralnego są to głównie minerały ilaste oraz rzadziej także węglany.

Wszystkie próbki pobrane z tego pokładu charakteryzują się znacznym stopniem zniszczenia wewnętrznej struktury (średnio 12,82 % obj. – tabl. 4) Najbardziej „odmienione strukturalnie” fragmenty węgla występują jednak w prawym skrzydle. Próbką ta jest zniszczona w ponad 50 procentach. Objawami zniszczenia struktury węgla są liczne spękania egzogeniczne (rys. 13), w różnym stopniu rozwinięta kataklaza w oraz sporadycznie także i mylonit.

2.3.3. Kopalnia „Brzeszcze” pokład 352

W kopalni „Brzeszcze”, w ścianie 111 pokładu 352, należącego do mułowcowej serii warstw załęskich, napotkano serię trzech niewielkich, lokalnych dyslokacji tektonicznych, o zrzucie nieprzekraczającym 0,5 m. Z bezpośredniego sąsiedztwa tych uskoków pobrano próbki (rys. 5), z których wykonano aż 28 polerowanych zglądów. Średnią refleksyjność wityritu wyznaczono na poziomie 0,79 %, natomiast średni V_{daf} wyniósł 35 % (tabl. 1).

Zawartość procentową poszczególnych grup macerałów w próbkach węgla przedstawiono w tabelicy 2.

Zwrócono uwagę, iż w próbkach tych substancja mineralna gra niejednokrotnie zasadniczą rolę. Występuje w ilości od kilku do nawet 76 % obj. w próbce pobranej z lewego, wiszącego skrzydła uskoku *UI* (rys. 5, tabl. 3). Jest to więc nie tyle próbka węgla, ile fragment minerytu. Średnio zawartość substancji mineralnej na całej długości opróbowanego fragmentu pokładu wynosi 14,7 % obj. Z pewnością część substancji mineralnej dostała się do węgla jako materiał postsedymentacyjny, na skutek ruchów tektonicznych (jak w przypadku lewego skrzydła uskoku *UI*), jednakże we wszystkich próbkach pojawia się znaczna domieszka tej substancji. Jest to materiał nie związany z tektoniką, lecz ma genezę synsedymentacyjną (rys. 14). Minerale współtworzące analizowany węgiel należą przede wszystkim do grupy składników ilastych, więc są to karbomineryty, bądź mineryty karbargilitowe.

W przyuskokowych próbkach węgla z pokładu 352, nie zaobserwowano znaczącej ilości węgla odmienionego strukturalnie. Jedynie w przypadku uskoku *U2* (rys. 15), w lewym, wiszącym skrzydle, doszło do zniszczenia struktury niemal w 15 % (tabl. 4). Dominuje tam węgiel spękany i kataklaza węglowo-skalna (tabl. 5). W pozostałych próbkach zmiany strukturalne są zdecydowanie mniejsze, niekiedy niemal niezauważalne. Ich średnia wartość dla wszystkich 28 próbek wynosi tylko 2,38 % obj. (tabl. 4).

2.3.4. Kopalnia „Pniówek” pokład 306/1

Węgiel z tego pokładu, najmłodszy w całym zestawieniu, należy do warstw orzeskich serii mułowcowej. W ścianie P-3 pokładu 306/1, stwierdzono występowanie dyslokacji tektonicznej. Z bezpośredniego sąsiedztwa uskoku oraz z samej szczeliny uskokowej pobrano próbki (rys. 5), na których pomierzono średni stopień refleksyjności wityritu $R_o = 0,92$ %, a zawartość części lotnych V_{daf} wyznaczono na poziomie 30%.

Średnie zawartości poszczególnych grup macerałów przedstawia tablica 2.

Wraz z węglem w próbkach dostrzeżono zawartość substancji mineralnej, której największe zagęszczenie ujawnia się najbliżej uskoku, natomiast oddalając się od szczeliny, zawartość substancji mineralnej sukcesywnie spada. Przeławienia substancji mineralnej występują często w formie karbominerytu (karbargilitu). Zwrócić należy uwagę, że substancja mineralna analizowana w tym rejonie pochodzi

przede wszystkim ze skał otaczających pokład, które dostały się do węgla na skutek ruchu górotworu podczas tworzenia się uskoku. Najwięcej tej substancji, bo aż 28,3 % obj., pojawia się w skrzydle zrzuconym uskoku (rys.5, tabl. 3). W pozostałych próbkach jej zawartość wynosi około 1 %.

W miarę zbliżania się do uskoku wzrasta też zawartość węgla odmienionego strukturalnie. Najwięcej takiego węgla pojawia się w lewym, wiszącym skrzydle tej deformacji tektonicznej (12,6 % obj.) (tabl. 4). Występują tam spękania egzogeniczne i węgiel kataklastyczny.

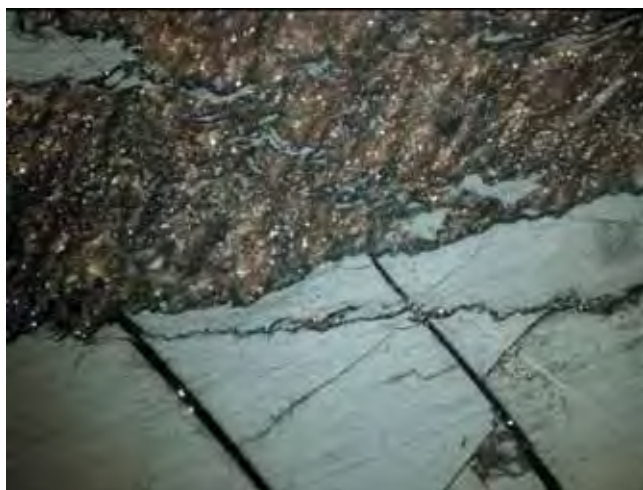
3. Podsumowanie

Analizowane próbki węgla pochodzą z pięciu „uskokowych” pokładów zlokalizowanych w GZW. Najstarszy charakteryzowany węgiel należy do warstw rudzkich, co ma odzwierciedlenie w najwyższym $R_o = 1,17$ %, natomiast najniższe uwęglone próbki ($R_o = 0,79$ %) pochodzą z kopalni „Brzeszcze”, p.352. Stosunkowo niewielkie różnice w stopniu uwęglenia w poszczególnych pokładach nie rzutują na cechy optyczne poszczególnych próbek węgla, dzięki temu możliwa jest analiza porównawcza próbek węgla z różnych pokładów.

Specyficzne cechy strukturalne węgla z rejonów uskoków są możliwe do prześledzenia jedynie w powiększeniach mikroskopowych. Analizy te, mimo iż są czasochłonne i wymagają przygotowania specjalnych zglądów węglowych, prowadzą jednak do otrzymania szczegółowych i istotnych wyników badań dotyczących wewnętrznej budowy węgla przyuskokowego, prześledzenia zależności, stopnia oraz wzajemnych relacji między poszczególnymi grupami macerałów, rodzajem deformacji strukturalnych oraz typem i zawartością substancji mineralnej.

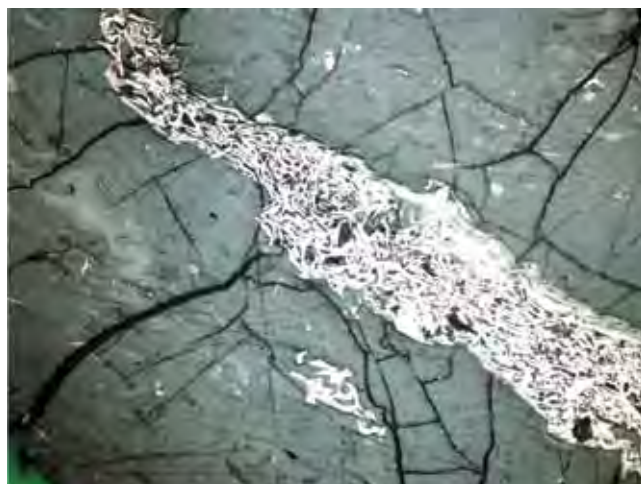
Mikroskopowe analizy stereologiczno-petrograficzne próbek węgla, pobranych ze zuskokowanych pokładów GZW, wykazały istnienie kilku zależności i prawidłowości ujawnionych podczas prowadzenia badań:

- W miarę zbliżania się do strefy zuskokowanej zawsze następuje zwiększenie zawartości procentowej węgla „odmienionego strukturalnie”. W zależności m.in. od miejsca, sił działających na pokład, składu macerałowego i domieszki substancji mineralnej, występuje różny stopień i natężenie zmian strukturalnych. Im bliżej szczeliny uskokowej, tym liczba i intensywność deformacji strukturalnych w węglu ulega zwiększeniu. Deformacje strukturalne obecne w przyuskokowym węglu to:
 - egzomikrospękania,
 - węgiel kataklastyczny,
 - węgiel mylonityczny.
- W strefach zaburzeń tektonicznych obserwowany jest zazwyczaj wzrost zawartości substancji mineralnej. Jej znaczny przyrost jest widoczny w miarę zbliżania się do uskoku, co jest widoczne w analizowanych próbkach węgla pobranych z najbliższego sąsiedztwa uskoku. Substancja mineralna dostaje się do pokładu ze skał stropowych bądź spągowych, na skutek aktywności tektonicznej. W takim przypadku mamy do czynienia z materiałem o genezie postsedymentacyjnej.
- Pokład, w którym niezależnie od samej strefy uskokowej, występuje podwyższona zawartość substancji mineralnej pierwotnej (synsedymentacyjnej), posiada większą odporność na wpływ procesów tektonicznych. Taką sytuację można zaobserwować np. w p.352, z kopalni „Brzeszcze”, gdzie zawartość substancji mineralnej (karbominerytu i minerytu) we wszystkich analizowanych próbkach, nawet tych najbardziej odległych od uskoku, jest znaczna. Wynosi średnio 14,7 % obj., natomiast stopień zniszczenia



Rys. 12. Fragment karbominerytu synsedymencyjnego, zbudowanego z mineralów ilastych oraz spękanego pierwotnie wityrnytu. Kopalnia „Pniówek” pokład 403/3. Immersja, pow. 500×

Fig. 12. Fragment of syndimentary carbominerite formed by clay minerals and originally fractured vitrinite. ‘Pniówek’ mine, bed 403/3. Immersion, magnified by 500×



Rys. 13. Egzomikrospęknięcia powstałe na wityrnytowym fragmencie węgla. Kopalnia „Pniówek” pokład 403/3. Immersja, pow. 500×

Fig. 13. Exomicrofractures on the fragment of vitrinite coal. ‘Pniówek’ mine, bed 403/3. Immersion, magnified by 500×



Rys. 14. Karbomineryt zbudowany z mineralów ilastych oraz macerałów grupy inertynitu oraz liptynitu. Kopalnia „Brzeszcze” pokład 352. Immersja, pow. 500×

Fig. 14. Carbominerite formed by clay minerals and macerals from inertinite and liptinite groups. ‘Brzeszcze’ mine bed 352. Immersion, magnified by 500×



Rys. 15. Fragment silnie zmielonego, kataklastycznego węgla zmieszanego z substancją mineralną. Kopalnia „Brzeszcze” pokład 352. Immersja, pow. 500×

Fig. 15. Fragment of strongly-ground cataclastic coal mixed with mineral matter. ‘Brzeszcze’ mine bed 352. Immersion, magnified by 500×

struktury jest tam niewielki, wynosi średnio niewiele ponad 2 %, jedynie w rejonie uskoku *U2* przekracza 14 %.

- Na zawartości węgla „odmienionego strukturalnie” w pokładzie istotny wpływ ma udział poszczególnych grup macerałów. Z procentową zawartością poszczególnych grup macerałów związana jest podatność na degradację strukturalną węgla. Grupa skłonnych do pękania i kruszenia macerałów grupy wityrnytu łatwo ulega rozdrobieniu, z kolei macerały grupy liptynitu i inertynitu posiadają większą wytrzymałość. Przykładem tego jest węgiel pobrany z kopalni „Pniówek”, z pokładu 403/3. W próbkach

tego węgla zawartość wityrnytu wynosi średnio aż 91 % obj. Tam właśnie doszło do niezwykle silnego zdegradowania wewnętrznej struktury węgla. Procent tych zmian w rejonie uskoku przekracza 50 % obj.

Pojawiająca się w niektórych przypadkach obecność najsilniej odmienionego węgla – mylonitu może świadczyć o dużej sile oddziaływania uskoku na pokład (np. Borynia-Zofiówka 406/1). Jednak wysoka zawartość mylonitu w próbkach przyuskokowych może paradoksalnie wzmocnić strukturę węgla. Jest to możliwe, gdyż mylonit jest substancją silnie sprasowaną i wtórnie spojona, co wpływa na wzrost

jego parametrów wytrzymałościowych, co ujawnia się także w mikrotwardości [8].

Praca powstała w ramach badań statutowych IMG PAN oraz dzięki finansowaniu ze środków Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego (numer projektu NR09-0038-06).

Literatura

1. *Beamish B., Crosdale P.J.*: Instantaneous outbursts in underground coal mines: An overview and association with coal type, *International Journal of Coal Geology* 35. 1998, 27÷55.
2. *Bodziony J., Lama R.D.*: Sudden outburst of gas and coal in underground coal mines. Publisher Lama & Associates, 130 Brokers Road, Mt. Pleasant, NSW 2519, Australia. 1996.
3. *Bukowska M.*: Wytrzymałość na ściskanie wytypowanych węgli Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na tle ich budowy petrograficznej *Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko / Główny Instytut Górnictwa*, nr 4, 2004, s. 65÷80.
4. *Cao Y., Mitchell G.D., Davis A., Wang D.*: Deformation metamorphism of bituminous and anthracite coals from China. *International Journal of Coal Geology* 43, 2000, 227÷242.
5. *Dembowski Z.*: Ogólne dane o Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. *Pr.Inst. Geol.*, vol. 61, 1972.
6. *Gentzis T.*: Economic coalbed methane production in the Canadian Foothills: Solving the puzzle *International Journal of Coal Geology* 65, 2006, 79÷92.
7. *Godyń K.*: Advancement of structural changes of near-fault coals as a parameter useful in predicting the possibility of gas-geodynamic phenomena. *Dokumenta Geonica*. 8 czesko-polska konferencja „Geologia Zagłębi Węglonośnych” 2001/1. 8 Ustav Geonoky AV CR, v.v.I. Ostrava 2011.
8. *Godyń K.*: Struktury odmienione węgla kamiennego w strefach zaburzeń tektonicznych – propozycja klasyfikacji. *Prace Instytutu Mechaniki Górnotworu PAN*. Tom 13, nr 1-4, 2011, s. 11÷29.
9. *Godyń K.*: Wpływ nieciągłości tektonicznych na strukturę wewnętrzną węgla kamiennego pochodzącego z wybranych pokładów KWK Pniówek, Borynia-Zofiówka i Brzeszcze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego* 448: 215÷228, 2012.
10. *Jakubów A., Tor A., Wierzbicki M.*: Własności strukturalne węgla w rejonie wyrzutu węgla i gazu w chodniku transportowym D-6 pokład 409/4 KWK „Zofiówka”, Konferencja Naukowo-Tehhniczna „Górnictwo Zagrożenia Naturalne” 2006.
11. *Jiang B., Ju Y., Quin Y.*: Textures of tectonic coals and their porosity. *Mining and Science technology*. Taylor&Group, London 2004, 317÷320.
12. *Kotas A., Buła Z., Jureczka J.*: Problematyka podziału litostratigraficznego górnośląskiej serii piaskowcowej karbonu Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w świetle zasad kodeksu stratygraficznego. *Materiały XI Sympozjum Geologia Formacji Węglonośnych Polski, Formacja karbońska*. Wyd. AGH. Kraków 1988.
13. *Kruszewska K., Dybowa-Jachowicz S.*: *Zarys petrologii węgla*, Wydawnictwo Uniwersytetu Śląskiego, Katowice 1997.
14. *Li H., Ogawa Y., Shimada S.*: Mechanism of methane flow through sheared coals and its role on methane recovery *Fuel* 82 2003, 1271÷1279).
15. *Manecki A., Muszyński M.(red.)*: *Przewodnik do petrografii*. Uczelniane Wydawnictwo Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2008.
16. *Młynarczyk M., Wierzbicki M.*: Stereological and profilometry methods in detection of structural deformations in coal samples collected from the rock and outburst zone in The “Zofiówka” colliery. *Arch. Min. Sci.*, Vol. 54 (2009), No 2, P. 189÷201, 2009.
17. *Olszewska K., Magnes C., Ziolkowski J., Kuhl J.*: *Atlas petrograficzny górnośląskich kamiennych węgli humusowych*. Główny Instytut Górnictwa. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1965.
18. *Ryka W., Maliszewska A.*: *Słownik Petrograficzny*. Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa, 1991.
19. *Shepherd J., Rixon L.K., Creasey J.W.*: Analysis and prediction of geological structures associated with outbursts at Collinsville, Queensland. *The Occurrence, Prediction and Control of Outbursts in Coal Mines Symposium*, Australian Institute of Mining and Metallurgy, Parkville, Victoria, Australia 1980, 159÷171.



Analiza stresu w górnictwie na przykładzie badań ankietowych w kopalni

Analysis of stress in the mining industry based on surveys carried out in mines

Dr inż. Aneta Grodzicka*)

Treść: W artykule przedstawiono wybrane wyniki badań ankietowych, które zostały przeprowadzone w jednej z kopalń węgla kamiennego. Ankietyzacja ta objęła 121 górników z jednego oddziału wydobywczego kopalni. Przedstawione badania dotyczyły subiektywnych odczuć górników, wywołanych stresem podczas wykonywania pracy pod ziemią.

Abstract: This paper presents the selected results of a survey which was carried out, among many others, in one hard coal mine. The survey included 121 miners from one extraction department of the mine. The poll referred to the subjective feelings of the miners which were caused by stress accumulated due to their underground work.

Słowa kluczowe:

stres, górnictwo, bezpieczeństwo pracy

Key words:

stress, mining industry, work safety

1. Wprowadzenie

W kopalniach podziemnych obok występujących zagrożeń naturalnych i technicznych, niebezpieczeństwo może powstać z powodu zachowania samego górnika, takiego jak ryzykowne zachowanie i wpływający na niego stres. Zawód górnika zalicza się do zawodów trudnych i niebezpiecznych. Według A. Łuczaka [5] zawód trudny i niebezpieczny to zawód, w którym wymagana jest szczególna sprawność psychofizyczna, a praca wiąże się z zagrożeniem życia i zdrowia. Zagrożenie to wiąże się z:

- charakterem wykonywanych czynności,
- obecnością w środowisku pracy zagrożeń fizycznych,
- wysokim poziomem obciążenia psychofizycznego,
- koniecznością obsługi urządzeń wymagających szczególnej predyspozycji psychofizycznych [5].

Problem badawczy dotyczący analizy stresu w górnictwie jako samodzielny temat badań jest przedmiotem stosunkowo nielicznych publikacji w czasopismach górniczych, najczęściej jest podejmowany przy okazji realizacji innych tematów, głównie zagadnień z zakresu kultury bezpieczeństwa pracy i analizy wypadków przy pracy.

Rola psychologa zatrudnionego w ruchu zakładu górniczego została podjęta m.in. przez K. Kruszyńskiego [4], który zwrócił uwagę na znaczenie psychologii pracy w identyfikacji i ograniczaniu stresu w górnictwie oraz w projektowaniu profilaktyki powypadkowej.

Problem Zespołu Stresu Pourazowego i jego redukcji został przedstawiony m.in. przez K. Cichego [1], który pokazał iż górnicy biorący udział w zdarzeniach katastroficznych są narażeni na stres urazowy.

Tematyka redukcji stresu zawodowego została podjęta przez A. Morcinek [6], która dodatkowo opisała czynniki powodujące stres, skutki stresu i sposoby przeciwdziałania nadmiernej reakcji stresowej.

Model monitorowania stresu wraz z propozycją oceny jego poziomu przedstawiała m.in. A. Skowrońska [7], która oparła się na badaniach przeprowadzonych przez Główny Instytut Górnictwa w ZG „Rudna” w latach 1998÷2002.

Problematykę stresu ostrego i przewlekłego scharakteryzowała m.in. A. Skowrońska [8], przedstawiając studium dwóch wypadków, zwracając uwagę na ostrą reakcję sytuacyjną na stres w miejscu pracy oraz częstość udziału w zdarzeniach traumatycznych i występowanie PTSD.

Dotychczasowe doświadczenia autora były oparte na badaniach zachowań ryzykownych górników w kopalniach węgla kamiennego. Podsumowaniem ww. badań była praca [2] i monografia [3]. W wymienionej monografii autor opracował m.in. podstawy teoretyczne dotyczące badań ankietowych.

W artykule przedstawiono sposób badania stresu wywołanego u górników jednej z kopalń węgla kamiennego.

2. Badania właściwe

Badania ankietowe zostały przeprowadzone w 2012 roku w jednej z kopalń węgla kamiennego. Ankietyzacja objęła 121 górników z jednego oddziału wydobywczego, liczących 100 % próby badawczej. Ankietyzacja była przeprowadzona na terenie kopalni podczas szkoleń, czas wypełnienia ankiety wynosił około 15 minut. Respondenci zostali poinformowani o sposobie wypełniania ankiet, o tym, że jest anonimowa i gdzie będą wykorzystane jej wyniki. Ponadto zostali popro-

*) Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii, Gliwice.

szeni o szczerą odpowiedź i na koniec zostały przeczytane na głos pytania zawarte w ankiecie. Analizę wyników badań przedstawiono w tablicach i kolejnych rysunkach.

Zagadnienie I (rys. 1) dotyczyło sytuacji stresującej spowodowanej wykonywaniem planu pracy, 41,3 % górników uważa, że jest to dla nich sytuacja stresująca z przedziału wiekowego powyżej 40 lat, natomiast najmniejszy odsetek uzyskał przedział młodych górników od 21 do 30 lat uzyskując 5 %, kiedy uważają, że nie jest to dla nich sytuacja stresująca. 46 % górników z przedziału wiekowego 21÷30 lat nie stresuje się wykonywaniem zaplanowanej pracy, natomiast w przedziale wiekowym 31÷40 lat aż 82 % ankietowanych wskazuje, że jest to dla nich sytuacja stresująca.

Zagadnienie II (rys. 2) dotyczyło deklaracji, czy górnik uważa pracę w górnictwie za stresującą. Podobnie jak w zagadnieniu I przedział wiekowy powyżej 40 lat uzyskał największy udział %, bo aż 40,5 % uważa pracę w górnictwie za stresującą. W przedziale wiekowym 21÷30 uzyskano najmniejszy odsetek deklarowanych odpowiedzi, kiedy to górnicy nie uważają pracę w górnictwie za stresującą. W przedziale wiekowym 21÷30 lat 54 % ankietowanych stwierdziło, że praca w górnictwie nie jest stresująca, natomiast w przedziale wiekowym powyżej 40 lat aż 71 % respondentów uważa pracę w górnictwie za stresującą.

Zagadnienie III (rys. 3) dotyczyło czy wywołany podczas pracy stres ma wpływ na wykonywanie przez górnika zleconych czynności, w tym zagadnieniu we wszystkich przedziałach wiekowych przeważały odpowiedzi na NIE, najwyższy odsetek na TAK uzyskał 27,3 %, a najmniejszy 0,8 %. W przedziale wiekowym 21÷30 lat tylko 8 % ankietowanych zadeklarowało, że stres wywołany podczas pracy wpływa na

wykonywane przez niego czynności. Zastanawiającym jest fakt, że aż 43 % respondentów w przedziale wiekowym powyżej 40 lat uważa, że stres wpływa na jakość wykonywanej przez niego pracy.

Zagadnienie IV (rys. 4) dotyczyło wpływu stresu na życie osobiste górnika wywołanego podczas pracy. W tej sytuacji można zaobserwować, jak zbliżone są odpowiedzi górników w przedziale wiekowym powyżej 40 roku życia, a zarazem są one największe. Stres, który jest wywołany podczas pracy, wpływa na życie osobiste 28,9 % deklarowanych górników, natomiast 28,1 % to najwyższy odsetek, kiedy ten stres nie wpływa na osobiste życie. Młodzi górnicy tylko w 23 % z przedziału wiekowego 21÷30 lat zadeklarowali, że przenosi wywołany stres podczas pracy na rodzinę. Może mieć to związek z brakiem doświadczenia.

Zagadnienie V (rys. 5) dotyczyło świadomości pracy z zagrożeniami naturalnymi i czy ta świadomość jest dla nich stresująca. Świadomość pracy z zagrożeniami naturalnymi posiadają wszyscy ankietowani górnicy. Dla górników nie jest to sytuacja stresująca, na co wskazują uzyskane wyniki, w przedziale wiekowym powyżej 40 lat 31,4 % tak właśnie zadeklarowało.

Nie jest zaskoczeniem deklarowana odpowiedź na zagadnienie VI (rys. 6), gdzie zostało przedstawione ono górnikowi jako „Czy tempo pracy wywołuje u Ciebie sytuację stresującą?”, tak jak we wszystkich innych zawodach tempo pracy pracowników wywołuje sytuację stresującą. W tym przypadku najwyższy odsetek otrzymał przedział wiekowy powyżej 40 roku życia, uzyskując 42,1 %. Na drugim miejscu znalazł się przedział wiekowy między 31 a 40 rokiem życia, gdzie 21,5 % ankietowanych górników odpowiedziało podobnie.

Tablica 1. Deklarowane odpowiedzi górników wg wieku dla zagadnień I÷IV

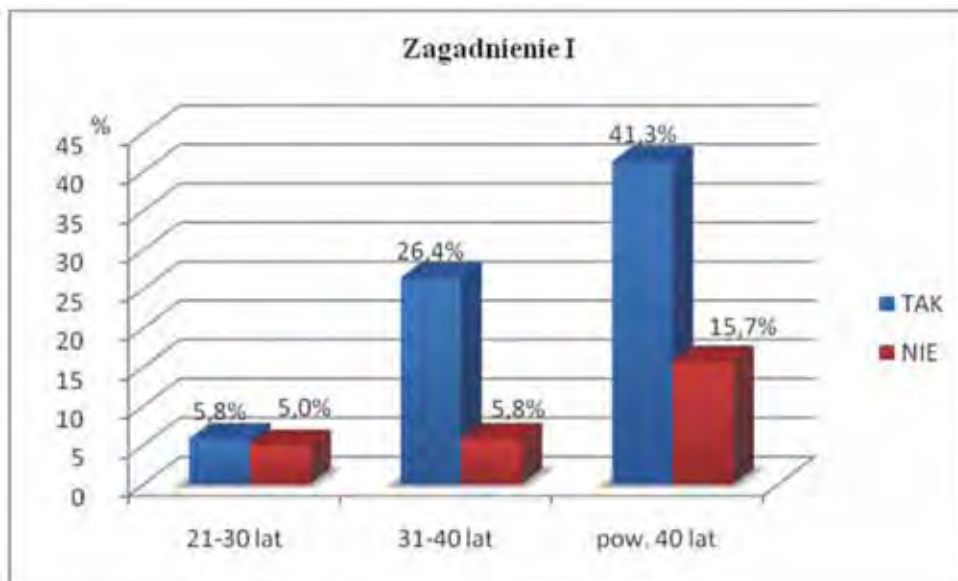
Table 1. Miner's declared response by age – question I÷IV

Wiek górników	21÷30 Lat		31÷40 Lat		Pow. 40 Lat	
	L	%	L	%	L	%
Zagadnienie I						
Tak	7	5,8 %	32	26,4 %	50	41,3 %
Nie	6	5,0 %	7	5,8 %	19	15,7 %
Zagadnienie II						
Tak	6	5,0 %	20	16,5 %	49	40,5 %
Nie	7	5,8 %	19	15,7 %	20	16,5 %
Zagadnienie III						
Tak	1	0,8 %	10	8,3 %	33	27,3 %
Nie	12	9,9 %	29	24,0 %	36	29,8 %
Zagadnienie IV						
Tak	3	2,5 %	20	16,5 %	34	28,1 %
Nie	10	8,3 %	19	15,7 %	35	28,9 %

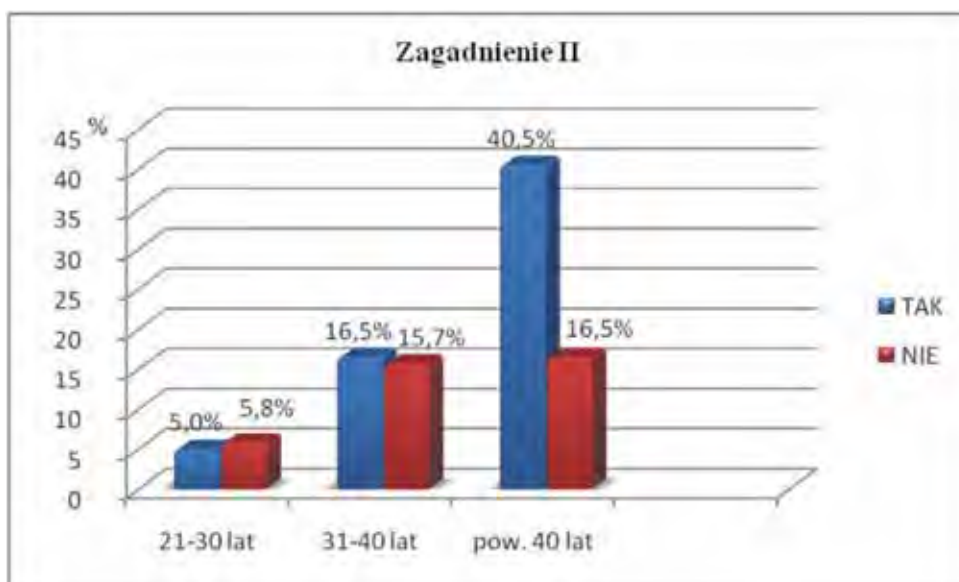
Tablica 2. Deklarowane odpowiedzi górników wg wieku dla zagadnień V÷VII

Table 2. Miner's declared response by age – question V÷VII

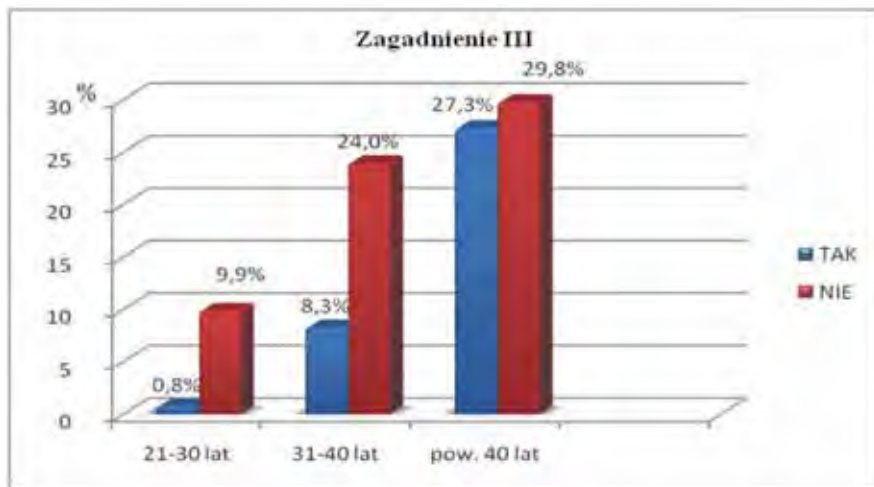
Wiek górników	21-30 Lat		31-40 Lat		Pow. 40 Lat	
	L	%	L	%	L	%
Zagadnienie V						
Tak	2	1,7 %	15	12,4 %	31	25,6 %
Nie	11	9,1 %	24	19,8 %	38	31,4 %
Zagadnienie VI						
Tak	6	5,0 %	26	21,5 %	51	42,1 %
Nie	7	5,8 %	13	10,7 %	18	14,9 %
Zagadnienie VII						
Tak	6	5,0 %	19	15,7 %	38	31,4 %
Nie	7	5,8 %	20	16,5 %	31	25,6 %



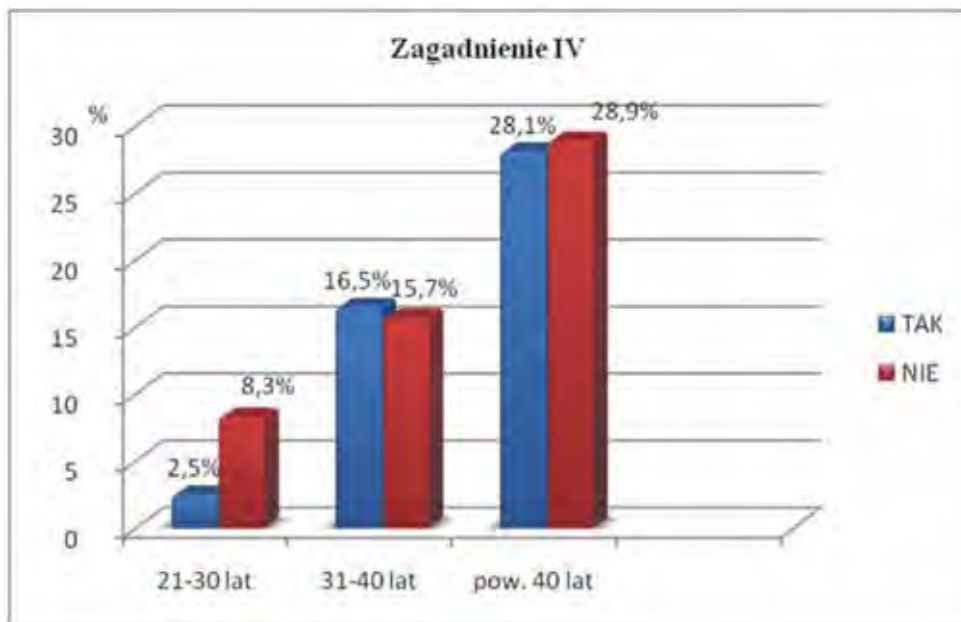
Rys. 1. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie I
Fig. 1. Miner's declared response to question I



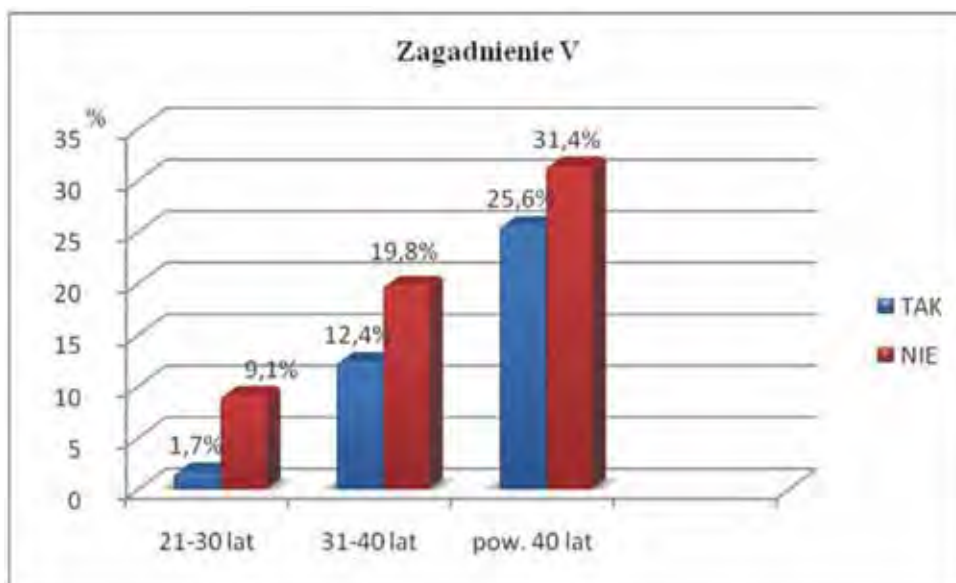
Rys. 2. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie II
Fig. 2. Miner's declared response to question II



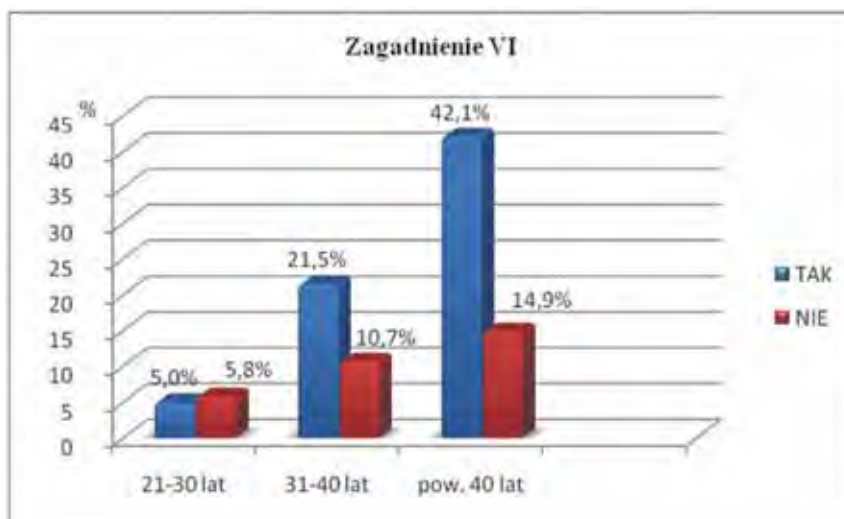
Rys. 3. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie III
 Fig. 3. Miner's declared response to question III



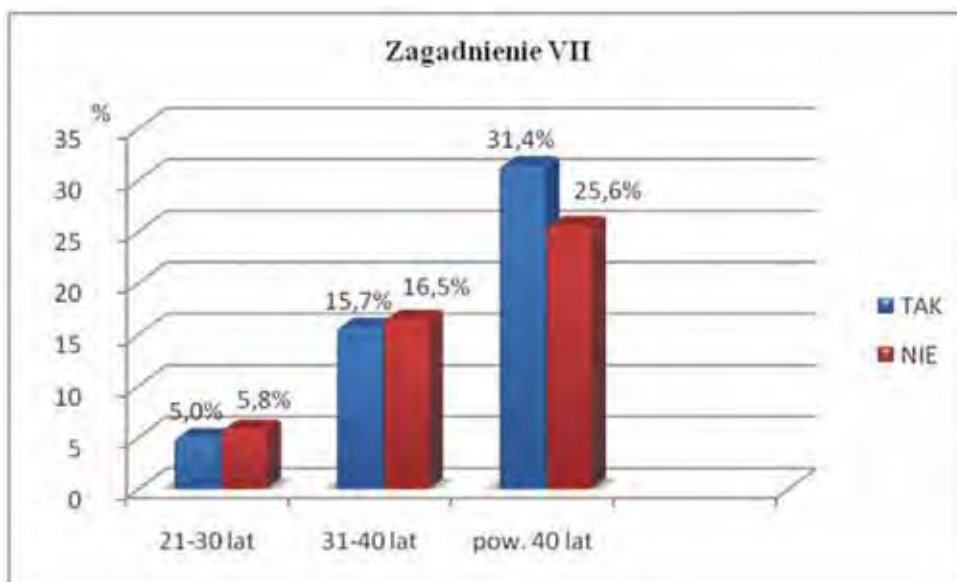
Rys. 4. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie IV
 Fig. 4. Miner's declared response to question IV



Rys. 5. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie V
Fig. 5. Miner's declared response to question V



Rys. 6. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie VI
Fig. 6. Miner's declared response to question VI



Rys. 7. Deklarowane odpowiedzi górników na zagadnienie VII
Fig. 7. Miner's declared response to question VII

W przedziale wiekowym powyżej 40 lat aż 74 % ankietowanych górników zadeklarowało, że tempo pracy wpływa na wywołanie u nich sytuacji stresującej, może to być związane z wiekiem i sprawnością wykonywania zadanych prac.

Ostatnie zagadnienie (rys. 2) zadane ankietowanym górnikom dotyczyło zachowania ich kolegów, a mianowicie „Czy łamanie przez Twoich kolegów przepisów BHP wywołuje u Ciebie sytuację stresującą?”. Najmniejszy odsetek takiej sytuacji otrzymał przedział wiekowy 21÷30 lat, uzyskując 5 %, a najwyższy powyżej 40 lat – 31,4 %. W przedziale wiekowym powyżej 40 roku życia można zauważyć największą różnicę, bo aż 55 % górników zadeklarowało, że stresują się, kiedy ich koledzy łamią przepisy.

3. Wnioski

1. Młodzi górnicy zadeklarowali, iż praca w górnictwie nie jest dla nich stresująca, odmienne wyniki zostały uzyskane dla przedziału wiekowego powyżej 40 lat, gdzie aż 71 % z tego przedziału wiekowego oceniło pracę w górnictwie za stresującą. Uzasadnić te odpowiedzi można ich doświadczeniem zawodowym i wieloletnim stażem pracy, które pozwalają na odmienne od młodych górników spostrzeżenie zagrożeń występujących w górnictwie.
2. Analizując stres wywołany podczas pracy zawodowej stwierdzono, że został on przeniesiony przez górnika i wpłynął na jego życie osobiste. Stres wystąpił w każdym z przedziałów wiekowych, natomiast największą różnicę dało się zauważyć w przedziale wiekowym od 21÷30 roku życia, gdzie górnicy przenieśli na 23 % stres na życie osobiste. Można to wytłumaczyć w taki sposób, że młodzi górnicy przenoszą stres na życie osobiste, ponieważ często obawiają się o zatrudnienie oraz posiadają świadomość wykonywania pracy w górnictwie, w warunkach trudnych i niebezpiecznych.
3. Wszyscy górnicy biorący udział w ankietyzacji posiadają świadomość pracy z zagrożeniami naturalnymi i jest to dla

nich stresujące. Każdy z górników posiada wiedzę nabytą podczas szkoleń na temat zagrożeń naturalnych i wie jakie mogą być konsekwencje podczas ich wystąpienia.

4. Sytuację stresującą u górników wywołuje także tempo pracy, podobnie została oceniona praca w górnictwie jako stresująca, największa liczba ankietowanych górników w obu zagadnieniach była z przedziału wiekowego powyżej 40 roku życia. Można to uzasadnić ich wiekiem, co jest naturalnym zjawiskiem. Ponadto można by było zastanowić się nad badaniem ich sprawności psychofizycznej.
5. Dodatkową sytuacją stresującą dla górników jest zjawisko nieprzestrzegania obowiązujących przepisów bhp przez ich kolegów. Najbardziej obawiają się tej sytuacji w 55 % górnicy w przedziale wiekowym powyżej 40 roku.

Literatura

1. Cichy K.: Stres urazowy u górników. Przegląd Górniczy 4/2005, s. 43-44.
2. Grodzicka A.: Podejmowanie ryzyka przez pracowników znajdujących się w strefie zagrożenia atmosferą niezdadną do oddychania w kopalniach podziemnych. Praca doktorska. Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii, Gliwice 2010.
3. Grodzicka A.: Badania ryzykownych zachowań górników. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2012.
4. Kruszyński K.: Psycholog w ruchu zakładu górnictwa. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2006, s. 1043÷1047.
5. Luczak A.: Wymagania psychofizyczne w doborze osób do zawodów trudnych i niebezpiecznych. Centralny Instytut Ochrony Pracy, Warszawa 2001.
6. Morcinek A.: Redukcja stresu zawodowego pracowników różnych gałęzi przemysłu. Przegląd Górniczy 4/2010, s. 69÷72.
7. Skowrońska A.: Występowanie stresu w miejscu pracy i metody przeciwdziałania. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2004, s. 335÷350.
8. Skowrońska A.: Wpływ zdarzeń wypadkowych na stan psychofizyczny pracownika – opis przypadków. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2005, s. 847÷856.



Oddziaływanie na środowisko w procesie podziemnego zgazowania węgla

Impact of Underground Coal Gasification process on the environment

Dr inż. Ewa Janson^{*)}

Treść: Artykuł przedstawia przegląd zagadnień związanych z oddziaływaniem na elementy środowiska w procesie zgazowania węgla, opracowany na podstawie dostępnej literatury polskiej i światowej. Zaprezentowano możliwe zagrożenia środowiskowe związane z procesem oraz sposób ich rozpoznawania i ograniczania na przykładzie prac badawczych i doświadczeń praktycznych.

Abstract: This paper presents a revision of issues on environmental impact during the process of Underground Coal Gasification. The review is based on the Polish and foreign publications. This article presents potential environmental hazards connected with the UCG process and methods of their identification and reduction, on the basis of research developments and practice.

Słowa kluczowe:

???

Key words:

???

1. Proces zgazowania węgla – rys historyczny

Najwcześniej zanotowane wzmianki na temat procesu podziemnego zgazowania pochodzą z roku 1868, kiedy Sir William Siemens w liście do Brytyjskiego Stowarzyszenia Chemicznego w Londynie opisywał pomysł podziemnego zgazowania odpadów oraz węgla odpadowego w kopalni [11].

W 1888 roku rosyjski chemik Dymitr I. Mendelejew opisywał w swoich pracach, że wydaje się prawdopodobne, że w przyszłości węgiel będzie poddawany procesowi zgazowania pod ziemią, a gaz powstający w wyniku tego procesu będzie dostarczany rurociągami do odbiorców [9, 6]. Mendelejew w czasie wizyty w ośrodku przemysłowym Kizel na Uralu, proponował ówczesnej dyrekcji Kopalni Węgla i Huty Żelaza Kizel, aby wydała pozwolenie (i zapewne środki finansowe) na eksperyment polegający na kontrolowanym zgazowaniu węgla w pokładach bez wydobywania go na powierzchnię. W literaturze brak jest dowodów na to aby eksperyment tego rodzaju został przeprowadzony [6].

W latach 1909÷1910 w amerykańskim, kanadyjskim oraz brytyjskim urzędzie patentowym zarejestrowano wynalazek amerykańskiego inżyniera Ansona G. Bettsa pn. „Metoda wykorzystania niewydobyciego węgla” [6].

Pierwszy eksperyment podziemnego zgazowania węgla był planowany na 1912 rok w Durham w Wielkiej Brytanii pod kierownictwem laureata Nagrody Nobla Sir Williama Ramsaya. Jednakże nie był on w stanie rozpocząć prac przed wybuchem I wojny światowej i projekt został zarzucony [2].

W 1913 roku Włodzimierz Lenin, który w artykule pt.: „Wielkie Zwycięstwo Technologii” w rosyjskiej „Prawdzie”, obiecywał poprawę warunków pracy dla robotników kopalń o największych zagrożeniach naturalnych, opisał podziemne zgazowanie węgla jako nowoczesną technologię, która miała być pomocna w realizacji tego celu. W latach 1928÷1939 podziemne badania nad procesem były prowadzone w kontrolowanym przez państwo sowieckim przedsiębiorstwie PODZEMGAZ [7]. Pierwszy test podziemny przeprowadzono tzw. metodą komorową 3 marca 1933 roku w moskiewskim okręgu węglowym w Kopalni Krutowa. Test ten, jak i wiele następnych, nie przyniósł zadowalających rezultatów. Pierwszy zakończony sukcesem eksperyment został przeprowadzony 24 kwietnia 1934 roku w Lysychnańsku w Donieckim Zagłębiu Węglowym przez Doniecki Instytut Chemii Węgla. Pierwszy test w skali pilotowej rozpoczęto 8 lutego 1935 roku w Horliwce w Zagłębiu Donieckim, po którym produkcja stopniowo wzrastała, aż do lat 1937÷1938, gdy lokalna fabryka chemiczna zaczęła korzystać z wyprodukowanego gazu. Eksperymentalne instalacje wybudowano w 1940 roku w Lysychnańsku i Tuli [6].

Po II wojnie światowej w Związku Radzieckim rozpoczęto produkcję gazu w procesie podziemnego zgazowania węgla na skalę przemysłową w pięciu instalacjach. Trwało to aż do wczesnych lat sześćdziesiątych XX wieku. Jednakże ze względu na eksploatację zasobnych naturalnych złóż gazu, w 1964 roku program oparty na produkcji gazu w procesie PZW został znacznie ograniczony [14].

Radzieckie osiągnięcia w tej dziedzinie spowodowały wzrost zainteresowania procesem w krajach Europy Zachodniej i w Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej. W latach 1947÷1960 w Gorgas, Alabama, prowadzono testy

^{*)} Okręgowy Urząd Górniczy w Katowicach.

przez kilka znaczących firm energetycznych oraz rządowy Departament Energetyczny. Trzy znaczące próby prac prowadziło Narodowe Laboratorium Lawrence Livermore w Hoe Creek w Campbel County, Wyoming. W latach 1979÷1981 podziemne zgazowanie węgla zalegającego w głęboko i stromo zalegających pokładach zostało zdemontowane niedaleko Rawlins w stanie Wyoming, a na większą skalę prowadzono proces w Rocky Mountain w latach 1986÷1988 niedaleko Hanna również w stanie Wyoming.

Na świecie w okresie powojennym przeprowadzono wiele testów na skalę laboratoryjną i przemysłową, i tak: w Belgii metoda była testowana w Bois-la-Dame w 1948 r., w Maroku – Jerada w 1949 r., metodę z użyciem otworów wiertniczych testowano w Newman Spinney i Bayton w Wielkiej Brytanii (w okresie 1949 – 1950). Parę lat później uruchomiono pierwszy komercyjny projekt pilotowy (P5) w Newman Spinney. W latach sześćdziesiątych prace nad metodą zgazowania węgla zostały wstrzymane ze względu na nadwyżki energii i niskie ceny ropy. Prace wznowiono dopiero w latach osiemdziesiątych XX w. Testy były prowadzone m.in. we Francji w Bruay-en-Artois i w La Saute Deule w okresie 1981÷1984, w Thulin w Belgii (1982÷1985) oraz w El Tremedal w Hiszpanii (1992÷1999).

W Nowej Zelandii na niewielką skalę uruchomiono instalację podziemnego zgazowania węgla w Zagłębiu Węglowym Huntly w 1994 roku. W Australii prowadzono testy począwszy

od 1999 roku, a w Chinach uruchomiono 16 instalacji od późnych lat osiemdziesiątych XX wieku. W tablicy 1 przedstawiono zestawienie funkcjonujących instalacji na całym świecie, w których nie tylko w procesie prowadzonym pod ziemią, ale również w blokach energetycznych budowanych na powierzchni, poddawano zgazowaniu różnego rodzaju surowce (paliwa, odpady).

W Polsce w ostatnich latach prowadzone są prace badawcze w ramach projektu HUGE i jego kontynuacji – HUGE2, którego główne cele obejmują eksperymentalną weryfikację możliwości produkcji wodoru w procesie podziemnego zgazowania pokładów węglowych, których eksploatacja metodami klasycznymi jest niemożliwa, zwłaszcza głębokich pokładów węglowych w kopalniach planowanych do zamknięcia. Projekt ma się przyczynić do opracowania innowacyjnej metody produkcji wodoru z węgla w procesie podziemnego zgazowania węgla, z uwzględnieniem aspektów środowiskowych i bezpieczeństwa m.in. poprzez opracowanie innowacyjnego rozwiązania telemetrycznego monitoringu środowiskowego dla kontroli i sterowania procesem, zastosowanie matematycznego modelowania dla prognozowania ewentualnych wycieków z georeaktora i barier reaktywnych dla zapobiegania wyciekom oraz opracowanie systemu obserwacji kawerny po zakończeniu procesu PZW.

Realizowane badania ukierunkowane są przede wszystkim na problemy środowiskowe oraz związane z bezpieczeństwem

Tablica 1. Charakterystyka instalacji zgazowania paliw i odpadów [3]
Table 1. Characteristics of waste-and-fuels gasification system [3]

Instalacje zgazowania	Technologia zgazowania Liczba obiektów	Moc [Mwe]	Surowce paliwa odpady	Produkty
Instalacje wybudowane na świecie w latach 1972÷2007	GE (TEXACO) – 9	45÷550	Koks naftowy, węgiel, żywice etylenowe, odpady, biomasa, pozostałość z przerobu ropy, asfalt	Energia elektryczna, para, metanol, wodór
	Shell – 3	120÷253		
	Lurgi – 2	170*, 350		
	Dow – 1	15*		
	Destec – 1	208		
	Cop – 1	260		
	Sustec – 1	40		
	Prenflo – 1	320		
Proponowane projekty instalacji w USA do uruchomienia do 2014	China MB – 1	72	Węgiel, koks naftowy, łupki bitumiczne, asfalt, pozostałość z przerobu ropy, odpady	Energia elektryczna, gaz syntezowy (syngaz), paliwa ciekłe, amoniak-mocznik, metanol, para, wydzielanie i sekwestracja CO ₂
	Mitsubishi – 1	220		
	GE – 17	140÷630		
	Cop E-Gas – 4	75÷630		
	MHI – 4	630		
	Stell – 4	100÷630		
	KBR TRANS – 1	285		
Proponowane projekty instalacji na świecie poza USA do uruchomienia do 2014	Kellog – 1	700	Węgiel, asfalt, gaz ziemny, pozostałość z przerobu ropy, odpady, biomasa	Energia elektryczna, wodór, paliwa ciekłe, metanol, chemikalia, wydzielanie i sekwestracja CO ₂
	Lurgi – 1	bd		
	Nie ustalona – 24	275÷630		
	Shell – 7	100÷1200		
	Siemens – 2	300		
	BGL – 1	bd		
	BHEL FB -1	125		
	HRL FB – 1	bd		
	Killingholme – 1	450		
	Lurgi – 1	bd		
MHI – 1	220			
Reformer gas – 1	300			
Sasol – 1	bd			
U-Gas – 1	bd			
Nie ustalona – 8	300÷800			

* - instalacje wyłączone z eksploatacji

całego procesu. Celem badań jest udzielenie odpowiedzi na następujące pytania:

- jak prowadzić proces zgazowania w sposób bezpieczny (niektóre gazy pojawiają się w wybuchowych stężeniach),
- jak kontrolować proces, by nie dopuścić do skażenia wód gruntowych, przy maksymalizacji produkcji wodoru podczas zgazowania (<http://www.huge.gig.eu/pl.html>).

Polskimi realizatorami projektu są: Główny Instytut Górnictwa w Katowicach, Politechnika Śląska, Kompania Węglowa S.A., Lubelski Węgiel „Bogdanka” S.A. a badania są finansowane przez Komisję Europejską w ramach Funduszu Badawczego Węgla i Stali.

2. Opis procesu podziemnego zgazowania węgla

Zgazowanie termiczne węgla w złożu (UCG – *underground coal gasification*) polega na częściowym spalaniu węgla w złożu przy pomocy tlenu lub innego czynnika zgazowującego w obecności pary wodnej. Złoże może być eksploatowane metodą opływową, przy której zostaje ono udostępnione systemem wyrobisk górniczych drażonych w pokładzie, lub metodą otworową. W tym ostatnim przypadku złoże węgla udostępnia się systemem otworów wiertniczych, z których jeden lub kilka służy zapaleniu złoża, a pozostałe są wykorzystywane do zatłaczania mediów zgazowujących oraz odbioru produktów zgazowania (rys. 1).

Pokład węgla powinien być zapalony w części przyspągowej, tak aby proces spalania mógł rozprzestrzenić się w sposób naturalny ku górze. [5]. W wyniku spalania węgla przy niedostatecznym dostępie powietrza, w warunkach wysokiego ciśnienia panującego w sposób naturalny w górotworze, w obecności pary wodnej powstaje gaz syntezowy (syngaz), stanowiący mieszaninę CO, CO₂ i CH₄. Procentowa zawartość poszczególnych składników (a więc i wartość opałowa

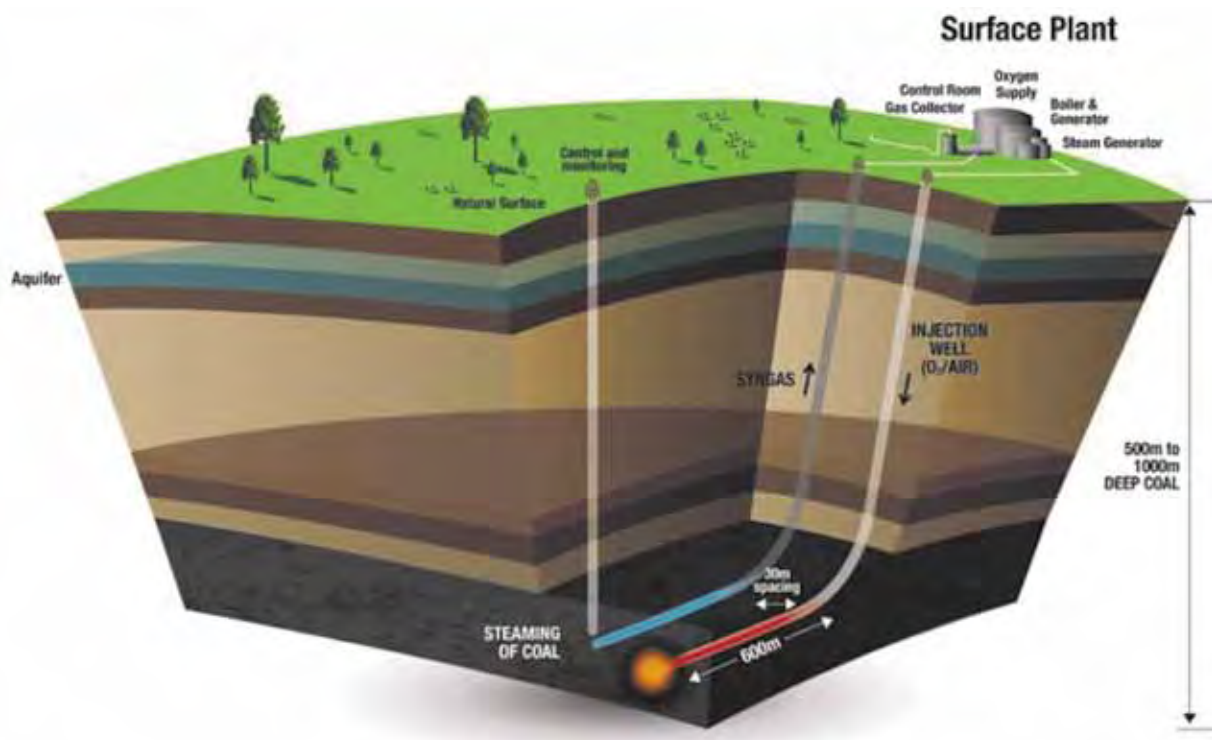
gazu) jest uzależniona od proporcji dostarczanych mediów i zastosowanego sposobu prowadzenia zgazowania. Uzyskany gaz może być wykorzystywany bezpośrednio jako substytut gazu ziemnego [13].

W wyniku prac badawczych sformułowano wiele wniosków w zakresie możliwości stosowania procesu. Węgiel może być poddawany zgazowaniu niezależnie od tego, czy jest to węgiel brunatny, kamienny czy węgiel koksujący, jednakże zależało to od wielu czynników. Przede wszystkim brano pod uwagę usytuowanie złóż, warunki powierzchniowe, hydrogeologiczne, litologiczne, ilość i jakość węgla. Według Andrew Beath pozostałe ważne kryteria to: głębokość w zakresie 100÷600 m, grubość pokładu większa niż 5 m, zawartość popiołu mniej niż 60%, minimalne nieciągłości pokładu, izolacja od istotnych zbiorników wodnych [1].

Według Petera Sallansa kryteria te są następujące: głębokość w zakresie 100÷1400 m, grubość pokładu więcej niż 3 m, zawartość popiołu mniej niż 60 %, minimalne nieciągłości i izolacja od wartościowych zbiorników wodnych [16].

3. Identyfikacja oddziaływań na środowisko procesu podziemnego zgazowania węgla

Ze względu na niedostateczny stan wiedzy w dziedzinie podziemnego zgazowania węgla i jego oddziaływania na środowisko, w dalszym ciągu istnieje uzasadniona potrzeba prowadzenia prac badawczych w celu rozwiązania istotnych problemów związanych z rozwojem tej technologii, w tym zagadnień z zakresu oddziaływania technologii na środowisko naturalne. Oprócz potencjalnego ryzyka osiadania terenu nad rejonem eksploatacji, którego skala występowania jest porównywalna z oddziaływaniem górnictwa konwencjonalnego [2], skażenie środowiska wodnego należy do głównych zagrożeń



Rys. 1. Schemat procesu podziemnego zgazowania węgla [16]

Fig. 1. Scheme of the Underground Coal Gasification process [16]

środowiskowych związanych z procesem podziemnego zgazowania węgla [8].

Autorzy publikacji w tym zakresie wskazują, że w porównaniu z tradycyjnym wydobywaniem i przetwarzaniem węgla, proces zgazowania eliminuje powstawanie odpadów wydobywczych, redukuje emisję tlenków siarki i tlenków azotu [12]. Dla porównania, zawartość pyłu w produkowanym gazie (syngaz) wynosi około 10 mg/m³, podczas gdy w czasie konwencjonalnego spalania węgla zawartość pyłu może wynosić 70 mg/m³, co przyczynia się do powstawania znacznego zanieczyszczenia powietrza atmosferycznego i smogu na terenach zurbanizowanych [15].

Do najważniejszych problemów występujących podczas prowadzenia PZW zalicza się potencjalny negatywny wpływ tego procesu na wody podziemne oraz powierzchniowe w przypadku odwadniania pola eksploатовanego i wypompowywania powstających ścieków na powierzchnię. W czasie prowadzenia procesu powstają liczne zanieczyszczenia w postaci organicznych związków aromatycznych, między innymi: benzen, toluen, etylobenzen, ksyleny (razem jako BTEX), fenole oraz wielopierścieniowe węglowodory aromatyczne (WWA). Dodatkowo może nastąpić uwalnianie się znacznych ilości metali ciężkich z węgla oraz powstających podczas zgazowania popiołów w procesach wolatylizacji, którym sprzyja wysoka temperatura prowadzenia procesu i obecność licznych czynników chemicznych [8]. Do niebezpiecznych zanieczyszczeń nieorganicznych należy zaliczyć również amoniak oraz cyjanki. W wyniku wysokiej temperatury, która towarzyszy procesowi, następuje wzrost rozpuszczalności zanieczyszczeń w wodach i możliwość ich migracji do warstw wodonośnych. Ścieki pochodzące z procesu zgazowania węgla przekraczają dopuszczalne wartości BZT, ChZT, azotu ogólnego, cyjanów, fenoli lotnych, OWO (ogólnego węgla organicznego) i żelaza – w odniesieniu do dopuszczalnych wartości w ściekach wprowadzanych do wód lub do ziemi [18]. Szczególną uwagę należy jednak zwrócić na wysokie wskaźniki BTEX – 26 µg/l przy dopuszczalnych 0,1 µg/l (dla BTX przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi [18], i WWA. Wprowadzenie tego typu ścieków bezpośrednio do wód podziemnych lub powierzchniowych, bez wcześniejszego oczyszczenia, mogłoby spowodować silne zatrucie środowiska wodnego [4]. Jednakże niektóre badania wykazywały, że obecność tych substancji w wodzie jest krótkotrwała i wody podziemne w procesie samooczyszczania odnawiały się w ciągu dwóch lat [12].

4. Wnioski

Proces podziemnego zgazowania węgla jest niewątpliwie technologią, która eliminuje szereg zagrożeń, związanych z szczególności z pracą ludzi na dole kopalni. Eksploatacja pokładów węgla trudno dostępnych, nieoptymalnych ze względu na ich parametry lub położonych zbyt głęboko, według wielu autorów może być prowadzona w sposób niekonwencjonalny poprzez jego zgazowanie. Jednakże zastosowanie tego procesu jest podyktowane przede wszystkim warunkami środowiskowymi: zagospodarowaniem powierzchni, na którą następnie miałyby oddziaływać osiadania terenu wskutek przeprowadzonego procesu, geologicznymi – usytuowanie złoża i jego charakterystyka, hydrogeologicznymi – izolacja od warstw wodonośnych, w szczególności istotnych dla gospodarki człowieka i zaopatrzenia w wodę, ze względu na możliwe

zanieczyszczenia substancjami szczególnie szkodliwymi dla środowiska wodnego. Po przeprowadzeniu przeglądu literaturowego i w odniesieniu do warunków polskich, istotne wydają się także kwestie związane z gospodarką złożem (jak zbilansować zasoby kopaliny podlegającej zgazowaniu?) oraz problem uzyskania koncesji na wydobycie kopaliny w sposób niekonwencjonalny.

Literatura

1. *Beath A.*: (PDF). Underground Coal Gasification Resource Utilisation Efficiency (<http://web.archive.org/web/20080719115225/http://carbonenergy.com.au/uploads/File/carbonenergy/presentations/Innovation&ExcellenceCSIROAug2006.pdf>). CSIRO Exploration & Mining.
2. *Burton E., Friedmann J., Upadhye R.*: (PDF). Best Practices in Underground Coal Gasification. Technical Report (<http://www.purdue.edu/discoverypark/energy/pdfs/cctr/BestPracticesinUCG-draft.pdf>). Lawrence Livermore National Laboratory. 2007 W-7405-Eng-48.
3. *Hycnar J.J.*: Aspekty ekologiczne procesu zgazowania paliw, *Polityka Energetyczna*, Tom 10, zeszyt specjalny 2, 2007 PL ISSN 1429-6675.
4. *Kapusta K., et al.*: Wybrane aspekty oddziaływania procesu podziemnego zgazowania węgla na środowisko wodne. *Prace Naukowe GIG* 4/2010.
5. *Kasiński J.R., Matl K., Stachowiak A.*: Przydatność węgla brunatnego w Polsce dla procesu zgazowania podziemnego (UGC) – problem kryteriów bilansowości. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego* 448: 169-182, 2012R.
6. *Klimenko, Alexander Y.*: „Early Ideas in Underground Coal Gasification and Their Evolution” (<http://www.mdpi.com/1996-1073/2/2/456/pdf>) (PDF). *Energies* (MDPI Publishing) 2 (2): 2009 456-476.
7. *Lamb G.H.*: Underground coal gasification. *Energy Technology Review* № 14. Noyes Data Corp. p. 5. 1977 ISBN 9780815506706.
8. *Liu S., Li J., Mei M., Dong D.*: Groundwater pollution from underground coal gasification. *J. China Univ. Mining & Techno.* Vol. 17, 2007 s. 0467-0472.
9. *Mendeleev, D.I.*: *Collected Works XI*; Akademiya Nauk SSSR: Moscow, USSR, 1949.
10. *Sallans P.*: “Choosing the Best Coals in the Best Locations for UCG” (<http://www.advancedcoalconference.com/sites/default/files/ppt/Session-L-4-Peter-Sallans.pdf>) (PDF). *Advanced Coal Technologies Conference*. 2010 Laramie: University of Wyoming.
11. *Siemens C.W.*: On the regenerative gas furnace as applied to the manufacture of cast steel. *J. Chem.Soc.* 1868, 21, 279-310].
12. *Shu-qin L., Jun-hua Y.*: Environmental Benefits of underground coal gasification. *Journal of Environmental Sciences*, 2002 vol. 12, no. 2, pp.284-288.
13. *Steinberg M.*: Conversion of coal to substitute natural gas (SNG). HCE, LLC Proprietary Information HCEI 1-05-1, 23 p. Melville NY. 2005 com.HCEI105001.pdf].
14. *Sury M. et al.*: “Review of Environmental Issues of Underground Coal Gasification” (<http://www.dti.gov.uk/files/file19154.pdf>). WS Atkins Consultants Ltd (Department of Trade and Industry). 2004 COAL R272 DTI/Pub URN 04/1880.
15. *Walter K.*: „Fire in the Hole” (<https://www.llnl.gov/str/April07/Friedmann.html>). Lawrence Livermore National Laboratory.
16. <http://www.bjpetron.com>
17. <http://www.huge.gig.eu/pl.html>
18. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi, oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego (Dz. U. 2006 nr 137, poz. 984)



Porównanie wybranych metod interpretacji wyników próbnego pompowania na przykładzie studni badawczej AGH-1

Comparison of the selected interpretation methods of pumping test results on the basis of the AGH-1 research well

Mgr inż. Karolina Kaznowska-Opala*)

Treść: Znajomość parametrów hydrodynamicznych warstwy wodonośnej jest niezwykle ważna zarówno przy dokumentowaniu zasobów ujęć wód podziemnych czy też w celu projektowania odwodnienia wyrobisk górniczych. Sposobów ich określania jest wiele, zarówno metodami laboratoryjnymi, empirycznymi jak i polowymi. Jednakże najbardziej wiarygodne wyniki otrzymuje się poprzez wykonanie próbnego pompowania. Pompowanie testowe bada zależność pomiędzy wydajnością a wywołaną przez nią depresją. Odpowiedni dobór metody interpretacji wyników takiego pompowania pozwala na określenie własności filtracyjnych warstwy wodonośnej, a także na ustalenie hydraulicznych parametrów początkowych badanej studni.

Abstract: The determination of the hydrodynamic parameters of aquiferous layer is very important both for the underground water resources documentation and excavation dewatering. The parameters can be determined in different ways, including laboratory tests, empirical methods and field works. However, the most reliable results are usually obtained during pumping tests. The pumping test examines the interdependence between pumping capacity and level of the resulting depression. Appropriate selection of the pumping data interpretation method allows to determine the filtration properties of an aquiferous layer as well as to establish the initial hydraulic parameters of the tested well.

Słowa kluczowe:

parametry hydrodynamiczne warstwy wodonośnej, próbne pompowanie, metody interpretacji próbnego pompowania

Key words:

hydrodynamic parameters of aquifer, pumping test, methods of pumping test interpretation

1. Wprowadzenie

Próbne pompowania polegają na wywołaniu reakcji hydrodynamicznej w warstwie wodonośnej poprzez szczypanie z niej wody. Tak wywołana reakcja umożliwia identyfikację parametrów filtracyjnych warstwy, tj. przewodności hydraulicznej T , współczynnika filtracji k , współczynnika odsączalności grawitacyjnej μ (sprężystej μ_s) oraz współczynnika przewodności a . Bezpośrednim obserwowanym wynikiem próbnego pompowania jest zmiana poziomu zwierciadła wody, czyli depresji S , w czasie t , przy danej wydajności pompowania Q . Istnieje wiele metod interpretacji uzyskanych zmiennych w czasie badania, które szeroko opisane zostały m.in. w pracach: Neumana [6], Dąbrowskiego i Przybyłka [3], Krusemana [5], Mańkowskiego i Siwka [8], Theisa [9]. Wybór sposobu obliczania pożądaných parametrów zależy od charakteru warstwy wodonośnej, jej budowy, warunków granicznych, czy też charakteru zasilania. W zależności od wydajności z jaką przeprowadzane jest pompowanie testowe oraz czasu jego trwania uzyskuje się różny charakter przepływu: laminarny, turbulentny, nieustalony czy też quasi-ustalony, co także ma wpływ na wybór metody interpretacji wyników.

W przypadku warstwy wodonośnej o swobodnym zwierciadle wody, pompowanie w dłuższym okresie czasowym wywołuje jej osuszenie i tworzenie tzw. leja depresji, natomiast w warstwie naporowej dochodzi do obniżenia ciśnienia piezometrycznego panującego w warstwie. Po zaprzestaniu pompowania poziom zwierciadła wody odbudowuje się, czyli wraca do stanu pierwotnej równowagi hydrodynamicznej [3].

Pompowanie testowe, w zależności od wyboru metody interpretacji, pozwala również określić parametry hydrauliczne badanej studni, tj. zeskok hydrauliczny CQ^2 i sprawność studni η . Wielkości te wyznaczone dla nowej studni pozwalają na dokładniejszą interpretację wyników pompowania testowego przeprowadzanego w późniejszych etapach eksploatacji studni. Wzrost wartości parametru CQ^2 sygnalizuje starzenie się studni [8].

Metody wyznaczenia parametrów hydrodynamicznych na podstawie próbnego pompowania, charakteryzujących warstwę o naporowym zwierciadle wody zostały bardzo dobrze opisane w wielu publikacjach naukowych, natomiast dla warstw wodonośnych o zwierciadle swobodnym, jak dotąd nie znalazły ścisłego sposobu rozwiązania. Komplikacje w interpretacji zachodzą przede wszystkim ze względu na [3]:

- trójwymiarowość przepływu w sąsiedztwie studni,
- zmniejszanie się przewodności warstwy wraz ze wzrostem depresji,

*) AGH w Krakowie

– zróżnicowanie procesu odsączania się wody z warstwy wodonośnej.

W artykule przedstawiono trzy wybrane metody, stosowane przy wyznaczaniu parametrów charakterystycznych dla warstwy wodonośnej o swobodnym zwierciadle wody, następnie porównano uzyskane wyniki i wybrano najlepszą metodę interpretacji dla badanych warunków.

Oznaczenia literowe użyte we wzorach w niniejszym artykule:

- S – depresja
- t – czas pompowania
- μ_s – współczynnik odsączalności sprężystej
- μ – współczynnik odsączalności grawitacyjnej
- T – przewodność hydrauliczna
- k_v – współczynnik filtracji pionowej
- k_h – współczynnik filtracji poziomej
- k – współczynnik filtracji
- h – początkowa miąższość strefy saturacji
- B_1 – wskaźnik odsączania
- l/α – wskaźnik opóźnienia
- r – odległość otworu obserwacyjnego od pompowanej studni
- $W(u_A, u_Y, r/B_1)$ – funkcja Boultona dla warstw swobodnych z opóźnionym odsączaniem
- $W(u_A, u_B, \beta)$ – funkcja Neumana w warunkach zwierciadła swobodnego
- u_A – typ krzywej A dla początkowego okresu pompowania
- u_B, u_Y – typ krzywej B dla końcowego okresu pompowania
- r/B_1 – typ (numer) krzywej w równaniu Boultona
- β – typ (numer) krzywej w równaniu Neumana

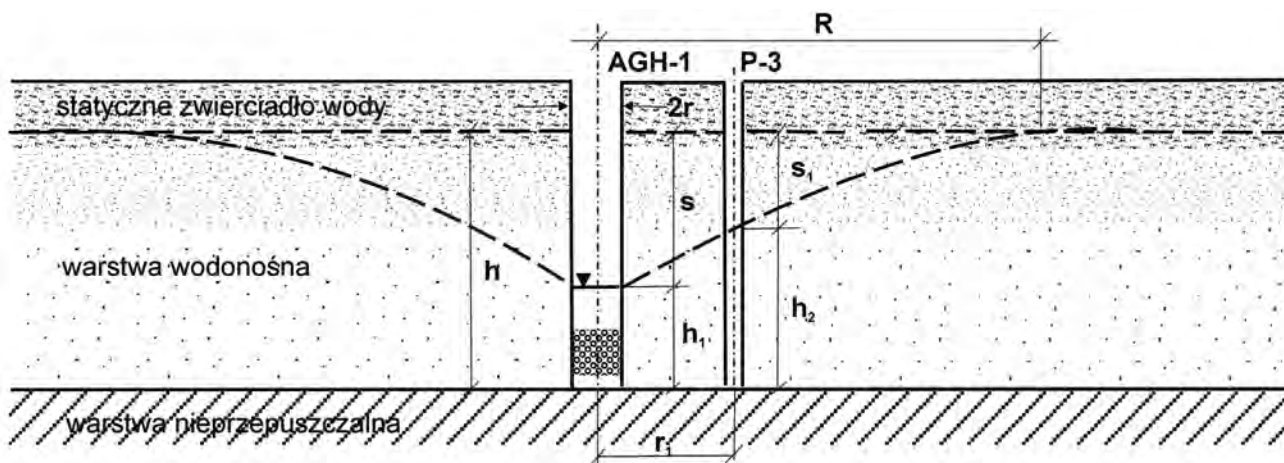
2. Charakterystyka obszaru badań

Pompowanie przeprowadzone zostało w węźle hydrogeologicznym (rys. 1) składającym się ze studni badawczej AGH-1 oraz trzech otworów obserwacyjnych P-2, P-3, P-6. Do badań wzięto wyniki uzyskane tylko dla piezometru P-3. Zarówno studnia jak i piezometr wyposażone są w sondy hydrostatyczne, które rejestrują poziom zwierciadła wody, ciśnienie, temperaturę, wydajność oraz czas. Węzeł hydrogeologiczny ujmuje swobodny poziom wodonośny w utworach neogenu reprezentowanego przez żwiry i piaski.

Otwór badawczy AGH-1 jest studnią dogłębną o głębokości 16 m. Otwór zarurowany został rurami PCV z filtrem o średnicy $\Phi=225$ mm, część czynna filtra ma długość 5 m i znajduje się na głębokości 10–15 m. Piezometr P-3 również o głębokości 16 m, zabudowany został filtrem o średnicy $\Phi=110$ mm z częścią czynną o długości 6 m, na głębokości 9÷15 m [1, 10].

Dla otworu badawczego AGH-1 przeprowadzono jednokrotne jednostopniowe próbnego pompowanie ze stałą wydajnością 26 m³/h, w warunkach przepływu nieustalonego. Pompowanie trwało 8 godzin. Uzyskano 5950 wyników położenia zwierciadła zarówno dla studni, jak i dla piezometru. Zmiany depresji w hydrowęźle pokazano na wykresie (rys. 2).

Analiza zmian położenia poziomu zwierciadła wody w otworze pompowym (rys. 3) potwierdza swobodny charakter zwierciadła wody w warstwie wodonośnej, zgodnie z wykresem wskaźnikowym $S=f(\lg t)$ w publikacji [3].



Rys. 1. Poglądowy przekrój węzła hydrogeologicznego AGH-1 o swobodnym zwierciadle wody (Źródło: Opracowanie własne [3])
 Fig. 1. Cross-section of AGH-1 hydrotechnical system with free surface of water (Source: Own elaboration [3])

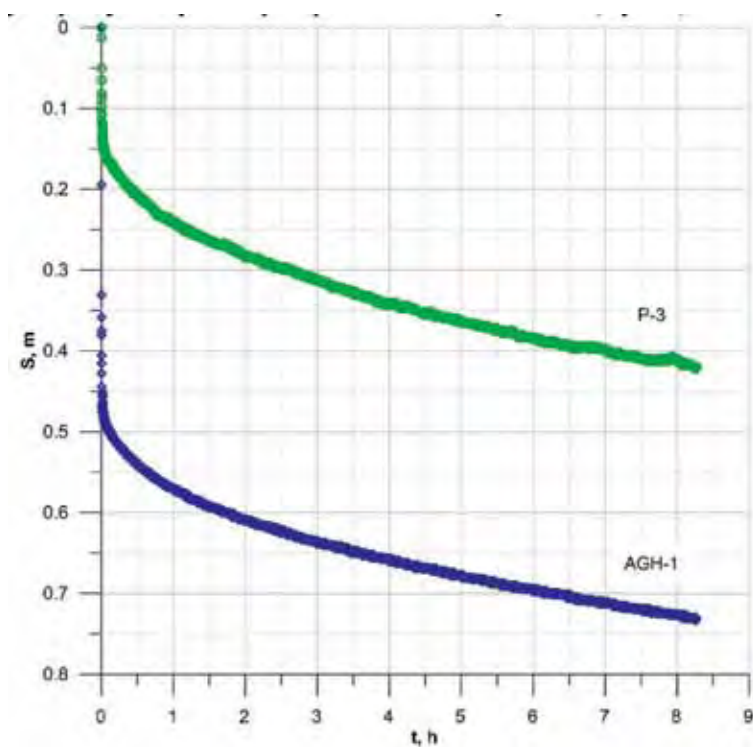
Tablica 1. Zakres stosowania poszczególnych metod interpretacji próbnych pompowań

Źródło: Opracowanie własne na podstawie [2, 3, 5])

Table 1. Range of application of different interpretation methods of pumping tests

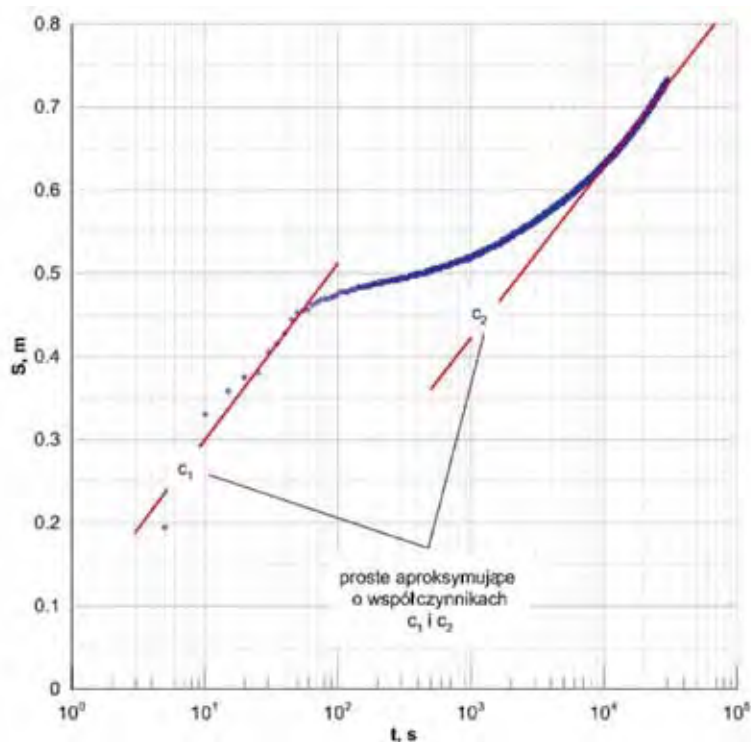
Source: Own elaboration, according to [2, 3, 5]

Metoda interpretacji	Rodzaj pompowania	Zakres stosowania
Neuman	jednokrotne jednostopniowe	warstwa wodonośna nieograniczona, izotropowa lub anizotropowa, przepływ nieustalony, warunki swobodne, stały wydatek
Boulton		warstwa wodonośna nieograniczona, anizotropowa, przepływ nieustalony, warunki swobodne z przesiąkaniem, stały wydatek
Theis-Jacob		warstwa wodonośna nieograniczona, izotropowa, przepływ nieustalony, warunki naporowe, po spełnieniu warunku swobodne, stały wydatek



Rys. 2. Zmiany depresji podczas pompowania testowego w otworze pompowym oraz obserwacyjnym (Źródło: Opracowanie własne)

Fig. 2. Depression changes during pumping test in pumping and observation wells (Source: Own elaboration)



Rys. 3. Wskaźnikowy wykres kształtowania się depresji w otworze pompowym, w zależności od czasu przy swobodnym zwierciadle wody podczas jednostopniowego próbnego pompowania (Źródło: Opracowanie własne na podstawie [3])

Fig. 3. Index chart of depression forming in the pumping well, depending on the time, by free surface of water during a single-stage pumping test (Source: Own elaboration, according to [3])

3. Metodyka pomiarów

Metodę interpretacji wyników próbnego pompowania wybiera się w zależności od charakteru warstwy wodonośnej. W tabelicy 1 przedstawiono wybrane metody oraz ich zakres stosowania.

Użycie ww. metod możliwe jest tylko w przypadku wykonania pompowania testowego w układzie studnia – piezometr, czyli w węźle hydrogeologicznym.

3.1. Metoda Neumana

Metoda Neumana bazuje na zjawisku opóźnienia reakcji zwierciadła wody. Dodatkowo uwzględnia anizotropię warstwy wodonośnej o swobodnym zwierciadle wodonośnym. Pozwala na wyznaczenie przewodności hydraulicznej, współczynnika odsączalności grawitacyjnej oraz sprężystej czy też współczynnika filtracji pionowej i poziomej [5, 6].

Według Neumana w początkowej fazie pompowania (rys. 3), obejmującej pierwsze kilka minut, reakcja warstwy wodonośnej o swobodnym zwierciadle wody jest taka sama jak w przypadku warstwy o zwierciadle napiętym [5, 6], tzn. woda odprowadzana jest z nagromadzenia w otworze studziennym oraz w strefie przyotworowej. Kształt krzywej odpowiada krzywej typu Theisa [6]. Następnie przyrost depresji maleje wraz z czasem pompowania, przez co wykres krzywej nie pokrywa się z krzywą typu Theisa i zbliża się kształtem do horyzontalnego, co spowodowane jest wg Neumana opóźnioną reakcją poziomą zwierciadła wody. W końcowej fazie pompowania przepływ wody ponownie zmienia się w horyzontalny, kształt krzywej depresji w czasie znów jest stromy i pokrywa się z krzywą typu Theisa [5].

Zależność pomiędzy depresją a wydajnością pompowania Neuman zapisał za pomocą wzoru

$$S = \frac{Q}{4\pi T} W(u_A, u_B, \beta) \quad (1)$$

Kształt krzywej w pierwszej fazie pompowania opisuje zależność

$$S = \frac{Q}{4\pi T} W(u_A, \beta) \quad (2)$$

gdzie

$$u_A = \frac{r^2 \mu_s}{4Tt} \quad (3)$$

Natomiast kształt krzywej w końcowej fazie pompowania opisuje wzór

$$S = \frac{Q}{4\pi T} W(u_B, \beta) \quad (4)$$

gdzie

$$u_B = \frac{r^2 \mu}{4Tt} \quad (5)$$

Parametr β zdefiniowany został jako zależność

$$\beta = \frac{r^2 k_v}{h^2 k_h} \quad (6)$$

Wartości parametrów u_A , u_B , β , S oraz t wyznacza się z graficznej interpretacji wyników pompowania oraz porównania ich z nomogramem funkcji Neumana $W(u_A, u_B, \beta)$. Nomogram tworzą dwie rodziny krzywych: A, dla początkowej fazy pompowania i B, dla końcowej fazy pompowania. Z kolei wykres doświadczalny powinien być sporządzony z wyników otrzymanych dla piezometru w skali podwójnie

logarytmicznej, $\lg S=f(\lg t)$. Po dopasowaniu krzywej depresji do nomogramu, czyli określeniu wartości β , należy wyznaczyć punkty arbitralne dla krzywych z obu rodzin (rys. 4):

$$\begin{aligned} A & [S_A, t_A, W(u_A, \beta), 1/u_A, \beta], \\ B & [S_B, t_B, W(u_B, \beta), 1/u_B, \beta]. \end{aligned}$$

Odpowiednio przekształcając wzory (2), (3), (4), (5) należy wyznaczyć parametry T , μ_s , μ . Znając początkową wartość miąższości strefy saturacji h , można wyznaczyć wartość współczynnika filtracji poziomej k_h . Przekształcając wzór (6) otrzymamy wartość współczynnika filtracji pionowej, który wpływa na opóźnienie reakcji zwierciadła wody w środkowej fazie pompowania [5].

3.2. Metoda Boultona

Zmienną odsączalność osadów budujących warstwę wodonośną uwzględnia również interpretacja wyników pompowania testowego metodą Boultona. Według Boultona, podobnie jak u Neumana, reakcja warstwy wodonośnej o swobodnym zwierciadle wody następuje w trzech etapach:

1. odpompowanie wody w strefie bezpośredniego zafiltrowania (reżim sprężysty),
2. przesiąkanie z nadległych osadów w obrębie warstwy wodonośnej, ze względu na jej niejednorodną budowę,
3. reakcja całego kompleksu wodonośnego (reżim grawitacyjny).

Rozwiązaniem metody jest graficzna interpretacja równania

$$S = \frac{Q}{4\pi T} W\left(u_A, u_Y, \frac{r}{B_1}\right) \quad (7)$$

gdzie

$$u_A = \frac{r^2 \mu_s}{4Tt} \quad (8)$$

$$u_Y = \frac{r^2 \mu}{4Tt} \quad (9)$$

Wartości zmierzone należy przedstawić na wykresie podwójnie logarytmicznym $\lg S=f(\lg t)$, a następnie porównać je z nomogramem funkcji teoretycznych Boultona. Nomogram zawiera dwie rodziny krzywych typu A i B, które są odpowiedzialne za pierwszą i trzecią fazę kształtowania się krzywej depresji podczas pompowania. Wykres $\lg S=f(\lg t)$ należy tak dopasować, aby obie krzywe teoretyczne miały taką samą wartość r/B_1 . Po uzyskaniu zgodności wykresu doświadczalnego z nomogramem wyznacza się punkty arbitralne odpowiednio dla krzywej A i B (rys. 5):

$$\begin{aligned} A & [S_A, t_A, W(u_A, r/B_1), 1/u_A, r/B_1], \\ B & [S_B, t_B, W(u_Y, r/B_1), 1/u_Y, r/B_1]. \end{aligned}$$

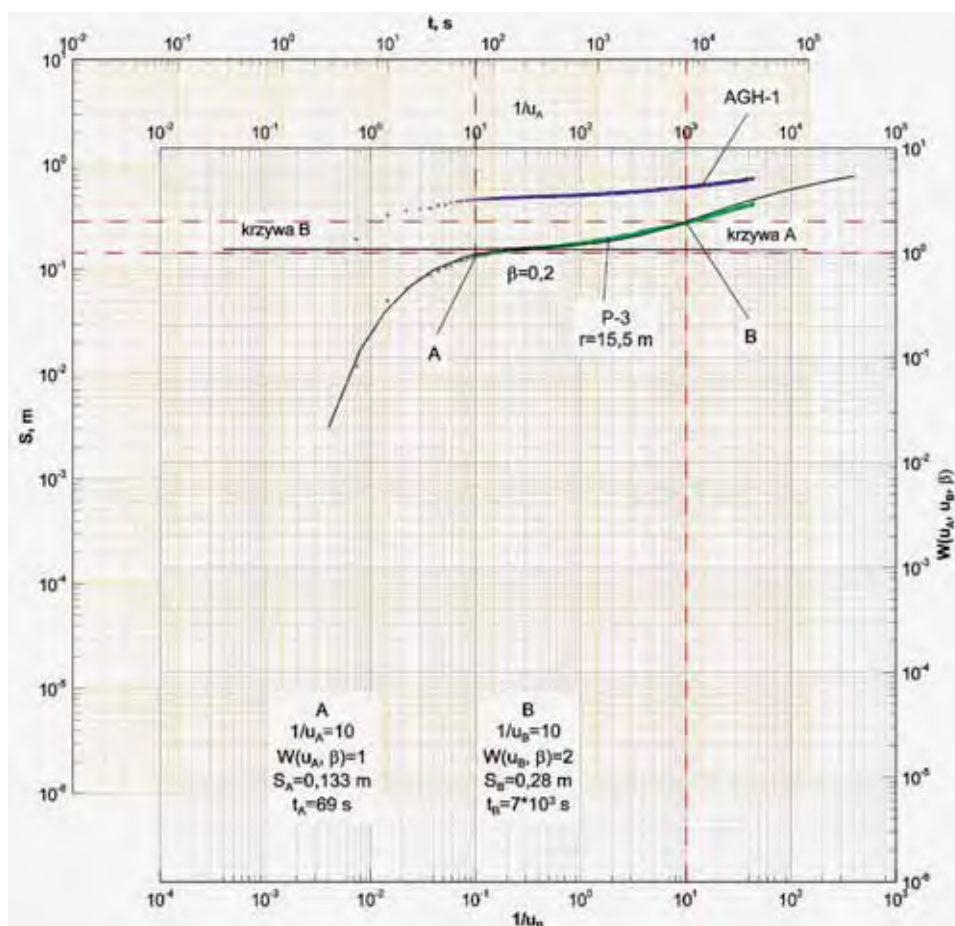
Punkty arbitralne dają możliwość wyznaczenia parametrów hydrodynamicznych charakterystycznych dla osadów budujących warstwę wodonośną, w poszczególnych fazach pompowania. Po drobnym przekształceniu wzorów oraz podstawieniu odpowiednich współrzędnych punktów arbitralnych otrzymujemy dla:

- pierwszej fazy opadania
- przewodność hydrauliczną

$$T = \frac{Q}{4\pi S_A} W\left(u_A, \frac{r}{B_1}\right) \quad (10)$$

- współczynnik odsączalności sprężystej

$$\mu_s = \frac{4Tt_A}{r^2 \frac{1}{u_A}} \quad (11)$$



Rys. 4. Interpretacja graficzna wyników próbnego pompowania według metody Neumana
(Źródło: Opracowanie własne)

Fig. 4. Graphical interpretation of pumping test results by use of the Neumann method
(Source: Own elaboration)

- współczynnik filtracji

$$k = \frac{T}{h} \quad (12)$$

- drugiej fazy opadania
- przewodność hydrauliczną

$$T = \frac{Q}{4\pi S_B} W\left(u_Y, \frac{r}{B_1}\right) \quad (13)$$

- współczynnik odsączalności grawitacyjnej

$$\mu = \frac{4Tt_B}{r^2} \frac{1}{u_Y} \quad (14)$$

- wskaźnik opóźnienia

$$\frac{1}{\alpha} = \frac{B_1^2 \mu}{T} \quad (15)$$

3.3. Metoda Theisa-Jacoba

Parametry hydrodynamiczne warstwy wodonośnej z próbnego pompowania można również wyznaczyć stosując wzory Theisa wyprowadzone dla nieustalonego dopływu

wody do studni o naporowym zwierciadle wody. W warstwach wodonośnych o swobodnym zwierciadle wody wzory Theisa mają słuszność, gdy [3]

$$S < 0,1h \quad (16)$$

W przypadku, gdy zachodzi zależność

$$0,1h < S < 0,3h \quad (17)$$

należy zastosować poprawkę Jacoba

$$\Delta = \frac{s^2}{2H} \quad (18)$$

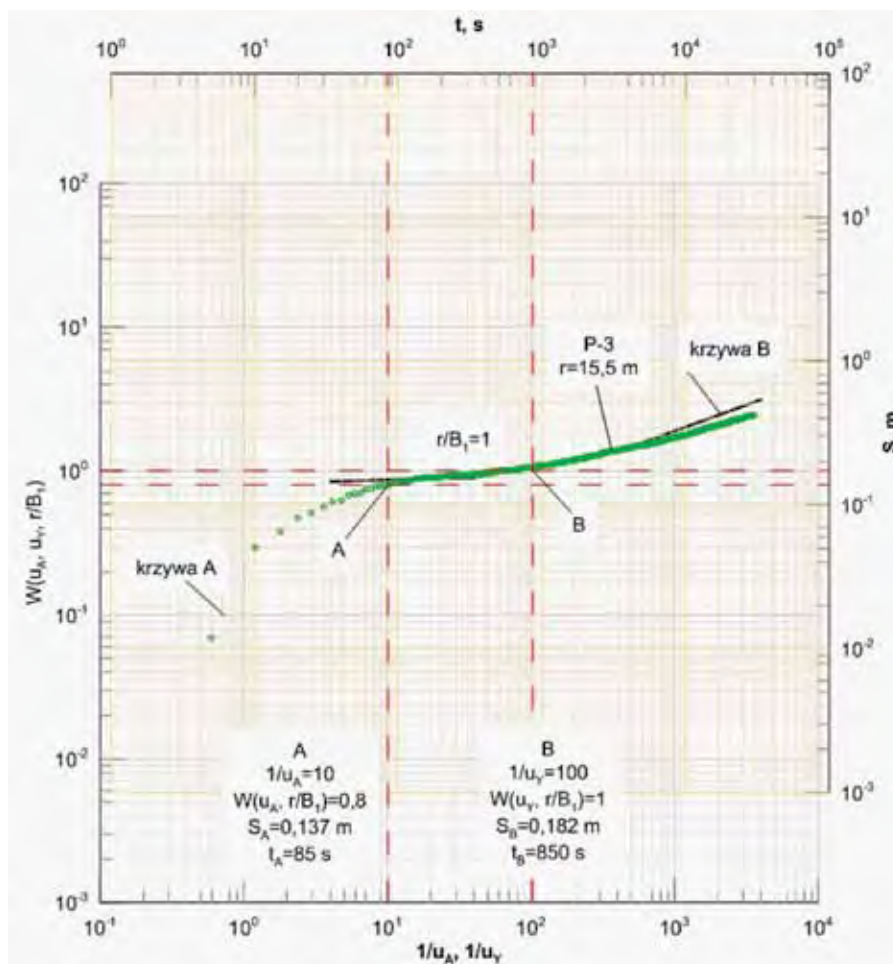
Metoda Theisa-Jacoba podobnie jak metody Neumana i Boultona polega na graficznej interpretacji wzoru

$$S = \frac{0,183Q}{T} \lg \frac{2,25Tt}{r^2 \mu} \quad (19)$$

Wyniki pomiarów z próbnego pompowania dla otworu obserwacyjnego należy przedstawić na wykresie wskaźnikowym $S=f(\lg t)$, stąd metoda Theisa-Jacoba nazywana jest półlogarytmiczną (rys. 6). Omawianą metodą można interpretować również wyniki uzyskane dla studni. Jednakże warunkiem jest uzyskanie równoległych wykresów dla studni i piezometru [6].

Zależność (19) zapisana w postaci funkcji liniowej przyjmie postać

$$y = c(b + x) \quad (20)$$



Rys. 5. Interpretacja graficzna wyników próbnego pompowania według metody Boultona, dla piezometru (Źródło: Opracowanie własne)

Fig. 5. Graphical interpretation of pumping test results by use of the Boulton's method (Source: Own elaboration)

o stałych

$$b = \lg \frac{2,25T}{r^2 \mu} \quad (21)$$

$$c = \frac{0,183Q}{T} \quad (22)$$

c jest współczynnikiem kierunkowym prostej aproksymującej zmiany depresji, które tworzą odcinek prostoliniowy. Tak, więc wartość t należy obliczyć poprzez wyznaczenie tangensa kąta jej nachylenia. Dla pełnego cyklu logarymicznego c będzie równe różnicy depresji.

Znajomość wartości współczynnika kierunkowego, po drobnych przekształceniach, pozwala wyznaczyć parametr przewodności hydraulicznej

$$T = \frac{0,183Q}{c} \quad (23)$$

W celu wyznaczenia kolejnych niewiadomych równania, tj. współczynnika odsączalności oraz wartości t_0 , należy poprowadzić przedłużenie prostej aproksymującej aż do przecięcia się jej z osią odciętych (punkt t_0). Równanie przyjmie postać

$$\frac{0,183Q}{T} \lg \frac{2,25Tt_0}{r^2 \mu} = 0 \quad (24)$$

Podczas pompowania współczynnik kierunkowy c jest różny od zera, z tego wynika, że stała b równa jest zero, czyli po zlogarytmowaniu i przekształceniu wzoru można wyznaczyć parametr współczynnika odsączalności grawitacyjnej μ

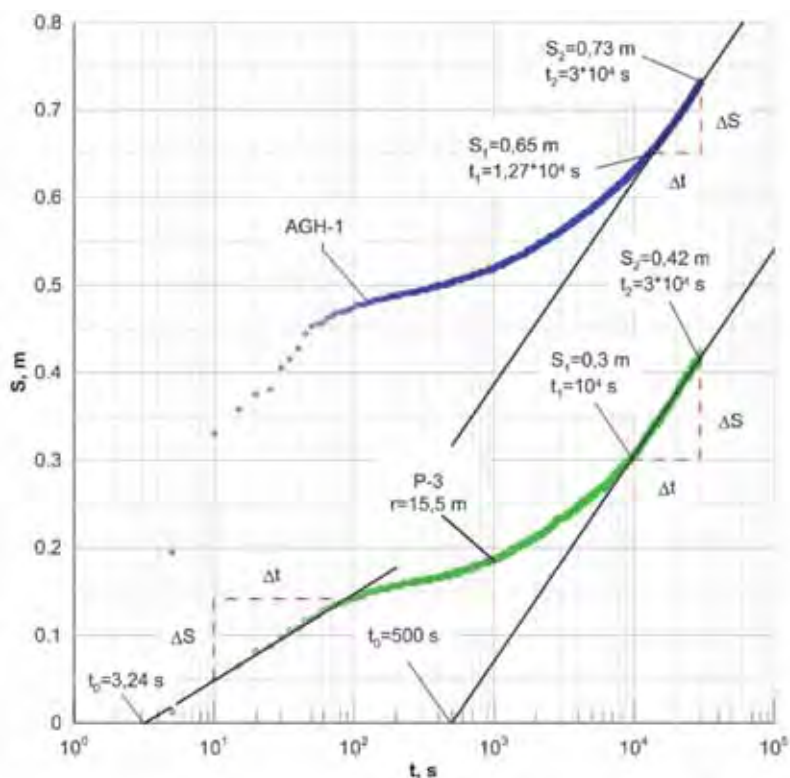
$$\mu = \frac{2,25Tt_0}{r^2} \quad (25)$$

Dla pełnej charakterystyki hydrodynamicznej warstwy wodonośnej współczynnik filtracji wyznacza się ze wzoru (12).

4. Opracowanie wyników

Wartości parametrów charakteryzujących badaną warstwę wodonośną, uzyskane trzema niezależnymi metodami interpretacji wyników próbnego pompowania zestawiono w tabeli (tabl. 2). Wszystkie metody polegały na graficznej interpretacji, wyników tego samego pompowania, zmienności depresji w czasie, co przedstawiono na wykresach (rys. 4, 5, 6).

Pompowanie przeprowadzone zostało w otworze ujmującym swobodne zwierciadło wody utworów neogenu. Pompowanie jednostopniowe w warunkach przepływu nieustalonego, ze stałą wydajnością 26 m³/h trwało 8 godzin. Uzyskana depresja na koniec badania wyniosła 0,73 m. Do interpretacji wybrano metody charakterystyczne dla warstw



Rys. 6. Graficzna interpretacja wyników próbnego pompowania wg metody Theisa-Jacoba (Źródło: Opracowanie własne)

Fig. 6. Graphical interpretation of pumping test results by use of the Theis and Jacob method (Source: Own elaboration)

Tablica 2. Zestawienie wyników obliczeń (Źródło: Opracowanie własne)

Table 2. Calculation results (Source: Own elaboration)

Metoda	Parametry hydrodynamiczne badanej warstwy wodonośnej				
	Przewodność hydrauliczna T [m ² /s]	Współczynnik odsączalności sprężystej μ_s [-]	Współczynnik odsączalności grawitacyjnej μ [-]	Współczynnik filtracji pionowej k_v [m/s]	Współczynnik filtracji poziomej k, k_h [m/s]
Neuman	$4,21 \cdot 10^{-3}$	$4,96 \cdot 10^{-4}$	$4,78 \cdot 10^{-2}$	$3,79 \cdot 10^{-5}$	$3,89 \cdot 10^{-4}$
Boulton	$3,26 \cdot 10^{-3}$	$4,75 \cdot 10^{-4}$	$4,47 \cdot 10^{-4}$	-	$3,01 \cdot 10^{-4}$
Theis-Jacob piezometr	$5,25 \cdot 10^{-3}$	-	$2,46 \cdot 10^{-2}$	-	$4,85 \cdot 10^{-4}$
Theis-Jacob studnia	$6,1 \cdot 10^{-3}$	-	-	-	$5,31 \cdot 10^{-4}$

wodonośnych o swobodnym zwierciadle wody: Neumana, Boultona i Theisa-Jacoba. Metoda Theisa-Jacoba wymagała spełnienia jednego z warunków: (16) lub (17). Przy początkowej miąższości strefy saturacji równej 11,54 m spełniona została nierówność (16), więc do obliczeń przyjęto klasyczną metodę, jak dla warunków naporowych.

Wyliczone wartości parametru przewodności hydraulicznej mają taki sam rząd wielkości – 10^{-3} m²/s. Najniższą wartość uzyskano metodą Boultona $3,26 \cdot 10^{-3}$, natomiast najwyższą przy interpretacji metodą Theisa-Jacoba, wyliczoną dla wyników zarejestrowanych dla studnia.

Do wyznaczenia współczynnika odsączalności sprężystej wykorzystano metody Neumana i Boultona. Wyniki są do siebie bardzo zbliżone i wynoszą odpowiednio $4,96 \cdot 10^{-4}$ i $4,75 \cdot 10^{-4}$, co sugeruje ich poprawność.

W przypadku odsączalności grawitacyjnej obliczone wyniki wykazały się zróżnicowaniem. Metodą Neumana oraz Theisa-Jacoba rząd wielkości wyszedł taki sam, natomiast metodą Boultona – o dwa rzędy wielkości mniejszy. Sądzić można, że przyczyną był zły dobór krzywej z rodziny B nomogramu funkcji Boultona. Wyniki pomiędzy metodami Neumana oraz Theisa-Jacoba różnią się o połowę i wynoszą odpowiednio $4,78 \cdot 10^{-2}$ oraz $2,46 \cdot 10^{-2}$.

Współczynnik filtracji pionowej wyznaczony został tylko przez interpretację wyników metodą Neumana i jest on konsekwencją opóźnionej reakcji zwierciadła wody podczas pompowania. Współczynnik wyniósł $3,79 \cdot 10^{-5}$, co świadczy o bardzo dobrej przepuszczalności.

Jeśli chodzi o otrzymane wartości parametru współczynnika filtracji poziomej, to wszystkie mają ten sam rząd

wielkości – 10^{-4} m/s. Ich wartości, w zależności od obranej metody, kształtują się od $3,01 \cdot 10^{-4}$ metodą Boultona, poprzez $3,89 \cdot 10^{-4}$ metodą Neumana, do $4,85 \cdot 10^{-4}$ metodą Theisa-Jacoba. Najwyższy wynik uzyskano przy analizowaniu wyników pomiarowych studni $5,31 \cdot 10^{-4}$ m/s.

5. Podsumowanie i wnioski

Przeprowadzona analiza potwierdziła, iż wybór odpowiedniej metody do interpretacji wyników próbnego pompowania jest bardzo ważny. Możliwość wyznaczenia parametrów filtracyjnych warstwy wodonośnej poprzez wykonanie pompowania testowego powinno być najbardziej wiarygodnym badaniem, a wyniki ściśle i miarodajne, ponieważ badanie to przebiega w warunkach naturalnych, gdzie struktura jest nienaruszona, panują naturalne ciśnienia, temperatura itp. [7].

Jak wskazują uzyskane wyniki trzema różnymi metodami choćby sądząc na podstawie wartości przewodności hydraulicznej metody zostały dobrane poprawnie. Otrzymane wielkości są porównywalne – ich rzędy wielkości się zgadają. Najbardziej wiarygodną metodą interpretacji wydaje się być metoda Neumana, ze względu na spełnienie założeń formalnych. Daje ona również najlepszą parametryczną charakterystykę warstwy wodonośnej. Ze względu na najprawdopodobniej złe dopasowanie krzywej doświadczalnej do funkcji nomogramu, wyniki wyliczone metodą Boultona zostały odrzucone, a ich wyznaczanie niedokończono. Natomiast metoda Theisa-Jacoba daje satysfakcjonujące wyniki, porównywalne z wartościami otrzymanymi metodą Neumana, wyznaczone dla piezometru. Interpretacja wyników ze studni dała możliwość wyznaczenia tylko przewodności hydraulicznej, a co za tym idzie i współczynnika filtracji.

Jak widać, każda metoda ze względu na zakres stosowania daje zróżnicowane wyniki. Dlatego ważne jest stosowanie kilku metod interpretacji, w celu uzyskania najbardziej prawdopodobnych i wiarygodnych wyników. Warto również stosować bogato rozwinięte aplikacje komputerowe służące także m.in. do wyznaczania parametrów filtracyjnych ośrodków wodonośnych.

Praca stanowi część badań statutowych Katedry Górnictwa Odkrywkowego opracowanych w ramach prac statutowych na Wydziale Górnictwa i Geoinżynierii AGH nr 11.11.100.597.

Literatura

1. *Bezkorowajny A., Stochel B.*: Dokumentacja hydrogeologiczna ustalająca zasoby eksploatacyjne dla studni wierconej wykonanej w utworach neogenu na terenie działek nr 19/25 i 19/26 położonych w Krakowie na terenie Akademii Górniczo-Hutniczej przy Alejach Mickiewicza. A&B Flint, Brzesko, 2005 [niepublik.].
2. *Bielec B., Holojuch G.*: Interpretacja wyników pompowań testowych w reżimie nieustalonym w odmiennych warunkach hydrogeologicznych. Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego, Warszawa, 2011.
3. *Dąbrowski S., Przybyłek J.*: Metodyka próbnego pompowania w dokumentowaniu zasobów wód podziemnych. Poradnik metodyczny. Bogucki Wydawnictwo Naukowe, Poznań, 2005.
4. *Dowgiałło J., Kleczkowski A.S., Macioszczyk T., Rózkowski A. (red.)*: Słownik hydrogeologiczny, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, 2002.
5. *Kruseman G.P., de Ridder N.A., Verweij J.M.*: Analysis and Evaluation of Pumping test data. Second Edition, ILRI publication 47, International Institute for Land Reclamation and Improvement, Wageningen, Netherlands, 1991.
6. *Neuman S.P.*: Analysis of Pumping Test Data From Anisotropic Unconfined Aquifers Considering Delayed Gravity Response. Water Resources Research, Vol. 11, No. 2, 1975.
7. *Pazdro Z.*: Hydrogeologia ogólna. Wydawnictwo Geologiczne, Warszawa, 1964.
8. *Siwek Z., Mańkowski M.*: Wyznaczanie parametrów hydraulicznych ujęcia wód podziemnych na podstawie pompowań próbnych. Wydawnictwo Geologiczne, Warszawa, 1981.
9. *Theis C.V.*: The relation between the lowering of the piezometric surface and the rate and duration of discharge of a well using groundwater storage. Trans. Amer. Geophys. Union, Vol. 16, 1935.
10. *Żurek A.*: Możliwości interpretacji naturalnych wahań zwierciadła wód gruntowych na podstawie pomiarów ze stanowiska badawczego na terenie AGH w Krakowie. Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego, Warszawa, 2011.



Innowacyjne technologie uszlachetniania piasków kwarcowych dla przemysłu szklarskiego

New technologies of quartz sands processing in the glass-making industry

Dr inż. Ewa Lewicka^{*)}

Treść: Artykuł omawia podstawowe operacje przeróbki i wzbogacania piasków kwarcowych, prowadzące do uzyskania surowców spełniających wymagania przemysłu szklarskiego, z naciskiem na najbardziej zaawansowane, najnowsze zdobycze omawianych technik. Rygorystyczne wymagania odnośnie składu chemicznego i mineralnego oraz uziarnienia piasku kwarcowego powodują konieczność usunięcia tlenków barwiących (Fe_2O_3 , TiO_2 , niekiedy także innych), minerałów ciężkich i ogniotrwałych, minerałów ilastych, oraz podziarna i nadziarna. Najwyższej jakości surowce uzyskuje się w wyniku następujących operacji: mechanicznego ocierania (usuwanie otoczek żelazistych i ilastych) w układach samoocierających (atrytorach), separacji w klasyfikatorach spiralnych (usuwanie minerałów ciężkich), przesiewania na przesiewaczach wielopokładowych (Derrick), klasyfikacji w hydrocyklonach lub pionowych klasyfikatorach grawitacyjnych (hydrosizers), a także separacji magnetycznej. Ta ostatnia to obecnie najbardziej zaawansowana technologicznie metoda oczyszczania piasku z ziaren minerałów żelazistych i innych – wykazujących właściwości magnetyczne. Umożliwiają to zwłaszcza separatory rolkowe wyposażone w magnesy stałe z udziałem pierwiastków ziem rzadkich. W artykule zaprezentowano również mniej popularne metody uszlachetniania piasku kwarcowego, m.in. za pomocą ultradźwięków oraz na drodze ługowania bakteryjnego.

Abstract: This paper presents basic operations of processing and beneficiation of quartz sand which allow to obtain raw materials that meet the requirements valid in the glass-making industry, with particular focus on the latest developments and the most advanced, innovative technologies employed. The adaptation of strict requirements of chemical and mineral composition as well as the grain-size distribution of quartz sand, results in the need of removal of the undesirable elements, i.e. colouring oxides (Fe_2O_3 , TiO_2 and others), heavy, refractory and clay minerals as well as fines and oversize particles. High quality raw materials may be obtained during the following operations: attrition scrubbing (removal of ferruginous and clay coatings) in the attritors, purification in spiral classifiers (removal of heavy minerals), screening on multi-deck screens (Derrick), classification of hydrocyclones or vertical gravitational classifiers (hydrosizers) as well as the magnetic separation. The last is currently the most technologically advanced method of quartz sand purification from ferruginous grains and other particles with magnetic properties. This operation is most frequently performed by permanent rare-earth roll magnetic separators. This article also presents less popular methods of quartz sand beneficiation e.g. with the use of ultrasound or by bacterial leaching.

Słowa kluczowe:

piaski kwarcowe, przeróbka i wzbogacanie, innowacyjne technologie

Key words:

quartz sands, processing and beneficiation, new technologies

1. Wprowadzenie

Piasek kwarcowy należy do uniwersalnych surowców mineralnych, znajdujących różnorodne zastosowania – stanowi podstawowy składnik szkła i wyrobów ze szkła, form odlewniczych, materiałów filtracyjnych, podsadzki i mieszanek używanych do szczelinowania hydraulicznego w wiertnictwie i in. Z tego względu wymagania jakościowe stawiane tym piaskom przez odbiorców są bardzo zróżnicowane. Szczególnie rygorystyczne kryteria dotyczą przy-

datności piasków kwarcowych dla przemysłu szklarskiego. W zależności od rodzaju szkła muszą mieć one określony skład mineralny i chemiczny oraz uziarnienie. Piasek kwarcowy jest najważniejszym surowcem do produkcji większości odmian szkła, stanowi bowiem około 60÷75 % zestawu szklarskiego, a to ma zasadnicze znaczenie dla jakości wyrobu. Uzyskanie surowca o odpowiednich parametrach wymaga zazwyczaj uszlachetnienia urobku. Stosowane są w tym celu coraz bardziej zaawansowane technologicznie metody wzbogacania, dzięki którym możliwe jest pozyskanie surowców wysokiej czystości przy niższych kosztach operacyjnych i środowiskowo-nych niż jeszcze kilkanaście lat temu.

^{*)} Instytut GSMiE PAN, Kraków

2. Kryteria oceny jakości piasków kwarcowych dla przemysłu szklarskiego

Głównym kryterium oceny przydatności piasku kwarcowego dla przemysłu szklarskiego jest zawartość SiO_2 – najbardziej wartościowego składnika chemicznego, a także składników niepożądaných, takich jak tlenki barwiące (Fe_2O_3 , TiO_2 , niekiedy także inne), (tabl. 1) i minerały ogniotrwałe.

Związki żelaza stanowią jedne z najbardziej uciążliwych zanieczyszczeń piasków kwarcowych. Ich obecność powoduje niepożądane żółtawo-zielonkawe zabarwienie szkła, którego neutralizacja wymaga zastosowania związków odbarwiających (powodujących niekiedy zmatowienie wyrobów). Żelazo może występować w piasku w różnych formach [1], m.in.: w strukturze minerałów ilastych, w postaci warstewek lub otoczek tlenków i wodorotlenków na powierzchni ziaren kwarcu i w ich spękaniach, we frakcji minerałów ciężkich (w ziarnach hematytu, magnetytu, staurolitu, turmalinu, ilmenitu), a także w strukturze minerałów zbliżonych gęstością właściwą do kwarcu (glaukonit, biotyt).

Tlenek tytanu, drugi pod względem szkodliwości składnik niepożądany w piasku, wchodzi w skład substancji ilastej lub występuje w postaci minerałów własnych, takich jak: rutyl, brookit, anataz, ilmenit. Spotykane są również wrostki jego minerałów w spękanych ziarnach kwarcu. Niewielka domieszka TiO_2 (rzędu 0,3 %) powoduje trudne do neutralizacji żółte zabarwienie szkła. Groźnym z punktu widzenia techniki wytopu szkła zanieczyszczeniem piasków szklarskich są także inne minerały ciężkie (o gęstości przekraczającej 3,0 g/cm³) i ogniotrwałe, których liczba nie może przekraczać kilku ziaren na 1 kilogram piasku lub nie powinno być ich wcale.

Obecność w piasku ziaren skaleni, będących nośnikami Al_2O_3 i alkaliów, tj. CaO , Na_2O i K_2O , nie jest szkodliwa, choć ich udział musi być kontrolowany. Nośnikiem tlenku glinu są także minerały ilaste oraz mające mniejsze znaczenie miki.

Każdy ze wspomnianych tlenków może wpływać na jakość produktu końcowego zarówno negatywnie, jak i pozytywnie. Kluczowe znaczenie ma utrzymanie ich zawartości w piasku na stałym poziomie: wahania ilości tlenku żelaza powodują bowiem niejednorodne zabarwienie szkła, a zbyt duża jego zawartość – nadmierną kruchość, natomiast konsekwencją zmian udziału tlenku glinu są wahania lepkości i gęstości stopu, co przy obecnym tempie masowej produkcji opakowań szklanych jest niedopuszczalne. Ponadto, mimo iż generalnie w produkcji wyrobów ze szkła oczekiwany jest jak najniższy udział Fe_2O_3 (w niektórych zastosowaniach nawet <0,015 %), to w przypadku opakowań szklanych barwy miodowej tlenek ten jest dodawany do zestawu szklarskiego, zatem jego relatywnie wysoki udział w surowcu jest w tym przypadku korzystny. Z kolei nieco wyższa zawartość Al_2O_3 i Na_2O

związana z obecnością skaleni może stanowić walor surowca, bowiem pozwala na zmniejszenie zużycia kosztownej sody.

3. Przeróbka i wzbogacanie piasków kwarcowych dla potrzeb przemysłu szklarskiego – najnowsze rozwiązania

Do podstawowych metod wzbogacania, stosowanych w celu otrzymania wysokiej jakości piasków szklarskich, należą: płukanie (szlamowanie), samoocieranie, wzbogacanie grawitacyjne oraz separacja magnetyczna lub elektrostatyczna. W ograniczonym zakresie stosowana jest również flotacja i inne chemiczne sposoby usuwania zanieczyszczeń. Te ostatnie ze względu na wysokie koszty i zagrożenie środowiska są wypierane przez separację grawitacyjną i magnetyczną. Podstawowymi metodami uzyskiwania odpowiedniego uziarnienia (zwykle 0,1÷0,5 mm) są natomiast: przesiewanie (głównie w celu usunięcia nadziarna >0,5 mm) oraz klasyfikacja hydrauliczna w hydrocyklonach lub pionowych klasyfikatorach grawitacyjnych (w celu uzyskania klas ziarnowych <0,5 mm i usunięcia szlamu <0,1 mm).

Płukanie jest najprostszym i najtańszym sposobem usuwania z piasków kwarcowych substancji ilastej i pylastej wraz z zanieczyszczeniami znajdującymi się w klasie <0,1 mm. Operacja ta pozwala na obniżenie zawartości Al_2O_3 występującego głównie w minerałach ilastych. W znacznej części eliminuje także zanieczyszczenie żelazem związanym z tymi minerałami, pozwalając w przypadku piasków szczególnie bogatych w substancję ilastą obniżyć udział Fe_2O_3 nawet o 50÷70 % [2]. Najwyższą skuteczność oczyszczania nadawcy z cząstek ilastych i innych zanieczyszczeń o uziarnieniu <0,1 mm uzyskuje się przy użyciu hydrocyklonów. Zwykle w pojedynczym cyklu pracy tych urządzeń możliwe jest usunięcie 80÷90 % szlamu, dlatego proces ten prowadzi się kilkustopniowo stosując zestaw hydrocyklonów.

Usuwanie żelaza tworzącego otoczki na ziarnach kwarcu może być prowadzone metodą mechanicznego ocierania, zwaną też **samoocieraniem**, przy użyciu tzw. „atrytorów” (od ang. *attrition* – ścieranie). Są to obecnie najczęściej stosowane urządzenia do oczyszczania powierzchni ziaren kwarcu, również w sytuacji, gdy są one oblepione cząstkami organicznymi, względnie iłu lub mulku, lub kiedy w nadawie występują agregaty ilaste o wielkości zbliżonej do rozmiaru ziaren piasku. Efektywność tego procesu zależy od gęstości zawiesiny, w której zawartość części stałych powinna mieścić się w przedziale 72÷75 % [2]. Musi być ona utrzymywana na stałym poziomie. Najlepsze wyniki uzyskuje się przy gęstości zawiesiny >1300 g/l [3]. W takich warunkach kontakt ziaren jest wystarczający, a lepkość zawiesiny dostatecznie niska, aby możliwy był jej swobodny ruch w zbiorniku. Przeciętny cykl

Tablica 1. Wymagany skład chemiczny piasku szklarskiego wg BN-80/6811-01

Table 1. Required chemical composition of glass-grade quartz sand acc. to BN-80/6811-01

Klasa piasku	Zawartość %					
	SiO_2 min.	Fe_2O_3 maks.	TiO_2 maks.	Al_2O_3 maks.	CaO maks.	SO_3 maks.
Sp	99,5	0,006	0,02	0,15	0,1	0,01
1	99,5	0,010	0,02	0,20	0,1	0,01
1a	99,4	0,015	0,03	0,30	0,1	0,01
2	99,3	0,020	0,05	0,40	0,1	0,01
3	98,5	0,030	0,08	0,80	0,2	0,02
4	98,5	0,050	0,08	0,80	0,2	0,02
5	97,5	0,080	0,10	0,80	0,3	0,05
6	95,0	1,000	0,20	3,50	1,5	0,15

samoocierania trwa około 5 minut, jednak w rzeczywistości może być dłuższy lub krótszy w zależności od ilości i rodzaju materiału poddawanego oczyszczaniu. W celu zapewnienia wystarczająco długiego czasu retencji wszystkich cząstek proces ten prowadzi się w urządzeniach dwu-, trzy- lub czterokomorowych. Preferowane są zbiorniki o kształcie osmioletym, zapobiega to bowiem tworzeniu się wiru w procesie mieszania nadawy. Oprócz tego, cząstki docierające do kątów zbiornika są z niego wypychane ku centrum, co znacznie poprawia efektywność samoocierania. Skuteczność usuwania zanieczyszczeń żelazistych, cząstek ilastych i powłoczek organicznych z powierzchni ziaren piasku znacznie wzrasta, jeśli jest prowadzone w ośrodku o charakterze zasadowym, np. w roztworze NaOH. Przy dużej zawartości substancji ilastej dwa lub trzy krótkie cykle ścierania z przerwami na rozszlamowanie pomiędzy nimi są bardziej skuteczne niż jeden długi cykl. Dzieje się tak, ponieważ cząstki ilaste pozostające w zbiorniku działają jak smar między ziarnami piasku. Po operacji samoocierania standardowo przeprowadza się odszlamowanie i zagęszczanie nadawy przy użyciu hydrocyklonów, a następnie – o ile konieczne jest usunięcie ziaren minerałów ciężkich – klasyfikację w klasyfikatorach spiralnych.

Podobną do atrytora funkcję może również pełnić młyn kompaktowy typu Hicom australijskiej firmy Ludowici, należący do najnowszych zdobyczy techniki rozdrabniania i mielenia kopaliny różnego typu [4]. Wysoka sprawność i unikatowe właściwości tego młyna wynikają ze specyfiki ruchu obrotowego komory mielenia, który przypomina ruch wahadła, kreślącego w przestrzeni kształt stożka wokół pionowej osi. Nadawa dostając się do młyna uderza gwałtownie o jego ściany, doznając przyspieszenia, którego wartość przewyższa wielokrotnie (nawet do 50×) siłę grawitacji. Wydajność oczyszczania ziaren kwarcu z otoczek zanieczyszczeń może wynosić do 15 Mg/h (model Hicom 120 wyposażony w komorę mielenia o pojemności 30 dm³ i napęd o mocy 110 kW). Urządzenie to może również znaleźć zastosowanie do kruszenia grudek czy bryłek silnie scementowanych ziaren piasku, które pozostają nierozbite po cyklu rozdrabniania w tradycyjnym młynie, np. kulowym.

Jeżeli żelazo jest chemicznie związane z powierzchnią ziaren kwarcu, jego usunięcie metodami fizycznymi (np. za pomocą klasyfikacji grawitacyjnej czy separacji magnetycznej) następuje z trudnością, ponieważ gęstość właściwa zanieczyszczonych drobin jest prawie identyczna z gęstością czystego kwarcu; ponadto takie ziarna nie wykazują właściwości magnetycznych. Jedynym sposobem usunięcia tego rodzaju zanieczyszczeń są **metody chemiczne** [5], jednak konieczność użycia agresywnych odczynników, takich jak H₂SO₄, HCl, HF i HNO₃, ich wysokie koszty oraz zagrożenie środowiska powodują, że znajdują one ograniczone zastosowanie. Jeden z nielicznych, praktyczny przykład ich wykorzystania stanowi układ technologiczny produkcji piasków szklarskich zakładzie Hohenbocka firmy Quarzwerke w Niemczech [6]. Na początku lat dwutysięcznych prowadzono w tym zakładzie badania, których celem była optymalizacja procesu produkcyjnego, a zwłaszcza prowadzonego tam kilkutygodniowego ługowania zanieczyszczeń żelazistych i organicznych występujących na powierzchni i w porach ziaren kwarcu (głównie pirytu) przy użyciu rozcieńzonego kwasu siarkowego na składowisku (*dump leaching*). Operacje te prowadziły do obniżenia średniego udziału żelaza w piasku z około 420 do 280 ppm. Opracowano nowe rozwiązania, które polegały na przesączaniu przez piasek roztworu kwasu siarkowego w kolumnie perkolatora (*percolation leaching*). Dzięki temu czas trwania operacji ługowania został skrócony do kilku dni, natomiast prowadzone w dalszej kolejności samoocieranie w roztworze NaOH oraz klasyfikacja grawitacyjna, przyniosły obniżenie

zawartości żelaza do 84 ppm. Metale ciężkie rozpuszczone w odpadowym ługu systematycznie usuwano na drodze adsorpcji na aktywnym węglu, dzięki czemu wydatnemu ograniczeniu uległo zużycie medium ługującego, a także możliwa stała się jego recyrkulacja.

Bardziej przyjaznym i bezpieczniejszym ekologicznie medium do oczyszczania piasku kwarcowego z zanieczyszczeń żelazistych jest dużo tańszy kwas szczawiowy [7]. Kluczowym zjawiskiem, jakie zachodzi w procesie ługowania przy jego użyciu, jest tworzenie się rozpuszczalnych, nietrwałych fotochemicznie kompleksów szczawianowo-żelazowych(III), które poddane działaniu światła dziennego i mikroorganizmów w środowisku beztlenowym ulegają rozpadowi. Badania w skali pilotowej nad zastosowaniem kwasu szczawiowego do uszlachetniania piasku kwarcowego były m.in. prowadzone w ramach programu unijnego *Bullhouse* (P2-163) na Sardynii. Proponowane rozwiązanie nie znalazło jak dotąd zastosowania w praktyce przemysłowej uszlachetniania piasków kwarcowych.

Próby usunięcia powłoczek żelazistych i żelazonośnych zanieczyszczeń ilastych występujących na powierzchni i w szczelinach ziaren piasku kwarcowego prowadzono również przy użyciu **ultradźwięków** [8, 9]. Metoda ta wykorzystuje zjawisko kawitacji. Wzbudzenie fali ultradźwiękowej w zbiorniku zawierającym zawiesinę piasku skutkuje powstaniem ogromnej liczby mikropełcherzyków, które pod wpływem drgań UV pękają. Towarzysząca temu gwałtowna zmiana ciśnienia powoduje oderwanie powłoczek zanieczyszczeń żelazistych od powierzchni ziaren kwarcu. Ultradźwięki o odpowiedniej częstotliwości i intensywności mogą znaleźć również zastosowanie do rozbijania agregatów mineralnych.

Innym sposobem oczyszczania powierzchni ziaren kwarcu z ultradrobnymi zanieczyszczeniami żelazistymi i żelazonośnymi minerałami ilastymi, tj. smektytu, kaolinitu i illitu, jest **ługowanie bakteryjne**. Szczególnie dobre rezultaty uzyskuje się, jeśli ługowanie poprzedza separację elektromagnetyczną. Przeprowadzone badania [10] wykazały, że w wyniku bioługowania piasku przy użyciu szczepów bakterii *Bacillus cereus* i *Bacillus megaterium* możliwe jest usunięcie około 60 % żelaza zawartego w kopalinie. Istotnym mankamentem tej metody jest długi czas jej trwania, który w opisywanym przypadku wynosił 4 miesiące, a także konieczność utrzymania ściśle określonych warunków inkubacji szczepów bakterii.

Minerały ciężkie (m.in. rutil, ilmenit, chromit, korund, cyrkon, monacyt, piryt) występujące w piasku kwarcowym w formie samodzielnymi ziaren, są obecnie najczęściej wydzielane za pomocą **pionowych klasyfikatorów spiralnych**. Największą korzyścią wynikającą z zastosowania tych urządzeń jest wykorzystanie naturalnego mechanizmu separacji związanego z ruchem spiralnym zawiesiny (sprężone działanie siły ciężkości, tarcia i siły odśrodkowej), która służy po wewnętrznej powierzchni rynny zwiniętej śrubowo wokół pionowej osi (rys. 1). Kombinacja sił działających na ziarna nadawy (siły ciężkości, tarcia i siły odśrodkowej) powoduje, że ziarna kwarcu (o gęstości 2,65 g/cm³) i minerałów ciężkich (w większości ≥ 4 g/cm³) poruszają się z różną prędkością, co prowadzi do ich rozdziału. Przeprowadzenie separacji grawitacyjnej w jednym lub dwóch etapach pozwala na usunięcie ponad 80 % ziaren minerałów ciężkich. Nadawę klasyfikatorów spiralnych może stanowić materiał o uziarnieniu od 2 mm do 50 μ m, zwykle uprzednio zagęszczony przy użyciu hydrocyklonów do zawartości części stałych około 35 %. Klasyfikatory spiralne mogą być również stosowane jako alternatywa dla pionowych klasyfikatorów grawitacyjnych w celu usunięcia z piasku lekkich zanieczyszczeń, zwłaszcza lignitu, cząstek organicznych czy minerałów blaszkowych,

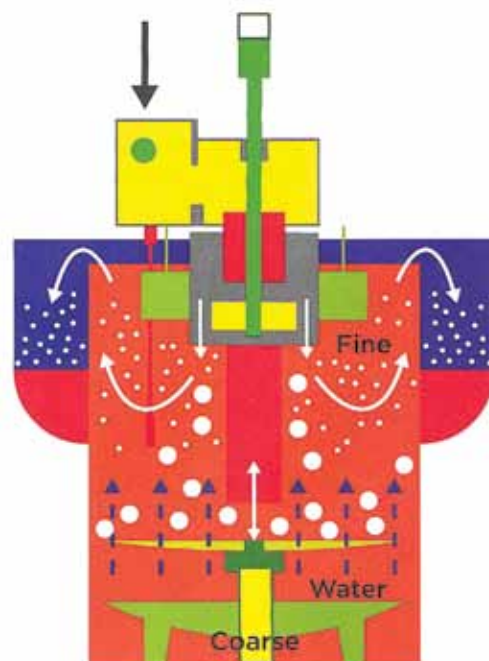


Rys. 1. Bateria separatorów spiralnych (fot. E. Lewicka)
Fig. 1. Spiral separators battery (photo: E. Lewicka)

takich jak miki (takie klasyfikatory mają większe średnice i mniejszą liczbę zwojów).

Współcześnie stosowane klasyfikatory spiralne składają się zazwyczaj z około 10 zwojów rynny, której średnica wynosi od 40 do 100 cm. Parametry koryta, tj. średnica, profil poprzecznego przekroju, kąt nachylenia linii śrubowej, liczba zwojów (długość rynny) i odległość między nimi, determinują prędkość przepływu zawiesiny i czas osadzania ziaren, zwłaszcza gdy nadawę stanowi materiał o bardzo drobnym uziarnieniu i/lub różnicy gęstości ziaren są niewielkie, a celem separacji jest uzyskanie wąskich klas ziarnowych [11]. Istotne znaczenie dla skuteczności rozdziału w klasyfikatorach grawitacyjnych ma ustalenie optymalnych parametrów nadawy, zwłaszcza gęstości i składu ziarnowego (głównie w odniesieniu do ziaren grubych, niepożądanych z punktu widzenia procesu topienia szkła). Znaczną poprawę skuteczności usuwania z piasku zwłaszcza grubych ziaren minerałów ciężkich i ogniotrwałych o zbliżonej do kwarcu gęstości właściwej można uzyskać poddając piasek wstępnej klasyfikacji poprzez zastosowanie kilkustopniowego układu separatorów spiralnych w kombinacji z separatorem magnetycznym lub nowoczesnymi **klasyfikatorami grawitacyjnymi pionowymi**, np. *hydrosizerami*. Te ostatnie, łącząc w sobie cechy przesiewaczy i separatorów, sprawdzają się zwłaszcza w układach zintegrowanych z klasyfikatorami spiralnymi. Rozdział następuje w nich według kryterium gęstości oraz wielkości ziaren we wznoszącym się pionowo jednorodnym prądzie (słupie) wody. Uziarnienie cząstek poddawanych wzbogacaniu może mieścić się w przedziale od 50 do 800 μm . Strumienie wody, doprowadzanej pod kontrolowanym ciśnieniem poprzez system perforowanych rurek rozmieszczonych w dolnej części kolumny urządzenia, powodują rozproszenie ziaren nadawy, wprawiając je w drgania (rys. 2). Cząsteczki o mniejszej masie są wynoszone w górę, stanowiąc przelew klasyfikatora. W zawieszynie pozostają ziarna, których prędkość opadania jest równa prędkości przepływu wody, podczas gdy frakcja ciężka/gruboziarnista opada w kierunku stożka odwadniającego zakończonego pneumatycznym zaworem spustowym.

Gęstość zawiesiny jest monitorowana za pomocą czujnika ciśnienia umieszczonego w strefie rozdziału, co umożliwia utrzymanie jej wartości na odpowiednim poziomie oraz elastyczne sterowanie tym procesem w celu uzyskania pożądanych klas ziarnowych, a także automatyczne otwieranie zaworu spustowego w celu usunięcia ziaren grubych. Efektywność



Rys. 2. Zasada działania klasyfikatora grawitacyjnego (*hydrosizer*)

Objaśnienia: fine – ziarna drobne, coarse – ziarna grube, water – woda [3]

Fig. 2. Functioning principle of hydraulic classifier (*hydrosizer*) [3]

rozdziału i wydzielania podziarna w tych urządzeniach jest wyższa niż w hydrocyklonach [12].

Wzbogacanie grawitacyjne nie jest skuteczne w przypadku, gdy w ziarnach kwarcu występują wrostki minerałów żelaza, gdyż różnica gęstości właściwej czystych ziaren kwarcu i ziaren kwarcu z wrostkami jest zbyt mała. Rozdział tego typu ziaren może być prowadzony za pomocą **separacji magnetycznej**. Należy podkreślić, że w ciągu ostatnich 15 lat nastąpił ogromny postęp w zakresie stosowania tej metody, zarówno pod względem wydajności, łatwości instalacji i obsługi, jak i kosztów. Jest ona obecnie podstawową i najskuteczniejszą metodą oczyszczania piasku z ziaren minerałów wykazujących właściwości magnetyczne, a także z ziaren kwarcu zawierających większe wrostki tych minerałów. Główną cechą fizyczną wykorzystywaną do rozdziału ziaren pożądaných i zanieczyszczeń jest podatność magnetyczna. Największą skuteczność separacji uzyskuje się w przypadku zanieczyszczeń występujących w formie ziaren samodzielnych minerałów żelaza, takich jak magnetyt, hematyt i ilmenit, których podatność magnetyczna jest najwyższa. Obecnie również usuwanie zanieczyszczeń o bardzo niskiej podatności magnetycznej, np. limonitu, goethytu, cyrkonu, stało się możliwe dzięki wdrożeniu do praktyki przemysłowej separatorów wysokogradientowych i nadprzewodzących o wysokiej intensywności pola magnetycznego.

Dobór odpowiedniego separatora magnetycznego zależy nie tylko od podatności magnetycznej uszlachetnianego surowca, lecz również od jego uziarnienia i warunków prowadzenia procesu (separacja na sucho lub na mokro). Znacznie lepsze efekty z punktu widzenia skuteczności usuwania najdrobniejszych zanieczyszczeń barwiących (<75 μm , nawet 1÷10 μm) daje separacja magnetyczna na mokro, w której wzbogacany materiał ma postać zawiesiny. Prowadzi się ją zwykle przy użyciu wysokogradientowych separatorów

matrycowych. W przestrzeni roboczej separatora znajdują się elementy ferromagnetyczne, stanowiące matrycę, na których osadzają się cząsteczki o właściwościach magnetycznych, podczas gdy pozostałe, niemagnetyczne ziarna mineralne są odbierane poza matrycę. W urządzeniach tych uzyskuje się relatywnie wyższe natężenia pola magnetycznego, ponad 1 T (tesla) (tj. $>10\,000$ gausów), niż w przypadku separacji magnetycznej na sucho. Dzięki temu możliwe jest wydzielenie również drobnoziarnistych zanieczyszczeń paramagnetycznych i słabo magnetycznych. W przypadku obecności w nadawie ziaren minerałów silnie magnetycznych separacja może być prowadzona w obu wariantach, na mokro lub na sucho, w polu o niskiej intensywności przy użyciu separatorów bębnowych, w których szczytowe natężenie pola magnetycznego może sięgać 1,15 T, natomiast w celu usunięcia ziaren słabo magnetycznych stosuje się separatory wysokogradentowe, względnie separatory o wysokiej intensywności pola lub separatory nadprzewodzące pracujące w polu o otwartym gradiencie (na sucho).

Najnowocześniejszym i najbardziej efektywnym z obecnie stosowanych separatorów o wysokiej intensywności pola magnetycznego (nominalnie 1,3 T) i zarazem standardowo stosowanym do oczyszczania piasku kwarcowego w stanie suchym o uziarnieniu powyżej $80\ \mu\text{m}$ z zanieczyszczeń paramagnetycznych i słabo magnetycznych jest separator rolkowy RER (*Rare Earth Roll Separator*). Separator tego typu składa się z głowicy (rolki) wyposażonej w magnesy stałe z udziałem pierwiastków ziem rzadkich (obecnie głównie Nd-Fe-B) i ultracienkiej taśmy, którą transportowana jest nadawa. Cząstki zanieczyszczeń magnetycznych są przyciągane w polu tworzącym się wokół głowicy, co powoduje zmianę trajektorii ich ruchu podczas spadania z taśmy, podczas gdy ziarna oczyszczonej kopaliny opadają grawitacyjnie na dno urządzenia. Użycie wysokotemperaturowych pierwiastków ziem rzadkich (neodymu, który zastąpił używany wcześniej samar) w głowicy separatora wpływa na zmniejszenie strat energii, jeśli jego nadawę stanowi piasek poddany uprzednio suszeniu, ale nieostudzony, tj. mający temperaturę $80\div 120\ ^\circ\text{C}$. Urządzenia te charakteryzują się niskim zużyciem energii, prostotą obsługi i serwisu oraz wysoką skutecznością usuwania składników niepożądanych o właściwościach zarówno silnie, jak i słabo magnetycznych, np. ilmenitu, muskowitu, granatów. Są one zazwyczaj konfigurowane w układach 2–3 stopniowych (rys. 3), co pozwala na obniżenie zawartości Fe_2O_3 w piasku szklarskim do $<0,015\ \%$.

Do oczyszczania piaszczystej nadawy o najdrobniejszym uziarnieniu, np. przeznaczonej do produkcji włókna szklanego ($45\div 300\ \mu\text{m}$), możliwe jest użycie separatorów magnetycznych najnowszej generacji, takich jak wysokogradentowe pionowe separatory pulsacyjne VPHGMS (*Vertical Pulsing High-Gradient Magnetic Separator*) marki SLOn o mocy 1 T [13]. Ich działanie opiera się na wykorzystaniu kombinacji siły pola magnetycznego, mechanizmu pulsacji oraz siły grawitacji do usuwania najdrobniejszych zanieczyszczeń słabo magnetycznych z zawieszin. Cząstki wchodzące w skład szlamu, dzięki mechanizmowi pulsowania nie ulegają agregacji, co ułatwia wychwytywanie na matrycy separatora drobin o właściwościach magnetycznych, umożliwiając równoczesny swobodny przepływ pozostałych ziaren. Pozwala to osiągać wysokie uzyski i minimalizować straty.

Stosowana na coraz mniejszą skalę metoda **flotacji** wykorzystuje różnicę właściwości powierzchniowych ziaren kwarcu i składników niepożądanych (takich jak: tlenkowe minerały Fe oraz Al, Ti i Cr), w stanie naturalnym bądź modyfikowanych dodatkiem substancji hydrofobowych. Poprawę efektywności procesu flotacji uzyskuje się poprzez zwiększenie intensywności napowietrzenia flotowanej mieszaniny



Rys. 3. Trójstopniowy układ separatorów rolkowych RER
Fig. 3. Three-stage system of RER roll separators

i dyspersji cząstek oraz użycie komór flotacyjnych o większej pojemności. Do usuwania ziaren minerałów będących nośnikami Fe i Al stosowane są zwykle zbieracze anionowe, bądź kwasy tłuszczowe. W przypadku obecności ziaren skaleni, do ich wydzielenia używa się zwykle HF lub NaF w połączeniu z kwaśną aminą. Konieczność stosowania reagentów o agresywnym charakterze chemicznym oraz wysokie zużycie energii powodują, że podobnie jak i inne metody chemicznego uszlachetniania piasków, metoda ta jest stosowana na coraz mniejszą skalę na rzecz wciąż doskonalonych technik separacji magnetycznej.

W przypadku potrzeby wydzielenia z piasku ziaren skaleni, częściej i chętniej niż flotację stosuje się metodę **separacji elektrostatycznej**. Wykorzystuje ona różnicę właściwości powierzchniowych minerałów w stanie suchym. Największą wydajność procesu rozdziału osiąga się po wstępnej obróbce materiału w podwyższonej temperaturze, podczas której zachodzi tzw. efekt tryboelektryczny. Polega on na uzyskiwaniu przeciwnych ładunków elektrycznych przez ziarna różnych minerałów na skutek wzajemnego ich ocierania. W metodzie tej wymagane jest podgrzanie surowca o odpowiednim uziarnieniu ($75\ \mu\text{m}\div 1\ \text{mm}$) do temperatury $100\div 120\ ^\circ\text{C}$ w celu osuszenia powierzchni ziaren i przyspieszenia wymiany elektronów [14]. Podgrzany materiał jest mieszany w mieszalniku obrotowym w obecności lotnego HF, pod wpływem którego następuje transfer elektronów z ziaren skaleni do ziaren kwarcu. Drobin o różnych ładunkach są przyciągane przez elektrody podłączone do wysokiego napięcia (odpowiednio $+50$ i $-50\ \text{kV}$). Zaletą tej metody jest prostota oraz niezależność parametrów uzyskiwanych produktów od warunków prowadzenia procesu, podczas gdy efektywność i skuteczność flotacji w dużym stopniu zależy od stałości składu mineralnego i ziarnowego kopaliny oraz temperatury i czystości użytej wody. W dużo mniejszym stopniu oddziałuje ona również na środowisko, bowiem prowadzona jest na sucho, bez użycia amin (jak flotacja), a ilość HF jest pod ścisłą kontrolą. Metoda ta wymaga jednak wysokich nakładów inwestycyjnych i wykwalifikowanej obsługi.

Uziarnienie piasku kwarcowego jest drugim, obok składu chemicznego, najważniejszym parametrem określającym jego przydatność dla przemysłu szklarskiego. Dla większości zastosowań wielkość ziaren powinna mieścić się w przedziale od 0,1 do 0,5 mm (ostatnio preferowane jest uziarnienie $0,1 \pm 0,4$ mm), choć wiadomo, że producenci szkielek borokrzemowych czy włókien szklanych preferują piaski drobniejsze, o uziarnieniu $<0,1$ mm (<75 μm lub nawet <45 μm). Pożądane klasy ziarnowe tych ostatnich uzyskuje się na drodze mielenia, sprzężonego z klasyfikacją powietrzną. Obecność w nich nadziarna lub podziarna powoduje uszkodzenia włókna w procesie ciągnięcia (ziarna zbyt grube nie ulegają całkowitemu stopnieniu, a zbyt drobne mają tendencję do tworzenia aglomeratów, które źle mieszają się z odczynnikami). Młyny stosowane do produkcji tych piasków są obecnie coraz częściej wyposażone w mielniki wykonane z odpornych na ścieranie wysokoglinowych materiałów ceramicznych, które stopniowo wypierają tańsze, lecz szybciej zużywające się mielniki krzemienne.

Najwyższą wydajność i dokładność klasyfikacji ziarnowej gwarantują przesiewacze wibracyjne typu Stack Sizer, wprowadzone na rynek przez amerykańską firmę Derrick w 2001 r. Wysoka wydajność tych przesiewaczy (do 250 t/h na jeden pokład sitowy) ma związek z bardzo dużą powierzchnią czynną i wytrzymałością sit (są to sita poliuretanowe o trwałości 20-krotnie przewyższającej trwałość sit plecionych z drutu) (rys. 4), możliwością pracy od 2 do 5 pokładów sitowych równoległe, a także zastosowaniem wielostrumieniowego dystrybutora nadawy. Inne ich zalety to: możliwość klasyfikacji ziaren drobnych i bardzo drobnych (od 75 μm), a co się z tym wiąże usunięcia większości zanieczyszczeń drobnoziarnistych, mała powierzchnia zabudowy (pokłady o wymiarach $1,2 \times 1$ m umieszczone jeden nad drugim), bardzo małe zapotrzebowanie mocy $<3,7$ kW oraz niskie koszty eksploatacji i konserwacji. Przesiewacze te, należące do najbardziej innowacyjnych wśród urządzeń do klasyfikacji na mokro, przyczyniły się do znacznej poprawy skuteczności zarówno przesiewania, jak i dalszych etapów wzbogacania w wielu zakładach produkcyjnych na świecie.

Generalnie, w pierwszym etapie przeróbki piasków kwarcowych wydziela się ziarna grube >1 mm, używając do tego celu przesiewaczy sitowych, względnie klasyfikatorów grawitacyjnych. W procesie wytopu szkła ziarna te są wy-



Rys. 4. Poliuretanowy pokład przesiewacza wibracyjnego typu Stack Sizer firmy Derrick (fot. E. Lewicka)

Fig. 4. Polyurethane deck of the vibrating screen, type Stack Sizer by Derrick (photo: E. Lewicka)

soce niepożądane (dopuszcza się obecność kilku ziaren na 1 kg piasku), bowiem nie topią się całkowicie, co powoduje powstanie defektów wyrobu. Dzięki zminimalizowaniu ilości ziaren grubych w piasku możliwe jest obniżenie temperatury wytopu, co skutkuje mniejszym zużyciem energii oraz wydłużeniem żywotności pieca. Odsianie nadziarna prowadzi się przeważnie na mokro na przesiewaczach sitowych [2].

Innym ważnym zabiegiem w procesie klasyfikacji piasków szklarskich jest usunięcie podziarna $<0,1$ mm (frakcji mułkowej i ilastej oraz najdrobniejszych ziaren kwarcu), prowadzone obecnie najczęściej w hydrocyklonach lub pionowych klasyfikatorach grawitacyjnych (gęstościowych). Zastosowanie układów technologicznych składających się z hydrocyklonów o odpowiednio dobranych średnicach umożliwi klasyfikację niemalże każdego typu nadawy. Jeśli zgodnie z wymaganiami odbiorcy produkt handlowy ma stanowić piasek suchy, uprzednie usunięcie najdrobniejszych klas ziarnowych jest konieczne, bowiem ich wysuszenie ze względu na dużą powierzchnię właściwą wymagałoby wysokich nakładów energii. Obecnie suszenie jest przeważnie prowadzone w suszarniach fluidalnych, charakteryzujących się niższym zużyciem paliwa (około 5,2 dm^3 oleju na tonę piasku) niż dawniej stosowane suszarnie obrotowe (8,7 dm^3/Mg). Wpływ na skuteczność klasyfikacji ma również kształt ziaren nadawy. Przykładowo, duże blaszki miki ze względu na swój pokrój dostają się wraz najdrobniejszymi ziarnami do przelewu klasyfikatora i z tego powodu efektywność procesu rozdziału jest dość niska.

4. Podsumowanie

Wysokie wymagania stawiane piaskom kwarcowym dla przemysłu szklarskiego stymulowały rozwój nowych zaawansowanych rozwiązań technologicznych umożliwiających otrzymanie surowców o pożądanej jakości, przy najniższych możliwych nakładach inwestycyjnych i kosztach operacyjnych. Kluczową rolę w ewolucji technologii ich pozyskiwania odegrały następujące czynniki: coraz mniejsza dostępność złóż kopaliny najwyższej czystości, wzrost kosztów paliw, energii i materiałów, a także wciąż zaostrzane normy środowiskowe. Splot tych czynników przyniósł w ostatnich latach odwrót od chemicznych metod wzbogacania kopaliny (m.in. flotacji) oraz szybki rozwój fizycznych metod ich przetwarzania, do których należą: przesiewanie na przesiewaczach wielopokładowych (Derrick), klasyfikacja w hydrocyklonach lub pionowych klasyfikatorach grawitacyjnych, a także separacja magnetyczna. Ta ostatnia, to obecnie najbardziej zaawansowana technologicznie metoda oczyszczania piasku, zwłaszcza z zanieczyszczeń żelazistych. Umożliwiają to m.in. separatory rolkowe wyposażone w magnesy stałe z udziałem pierwiastków ziem rzadkich.

Praca powstała w ramach projektu pt. „Strategie i scenariusze technologiczne zagospodarowania i wykorzystania złóż surowców skalnych” (Nr POIG.01.0301-00-001/09), będącego częścią Programu Innowacyjna Gospodarka na lata 2007-2013; Priorytet 1 – Badania i rozwój nowoczesnych technologii; Zadanie 4; Etap 4.4. – Innowacyjne technologie wydobycia i przeróbki surowców ceramicznych i szklarskich.

Literatura

1. Stoch Z.: Mineralogia niektórych piasków szklarskich. Prace Mineralogiczne PAN 51, 1978.

2. *Sadowski J.*: Seeing clearly. Silica processing system. *Industrial Minerals*, February 2006, 66÷71.
3. *Rubarth W.*: Silica sand: going against the grain. *Industrial Minerals*, June 2012, 64÷67.
4. *Lewicka E.*: Innowacyjne technologie produkcji surowców kaolinowych. *Przeгляд Górnicy* 3/2012, 165.
5. *Fawell S., Apoussidis E.*: Magnetic attraction. *Industrial Minerals*, May 2005, 71÷75.
6. *Banza A.N., Quindt J., Gock E.*: Improvement of the quartz sand processing at Hohenbocka. *International Journal of Mineral Processing* 79/1, 2006, 76÷82.
7. *Tarasova I.I., Dudeney A.W.L., Pilurzu S.*: Glass sand processing by oxalic acid leaching and photocatalytic effluent treatment. *Minerals Engineering* 14, 6, 2001, 639÷646.
8. *Zhao H.L., Wang D.X., Cai Y.X., Zhang F.C.*: Removal of iron from silica sand by surface clearing using power ultrasound. *Minerals Engineering* 20, 2007, 816÷818.
9. *Farmer A.D., Collings A.F., Jameson G.J.*: The application of power ultrasound to the clearing of silica and heavy mineral sands. *Ultrasonic Sonochemistry* 7, 2000, 243÷247.
10. *Štyriakova I., Štyriak I., Malachovský P., Večera Z., Koloušek D.*: Bacterial clay release and iron dissolution during the quality improvement of quartz sands. *Hydrometallurgy* 89, 2007, 99÷106.
11. *Palmer M., MacHunter D.*: Spiral separators. At every turn. *Industrial Minerals*, March 2005, 62÷66.
12. *Dobbins M.*: Outokumpu spiral technology. *Industrial Minerals*, March 2005, 69.
13. *Sherrell I., Dobbins M.*: Magnetic separation: building the attraction. *Industrial Minerals*, December 2010, 52÷54.
14. *Dobbins M.*: Pulsation separation. *Industrial Minerals*, June 2006, 72÷75.
15. *Sadowski J., Sherrell I., Dobbins M.*: Quartz & feldspar separation: a dry alternative. *Industrial Minerals*, December 2008, 76÷78.





Zastosowanie termowizji w ciągłym monitoringu składowisk odpadów pogórnich

Application of the thermovision in constant monitoring of mine waste dumps

Mgr inż. Paulina Lewińska*)

Treść: Przedstawiony artykuł stanowi studium nad dotychczasowymi metodami monitorowania termicznego powierzchni składowisk odpadów pogórnich. Przedstawiono doświadczenia polskie, francuskie oraz chińskie. Pokazano zalety wykorzystania termowizji naziemnej do wykrywania potencjalnych pożarów. Zaproponowano autorski system ciągłego monitoringu oraz przedstawiono dotychczasowe wyniki prac nad nim.

Abstract: This paper presents a study on the methods of thermal monitoring of the mine waste dumps surface which were developed so far. It describes the tests performed in Poland, France and China. The advantages of ground thermovision for the detection of potential fires were mentioned. The author's system of constant monitoring and the up-to-date results of its development were presented as well.

Słowa kluczowe:

termowizja, markery termiczne, monitoring

Key words:

thermovision, thermal markers, monitoring

1. Wprowadzenie

Składowiska odpadów skały płonnej powstały w wyniku eksploatacji węgla kamiennego. Stanowią stały element krajobrazu wszystkich zagłębi górniczych. Składają się zarówno z niegroźnych łupków, jak też z pozostałości węgla, pyłu węglowego oraz innych surowców – niekiedy stanowiących zagrożenie dla środowiska naturalnego. Zakłady górnicze prowadzą działania rekultywacyjne w celu zapobieżenia negatywnym wpływom składowisk na otoczenie. Prowadzona jest rekultywacja techniczna, która polega na formowaniu kształtu składowisk oraz utwardzaniu gruntu oraz rekultywacja przyrodnicza, która polega na sadzeniu roślinności. Obydwa rodzaje rekultywacji przeprowadzane są tak, aby zapobiec osuwaniu się ziemi oraz pyleniu. Przeprowadza się również odpowiedni drenaż oraz ewentualnie izoluje pewne części składowiska, tak aby zapobiec wypływowi substancji toksycznych. Podczas budowy nowych składowisk od razu prowadzone są działania rekultywacyjne, które polegają na utwardzaniu kolejnych warstw składowiska, gdzie grubość warstwy jest dostosowywana do uwarunkowań składowania tych odpadów. Są to działania wyprzedzające, które w efekcie pozwalają na szybsze przysposobienie tych obiektów do bezpiecznego użytkowania przez ludność. Zwałowiska wykorzystywane są jako stoki narciarskie, parki miejskie, a nawet dostosowywane są do zabudowy mieszkaniowej [7].

Na terenie Polski, szczególnie na Śląsku, konieczna jest relatywnie szybka rekultywacja. Nie można pozwolić na to, aby potencjalnie użytkowy teren był wyłączony z użytku przez dłuższy czas. Bliska obecność niezagospodarowanych hałd obniża wartość nieruchomości, stanowi także zagrożenie dla dzieci. Inaczej ma się sytuacja w zagranicą. Wydobycie węgla w Chinach w 2007 roku oscylowało w granicach 150÷200 milionów ton. Szacuje się, że ilość odpadów pogórnich zgromadzonych w hałdach wynosi około 5 bilionów ton. Są to statystyki niepełne, jednak weryfikacja ich jest w zasadzie niemożliwa. Chiny są krajem o dużo niższym standardzie życia. Nie przeprowadza się tak zaawansowanej rekultywacji, stąd często dochodzi do wypadków. W roku 2000 w rejonie kopalni Nandan w południowej prowincji Guangxi doszło do zsunienia się rozmytej przez deszcz hałdy. Materiał osunął się na osiedle domków robotniczych. Zginęło 15 osób. Wysoka na dwa metry fala zniszczyła ponad 100 domów. W maju 2005 roku w okolicach kopalni Henan PingDingShan nastąpił wybuch hałdy. Zginęło 8 osób, a ponad 123 zostały ranne [2]. Skala zniszczeń wywołanych powstawaniem składowisk pogórnich jest proporcjonalna do braku odpowiednich przepisów, które by je zabezpieczyły. W tym momencie prowadzone są badania nad metodami skutecznego monitorowania zmian zachodzących w strukturze tych obiektów.

Problemy z utrzymaniem oraz rekultywacją hałd zdarzają się na całym świecie. Dotyczy to zarówno obiektów nowych, jak i już – teoretycznie – dobrze zrehabilitowanych. W tym momencie w różnych ośrodkach naukowych prowadzone są badania nad wykorzystaniem termowizji do ciągłego monitoringu zmian termicznych występujących na powierzchni hałdy.

*) AGH w Krakowie.

2. Termowizja naziemna w monitoringu hałd

Termowizja jest to proces obrazowania w paśmie średniej podczerwieni [6]. Wykorzystując naziemne kamery oraz aparaty termowizyjne, otrzymuje się zdjęcia prezentujące promieniowanie cieplne emitowane przez ciała fizyczne. Należy dodać, że jest to technika zdalna – pomiar temperatury nie wymaga bezpośredniej obecności obserwatora na obiekcie. Ponadto jest to w zasadzie jedyna metoda wykonania pomiaru całościowego elementu. Pozostałe metody wykorzystują pomiar punktowy, który ze względu na swoją specyfikę jest niedokładny i może powodować błędy grube [6].

Pomiary termowizyjne można wykonywać zarówno za pomocą kamer naziemnych, ręcznych, jak również z poziomu licznych satelitów okołozemskich. Te drugie są wykorzystywane od lat, jednak, jak się okazuje w praktyce, ich obserwacje okazały się niewystarczające dla zastosowań do wykrywania stosunkowo niewielkich anomalii temperatury występujących na hałdach. Ponadto są to obrazy kosztowne, a ich dostawcy nie są w stanie zagwarantować ciągłości ich wykonania. Stąd racjonalnym wnioskiem wydaje się wykorzystanie naziemnych kamer termowizyjnych.

Jeden z pierwszych dobrze opisanych pomiarów tego typu w Polsce został wykonany w 2003 roku na terenie składowiska odpadów „Skalny” w Łaziskach Górnych (rys. 1). Termowizję naziemną wykorzystano do poszukiwania niedogaszonych ognisk pożarowych. Ponieważ zdjęcia w paśmie podczerwonym bywają trudne do odczytania, wykonano obrazy parami – jedno w paśmie widzialnym, drugie w podczerwonym. Wyraźnie widać na nich „białe plamy”, stanowiące miejsca zaistnienia pożaru. Wykonane pomiary są podstawą do wdrożenia metod monitoringu kamerą termowizyjną ugaszonego i zrehabilitowanego składowiska odpadów [1].

Pomiar taki, jakkolwiek przydatny, nie może być uznany za pełny. Na jego podstawie otrzymuje się zgrubną informację o miejscu wystąpienia zagrożenia. Ze zdjęć w żaden sposób nie da się odczytać współrzędnych przestrzennych. Wobec powyższego trudne staje się przesłanie dokładnych informacji do zespołów gaszących o rzeczywistej lokalizacji pożaru. Z tego powodu francuscy uczeni przeprowadzili nieco inny pomiar temperatury na hałdzie [3].

W pierwszym kroku wykonano numeryczny model wybranego obszaru. Pomierzono pewną liczbę punktów za pomocą technologii GPS-RTK. Z niej utworzono siatkę prostokątów. W drugim kroku wykonano serię zdjęć termowizyjnych. Określono współrzędne stanowisk pomiarowych. Podczas postprocessingu napotkano jednak pewne problemy. Hałdy są obiektami o mocno zróżnicowanej strukturze; co za tym idzie, istnieje konieczność posiadania wielu charakterystycznych punktów dostosowania, aby można było nadać pikselowo na zdjęciu współrzędne przestrzenne. Takie punkty na termogramach są bardzo trudne do wykonania. Z fizyki wiadomo, iż temperatura z obiektu cieplejszego przepływa do zimniejszego, dążąc do wyrównania stanów. Więc żaden obiekt w pasmie termicznym nie ma wyraźnie zarysowanych krawędzi. Ponadto zmiany temperatury zachodzą w sposób bardzo dynamiczny, nawet mała różnica czasu, warunków atmosferycznych oraz kąta wykonania obrazu może utrudnić identyfikację obiektu.

Kolejnym czynnikiem utrudniającym analizę są nieusuwalne deformacje na brzegach zdjęć. W związku z tymi problemami badacze zmuszeni byli wykonać wiele serii termogramów i z każdego z nich usunąć pewną część. Wykorzystali kamerę AGEMA 570FPA o rozdzielczości 320×240 pikseli. Oszacowali, iż błąd jednego piksela na 100 m wynosi 13 cm – wobec powyższego wyeliminowali wszystkie piksele, dla których błąd przekraczałby 20 cm. Efekt

tych działań prezentuje rysunek 2. Widać na nim pełny model 3D hałdy, z którego da się odczytać temperaturę w dowolnie wybranym punkcie [3]. Algorytm ten ma pewne wady. Jest on czasochłonny, a ponadto wymaga, aby przynajmniej jeden z obserwatorów poruszał się po terenie hałdy podczas pomiaru. W przypadku niektórych obiektów jest to jednak niemożliwe, a w czasie zaistniałego pożaru bardzo niebezpieczne.

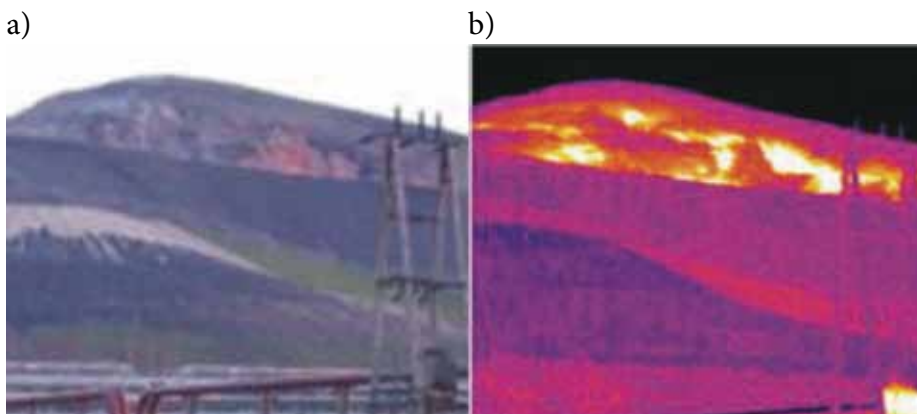
Nieco inne podejście zastosowano w Chinach po wypadku w 2005 roku. Uznano, że konieczny jest kompleksowy monitoring zmian występujących na powierzchni hałd. Na ich terenie zastabilizowano równomiernie rozmieszczone metalowe rury, po czym zmierzono ich współrzędne. W ten sposób otrzymano dość rozrzedzony numeryczny model terenu. Dalsza część monitoringu sprowadza się do wykonywania okresowych zdjęć obiektu. Każdy piksel tych obrazów posiada swoje współrzędne w układzie zdjęcia. Konieczne jest jednak nadanie im współrzędnych w układzie globalnym. Tę operację wykonano w następujący sposób. Każdy termogram posiadał przynajmniej trzy łatwo identyfikowalne punkty o znanych współrzędnych (rys. 3). Przyjęto, że istnieje zależność między tymi współrzędnymi a ich współrzędnymi w układzie zdjęcia. Zatem, jeśli potrzebna jest współrzędna terenowa konkretnego punktu P ze zdjęcia, stosując poniższy wzór można tę współrzędną wyliczyć [2].

Podstawową zaletą tego algorytmu jest jego prostota oraz stosunkowo małe wymagania sprzętowe. Posiada on jednak pewne wady. Autorzy nigdzie nie podają informacji o dokładności otrzymanych wyników, a istnieją przesłanki mówiące, iż błąd przekracza 20 cm. Liczba punktów dostawiana jest mała w stosunku do nieregularności oraz gabarytów obiektu. Trzy punkty nie mogą oddać detali topografii, mogą dać tylko ogólny kształt obiektu. Ponadto metalowe rury nie są optymalnymi punktami dostosowania. Ich emisyjność, a co za tym idzie – widoczność na zdjęciu, jest mocno uzależniona od warunków atmosferycznych. Dodatkowo autorzy piszą tylko o jednym pomiarze współrzędnych. Podczas ulewnych deszczy lub nawet pożarów punkty mogą ulec przemieszczeniu niewykrywalnemu bez dodatkowych pomiarów. Zmiana położenia nawet jednego punktu z trzech ma bardzo duży wpływ na ustalenie pozycji punktów przeliczanych. Autorzy informują, że nie starają się oni łączyć ze sobą poszczególnych termogramów. Kamery termowizyjne nie mają zwykle dużej rozdzielczości, a więc gdy konieczne jest wykonanie obrazu z dużej odległości otrzymuje się stosunkowo mało informacji.

Oczywiście wiele z tych problemów da się usunąć, a sam pomysł w zasadniczej części okazał się skuteczny. System został wdrożony w 2007 roku. Monitoruje on siedem składowisk w okolicach okręgu górniczego Pingdingshan. Na uwagę zasługuje jego nowatorskość oraz łatwość zastosowania do właściwie każdego regionu górniczego [2].

3. Dalsze badania nad wykonaniem systemu ciągłego monitoringu składowisk

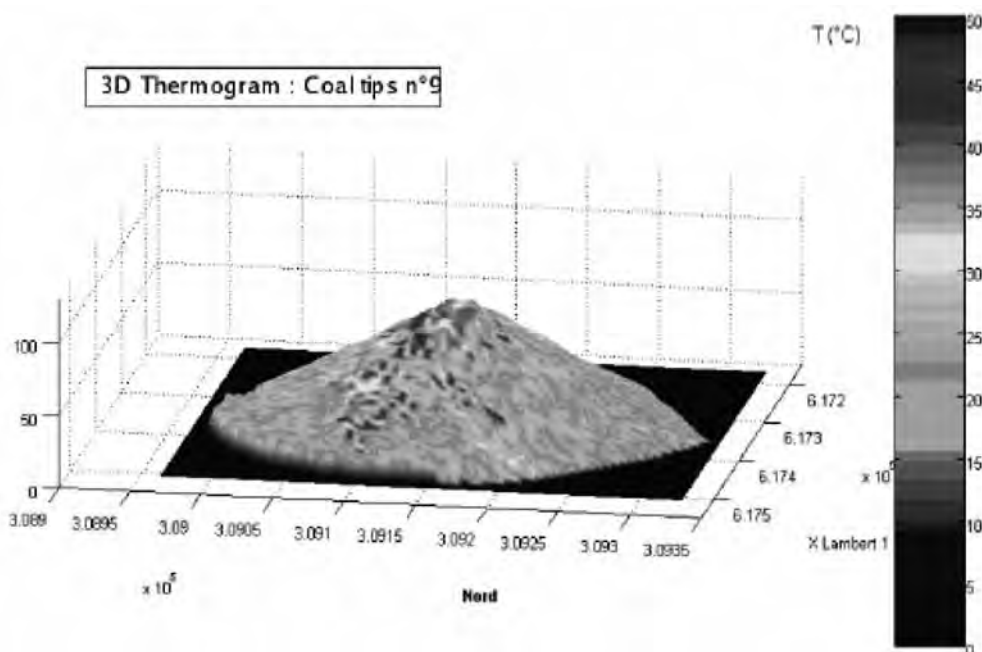
W lipcu 2011 roku w Polsce przeprowadzono pomiar analogiczny do tego wykonanego przez francuskich badaczy. Zdecydowano się wybrać jako obiekt testowy kopiec Krakusa znajdujący się na terenie Krakowa. Jest to forma antropogeniczna, podobnie jak składowisko, jednak gabarytowo znacznie od typowego składowiska odpadów mniejszy. Wybrano ją głównie ze względu na bliskość do ośrodka badawczego i możliwość łatwego powtórzenia pomiarów. Starano się odtworzyć warunki eksperymentu francuskiego [3]. Okazało się, iż w przedstawionym algorytmie brakuje pewnych informacji – nie przedstawiono danych dotyczących odległości między punktami pomierzonymi oraz samej konstrukcji tych punktów.



Rys. 1. Zdjęcia składowiska „Skalny”

a – w paśmie widzialnym b – w podczerwieni 2003 [1]

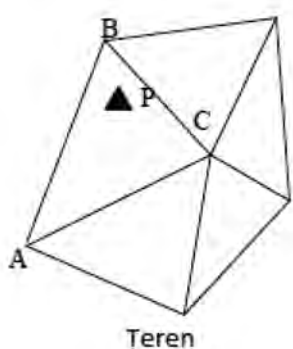
Fig. 1. Photos of ‘Skalny’ waste dump in visible band (left) and infrared radiation (right) 2003 [1]



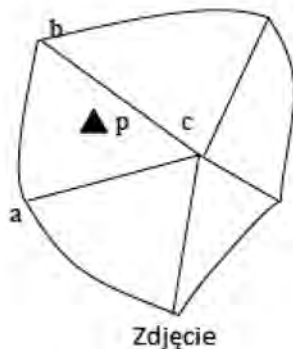
Rys. 2. Efekt końcowy modelowania hałdy w 3D [3]

Fig. 2. End result of mine waste dump 3D modelling [3]

a)



b)



$$\begin{pmatrix} x_p & y_p & X_P & 1 \\ x_a & y_a & X_A & 1 \\ x_b & y_b & X_B & 1 \\ x_c & y_c & X_C & 1 \end{pmatrix} = 0 = \begin{pmatrix} x_p & y_p & Y_P & 1 \\ x_a & y_a & Y_A & 1 \\ x_b & y_b & Y_B & 1 \\ x_c & y_c & Y_C & 1 \end{pmatrix} = 0$$

$$\begin{pmatrix} X_P - X_A & Y_P - Y_A & Z_P - Z_A \\ X_B - X_A & Y_B - Y_A & Z_B - Z_A \\ X_C - X_A & Y_C - Y_A & Z_C - Z_A \end{pmatrix} = 0$$

Rys. 3. Punkty A, B, C – pomierzone punkty dostosowania w terenie odpowiadające punktom a, b, c na zdjęciu – a. Sposób wyznaczenia współrzędnych punktu – b P [2]

Fig. 3. On the left: point A, B, C – reference points measured in the field corresponding to the points a, b, c in the photo. On the right: method of indication for the coordinate of point P [2]

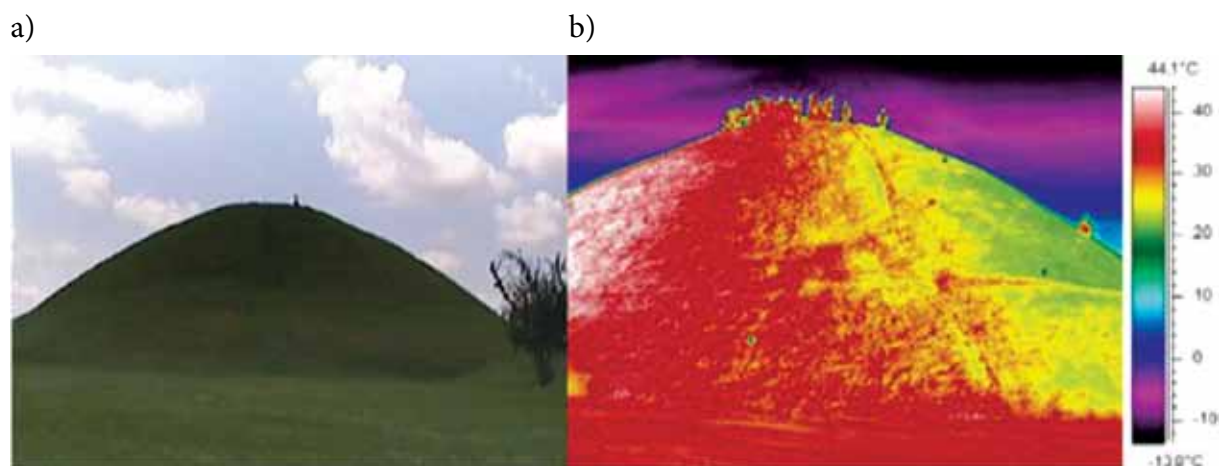
Podczas pomiarów na kopcu Kraka wykonano kilka prób uzyskania obiektów jednoznacznie rozpoznawalnych na termogramach widocznych pod każdym kątem (rys. 4). Próbowano wybrać elementy łatwe do pozyskania, emitujące promieniowanie ciepłe widoczne na termogramach lub odbijające promieniowanie słoneczne. Najlepsze efekty otrzymano dla fragmentów blachy ocynkowanej, jednak nadal nie były to punkty idealne. Po około godzinie trwania pomiaru nagrzały się one do temperatury, która uniemożliwiała jednoznaczne odróżnienie ich od otoczenia.

Punkty rozmieszczono równomiernie w odległości 2 do 3 metrów. W ten sposób uzyskano dane przestrzenne, za pomocą których w programie Bentley MicroStation utworzono numeryczny model terenu typu TIN. Nie interpolowano żadnych wartości przestrzennych, do siatki wprowadzono tylko punkty pomierzone. Niestety autorzy algorytmu [3] nie zamieścili w artykule informacji, czy do ich siatki prostokątów dodano punkty interpolowane.

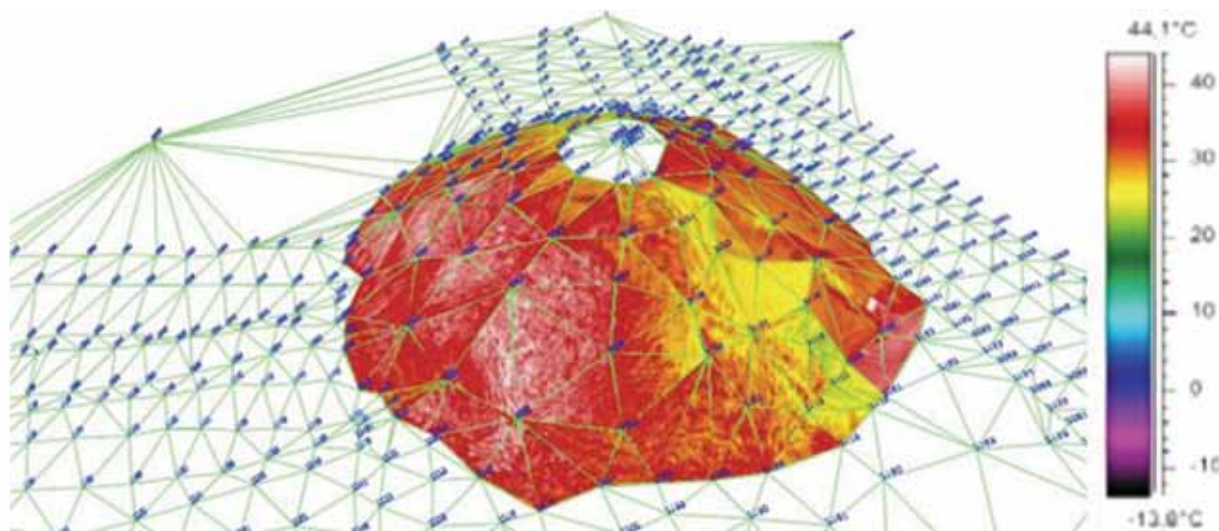
Postprocessing sprowadzał się do pokrycia modelu przestrzennego teksturami utworzonymi z obrazów termalnych (rys. 5). Zdjęcia wykonano w taki sposób, aby na każdym

z nich widocznych było co najmniej sześć punktów dostosowania. Ponadto termogramy wykonano tak, aby części obszaru pokryły się z punktami dostosowania. Na każdej parze obrazów były przynajmniej trzy wspólne punkty. Posiadając takie dane przeprowadzono żmudny proces teksturowania. Kojarzono punkty na rastrze z punktami na modelu kopca i wycinano trójkąty oddające temperaturę między trzema punktami. W trakcie tej czynności wykonano około 600 trójkątów, co pozwoliło na pokrycie całego mierzonego obiektu. Otrzymano pełny termiczny oraz przestrzenny model obiektu [8].

Na podstawie tego eksperymentu odkryto pewne braki metody francuskiej, znacznie ograniczające jej możliwość zastosowania w terenie. Bez dobrze określonych, zdefiniowanych oraz zastabilizowanych punktów dostosowania, posiadających dodatkowo własną ustaloną temperaturę, nie jest możliwa automatyzacja procesu. Ponadto, wykonanie „ręcznego” opracowania wyników jest bardzo czasochłonne. Dla 500 punktów oraz 40 termogramów opracowanie trwa około 3 dni roboczych. Jest to stanowczo za długo, jeżeli ma to być system lokalizowania pożarów oraz współpracy przy ich gaszeniu.



Rys. 4. Widok kopca a – w spektrum widzialnym, b – w podczerwieni – punkty dostosowania zaznaczone na zielono [8]
Fig. 4. On the left: view from the clamp in visible spectrum, on the right in infrared radiation: reference points marked in green [8]



Rys. 5. NMT Kopca Krakusa z nałożonymi teksturami [8]

Fig. 5. DEM (Digital Elevation Model) of the Krakus Clump by use of texturing [8]

Na podstawie zrealizowanego eksperymentu podjęto się sformułowania nowej wersji metodyki pomiaru i wpasowania termogramów składowisk w układ współrzędnych. Nowa metodyka opiera się na następujących założeniach:

- wykonane zostaną elementy elektroniczne (markery termiczne) utrzymujące stałą temperaturę (przewidywana fluktuacja utrzymywanej temperatury to 2 °C) (rys. 6).
- elementy (markery) będą okresowo mierzone za pomocą technologii GPS lub w razie trudnych warunków terenowych, metodami tachimetrycznymi (dokładność przewidywana to 7 cm po wszystkich trzech współrzędnych);
- elementy będą wyposażone w odbiornik jednofazowy GPS (uzyskany z niego pomiar o dokładności 1,5 m będzie stanowił zgrubną kontrolę położenia punktów [9]);
- elementy będą umieszczane na składowiskach w zależności od warunków terenowych, jednak na tyle gęsto, aby możliwe było wykonanie zdjęcia, na którym widoczne będzie przynajmniej pięć z nich;
- zdjęcia termowizyjne wykonane zostaną z możliwie bliskiej odległości w celu uzyskania lepszej, bardziej szczegółowej informacji o terenie.

Ponadto przewiduje się odejście od wizualizacji przestrzennej otrzymanych wyników. Jak pokazały badania wykonane w Polsce, na zdjęciach termowizyjnych widoczne jest miejsce ogniska, jednak trudno z nich otrzymać jego współrzędne. Z drugiej strony termogram jest w zasadzie matrycą o wymiarach równych ilości pikseli. Każda komórka tej macierzy posiada wartość liczbowa, odpowiadającą temperaturze w pikselu wyrażonej w stopniach Kelwina. Z tego wynika, że znając współrzędne przestrzenne części komórek

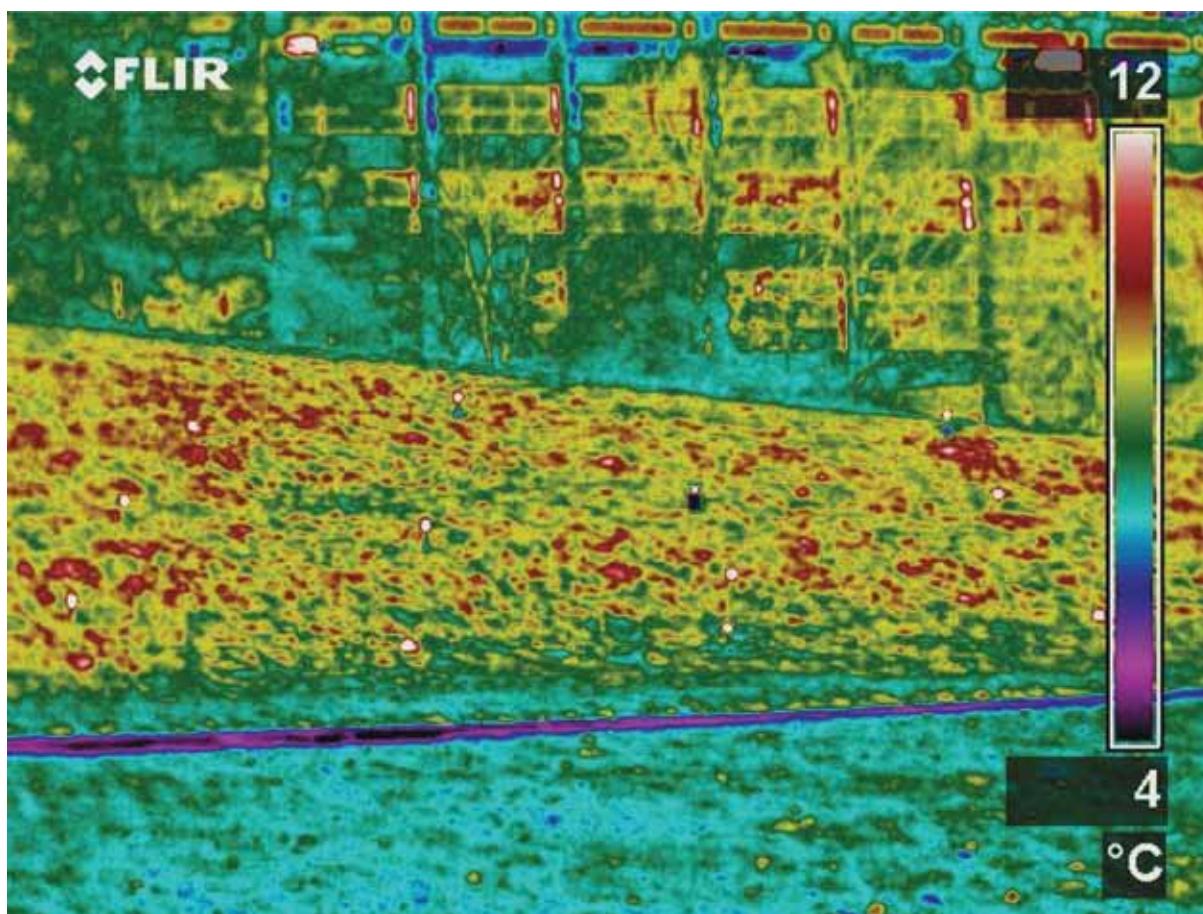
macierzy, można przeliczyć współrzędne pozostałych. Zatem, wskazując na zdjęciu miejsca zapałne, można otrzymać ich współrzędne. Takie podejście jest mniej atrakcyjne wizualnie, jednak wydaje się dużo bardziej skuteczne.

W chwili obecnej prowadzone są badania nad udoskonaleniem markera termicznego – mobilnego punktu dostosowania, za pomocą którego prowadzone będą dalsze badania. Uzyskuje on stałą temperaturę z dokładnością około 1 °C a jego zasilanie pozwala na 6-godzinny ciągły pomiar. Mimo swoich małych rozmiarów (20×20 cm) jest widoczny z odległości do 50 metrów. Stanowi to wynik zadowalający dla urządzenia prototypowego.

Pierwsze eksperymenty z wykorzystaniem sieci sześciu takich urządzeń pokazały, iż tak wykonane punkty dostosowania są dobrze widoczne. Stanowią one miarodajną sieć, łatwą do wykorzystania do dalszych analiz. Twórcy zdecydowali na dodanie do nich elementu mierzącego temperaturę punktową gleby oraz wilgotność powietrza. Planuje się wykorzystanie tak otrzymanych danych do wykonania analiz dokładnościowych systemu.

4. Podsumowanie

Rosnące wymagania związane z monitoringiem składowisk odpadów kopalnianych wymuszają poszukiwanie nowych metod pomiarowych. Monitoring z wykorzystaniem kamer termowizyjnych jest stosunkowo tani, bezinwazyjny i szybki. Dobrze zaprojektowany pomiar oraz szybkie opraco-



Rys. 6. Pole testowe wraz z zastabilizowanymi markerami termicznymi (markery widoczne na biało)

Fig. 6. Testing area along with stabled thermal markers (vision in white)

wanie i porównanie wyników dają kompleksową informację o budowie badanego obiektu oraz reakcjach termicznych występujących na jego powierzchni. Projektowane punkty dostosowania udoskonala i przyśpiesza zdobycie potrzebnych informacji dla ekip przeciwpożarowych. Konieczne jest przeprowadzenie dalszych badań oraz opracowanie skutecznego, półautomatycznego i szybkiego sposobu otrzymywania numerycznego modelu terenu z dodaną informacją o temperaturze.

**Projekt finansowany z funduszy statutowych nr:
1.11.150.005**

Literatura

1. *Madura H.*: Pomiary termowizyjne w praktyce, Agenda Wydawnicza PAKu, Warszawa, 2004.
2. *Yun-jia W., Yao-bin S., Qiang G., Yue-yue S., Xiu-jun W., Zhi-jie Z.*: Infrared thermography monitoring and early warning of the spontaneous combustion of coal gangue pile, PSPRS Archives, Vol. 37B, 2008.
3. *Carpentier O., Defer D., Antczak E.*: Infrared thermography applied to spontaneous combustion monitoring of coal tips, QIRT Archives, 2004.
4. *Korski J.*: Termowizja w monitoringu i zwalczaniu pożarów składowisk odpadów pogórnich, 2010.
5. *Maciuk K., Lewinska P.*: Weryfikacja dokładności wybranych ręcznych kodowych odbiorników GPS do wybranych zagadnień z geodezji górniczej, Geomatyka górnicza – praktyczne zastosowania, Wydawnictwo Fundacji dla AGH, 2011.
6. Praca zbiorowa pod. Red. *Madura H.*: Pomiary termowizyjne w praktyce, 2004.
7. <http://przyroda.katowice.pl/pl/czlowiek-i-przyroda/kszaltowanie-srodowiska/haldy/155-budowa-hald>
8. *Lewińska P., Maciuk K., Borowski L., Paulewicz A.*: Możliwości zastosowania metod termograficznych do monitoringu obiektów wielkopowierzchniowych, Wiadomości Górnicze, 2012.

Wyznaczanie wartości parametrów teorii geometryczno-całkowej oraz ich błędów średnich na podstawie wyników pomiarów niwelacyjnych

Determination of parameter values in the aspect of geometrical and integral theory and their mean errors based on the results of leveling measurements



Dr inż. Aleksandra Mierzejowska*)



Dr inż. Jolanta Kowalska-Kwiatek*)

Treść: Spośród parametrów geometryczno-całkowej teorii wpływów wyróżnić można trzy podstawowe, określające: rozproszenie wpływów w górotworze $tg\beta$, sposób wypełnienia zrobów a oraz szerokość obrzeża eksploatacyjnego A_{obr} . Najczęściej wartości tych parametrów wyznacza się w oparciu o wyniki pomiarów geodezyjnych prowadzonych na linii obserwacyjnej, poprzez dopasowanie profilu teoretycznego niecki obniżeniowej do profilu uzyskanego z obserwacji. Jak wykazano w pracach [8, 10] możliwe jest również wyznaczenie ich wartości w oparciu o obniżenia zaobserwowane na punktach rozproszonych. W artykule analizowano wyniki pomiarów niwelacyjnych prowadzonych na linii obserwacyjnej oraz punktach rozproszonych, zastabilizowanych w tym samym rejonie eksploatacyjnym. Na ich podstawie wyznaczono wartości parametrów przyjętego modelu teoretycznego, charakteryzujące się pewnym błędem, którego wartość zależy od wielu czynników, m.in. od: liczby punktów pomiarowych i ich usytuowania względem pola eksploatacyjnego, głębokości eksploatacji, geometrii pola eksploatacyjnego oraz od dokładności aproksymowania wyników pomiarów przyjętym modelem obliczeniowym [3, 4, 10]. W obu analizowanych przypadkach parametry oraz błędy średnie ich wyznaczenia osiągnęły zbliżone wartości.

Abstract: Amongst the parameters of geometrical and integral theory, there are three basic parameters which determine the influence dispersion in ground $tg\beta$, the fulfillment of abandoned workings and the width of the exploitation area A_{obr} . Most often the parameters are determined on the basis of the results of geodesic measurements performed on the observation-line, by adjustment of subsidence theoretical profile to the profile obtained thanks to observation. As it was presented in previous papers [8, 10], their values could also be determined on the basis of subsidence observed on the dispersed points. This paper presents the results of measurements performed on the observation line and dispersed points which are stabilized in the same exploitation area. The results allowed to determine the values of parameters for the applied theoretical model. These parameters are characterized by a measurement error whose value depends on many factors e.g. the number and location of measurement points with respect to exploitation area, depth of exploitation, geometry of the exploitation area and accuracy of determination of the measurement results, with the calculation model applied [3, 4, 10]. In both cases the parameters and their mean errors reached similar values.

Słowa kluczowe:

deformacje terenu, metoda wyznaczania parametrów, błędy parametrów

Key words:

terrain deformations, method of parameters determination, errors of parameters

1. Wprowadzenie

Prognozowanie wskaźników, opisujących deformacje terenu górniczego, wymaga określenia wartości parametrów,

charakteryzujących specyficzne dla każdego rejonu warunki geologiczno-górnice. W przypadku metod prognozowania, bazujących na teoriach geometryczno-całkowych, wyróżnić można trzy podstawowe parametry określające: rozproszenie wpływów w górotworze $tg\beta$, sposób wypełnienia zrobów a oraz szerokość obrzeża eksploatacyjnego A_{obr} .

*) Politechnika Śląska, Gliwice.

W ujęciu klasycznym wartości tych parametrów wyznacza się na podstawie wyników obserwacji opisujących profile pełnych ustalonych niecek obniżeniowych. Współcześnie, głównie ze względu na dużą głębokość prowadzenia eksploatacji oraz coraz bardziej skomplikowane warunki geologiczno-górnice, nie obserwuje się pełnych niecek obniżeniowych, dlatego do wyznaczania parametrów teorii wpływów stosuje się programy komputerowe, które wyznaczają ich wartości za pomocą metody najmniejszych kwadratów, dopasowując model teoretyczny do wyników obserwacji. Programy te teoretycznie umożliwiają wyznaczenie parametrów opartych na pomiarach ujmujących wpływy eksploatacji o dowolnym kształcie. Ponadto, punkty pomiarowe mogą być usytuowane bardzo dowolnie względem pola eksploatacyjnego, w szczególności mogą być punktami rozproszonymi, niezgrupowanymi wzdłuż linii obserwacyjnych. Jak wykazano w pracach [3, 4, 10], wyznaczone w ten sposób parametry określane są z pewnym błędem, którego wartość zależy od liczby punktów pomiarowych, głębokości eksploatacji, geometrii pola eksploatacyjnego oraz od wartości błędu średniego, z jakim model teoretyczny opisuje obniżenia pomierzone.

W artykule określono wartości parametrów: $\text{tg}\beta$, A_{obr} , a na podstawie wyników pomiarów zarejestrowanych na punktach tworzących linię pomiarową oraz na punktach rozproszonych. Ponadto dla obu analizowanych wariantów określono błąd średni oszacowania wartości tych parametrów.

2. Przyjęty model obliczeniowy i jego parametry

Do opisu deformacji terenu górnicego wykorzystano metodę zaproponowaną przez J. Białka [2]. W metodzie tej obniżenie końcowe w_k opisane jest wzorem

$$w_k = (1 - a_w)w(r_1) + a_w w(r_2) - A_1 \left(2 + \frac{A_3}{2}\right) \frac{w(r_1)[r_1\gamma(r_1)]^2}{A_3[0,5w(r_1) + 0,5w(r_2)]^2 + [r_1\gamma(r_1)]^2} \quad (1)$$

gdzie:

$A_1 = A_{\text{obr}}$ – parametr ujmujący asymetrię profilu niecki obniżeniowej;

$w(r_1)$, $w(r_2)$ – obniżenia obliczone ze wzoru S. Knothego [8] dla promieni rozproszenia wpływów r_1 i r_2 ;

$A_3 = 6,667$ – bezwymiarowy parametr, ujmujący wpływ wcześniejszej eksploatacji na wielkość obniżenia;

$\gamma(r_1)$ – odkształcenie oktaedryczne wyznaczone dla $A_2 = 0,25$ (parametr określający udział drugich pochodnych obniżenia w wielkości odkształcenia oktaedrycznego) ze wzoru

$$\gamma^2 = \left[A_2 \cdot r \cdot \left(\frac{\partial^2 w_k}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w_k}{\partial y^2} \right) \right]^2 + \left(\frac{\partial w_k}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial w_k}{\partial y} \right)^2 \quad (2)$$

$a_w = 0,4 - 1,25A_1$;

r_1 – krótszy promień zasięgu wpływów; $r_1 = \frac{h}{\text{tg}\beta} F(A_1)$;

r_2 – dłuższy promień zasięgu wpływów; $r_2 = 2r_1$.

Wartości funkcji $F(A_1)$ przedstawiono w tabelicy 1.

Tabela 1. Wartość funkcji $F(A_1)$ [2]

Table 1. Value of function [2]

A_1	0	0,050	0,100	0,150	0,200	0,250	0,300
$F(A_1)$	0,800	0,844	0,916	1,003	1,099	1,200	1,303

Dwa pierwsze składniki tego wzoru stanowią superpozycję dwóch niecek obniżeniowych o różnych promieniach zasięgu wpływów, co pozwala na opis tzw. dalekich wpływów. Trzeci składnik wzoru (1) pozwala na uwzględnienie w obliczeniach obrzeża eksploatacyjnego, które sprawia, że obniżenie nad krawędzią eksploatacji jest znacznie mniejsze niż połowa obniżenia maksymalnego, zaś profil niecki jest asymetryczny względem tej krawędzi. Profile niecki obniżeniowej, uzyskanej na podstawie obniżeń obliczonych wzorem (1) dla różnych wartości parametru A_{obr} , przedstawiono na rysunku 1.

Jak wynika ze wzoru (1), obniżenie końcowe można wyznaczyć przy wcześniejszej identyfikacji parametrów: a , a_w , r_1 , r_2 , A_{obr} , A_2 , A_3 . Przy tak dużej liczbie parametrów jest to bardzo trudne i dlatego autor metody podzielił je na dwie grupy: parametry podstawowe, możliwe do wyznaczenia w oparciu o wyniki pomiarów geodezyjnych, oraz parametry stałe lub zależne od parametrów podstawowych. Do grupy pierwszej należą parametry: a , $\text{tg}\beta$, A_{obr} . Pozostałe współczynniki zależą od wartości parametru A_{obr} .

3. Wyznaczenie wartości parametrów przyjętego modelu obliczeniowego

Wartości parametrów teorii geometryczno-całkowej najczęściej wyznacza się opierając na wynikach pomiarów geodezyjnych, prowadzonych w rejonie objętym prognozą, wykorzystując do tego odpowiednie oprogramowanie komputerowe. Do wyznaczenia wartości parametrów konieczna jest również znajomość geometrii pól eksploatacyjnych, miąższości oraz głębokości eksploatacji.

Do wyznaczenia parametrów przyjętego modelu obliczeniowego (a , $\text{tg}\beta$, A_{obr}) wykorzystano program komputerowy TGB autorstwa J. Białka [2], który wyznacza parametry w oparciu o dopasowanie obniżeń obliczonych do obniżeń stwierdzonych pomiarami geodezyjnymi. Stosowanie tego programu wymaga wprowadzenia danych określających położenie punktów obserwacyjnych i wartości pomierzonych obniżeń w tych punktach oraz opisu geometrii pól eksploatacji górnicej, będących przyczyną obserwowanych obniżeń. Dla uwzględnienia efektów aktywacji starych zrobów konieczne jest również wprowadzenie opisu eksploatacji dokonanej. Kryterium wyznaczenia parametrów jest minimum wariancji resztowej B , określonej wzorem

$$B(a, \text{tg}\beta, A_{\text{obr}} \dots) = \sum_{i=1}^n \left[a \cdot w_i(\text{tg}\beta, A_{\text{obr}} \dots) - w_{pi} \right]^2 \quad (3)$$

gdzie:

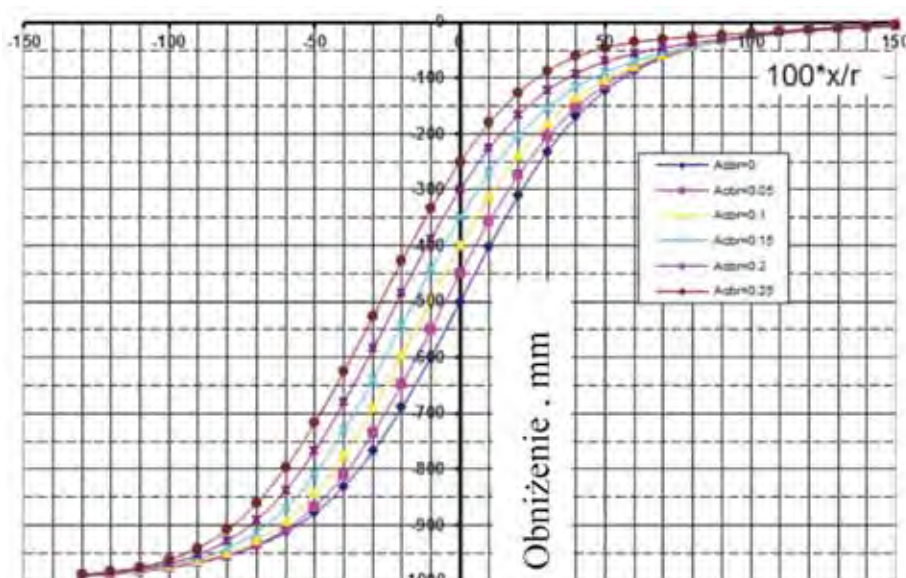
n – liczba punktów pomiarowych;

$a \cdot w_i$ – teoretyczna wielkość obniżenia i -tego punktu pomiarowego, obliczana wzorem (1);

w_{pi} – pomierzone obniżenie i -tego punktu.

Wyznaczenie parametrów sprowadza się do znalezienia takich ich wartości, dla których wartości teoretyczne obniżeń będą możliwie najlepiej opisywać przebieg tego procesu w rzeczywistości.

Do wyznaczenia wartości parametrów a , $\text{tg}\beta$, A_{obr} wykorzystano wyniki pomiarów obniżeń zarejestrowanych na punktach tworzących linię pomiarową oraz na punktach rozproszonych, zastabilizowanych na terenie jednej z kopalni



Rys. 1. Profil niecki obniżeniowej obliczony wzorem (1)
Fig. 1. Subsidence profile calculated by formula (1)

GZW. W latach 1994÷1997 w rozpatrywanym rejonie eksploatację prowadzono w pokładzie 338/2 o średniej miąższości od 1,3 do 2,3 m. Średnia głębokość jego zalegania wynosi około 640 m. Pokład 338/2 charakteryzuje średnie nachylenie około 5° w kierunku południowym.

3.1. Wyznaczenie wartości parametrów $tg\beta$, A_{obr} , a opartych na obniżeniach zarejestrowanych na punktach tworzących linię pomiarową

Linia pomiarowa biegnie z północy na południe, równoległe do linii frontu eksploatacyjnego. Tworzą ją punkty obserwacyjne, znajdujące się w odległości od 16 m do 50 m od siebie, na których wykonywano pomiary w cyklach miesięcznych.

Usytuowanie linii względem pól eksploatacyjnych przedstawiono na rysunku 2.

Rozkład obniżeń stwierdzonych pomiarami oraz obniżeń obliczonych wzorem (1) dla analizowanego przykładu przedstawiono na rysunku 3.

Uzyskane wartości odchylenia standardowego ($\delta_w = 26,0$ mm) oraz współczynnika korelacji ($r = 0,9992$) świadczą o dużej zgodności dopasowania obniżeń pomierzonych i obliczonych teoretycznie.

Wartości parametrów wyznaczone na podstawie wyników pomiarów geodezyjnych, prowadzonych na linii pomiarowej wyniosły odpowiednio:

- współczynnik osiadania $a = 0,811$;
- parametr zasięgu wpływów $tg\beta = 2,800$;
- parametr obrzeża $A_{obr} = 0,250$.

3.2. Wyznaczenie wartości parametrów a , $tg\beta$, A_{obr} opartych na obniżeniach zarejestrowanych na punktach rozproszonych

Do wyznaczenia parametrów a , $tg\beta$, A_{obr} wykorzystano wyniki pomiarów obniżeń, prowadzonych na 20 punktach obserwacyjnych, rozmieszczonych nad polem eksploatacyjnym. Usytuowanie tych punktów względem krawędzi eksploatacji dokonanej w pokładzie 338/2 przedstawiono na rysunku 4.

W analizowanym przypadku odchylenie standardowe wyniosło $\delta_w = 45,9$ mm oraz współczynnik korelacji $r = 0,9966$. Wyniki dopasowania przedstawiono na rysunku 5.

W wyniku przeprowadzonych obliczeń uzyskano następujące wartości parametrów:

- współczynnik osiadania $a = 0,780$;
- parametr zasięgu wpływów $tg\beta = 2,760$;
- parametr obrzeża $A_{obr} = 0,280$.

4. Błąd średni wyznaczenia wartości parametrów a , $tg\beta$, A_{obr}

Problem oceny wartości błędów średnich, z jakimi wyznaczone są parametry teorii wpływów w przypadku konkretnego pola eksploatacyjnego dla dowolnie usytuowanych punktów pomiarowych względem parcel eksploatacyjnych o dowolnym kształcie, było przedmiotem prac B. Drzęźli [5]. Według autora pracy [5], błąd średni aproksymowanych parametrów wyznaczyć można poprzez obliczenie składowych macierzy wariancyjno-kowariancyjnej A , określonej wzorem

$$D^2(x) = (A^T \cdot A)^{-1} \cdot \delta^2(w) \quad (4)$$

gdzie:

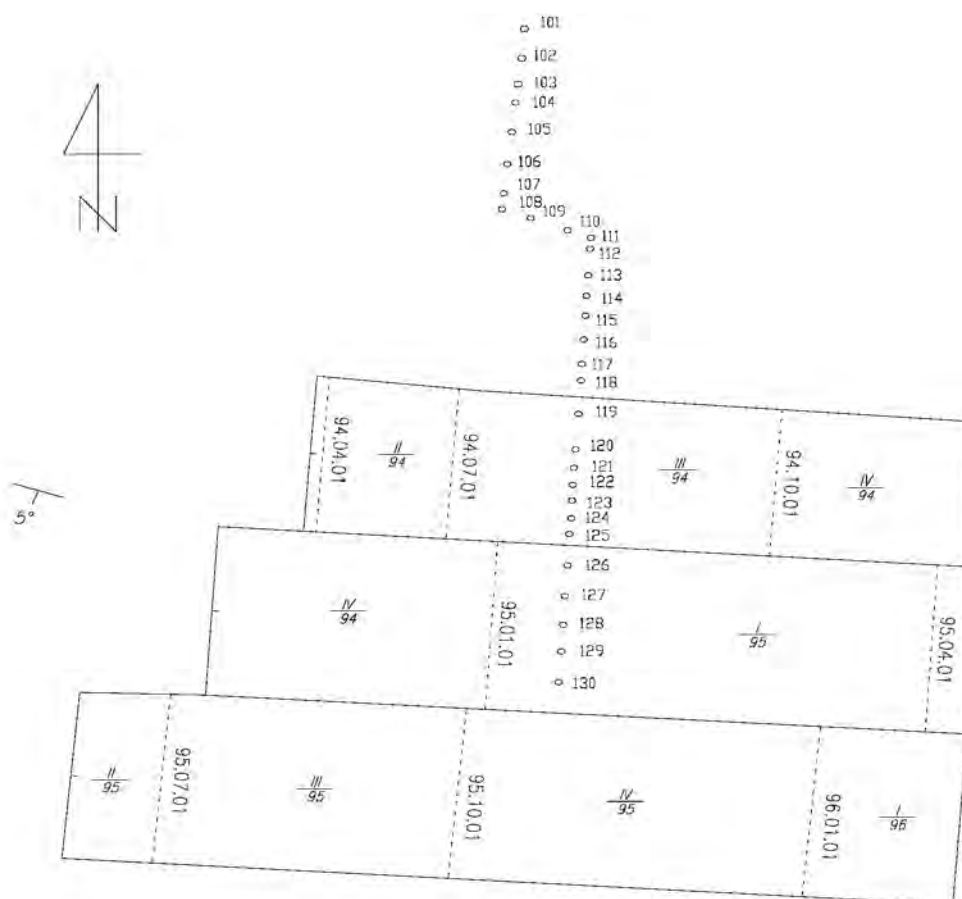
$D^2(x)$ – macierz wariancyjno-kowariancyjna;

$\delta^2(w)$ – wariancja resztowa w modelu;

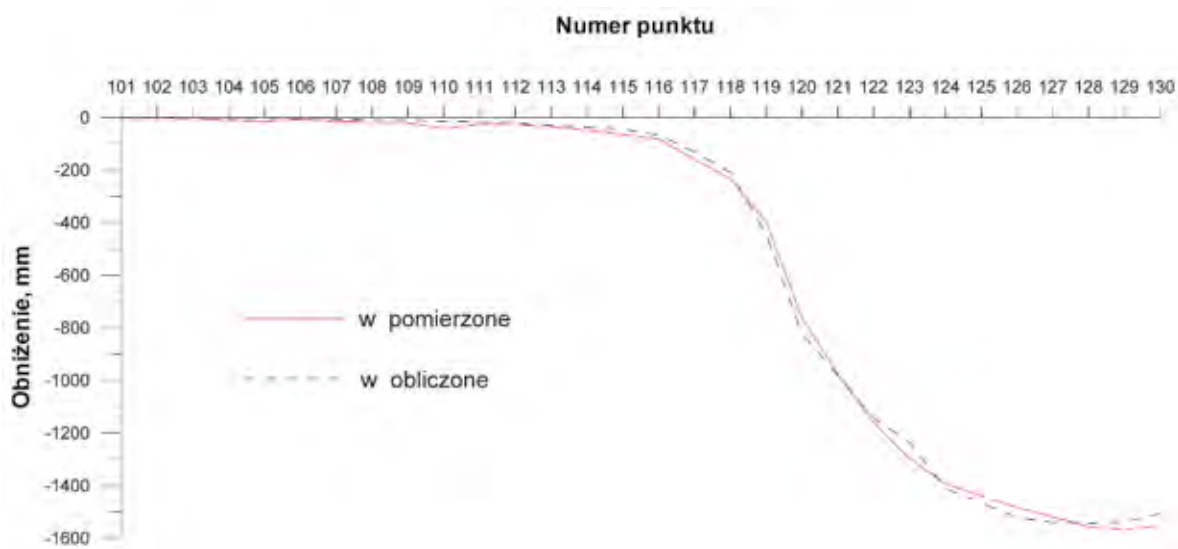
A – macierz pochodnych:

$$A = \begin{bmatrix} \frac{\partial(a \cdot w_1(tg\beta, A_{obr}))}{\partial tg\beta} & \frac{\partial(a \cdot w_1(tg\beta, A_{obr}))}{\partial A_{obr}} & \frac{\partial(a \cdot w_1(tg\beta, A_{obr}))}{\partial a} \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ \frac{\partial(a \cdot w_n(tg\beta, A_{obr}))}{\partial tg\beta} & \frac{\partial(a \cdot w_n(tg\beta, A_{obr}))}{\partial A_{obr}} & \frac{\partial(a \cdot w_n(tg\beta, A_{obr}))}{\partial a} \end{bmatrix} \quad (5)$$

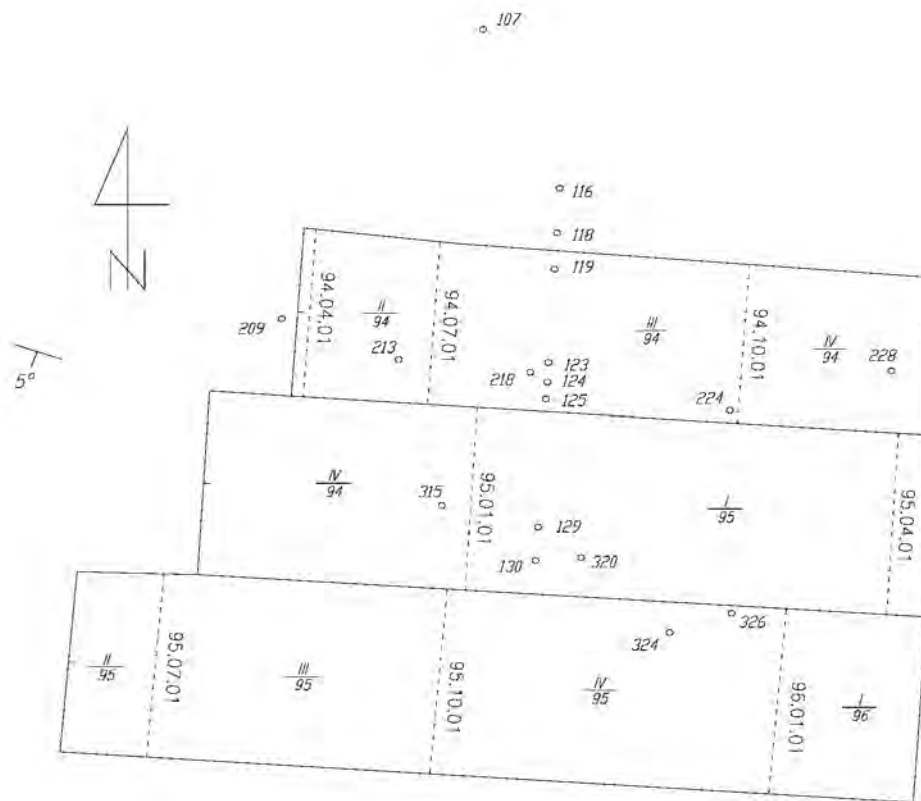
Macierz A jest macierzą wartości pochodnych cząstkowych z obniżeń obliczonych w kolejnych punktach pomiarowych względem kolejnych parametrów, o wymiarze $n \times 3$ gdzie n jest liczbą punktów pomiarowych.



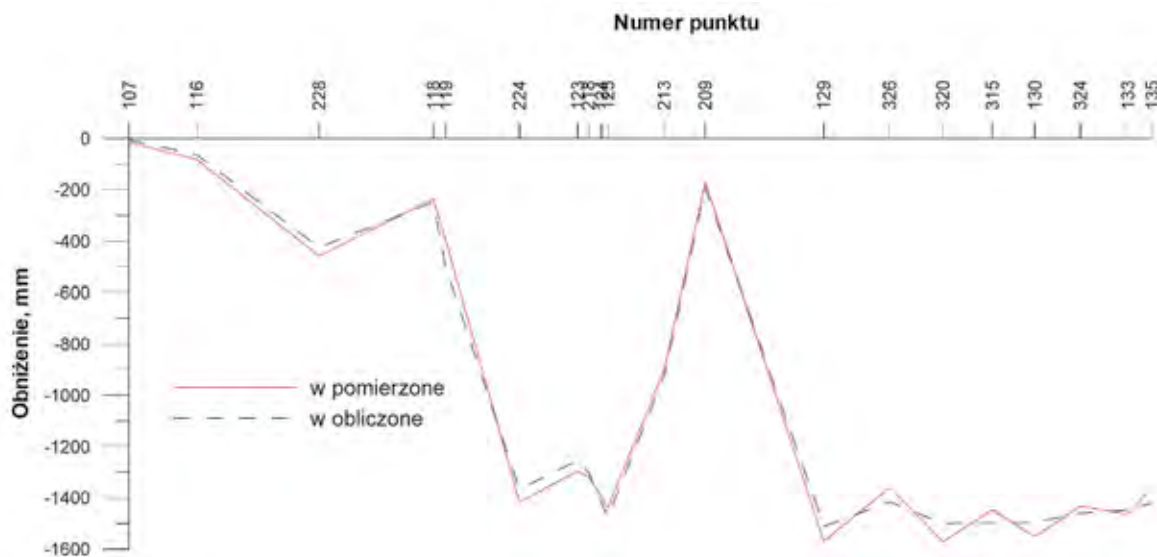
Rys. 2. Usytuowanie linii pomiarowej względem pól ścianowych
 Fig. 2. Location of the surveying line with respect to longwall fields



Rys. 3. Kształt niecki obniżeniowej pomierzonej i teoretycznej dla analizowanej linii
 Fig. 3. Shape of the surveyed and theoretical subsidence trough for the analyzed line



Rys. 4. Usytuowanie punktów pomiarowych względem krawędzi eksploatacji
 Fig. 4. Location of surveying points with respect to the exploitation edge



Rys. 5. Wyniki dopasowania pomierzonych i obliczonych teoretycznie obniżeń punktów obserwacyjnych
 Fig. 5. Adjustment results of the measured and calculated subsidence of observation points

Macierz wynikowa jest macierzą kwadratową o rozmiarze 3×3 . Na głównej przekątnej tej macierzy znajdują się wariancje estymowanych parametrów a , $\text{tg}\beta$, A_{obr} (średnie błędy oszacowania parametrów) [1, 6, 7].

Dla analizowanych przypadków wartości błędów średnich poszczególnych parametrów wyniosły odpowiednio:

- dla linii pomiarowej:
 - $\sigma_a = 0,009$;
 - $\sigma_{\text{tg}\beta} = 0,084$;
 - $\sigma_{A_{\text{obr}}} = 0,008$.
- dla punktów rozproszonych:
 - $\sigma_a = 0,013$;
 - $\sigma_{\text{tg}\beta} = 0,110$;
 - $\sigma_{A_{\text{obr}}} = 0,017$.

Uzyskane wyniki potwierdzają, że również opierając się na pomiarach prowadzonych na punktach rozproszonych możliwe jest wyznaczenie z dużą dokładnością wartości parametrów przyjętego modelu obliczeniowego.

5. Podsumowanie

Wartości parametrów teorii wpływów przyjmowane do prognoz deformacji określa się najczęściej na podstawie wyników pomiarów geodezyjnych wykonywanych na punktach usytuowanych wzdłuż linii pomiarowych, zastabilizowanych w rejonie, w którym przewiduje się prowadzenie dalszej eksploatacji górniczej lub też w rejonie o podobnych warunkach geologiczno-górniczych. Przedstawione w niniejszym artykule wyniki obliczeń wskazują również na możliwość wyznaczania wartości parametrów teorii wpływów na podstawie obniżen zarejestrowanych na punktach rozproszonych, nie tworzących linii obserwacyjnej.

W przypadku analizowanej linii pomiarowej wartości parametrów oraz ich błędy średnie wynoszą odpowiednio:

- współczynnik osiadania $a=0,811\pm 0,009$;
- parametr zasięgu wpływów $\text{tg}\beta=2,800\pm 0,089$;
- parametr obrzeża $A_{\text{obr}}=0,250\pm 0,008$.

W przypadku punktów rozproszonych wielkości te kształtują się na poziomie:

- współczynnik osiadania $a=0,780\pm 0,013$;
- parametr zasięgu wpływów $\text{tg}\beta=2,760\pm 0,110$;
- parametr obrzeża $A_{\text{obr}}=0,280\pm 0,017$.

W obu analizowanych wariantach wartości parametrów różnią się nieznacznie. Podobnie jest w przypadku błędów średnich oszacowania wartości tych parametrów. Uzyskane różnice mogą być spowodowane niejednakową liczbą punktów pomiarowych, uwzględnianych w analizach oraz ich usytuowaniem względem pola eksploatacyjnego. Jak wykazano w pracach [3, 4, 10] czynnik ten, obok głębokości eksploatacji, geometrii pola eksploatacyjnego oraz dokładności aproksymowania pomiarów przyjętym modelem obliczeniowym ma istotny wpływ na dokładność wyznaczenia parametrów.

Literatura

1. Barczak A. S., Biolik J.: Podstawy ekonometrii. Katowice 2003.
2. Bialek J.: Algorytmy i programy komputerowe do prognozowania deformacji terenu górniczego. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2003.
3. Bialek J., Mierzejowska A.: Wpływ liczby punktów pomiarowych oraz głębokości eksploatacji na błąd wyznaczenia wartości wybranych parametrów teorii wpływów. Miesięcznik WUG „Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w górnictwie”, 02/2011, str. 3÷8.
4. Bialek J., Mierzejowska A.: Wpływ geometrii pola eksploatacyjnego i usytuowania linii pomiarowej na błędy wyznaczonych parametrów we wzorach całkowo-geometrycznej teorii wpływów. Miesięcznik WUG „Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w górnictwie”, 05/2012, str. 3÷9.
5. Drzęźła B.: Opis programów prognozowania deformacji górotworu pod wpływem eksploatacji górniczej – aktualny stan oprogramowania. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo z. 923, Gliwice 1989.
6. Gawinecki J., Gawinecka A., Kowalski L., Łukasik M., Matuszewski W., Ploch J.: Ekonometria w zadaniach. Warszawa 2008.
7. Gruszczyński M., Podgórska M.: Ekonometria. Warszawa 2008.
8. Knothe S.: Równanie profilu ostatecznie wykształconej niecki osiadania. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, t. I, z. 1/1953, str. 22÷38.
9. Mierzejowska A., Kowalska-Kwiątek J.: Wyznaczanie wartości parametrów teorii geometryczno-całkowej w oparciu o obniżenia zarejestrowane na punktach rozproszonych. Moderni matematicke metody v inženýrstvi. Sbornik z 21. Seminare, Dolni Lomna, 4.06.2012-6.06.2012. Ostrava 2012, s. 89÷94.
10. Mierzejowska A.: Wpływ liczby i usytuowania punktów pomiarowych względem pola eksploatacyjnego na dokładność wyznaczenia wartości parametrów modelu opisującego obniżenie terenu górniczego. [Praca doktorska niepublik.]. Politechnika Śląska, Gliwice 2010.

Efektywność stosowania powszechnie dostępnych materiałów odpadowych jako barier ochronnych środowiska wodnego w składowiskach siarczkowych odpadów metali nieżelaznych

Efficiency of the application of abundant waste materials as protective barriers of the aquatic environment in disposal sites with sulfide waste of non-ferrous metal ores



Mgr Ewa Miszczak^{)}*



Prof. dr hab.inż. Irena Twardowska^{)}*



*Dr hab. Ewa Kmieciak^{**)}*



*Prof. dr hab.inż. Jadwiga Szczepańska-Plewa^{**)}*

Treść: Celem przedstawionych badań było określenie efektywności barier/warstw ochronnych z materiałów odpadowych (popiołów elektrownianych i komunalnych osadów ściekowych) jako sorbentów metali z kwaśnych wycieków infiltrujących przez warstwę siarczkowych odpadów z flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych (na przykładzie odpadów z flotacji rud miedzi). Doświadczenia prowadzono jako porównawcze badania przepływowe w symulowanym cyklu 4-letnim na dwóch kolumnach wypełnionych odpadami pomiedziowymi o miąższości 1 m – referencyjnej *R* oraz doświadczalnej z barierami *D*. Kolumny zasilano porcjowo symulowanym polimetalicznym roztworem ARD (*Acid Rock Drainage*) o pH 1,5 i najwyższych stwierdzonych stężeniach metali. Badane bariery wykazały wysoką efektywność sorpcji kationów mobilnych metali (Mn, Ni, Zn, Cd), wspomagającą naturalną zdolność krzemianowych odpadów pomiedziowych do wiązania metali o niskiej ruchliwości – Cu, Cr, Pb i Fe. Zastosowanie barier spowodowało również obniżenie dolnych granicznych wartości pH dla fazy sorpcji całkowitej metali mobilnych oraz dla sorpcji w fazie przejścia wszystkich metali. Stwierdzono, że przy zastosowaniu barier przy powszechnie występujących niższych stężeniach metali śladowych i pH>4 w ARD i wodach porowych składowisk odpadów rud metali nieżelaznych oraz znaczącej zdolności wiązania metali o niskiej mobilności przez te odpady, zagrożenie uwalniania metali śladowych z tych składowisk praktycznie nie będzie występowało.

Abstract: This study was performed to assess the efficiency of barriers/protective layers of waste materials (power-plant fly ash and municipal sewage sludge) as metal sorbents from acid solutions infiltrating the layer of sulfide wastes from flotation dressing of non-ferrous metal ores, on the basis of wastes from copper ore flotation. The study was carried out as comparative flow-through experiments in a simulated 4-year cycle on two columns filled with flotation wastes in the layers of 1m thick

^{*)} Instytut Podstaw Inżynierii Środowiska PAN, Zabrze, ^{**)} AGH w Krakowie

– reference column *R* and experimental column with barriers *D*. The barriers showed high-efficiency sorption of labile metal cations (Mn, Ni, Zn, Cd), supporting the natural ability of silicate wastes from flotation of copper ores to bind metals of low mobility (Cu, Cr, Pb, Fe). In addition, the application of barriers caused a decrease in the lower limit of pH values for the full sorption phase of labile metals as well as for a break-through phase of all of the tested metals. At commonly lower metal concentrations and pH > 4 in ARD and pore waters in disposal sites of non-ferrous ore wastes, as well as significant binding capacity of the low mobility metals by these wastes, the application of protective barriers would practically eliminate the hazard of trace metals release from disposal sites.

Słowa kluczowe:

ochrona wód podziemnych, odpady z flotacji rud metali nieżelaznych, siarczkowe odpady miedziowe, uwalnianie metali, właściwości sorpcyjne barier ochronnych, efektywność barier.

Key words:

ground water protection, wastes from flotation of non-ferrous ores, sulfide waste from copper ores, metal release, sorption properties of protective barriers, barrier efficiency

1. Wprowadzenie

Siarczkowe odpady przemysłu wydobywczego, w tym odpady z flotacyjnego wzbogacania rud metali, stanowią istotny czynnik zagrożenia środowiska wodnego w rejonach ich składowania. W wyniku procesów utleniania siarczków generowane są silnie kwaśne wycieki (tzw. *Acid Rock Drainage* – ARD), uruchamiające metale śladowe z matrycy odpadów oraz z podłoża składowiska podczas migracji przez antropogeniczną (warstwa odpadów) i naturalną (podłoże) strefę aeracji [1]. Flotacyjne wzbogacanie rud metali generuje ogromne ilości odpadów siarczkowych, na ogół wielokrotnie przekraczające ilość wyprodukowanego rafinowanego materiału. Mimo marginalnego udziału europejskiego przemysłu wydobywczego w wydobywaniu rud metali nieżelaznych (około 3 % produkcji światowej), wiele krajów europejskich w znacznym stopniu partycypuje w światowej produkcji wielu metali, w tym chromu (10,7 %), srebra (8,5 %), cynku (7,7 %), tytanu (7,1 %), ołowiu (6,6 %), miedzi (5,1 %), tungstenu (3,7 %), niklu (3 %), rtęci (3 %) i aluminium (1,8 %). Do największych producentów metali nieżelaznych należy Turcja, Norwegia, Finlandia, Polska, Irlandia, Szwecja, Austria i Grecja, w tym udział Polski w światowym wydobywaniu srebra wynosi 5,4 %, a miedzi 2,8÷3 % [2÷4]. W XIX÷XX wieku Polska była również znaczącym producentem cynku i ołowiu, zaś udział obecnej produkcji cynku w produkcji światowej sięga 1 % [4]. Po tej produkcji zostały też duże ilości odpadów siarczkowych, w tym wtórnie przerobionych.

Z porównania danych statystycznych w zakresie produkcji metali nieżelaznych i ilości odpadów powstających w procesie flotacyjnego wzbogacania rud wynika, że na każdą tonę wyprodukowanego w Polsce metalu powstaje 42,6 t odpadów. Roczna ilość odpadów wytworzonych w 2012 r. w procesie flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych, głównie miedzi stanowiącej 82,5 % produkcji metali nieżelaznych w kraju, wyniosła 29,3 mln t, natomiast na składowiskach nagromadzono dotychczas 620,0 mln t tych odpadów. Stanowi to 37,5 % całkowitej ilości nagromadzonych w kraju odpadów stałych [5]. Część odpadów poddano odzyskowi (68 % odpadów wytworzonych), wykorzystując je głównie w budownictwie inżynierskim. Zarówno odpady nagromadzone na składowiskach, jak też odpady wykorzystywane w ten sposób, są wyekspozowane na działanie warunków atmosferycznych. Zawarte w odpadach siarczki ulegają stopniowemu utlenieniu, co po wyczerpaniu się zdolności buforującej odpadów powoduje wspomniane tworzenie się kwaśnych wycieków (ARD) i uruchamianie metali śladowych, stanowiące poważne zagrożenie dla jakości wód podziemnych. Jak wskazują liczne pu-

blikacje [np. 6÷10], jest to problem ogólnoswiatowy, wspólny dla wszystkich regionów wydobywania rud metali nieżelaznych.

Zgodnie z obowiązującym ustawodawstwem UE, w tym Dyrektywą 2006/21/EC o odpadach wydobywczych, Ramową dyrektywą wodną 2000/60/EC, Dyrektywą o wodach podziemnych 2006/118/EC, oraz implementującym je prawodawstwem polskim – Ustawą o odpadach wydobywczych (Dz.U. 2008.138.865) oraz Rozporządzeniami Ministra Środowiska (Dz.U. 2008.162.1008 i Dz.U. 2008.143.896), górnictwo europejskie, w tym polskie, jest prawnie zobligowane do zapobiegania szkodliwemu oddziaływaniu na środowisko, w tym zanieczyszczeniu środowiska wodnego przez ARD w ciągu całego cyklu życia kopalni. Ujemne oddziaływanie odpadów przemysłu wydobywczego stwarza poważne problemy w wielu regionach górniczych świata, dotąd nie rozwiązane w sposób zadowalający [6]. Wiąże się z tym konieczność opracowania skutecznych, a zarazem ekonomicznie uzasadnionych metod ograniczania zanieczyszczenia środowiska wodnego przez ARD, między innymi poprzez zastosowanie efektywnych barier lub warstw ochronnych zapobiegających lub ograniczających proces utleniania siarczków i tworzenia się ARD, oraz skutecznie wiążących zanieczyszczenia, a szczególnie Potencjalnie Toksyczne Pierwiastki (PTP) w strumieniu wód infiltrujących przez składowisko odpadów.

Wymagało to rozpoznania właściwości samego materiału odpadowego, w tym nie tylko procesów wietrzeniowych i generacji ARD w warstwie odpadów siarczkowych, lecz też potencjalnej zdolności tych odpadów do wiązania PTP i opóźnienia ich migracji wywołanej sorpcją. Rozpoznanie wymagają również właściwości barierowe innych materiałów, w szczególności materiałów odpadowych, które z uwagi na ich dostępność oraz niskie koszty mogą być brane pod uwagę do ewentualnego wykorzystania jako bariery izolacyjne zapobiegające penetracji powietrza do warstwy odpadów siarczkowych i tym samym zapobiegających tworzeniu się ARD, lub też jako bariery/warstwy przepuszczalne wiążące PTP migrujące wraz z ARD przez warstwę odpadów siarczkowych.

Badania własne wykazały, że odpady siarczkowe, zarówno z przemysłu wydobywczego węgla kamiennego [11], jak też odpady z flotacyjnego wzbogacania rud miedzi [12], wykazują znaczące zdolności opóźnienia migracji PTP uwalnianych w strefie wietrzenia tych odpadów i migrujących w ich warstwie wraz z wodami infiltracyjnymi. Mogą one być wykorzystane przy opracowywaniu optymalnej technologii budowy składowiska, zapobiegającej degradacji środowiska wodnego. Zdolności te są jednakże ograniczone i wymagają dodatkowego zintensyfikowania poprzez wprowadzenie warstw ochronnych wykonanych z powszechnie dostępnych

materiałów, najlepiej również odpadowych, które z uwagi na swoje właściwości mogą być wykorzystane jako sorbenty metali. Przeprowadzone badania miały na celu rozpoznanie skuteczności wybranych materiałów odpadowych jako barier przepuszczalnych wiążących PTP w odpadach siarczkowych rud miedzi.

2. Materiał i metody badawcze

2.1. Materiał badawczy

Do badań wybrano odpady z flotacyjnego wzbogacania piaskowcowych rud miedzi o przewodzie frakcji ziarnowej $<0,06$ mm (62 ± 66 %) i dominacji kwarcu ($44,4$ %) oraz minerałów węglanowych – dolomitu ($29,9$ %) i kalcytu ($7,7$ %). Bardziej szczegółowo charakterystykę tego materiału przedstawiono w publikacji [12]. Zawartość siarki siarczkowej, występującej głównie w postaci siarczków żelaza i miedzi, a podrzędnie siarczków ołowiu, cynku i niklu, kształtowała się na poziomie $0,34\pm 0,80$ % S_s .

Jako materiał do budowy wodoprzepuszczalnych barier/warstw reaktywnych o przeznaczeniu remediacyjnym, prewencyjnym oraz izolacyjnym o dobrych właściwościach sorpcyjnych zastosowano stabilizowane osady ściekowe z oczyszczalni Zabrze-Centrum oraz popioły lotne z Elektrowni Rybnik po procesie odsiarczania metodą półsuchą, zawierające produkty tego procesu. Jak wykazały badania własne [13, 14], jak też innych autorów [np. 15–18], osady ściekowe i popioły lotne wykazują wysoką zdolność wiązania metali, a równocześnie są one powszechnie dostępne i również wymagają odpowiedniego zagospodarowania, nie stwarzającego zagrożenia dla środowiska.

2.2. Stanowisko badawcze

Badania przeprowadzono jako porównawcze w dwóch stalowych kolumnach o średnicy $0,30$ m i wysokości efektywnej $2,0$ m, izolowanych od wewnątrz warstwą HDPE. Kolumna R (referencyjna) została wypełniona wyłącznie badanymi odpadami siarczkowymi z flotacyjnego wzbogacania rud miedzi. Odpady o masie 70 kg (miąższości warstwy $1,0$ m) umieszczono na podsypce z piasku gruboziarnistego i żwiru. Do kolumny D (doświadczalnej), oprócz wymienionych odpadów flotacyjnych, wprowadzono jako warstwy górne (przykrywające) oraz dolne (podścielające) wybrane materiały barierowe w układzie: (A1) warstwa gęstej zawiesiny popiołów z produktami odsiarczania i wody w stosunku $70:30$ % wag. (A2) warstwa osadów ściekowych w stanie powietrzno-suchym; (B) warstwa odpadów siarczkowych z flotacyjnego wzbogacania rud miedzi o masie 70 kg i miąższości 1 m; (C) warstwa osadów ściekowych na podsypce z piasku gruboziarnistego i żwiru. Miąższość każdej warstwy A1, A2 i C wynosiła 15 cm, masa 7 kg. Całkowita masa materiału wynosiła zatem 91 kg, a miąższość wypełnienia $1,45$ m.

Zadaniem górnej barierki przykrywającej, składającej się z warstw stężonej zawiesiny popiołowo-wodnej i osadów ściekowych była, poza wiązaniem metali z podawanego na kolumnę symulowanego roztworu ARD, także izolacja przed przenikaniem powietrza do warstwy odpadów siarczkowych w celu zahamowania rozkładu siarczków.

Zadaniem dolnej warstwy podścielającej utworzonej z osadów ściekowych było wiązanie ładunków metali infiltrujących z ARD i uwalnianych z odpadów siarczkowych.

2.3. Metodyka i cykl badawczy

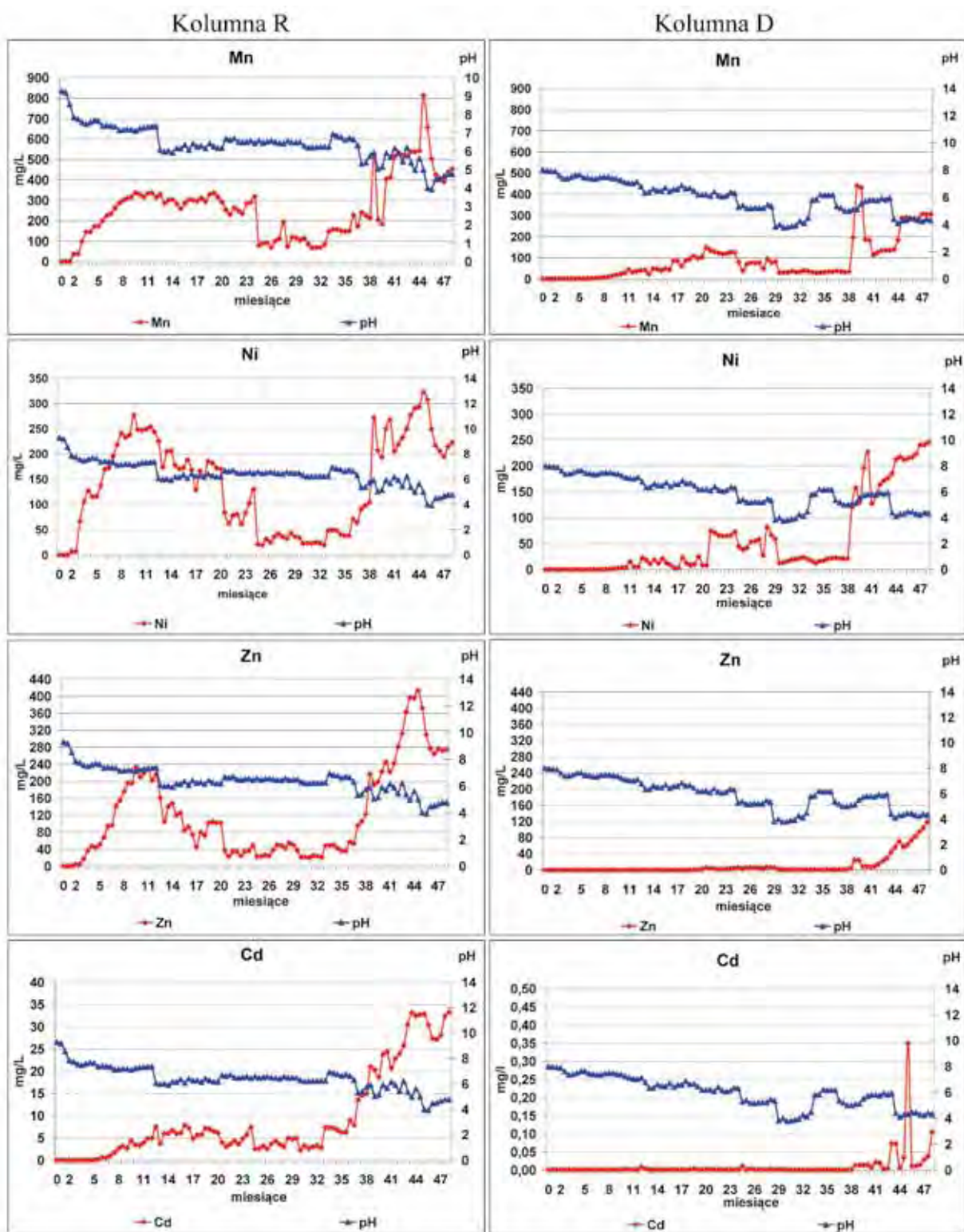
Badania przeprowadzono pełnym symulowanym 4-letnim cyklem przy 2-krotnej kompresji czasowej. Zastosowano porcjowe podawanie roztworu na kolumny wypełnione materiałem badawczym oraz pionowy przepływ w warunkach strefy aeracji (infiltracja). Wielkość dawki roztworu, symulującej przepływ wód infiltracyjnych, odpowiadała średniodobowej sumie opadów atmosferycznych z wielolecia. Przyjęto skład chemiczny roztworu podawanego na kolumny, odpowiadający najbardziej niekorzystnym rzeczywistym wyciekom kwaśnym (ARD), podanym w publikacjach dotyczących generacji ARD w przemyśle wydobywczym. Na podstawie przeglądu tych danych [6–10] do weryfikacji skuteczności barier przyjęto ekstremalnie niekorzystny (tzw. „worst case”) symulowany skład chemiczny strumienia wód infiltracyjnych podawanych na kolumny wypełnione materiałem badawczym, cechującym się silnie kwaśnym odczynem (pH $1,5$) oraz wysokimi stężeniami jonów metali w ARD (tabl. 1). Wycieki zbierano jako moduły 2-tygodniowe i analizowano ich skład chemiczny wg normy PN-EN 12506 (2003). Zasady wyznaczania dawki jednostkowej roztworu, przygotowanie i skład chemiczny roztworu podawanego na kolumny, metodykę prowadzenia badań, cykl badawczy oraz zasady interpretacji wyników przedstawiono szczegółowo w pracach autorek [11, 12]. Omówiono tam również zdolności barierowe krzemianowych odpadów z flotacji rudy miedzi i opóźnienie migracji PTP wywołane sorpcją na tych odpadach bez zastosowania barier [12]. Układ ten pełnił rolę referencyjną w niniejszym cyklu badawczym (kolumna R).

3. Wyniki i dyskusja

W celu wizualizacji efektywności barier jako sorbentów metali z ARD przebieg zmian stężeń metali w wyciekach z kolumny referencyjnej (R) przedstawiono obok zmian stężeń metali w wyciekach z kolumny doświadczalnej (D) z zastosowanymi barierami (rys. 1, 2).

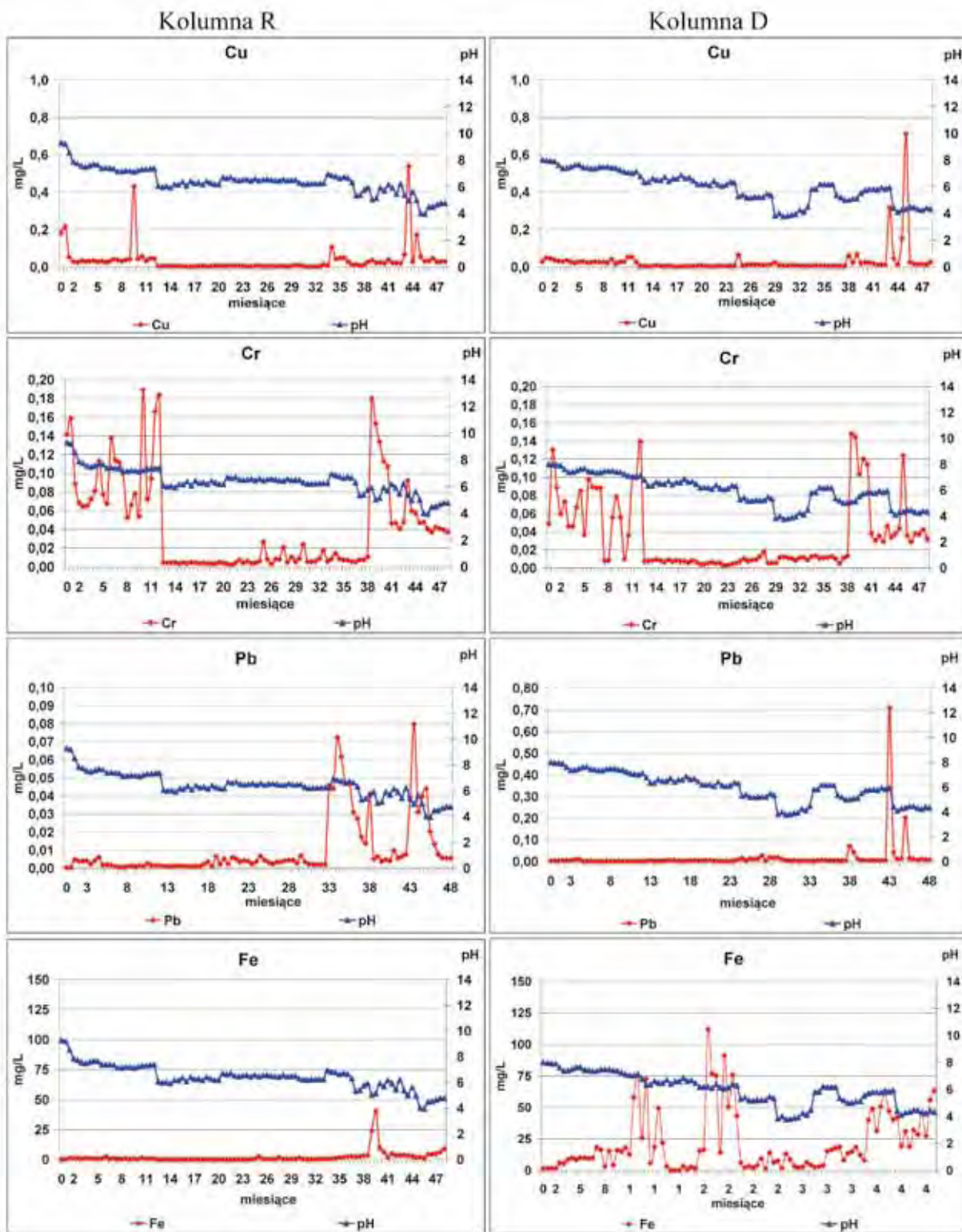
Zestawienia ładunków metali zatrzymywanych w badanym układzie doświadczalnym D w głównych fazach wiązania/uwalniania (faza pełnej sorpcji, faza przejścia, faza desorpcji) w przeliczeniu na jednostkę masy odpadu flotacyjnego w pełnym cyklu badawczym podano w tablicy 1. Zmiany efektywności wiązania poszczególnych metali w układzie D w wyniku zastosowania barier ilustruje tablica 2.

Jak wynika z analizy wiązania/uwalniania metali z symulowanego roztworu ARD o pH $1,5$ dopływającego do warstwy odpadów siarczkowych z wzbogacania rud miedzi (układ D), materiał ten również bez stosowania barier, przeznaczonych do zatrzymywania dopływających w strumieniu ARD ładunków metali i redukcji generacji nowych ładunków w samym materiale, wykazuje określone właściwości barierowe, polegające na wiązaniu części lub całości dopływających ładunków metali. Odpady ze wzbogacania rud miedzi ze względu na wysoką zawartość węglanów Ca i Mg (kalcyt, dolomit) oraz glinokrzemianów odznaczają się znaczną efektywnością sorpcyjną w odniesieniu do szeregu metali. W układzie referencyjnym (R) w pełnym symulowanym 4-letnim cyklu badawczym zostały związane praktycznie całe doprowadzone ładunki Cu, Cr, Pb i Fe, przy znacznie niższej efektywności sorpcji Ni, Mn, Zn i Cd. Ponadto w układzie tym faza pełnej sorpcji metali ruchliwych okazała się bardzo krótka i trwała od $1,5$ miesiąca (dla sorpcji Mn) do 3 miesięcy (dla sorpcji Zn). Zakończenie procesu pełnej sorpcji następowało przy pH $7,56\pm 8,55$ roztworu na wyjściu, natomiast proces wiązania ruchliwych jonów kończył się przy



Rys. 1. Porównanie przebiegu wiązania/uwalniania labilnych metali: Mn, Ni, Zn i Cd z symulowanego roztworu ARD w warstwach krzemianowych odpadów z flotacyjnego wzbogacania rud miedzi bez barier ochronnych (kolumna referencyjna R) i z zastosowanymi barierami (kolumna doświadczalna D), przedstawione jako stężenia metali w wycieku z kolumn (mg/L)

Fig. 1. Comparison of patterns of labile metals binding/release: Mn, Ni, Zn and Cd from the simulated ARD solution onto the layers of silicate waste from flotation dressing of copper ores without protection barriers (reference column R) and with applied barriers (experimental column D) presented as metal concentrations in leakage from the columns (mg/L)



Rys. 2. Porównanie przebiegu wiązania Cu, Cr, Pb i Fe z symulowanego roztworu ARD w warstwach krzemianowych odpadów z flotacyjnego wzbogacania rud miedzi bez barier ochronnych (kolumna referencyjna R) i z zastosowanymi barierami (kolumna doświadczalna D), przedstawione jako stężenia metali w wycieku z kolumn (mg/L)
 Fig. 2. Comparison of patterns of the Cu, Cr, Pb and Fe binding: from the simulated ARD solution onto layers of silicate waste from flotation dressing of copper ores without protection barriers (reference column R) and with applied barriers (experimental column D) presented as metal concentrations in leakage from the columns (mg/L)

Tablica 1. Skład chemiczny wejściowego symulowanego roztworu ARD o pH 1,5 oraz całkowite ładunki jonów wprowadzane na kolumny doświadczalne**Table 1. Chemical composition of the simulated input ARD solution at pH 1.5 and total loads of ions applied in the experimental columns**

Składnik chemiczny		SO ₄	NO ₃	Fe	Mn	Cd	Cr	Cu	Ni	Pb	Zn
Stężenie C _o	mg/L	18276	620	680,4	241,8	48,32	179,2	221,0	241,1	1,09	230,2
Ładunek całkowity	mg/kg	22939	1089	1195	424,9	84,89	314,8	388,3	423,6	1,915	404,5

pH 5,15 (Mn) do pH 5,92 (Zn, Cd). Stwierdzono również wystąpienie procesu desorpcji związanych ładunków Mn, Zn i Ni. Natomiast inne jony sorbowane w całości były dalej wiązane przy wielkości odczynu roztworu na wyjściu pH = 4,76 [12]. Zastosowanie barier (układ D) spowodowało istotny wzrost efektywności sorpcji wszystkich ruchliwych metali z symulowanego roztworu ARD, a przede wszystkim znaczne wydłużenie fazy pełnej sorpcji, która dla Ni kształtowała się na poziomie 29,5 miesiąca, dla Zn – 38,5 miesiąca, dla Mn – 10 miesięcy, zaś Cd został związany praktycznie w całości (tabl. 2, rys. 1). Nastąpił 3,3-krotny wzrost efektywności wiązania Mn, 1,8-krotny wzrost wiążanego ładunku Zn i Ni, oraz 1,3-krotny wzrost efektywności sorpcji C (tabl. 3) Nie stwierdzono również desorpcji Ni i Zn, natomiast uwalniany ładunek Mn uległ ponad piętnastokrotnej redukcji, spadając z > 100 % sumy ładunku związanego w układzie referencyjnym do zaledwie 2,7 % ładunku związanego w układzie z barierami. Uległy obniżeniu również graniczne wartości pH dla fazy pełnej sorpcji metali ruchliwych, z pH 8,55 (Mn) – 7,32 (Cd) w układzie referencyjnym do 7,25 (Mn) – 4,34 (Cd) w układzie doświadczalnym z zastosowanymi barierami. Zakończenie procesu sorpcji również następowało przy niższych wartościach pH, ulegających obniżeniu z pH 5,15 (Mn) – 5,92 (Cd) w układzie referencyjnym do pH 4,11÷4,34 (Cd) w układzie z barierami, przy ogólnie niższym zakresie pH dla układu z barierami (tabl. 2).

Metale wykazujące niską ruchliwość w środowisku (Cu, Cr, Pb) w obydwu układach zostały wiązane w całości, przy odczynie roztworu na wyjściu pH 4,76 (układ R) i pH 4,34

(układ D). Przebieg sorpcji Pb i Fe w układzie z barierami wykazuje mniejszą stabilność i efektywność wiązania na poziomie odpowiednio 98,5 i 97 % ładunku wprowadzonego, przy zasadniczo całkowitym związaniu w układzie referencyjnym (układ R). Wskazuje to na możliwość częściowego uwalniania się ołowiu i żelaza z materiałów barierowych lub na konkurencyjne podstawianie w niewielkiej części centrów sorpcyjnych przez intensywnie wiązane metale o wysokiej mobilności w środowisku, efektywnie sorbowane w układzie D. Nie wpływa to jednak w sposób znaczący na efektywność barier, które istotnie redukują zagrożenie zanieczyszczenia wód przez metale (tabl. 3).

4. Wnioski

Zastosowanie barier/warstw ochronnych wykonanych z powszechnie dostępnych w dużych ilościach materiałów odpadowych (osadów ściekowych, elektrownianych popiołów lotnych) skutecznie chroni środowisko wodne w rejonach lokalizacji składowisk krzemianowych odpadów z flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych przed uruchamianiem i migracją do wód podziemnych jonów metali o wysokiej mobilności (Mn, Ni, Zn, Cd). Jak stwierdzono, metale te są słabo wiązane przez odpady z flotacji rud, a ich występowanie w ARD i wyciekach ze składowiska w ilościach przekraczających graniczne wartości dopuszczalne jest czynnikiem krytycznym decydującym o skali zagrożenia środowiska. Bariery ochronne praktycznie likwidują ten problem, utrzymując

Tablica 3. Efektywność sorpcji metali w kolumnie doświadczalnej D z zastosowanymi barierami i wpływ barier na efektywność sorpcji**Table 3. Efficiency of metal sorption in the experimental column D with applied barriers and impact of barriers on the sorption efficiency**

Kationy metali	Mn	Ni	Zn	Cd	Cu	Cr	Pb	Fe
Ładunek wprowadzony mg/kg	389,6	423,5	404,5	84,88	388,2	314,8	1,915	1195
Ładunek zatrzymany na kolumnie R, mg/kg	84,84	184,86	215,6	64,55	388,2	314,8	1,904	1192
Ładunek zatrzymany na kolumnie D, mg/kg	278,8	324,4	385,8	84,88	388,2	314,8	1,887	1158
Całkowita sorpcja na kolumnie D (% ładunku wprowadzonego)	71,6	76,6	95,3	100,0	100,0	100,0	98,5	96,9
Przyrost sorpcji na barierach, mg/kg	193,96	139,5	170,2	20,33	0	0	-0,017	-34
Przyrost sorpcji na barierach (% ładunku zatrzymanego na kolumnie R)	328,6	175,5	178,9	131,5	0	0	99,1	97,1.
Przyrost sorpcji na barierach (% ładunku wprowadzonego)	49,78	32,93	42,07	23,95	0	0	-0,89	-2,84

Tablica 2. Wartości pH wycieku i sumaryczne ładunki metali (mg/kg) wiązane/uwalniane w warstwie badanych odpadów krzemianowych z flotacji rud miedzi z zastosowanymi barierami ochronnymi (kolumna D) w głównych fazach sorpcji/desorpcji z symulowanego roztworu ARD o pH 1,5 w pełnym cyklu badawczym

Table 2. pH values of leakage and total loads of metals (mg/kg) bound/released onto the layer of silicate waste from flotation dressing of copper ores with protection barriers (column D) in the major phases of sorption/desorption from the simulated ARD solution at pH 1.5 in the full experimental cycle.

pH=1,5	Faza sorpcji całkowitej	Faza przejścia	Suma sorpcji	Desorpcja
Mangan C₀ (Mn) = 241,8 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	86,50	192,3	278,8	7,5
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	0,315	0,700	1,015	0,027
% sumy sorpcji	31,02	68,97	100	2,69
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	97,7 (88,5)	63,88 (301,0)	71,56 (389,6)	21,17 (35,42)
Okres (miesiące)	10	34	44	4
Zmiany pH	8,01÷7,25	7,11÷4,11	8,01÷4,11	4,28÷4,34
Nikiel C₀ (Ni) = 241,1 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	249,4	75	324,4	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	0,85	0,256	0,675	-
% sumy sorpcji	76,88	23,12	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	95,81 (260,3)	45,95 (163,2)	76,59 (423,5)	-
Okres (miesiące)	29,5	18,5	48	-
Zmiany pH	8,01÷5,00	6,1÷4,34	8,01÷4,34	-
Cynk C₀ (Zn) = 230,2 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	322,4	63,4	385,8	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	0,986	0,194	1,18	-
% sumy sorpcji	83,57	16,43	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	99,36 (324,5)	79,18 (80,07)	95,37 (404,5)	-
Okres (miesiące)	38,5	9,5	48	-
Zmiany pH	8,01÷5,10	5,13÷4,34	8,01÷4,34	-
Kadm C₀ (Cd) = 48,32 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	84,88	-	84,88	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	0,151	-	0,151	-
% sumy sorpcji	100	-	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	100 (84,88)	-	100 (84,88)	-
Okres (miesiące)	48	-	48	-
Zmiany pH	8,01÷4,34	-	8,01÷4,34	-
Miedź C₀ (Cu) = 221,0 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	388,2	-	388,2	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	1,222	-	1,222	-
% sumy sorpcji	100	-	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	100 (388,2)	-	100 (388,2)	-
Okres (miesiące)	48	-	48	-
Zmiany pH	8,01÷4,34	-	8,01÷4,34	-
Chrom C₀ (Cr) = 179,2 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	314,8	-	314,8	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	1,817	-	1,817	-
% sumy sorpcji	100	-	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	100 (314,8)	-	100 (314,8)	-
Okres (miesiące)	48	-	48	-
Zmiany pH	8,01÷4,34	-	8,01÷4,34	-
Ołów C₀ (Pb) = 1,09 mg/L				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	1,887	-	1,887	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	0,002	-	0,002	-
% sumy sorpcji	100	-	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	98,54 (1,915)	-	98,54 (1,915)	-
Okres (miesiące)	48	-	48	-
Zmiany pH	8,01÷4,34	-	8,01÷4,34	-
Żelazo C₀ (Fe) = 680,41 mg/l				
Sorpcja/Desorpcja: mg/kg	1158	-	1158	-
Sorpcja/Desorpcja: cmol(+)/kg	4,147	-	4,147	-
% sumy sorpcji	100	-	100	-
% ład. wpr. (ład.wpr.mg/kg)	96,88 (1195)	-	96,88 (1195)	-
Okres (miesiące)	48	-	48	-
Zmiany pH	8,01÷4,34	-	8,01÷4,34	-

przy tym zdolność całkowitego związania metali o mniejszej ruchliwości w środowisku (Cu, Cr, Pb i Fe). Wprowadzenie barier powoduje również obniżenie dolnych wartości pH dla fazy sorpcji całkowitej metali mobilnych oraz dla obydwu faz procesu wiązania metali. Biorąc pod uwagę użycie do badań wejściowego roztworu ARD o najbardziej niekorzystnym składzie (pH = 1,5 oraz stężenia metali na najwyższym notowanym poziomie), można stwierdzić, że zastosowanie barier przy powszechnie występujących niższych stężeniach metali śladowych i pH > 4 w ARD i wodach porowych składowisk odpadów rud metali nieżelaznych oraz znaczącej zdolności wiązania metali o niskiej mobilności przez te odpady, praktycznie wyeliminuje zagrożenie uwalniania metali śladowych z tych składowisk.

Praca została wykonana w ramach projektu PBR nr R09 028 02 finansowanego przez MNiSzW oraz badań statutowych Nr 11.11.140.026 KHiGI, AGH.

Literatura

1. Appelo C.A.J., Postma D.: *Geochemistry, Groundwater and Pollution*. 2nd edition. A.A. Balkema Publishers, Leiden, The Netherlands, 2007.
2. Brown T. J., Idoine N. E., Bide T., Mills A. J., Hobbs S. F.: *European mineral statistics 2004–08*. British Geological Survey, UK, 2010.
3. USGS - US Geological Survey: *Mineral Commodity Summaries 2011*. US Geological Survey, 2012.
4. GUS – Główny Urząd Statystyczny: *Rocznik Statystyczny Rzeczypospolitej Polskiej (Statistical Yearbook of the Republic of Poland)*, Rok LXXII, Zakład Wydawnictw Statystycznych, Warszawa 2012
5. GUS – Główny Urząd Statystyczny: *Ochrona Środowiska – Environment 2012*. Informacje i Opracowania Statystyczne, Zakład Wydawnictw Statystycznych, Warszawa 2012.
6. Szczepańska J., Twardowska I.: III.6 Mining waste. W: *Solid Waste: Assessment, Monitoring and Remediation* (red. I. Twardowska, H.E. Allen, A.A.F. Kettrup, W.J. Lacy). *Waste Manag. Ser.*, 4 (C), Elsevier, Amsterdam, s. 319–385, 2004.
7. Syposz-Luczak B.: *Ocena zagrożenia jakości wód podziemnych w otoczeniu likwidowanych kopalń rud cynku i ołowiu na przykładzie regionów Chrzanowskiego i Olkuskiego*. [Rozprawa doktorska]. Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 2007.
8. Nordsrom D.K.: Hydrogeochemical processes governing the origin, transport and fate of major and trace elements from mine wastes and mineralized rock to surface waters. *Applied Geochemistry*, 26:1777–1791, 2011.
9. Davies H., Weber P., Lindsay Ph., Craw D., Pope J.: Characterization of acid mine drainage in a high rainfall mountain environment, New Zealand. *Science of the Total Environment*, 409:2971–2980, 2011.
10. Cheong Y.-W., Ji S.-W., Ahn J.-S., Yim G.-J., Min D.-S., McDonald L.M.: Seasonal effects of rainwater infiltration on volumetric water content and water quality in mine wastes at the Gyoping mine, South Korea. *Journal of Geochemical Exploration*, 116-117:8-16, 2012.
11. Szczepańska-Plewa J., Twardowska I., Miszczak E.: Wiązanie potencjalnie toksycznych pierwiastków (PTP) w składowiskach odpadów górnictwa węgla kamiennego jako czynnik ochrony środowiska wodnego. *Przeгляд Górnicy* 68:117–124, 2012.
12. Szczepańska-Plewa J., Twardowska I., Stefaniak S., Miszczak E.: Opóźnienie migracji potencjalnie toksycznych pierwiastków (PTP) jako wynik ochrony środowiska wodnego w rejonach deponowania odpadów rud metali. *Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego* 445:661–670, 2011.
13. Twardowska I., Kyzioł J., Avnimelech Y., Stefaniak S., Janta-Koszuta K.: Using abundant waste and natural materials for soil and groundwater protection against contamination with heavy metals: Prospects and areas of application. W: *Soil and Water Pollution Monitoring* (red. I. Twardowska, H.E. Allen, M.M. Häggblom), NATO Science Series, IV. Earth and Environmental Sciences, Vol. 69, Springer, Dordrecht (The Netherlands), s. 231–248, 2006.
14. Twardowska I., Janta-Koszuta K., Miszczak E., Stefaniak S.: Occurrence and binding strength of metals in composted bio-waste and sewage sludge. [W:] *Environmental Engineering III* (Red. L. Pawłowski, M. Dudzińska, A. Pawłowski), CRC Press, Taylor and Francis Group, London, UK, s. 339–350, 2010.
15. Héquet V., Rico P., Lecuyer I., Le Cloirec P.: Removal of Cu²⁺ and Zn²⁺ in aqueous solutions by sorption onto mixed fly ash. *Fuel*, 80:851–856, 2001.
16. Shaheen S.M., Tsadilas C.D.: Influence of fly ash and sewage sludge application on cadmium and lead sorption by an acidic Alfisol. *Pedosphere*, 20:436–445, 2010.
17. Vega F.A., Covelo E.F., Andrade M.L.: Effects of sewage sludge and barley straw treatment on the sorption and retention of Cu, Cd and Pb by coppermine Anthropic Regosols. *Journal of Hazardous Materials*, 169:36–45, 2009.
18. Garrido T., Mendoza J., Arriagada F.: Changes in the sorption, desorption, distribution and availability of copper, induced by application of sewage sludge on Chilean soils contaminated by mine tailings. *Journal of Environmental Sciences*, 24:912–918, 2012.



Kształtowanie probezpiecznych zachowań pracowników górnictwa i ich wpływ na poziom kultury bezpieczeństwa pracy – przykład wdrożenia

Development of safe behaviour of miners and its impact on the work safety level – example

Dr inż. Anna Morcinek-Słota*)

Treść: Przeprowadzone przez autora rozeznanie, w ramach badania poziomu kultury bezpieczeństwa, wykazało, że podejmowanie zachowań ryzykownych w kopalniach węgla kamiennego jest powszechne, a różnorodność takich zachowań jest znaczna. W kopalni „Halemba-Wirek” postawiono sobie za cel podniesienie poziomu kultury bezpieczeństwa poprzez odpowiednio dobrany cykl szkoleń. W tym celu konieczne okazało się określenie bazowego (pierwotnego) poziomu kultury bezpieczeństwa w kopalni. Analizy badań dokonano na podstawie opracowanej ankiety oraz rozmów i wywiadów z pracownikami kopalni „Halemba-Wirek” [2, 8, 9]. Ponadto, dokonano oceny wielkości ryzykownych zachowań za pomocą metody wskaźnikowej opartej na czterech parametrach, tj.: częstości podejmowania ryzykownych zachowań (E), prawdopodobieństwa wystąpienia szkód (P), rodzaju szkód (S) oraz zakresu szkód (Z) oraz obliczono wskaźniki WRZ_{CZ} i WRZ_K . Wykorzystano również opracowaną w ramach pracy [10] metodę i algorytm postępowania przy ocenie poziomu kultury bezpieczeństwa oraz algorytm modyfikacji zachowań ryzykownych. Po odbyciu przez pracowników odpowiednio dobrego cyklu szkoleń, ponownie oceniono poziom kultury bezpieczeństwa i dokonano kolejnej analizy wypadkowości.

Abstract: The results of author's analysis regarding the safety level in mines, revealed that the risky behaviour of miners is common in different shape and form. KWK 'Halemba-Wirek' mine decided to make every effort necessary to increase the level of safety due to proper trainings. In order to succeed, it was necessary to determine the existing level of safety in the mine. The analysis was performed on the basis of a survey, conversations and interviews with KWK 'Halemba-Wirek' workers [2, 8, 9]. Moreover, the evaluation of the magnitude of risky behaviour thanks to the index method based on the following four parameters was prepared: the frequency of risky behaviour occurrence (E), the likelihood of damage occurrence (P), type of damage (S) and scope of damage (Z). After that, the indexes WRZ_{CZ} and WRZ_K were calculated. Alternatively, the method and algorithm of the procedure of assessing the safety level as well as the algorithm of risky behaviour modification were applied. Following the completion of the trainings, the safety level was reassessed and the rate of accidents evaluated again.

Słowa kluczowe:

górnictwo, kultura bhp, analiza wypadkowości, bezpieczeństwo i higiena pracy, ryzyko zawodowe

Key words:

mining industry, industrial safety, rate of accidents, health and safety at work, occupational risk

1. Wprowadzenie

W procesie wdrażania systemu zarządzania bezpieczeństwem pracy duże znaczenie ma kształtowanie kultury bezpieczeństwa, ponieważ osoby koordynujące ten proces powinny zdawać sobie sprawę, iż to właśnie wysoka kultura bezpieczeństwa – kształtowanie bezpiecznych zachowań pracowników – powinno być celem, do którego organizacja musi dążyć. Poziom kultury bezpieczeństwa w przedsiębiorstwie ma bezpośredni wpływ na postawy pracowników w zakresie bezpieczeństwa i ochrony zdrowia. Potwierdziły to liczne badania w zakresie powstawania wypadków, przeprowadzone w ostatnich kilkunastu latach. W kopalni „Halemba-Wirek” postawiono sobie za cel podniesienie poziomu kultury bezpie-

czeństwa poprzez odpowiednio dobrany cykl szkoleń. W tym celu konieczne okazało się określenie bazowego (pierwotnego) poziomu kultury bezpieczeństwa w kopalni. Głównym celem na tym etapie była ocena zależności pomiędzy poziomem kultury bezpieczeństwa a podejmowaniem ryzyka i ryzykownych zachowań oraz powodowaniem wypadków. Analizy badań dokonano na podstawie opracowanej ankiety oraz rozmów i wywiadów z pracownikami kopalni „Halemba-Wirek” [2, 8, 9]. Ponadto, dokonano ocenę wielkości ryzykownych zachowań za pomocą metody wskaźnikowej opartej na czterech parametrach, tj.: częstości podejmowania ryzykownych zachowań E , prawdopodobieństwa wystąpienia szkód P , rodzaju szkód S oraz zakresu szkód Z oraz obliczono wskaźniki WRZ_{CZ} i WRZ_K . Wykorzystano również opracowaną w ramach pracy [10] metodę i algorytm postępowania przy ocenie poziomu kultury bezpieczeństwa oraz algorytm modyfikacji zachowań ryzykownych.

*) Politechnika Śląska, Gliwice

2. Kształtowanie probezpiecznych zachowań pracowników górnictwa

Przeprowadzone rozeznanie, w ramach badania poziomu kultury bezpieczeństwa, wykazało, że podejmowanie zachowań ryzykownych w kopalniach węgla kamiennego jest powszechne, a różnorodność takich zachowań jest znaczna. Sytuacja ta skłania do podjęcia natychmiastowych i radykalnych działań, zmierzających w kierunku eliminacji zachowań niepożądanych z punktu widzenia kierownictwa. Opracowanie strategii pozwalającej na rozwiązanie powyższego problemu wymaga znajomości psychologicznych zasad, technik oraz reguł odnoszących się do skutecznego wpływania na postępowanie człowieka [3, 7].

2.1. Procedura modyfikacji zachowań ryzykownych

Operacyjny plan zwalczania ryzykownych zachowań powinien zawierać procedurę modyfikacji niepożądanego postępowania. W zakresie tym swoje propozycje przedstawili F. Luthansa i R. Krestner [za: 13].

Procedura modyfikacji zachowań niepożądanych:

Etap 1. Identyfikacja niepożądanego zachowania.

Etap 2. Pomiar częstotliwości występowania niepożądanego zachowania w czasie.

Etap 3. Analiza. Ustalenie przyczyn podejmowania i kontynuacji niewłaściwego zachowania.

Etap 4. Interwencja, polega na:

- a) opracowaniu strategii zmiany zachowania;
- b) wdrożeniu tej strategii;
- c) pomiarze częstotliwości nowego zachowania.

Kluczem do zmiany zachowań podwładnego jest zmiana konsekwencji dla zachowań niepożądanych. Nowa strategia powinna nagradzać zachowania pożądane i karać lub ignorować ryzykowne. W tym miejscu warto przypomnieć klasyfikację efektywności działań w zakresie ograniczenia zachowań ryzykownych według Congera [7]:

- a) zablokowanie możliwości podjęcia zachowań ryzykownych;
- b) wprowadzenie zabezpieczeń uniemożliwiających kontakt z energią urazową;
- c) wprowadzenie oznakowania o niebezpieczeństwie;
- d) zaznajomienie pracownika z procedurą bezpiecznego postępowania;
- e) szkolenie – oddziaływanie na świadomość.

Etap 5. Ocena. Kierownik ustala stopień skuteczności całej procedury. Analizuje się nieskuteczne strategie dla stwierdzenia, dlaczego się nie powiodły, albo czy istnieją inne osoby lub sytuacje, w odniesieniu do których mogłyby być właściwe. Skuteczne strategie zachowuje się do ewentualnego przyszłego zastosowania.

2.2. Zasady modyfikacji zachowań ryzykownych

Teoria modyfikacji zachowań opiera się na prawie skutku: „Kierownictwo zakładu dostaje zwykle to co nagradza, a nie to, czego chce i do czego dąży”. Zachowania dostarczające satysfakcji, nagrody, zadowolenia (np. mniejszy wysiłek, wyższy zarobek, uznanie itp.) są wzmacniane i istnieje duże prawdopodobieństwo, że zostaną powtórzone w przyszłości. Zachowania o konsekwencjach negatywnych ulegają redukcji. Można zatem stwierdzić, iż częstość konkretnych zachowań zarówno pozytywnych, jak i negatywnych jest uzależniona od ich bezpośrednich skutków.

Proces modyfikacji zachowań będzie się zatem przedstawiać następująco:

Bodziec – Reakcja niepożądana – Konsekwencje negatywne – Reakcja pożądana

Jak z tego wynika, przełożony dążąc do modyfikacji zachowań powinien zmienić ich konsekwencje. Żeby wpłynęły one na zmianę postępowania, konieczne jest jednak, aby wyraźnie wynikały z określonego postępowania, co oznacza, że zarówno kary, jak i nagrody powinny być skutkiem natychmiastowym. Jednym z powodów, dla których proces modyfikacji kończy się fiaskiem, jest zbytne oddalenie wzmocnień lub kar od działań podwładnego [5, 6].

2.3. Techniki modyfikacji zachowań ryzykownych

Najbardziej popularnymi technikami modyfikacji zachowań są: nagradzanie, uczenie unikania, wygaszanie i karanie [1, 5, 6].

Nagradzanie

Stosowanie nagród stanowi pozytywne wzmocnienie zachowań pożądanych. Technika ta może być skuteczna, pod warunkiem dostosowania nagród do preferencji pracownika. Mogą to być pochwały, awans, pieniądze, uznanie, skierowanie do bardziej atrakcyjnych zadań itp. Istotne jest tutaj zrozumienie, że pozytywne wzmocnienia są różne dla różnych osób. Dlatego też opracowany system nagradzania powinien odpowiadać wszystkim członkom grupy roboczej, oddziału, zakładu.

Uczenie unikania

Technikę tę stosuje się wówczas, gdy celem oddziaływań jest wypracowanie u pracownika chęci unikania nieprzyjemnych konsekwencji. Większość zachowań społecznych opiera się na uczeniu unikania, np. ludzie uczą się ostrożnie prowadzić samochód, by uniknąć wypadku. Pracownik powinien pracować bezpiecznie, by nie doznać obrażeń lub nie spowodować strat materialnych. Zapoznanie pracownika z poziomem ryzyka, które podejmują postępując w konkretnej sytuacji niezgodnie z procedurą oraz wielkością możliwych konsekwencji, powinno doprowadzić do pożądanych efektów w zakresie unikania zachowań niezgodnych z formalnymi normami bezpieczeństwa.

Wygaszanie

Celem techniki wygaszania jest redukcja zachowań ryzykownych. Polega ona na braku wzmocnienia po zachowaniu niepożądanym. Zachowanie, które jest ignorowane, z czasem zanika. Metoda ta ma szczególne znaczenie w przypadku modyfikacji postępowania wpływającego z chęci popisania się lub zdobycia uznania poprzez wykazanie się „szczególną odwagą”.

Karanie

Kary są stosowane w celu zmiany niewłaściwego zachowania za pomocą negatywnych konsekwencji. Najczęstszymi karami są w miejscu pracy: ostra krytyka, nagana, potrącenie płac, degradacja, skierowanie do mniej atrakcyjnych zadań, ograniczenie swobody pracownika itd.

2.4. Reguły stosowania technik modyfikacji zachowań ryzykownych

Jak wynika z praktyki, najskuteczniejszą metodą modyfikacji zachowań jest wzmocnienie pozytywne. Stosowanie kar jest uważane, z psychologicznego punktu widzenia, za posiadające wyłącznie zdolność blokowania niewłaściwego postępowania i to zaledwie na krótki czas. Kara wskazuje pracownikowi, czego nie należy robić, nic nie mówi jednak o tym, co robić należy [14].

Reguły stosowania technik modyfikowania zachowań:

Reguła 1. Nie nagradzać wszystkich jednakowo. Nagrody

skutecznie wzmacniają zachowanie, gdy są stosowane sporadycznie i wynikają z faktycznych zasług.

Reguła 2. Brak reakcji może również modyfikować zachowanie, i to zarówno w sensie pozytywnym, jak i negatywnym. Brak pochwały, w sytuacji gdy pracownik na to zasługuje, może spowodować zmianę w kierunku braku starań o bezpieczeństwo w przyszłości. Natomiast brak reakcji, w przypadku gdy pracownik ryzykuje dla wzbudzenia uznania za odwagę, może doprowadzić do wygaszenia tego typu postępowania.

Reguła 3. Należy poinformować podwładnych o tym, co powinni zrobić, by uzyskać nagrodę.

Reguła 4. Nie należy udzielać kary pracownikowi w obecności innych. Nagana może być skutecznym sposobem eliminacji zachowań niepożądanych, jednakże udzielana publicznie upokarza pracownika i może wywołać niechęć u wszystkich członków grupy roboczej wobec przełożonego.

Reguła 5. Sprawiedliwość. Konsekwencje powinny być zawsze odpowiednie do zachowań.

Wracając od teorii do praktyki, wydaje się, iż w sytuacji panującej w większości kopalń zastosowanie wyżej wymienionych metod modyfikacji zachowań ryzykownych powinno być poprzedzone działaniami organizacyjnymi dotyczącymi:

- poprawy organizacji pracy,
- wyposażenia dozoru w instrumenty umożliwiające wpływ na postępowanie członków załogi, a tym samym na modyfikację niepożądanych zachowań,
- przeszkolenia dozoru w zakresie stosowania procedury modyfikacji zachowań oraz wyposażenia tej grupy zawodowej w informacje na temat psychologicznych prawidłowości, metod oraz technik obowiązujących w procesie kształtowania zachowań pozytywnych, jak również reguł wyznaczających ich efektywność [5, 14].

Ponadto kształtowaniu bezpiecznych zachowań pracowników sprzyjają:

- pozytywna ocena intencji, preferencji oraz działań kierownictwa w zakresie kształtowania bezpieczeństwa pracy, formułowana przez załogę,
- propagowanie pożądaných wzorów zachowań poprzez mówienie o tym, jak powinien postępować każdy pracownik,
- odpowiednia propaganda wizualna i foniczna promująca podejmowanie bezpiecznych zachowań,
- podejmowanie działań w zakresie kształtowania i modyfikacji postaw pracowników (rodzaj działań powinien być dostosowany do treści artykułowanych przez załogę przekonań i formułowanych ocen dotyczących stosowania norm formalnych) [7, 14].

3. Ocena poziomu kultury bezpieczeństwa pracy w kopalni węgla kamiennego

Przyjmuje się, iż każde przedsiębiorstwo zróżnicowane jest pod względem kultury bezpieczeństwa. N. Pidgeon [11] uważa, że istnieją określone właściwości kultury bezpieczeństwa skorelowane z wysokim poziomem bezpieczeństwa funkcjonowania przedsiębiorstwa oraz takie jej cechy, które zwiększają prawdopodobieństwo katastrof, wypadków, chorób zawodowych, awarii oraz strat materialnych. N. Pidgeon, definiując kulturę bezpieczeństwa przyjął, iż tworzą ją następujące elementy [11]:

- system wartości,
- postawy wobec problemów bezpieczeństwa, zagrożeń i ryzyka,
- normy społeczne,
- reguły zachowania,
- refleksyjność w znaczeniu zdolności przedsiębiorstwa do uczenia się na własnych błędach.

Tak opracowane zestawy właściwości nazwał wskaźnikami kultury bezpieczeństwa.

W niniejszym artykule opisano podjętą, zgodnie z pracą [10], próbę oceny poziomu kultury bezpieczeństwa pracy pracowników na podstawie następujących elementów i wskaźników, które ją charakteryzują:

- pozycja zdrowia i rodziny w hierarchii wartości autotelicznych,
- pozycja bezpieczeństwa w hierarchii wartości pracy,
- postawa wobec stosowania formalnych norm bezpieczeństwa,
- akceptowane wzory zachowań preferowane przez pracowników i dozór kopalni,
- wielkość ryzyka przejawiająca się w zachowaniach podejmowanych przez pracowników,
- wskaźnik częstości wypadków na 1000 osób zatrudnionych W_z .

W celu zobrazowania procedury oceny poziomu kultury bezpieczeństwa w kopalni węgla kamiennego opracowano algorytm oceny poziomu kultury bezpieczeństwa pracy (rys. 1).

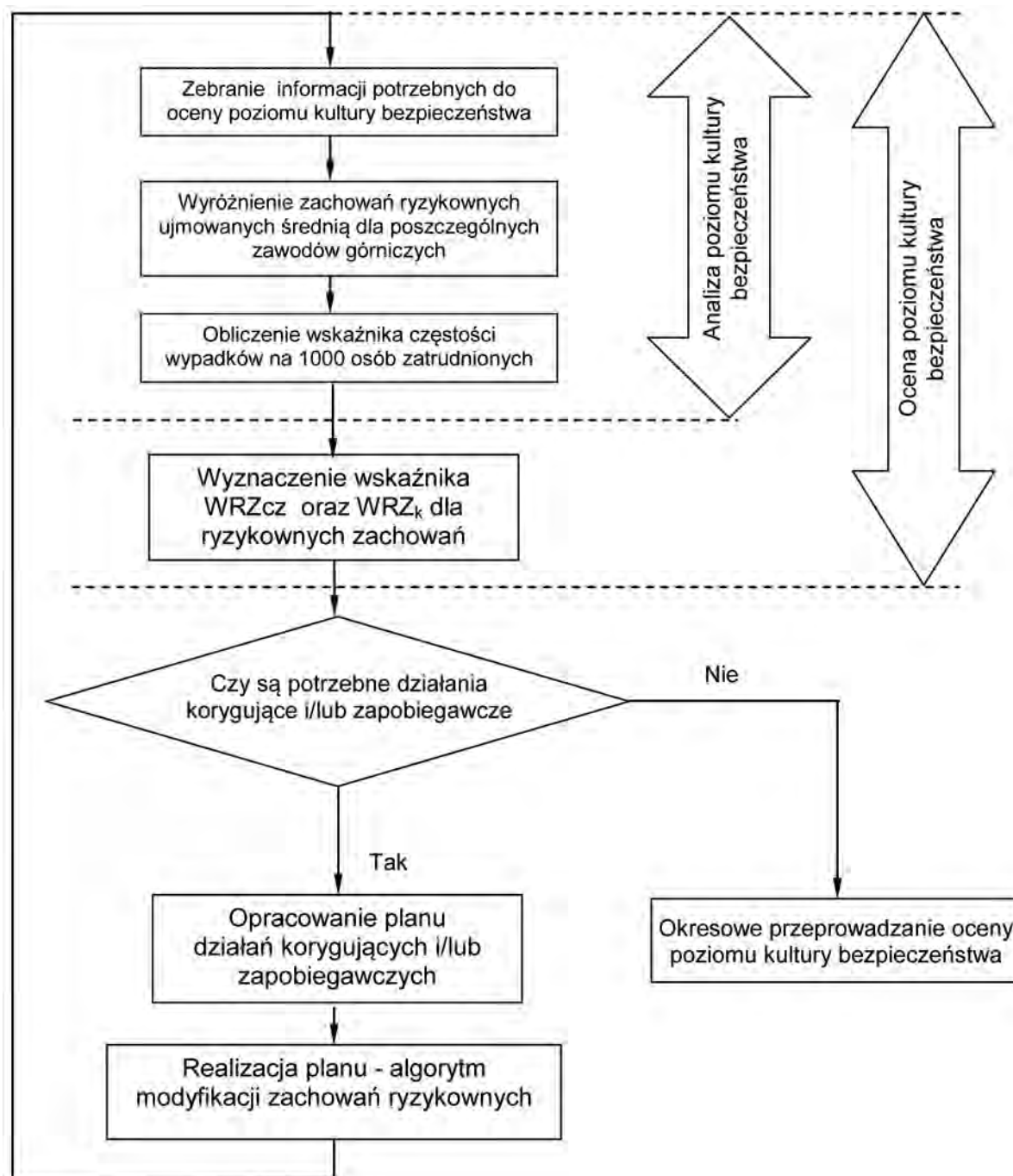
Za pomocą schematu blokowego przedstawiono procedurę oceny poziomu kultury bezpieczeństwa. Uwzględniono w nim dwa etapy. Pierwszy obejmuje analizę poziomu kultury bezpieczeństwa, natomiast drugi dotyczy oceny poziomu kultury bezpieczeństwa. W etapie pierwszym wykorzystujemy dane zebrane podczas badań ankietowych oraz dokonane analizy wypadkowości. W etapie drugim dokonujemy oceny poziomu kultury bezpieczeństwa na podstawie wyznaczonych wskaźników WRZ_{cz} i WRZ_k [10]. Następnie określamy, czy są potrzebne działania korygujące. Jeśli tak, to opracujemy plan działań korygujących i zapobiegawczych oraz przystępujemy do realizacji tego planu, czyli do czynności zawartych w algorytmie modyfikacji zachowań ryzykownych (rozdział 4). Jeśli żadne działania nie są potrzebne, to ocenę poziomu kultury bezpieczeństwa przeprowadzamy okresowo. Ponieważ przyjęto [10], iż kultura bezpieczeństwa należy do podstawowych celów zarządzania bezpieczeństwem pracy w przedsiębiorstwie, więc bez wzrostu świadomości kierownictwa i pracowników w zakresie organizowania bezpiecznych i higienicznych warunków pracy trudno sobie wyobrazić sprawny i skuteczny system zarządzania bhp. Dlatego też algorytm oceny poziomu kultury bezpieczeństwa był wzorowany na procedurach oceny ryzyka zawodowego. Może być też dzięki temu zintegrowany z systemem zarządzania bezpieczeństwem pracy [4, 12, 15].

4. Priorytetowe zadania w zakresie podwyższania poziomu kultury bezpieczeństwa pracy załogi górniczej

Jeżeli aktualny stan podstawowych elementów kultury bezpieczeństwa pracowników badanej kopalni nie gwarantuje osiągnięcia wysokiej efektywności w zakresie zarządzania bezpieczeństwem, konieczne jest wyznaczenie im takich zadań, których realizacja umożliwi podwyższenie poziomu kultury bezpieczeństwa załogi.

Do priorytetów w tym zakresie można zaliczyć następujące zagadnienia:

- podwyższenie pozycji bezpieczeństwa w hierarchii wartości pracy załogi poprzez promocję bezpieczeństwa połączone z wysoko cenionymi wartościami autotelicznymi i wartościami pracy, a w tym: zaangażowanie i działanie kierownictwa w sprawy bhp, rozwiązywanie problemów, system motywacji, informowanie o skutkach i kosztach wypadków itp.,
- zmiana postaw pracowników wobec stosowania formalnych norm bezpieczeństwa, wpływających na



Rys. 1. Algorytm postępowania przy ocenie poziomu kultury bezpieczeñstwa [10]

Fig. 1. Algorithm of conduct for the assessment of safety level [10]

zmianę poglądów dotyczących: zasadności przeszkód w dostosowaniu się do wymogów formalnych norm bezpieczeństwa, prymatu zachowań zdroworozsądkowych nad wskazania formalnych norm bezpieczeństwa (zdrowy rozsądek tak, ale nie zamiast norm formalnych), negatywnego związku między dostosowaniem się do wymogów norm a efektywnością produkcji, braku racjonalności norm w kontekście realistycznych warunków występujących na stanowiskach pracy w kopalni, postrzegania norm jako utrudnienia w realizacji zadań, uznania metod wypracowanych przez pracowników za lepsze od wskazywanych przez normy formalne,

- c) podwyższenia poziomu bezpieczeństwa akceptowanych wzorów zachowań poprzez: promocje wzorów zgodnych z modelem zachowań bezpiecznych, szkolenia pracowników odnośnie do ryzyka i skutków ryzykownych zachowań,
- d) eliminacji ryzyka w zachowaniach pracowników – zagadnienia określone w pkt. a+c, jak również przez: opracowanie szczegółowego wykazu przyczyn podejmowania ryzyka oraz jego tolerowania przez osoby dozoru w powiązaniu z konkretnymi ryzykownymi zachowaniami, konstruowanie i realizowanie procedur modyfikacji ryzykownych zachowań, szkolenie pracowników na temat zagrożeń oraz umiejętności radzenia sobie w ryzykownej sytuacji.

W celu zobrazowania procedury modyfikacji zachowań ryzykownych, omówionej szczegółowo w rozdziale 1, opracowano algorytm modyfikacji zachowań ryzykownych (rys. 2). W algorytmie przyjęto założenia w klasyfikacji efektywności działań w zakresie ograniczenia zachowań ryzykownych wg Congera [7].

5. Przykład wdrożenia

W kopalni „Halemba-Wirek” postawiono sobie za cel podniesienie poziomu kultury bezpieczeństwa poprzez odpowiednio dobrany cykl szkoleń. W tym celu konieczne okazało się określenie bazowego (pierwotnego) poziomu kultury bezpieczeństwa w kopalni. Specjalną ankietę wypełniło ponad 75 % zatrudnionej pod ziemią załogi [2]. Ankieta dotyczyła obszarów utożsamianych z kulturą bezpieczeństwa, a mianowicie pozwoliła na określenie: wartości autotelicznych i wartości pracy, postaw wobec formalnych norm bezpieczeństwa, związku norm bhp z wynikami pracy i powodowaniem wypadków, rodzaju zachowań ryzykownych i przyczyn ich podejmowania, a także akceptowanych wzorów zachowań wśród pracowników [8]. Między innymi na tej podstawie obliczono wskaźniki, które pozwoliły na ocenę poziomu kultury bezpieczeństwa pracy oraz umożliwiły identyfikację obszarów, które wymagają poprawy lub wzmocnienia. Głównym celem na tym etapie była ocena zależności pomiędzy poziomem kultury bezpieczeństwa a podejmowaniem ryzyka i ryzykownych zachowań oraz powodowaniem wypadków. Jak już wcześniej wspomniano analizy badań dokonano na podstawie opracowanej ankiety oraz rozmów i wywiadów z pracownikami kopalni „Halemba-Wirek”. Ponadto, dokonano oceny wielkości ryzykownych zachowań za pomocą metody wskaźnikowej opartej na czterech parametrach, tj.: częstotliwości podejmowania ryzykownych zachowań E , prawdopodobieństwa wystąpienia szkód P , rodzaju szkód S oraz zakresu szkód Z oraz obliczono wskaźniki WRZ_{cz} i WRZ_k . Wykorzystano również metodę i algorytm postępowania przy ocenie poziomu kultury bezpieczeństwa (rys. 1) oraz algorytm modyfikacji zachowań ryzykownych (rys. 2). Wyniki niektórych badań przedstawiono poniżej. Należy zauważyć,

że według ankietowanych, głównymi przyczynami braku dostosowania się pracowników do wymogów formalnych norm bezpieczeństwa były: negatywny wpływ na wyniki produkcji, negatywny wpływ na wydajność pracy, niskie zarobki, negatywny wpływ na zakres swobody i inicjatywy w pracy, samo wykonanie normy nie zgodne z rzeczywistością pracy na dole, uznanie zachowań zdroworozsądkowych nad wymogami normy, utrudnienia w realizacji zadań wynikające z konieczności stosowania norm, negatywny wpływ na tempo pracy, uznanie, iż metody wypracowane przez pracowników są lepsze od tych ujętych w normach, stanowią przeszkody w terminowym wykonaniu danej czynności (rys. 3, 4, 5).

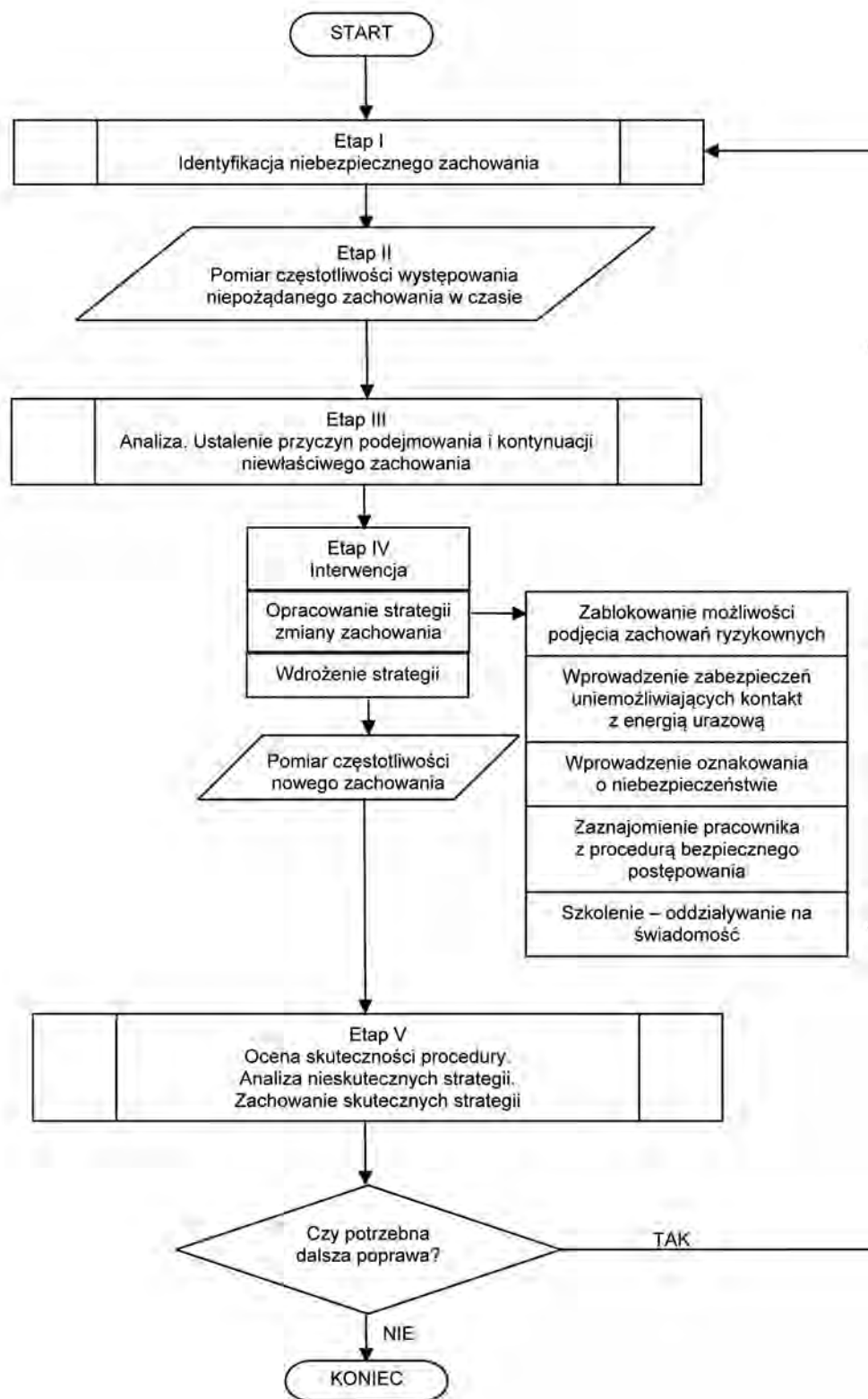
Mianem ryzykownych określono zachowania sprzeczne z obowiązującymi formalnymi normami bezpieczeństwa pracy – przepisami, procedurami, instrukcjami. Na potrzeby opracowania przedstawiono 10 spośród ponad 30 odnotowanych najczęściej podejmowanych ryzykownych zachowań przez pracowników kopalni „Halemba-Wirek”, które zostały wykorzystane przy opracowywaniu specjalnego planu szkoleń. Najczęściej podejmowane ryzykowne zachowania to: niezgodne z przepisami poruszanie się po drogach przewozowych, przebywanie lub poruszanie się na trasach transportowych w czasie prowadzenia transportu, jazda prędkością niedostosowaną do przewozu ludzi, posługiwanie się urządzeniami lub narzędziami w złym stanie technicznym, używanie nieprawidłowych narzędzi, czyszczenie przenośnika taśmowego w ruchu, przechodzenie przez przenośniki taśmowe, zgrzeblowe w miejscach niedozwolonych, niestosowanie ochron osobistych, lekceważenie przepisów BHP obowiązujących na terenie kopalni, praca pod wpływem alkoholu.

Powyższe zestawienie wskazuje, iż ryzykowne zachowania podejmowane były najczęściej w przewozie i transporcie. Ponadto dotyczą również posługiwanie się nieprawidłowymi lub niesprawnymi urządzeniami i narzędziami (co może być związane z kondycją ekonomiczną kopalni oraz niedostatkami organizacji pracy) oraz lekceważenia przepisów BHP obowiązujących w kopalni w tym: niestosowanie ochron osobistych, jak również praca pod wpływem alkoholu.

Według ankietowanych głównymi przyczynami podejmowania ryzykownych zachowań były: odgórne naciski na szybkie wykonanie zadania, nierealne terminy wykonania zadania, błędy w organizacji pracy, brak narzędzi lub urządzeń, nieprzewidywalna, nietypowa sytuacja, niedostosowanie norm do rzeczywistego czasu wykonania zadań, przepisy i procedury niedostosowane do zadań i warunków pracy na dole, brak możliwości wyboru zachowań bezpiecznych w efekcie stosowanej techniki lub technologii, w celu ułatwienia lub ulepszenia sobie pracy, brak koncentracji, pośpiech, rutyna, bezmyślność, przemęczenie, stres, nerwy, mobbing, zbyt duże nakłady pracy, a niewystarczająca liczba ludzi, zastraszanie pracowników przez przełożonego.

Oszacowanie poziomu ryzykownych zachowań polegało na przypisaniu określonym czynnościom niebezpiecznym odpowiedniej wagi E , P , S i Z . Wagi te zostały przyznane na podstawie ankiety eksperckiej przeprowadzonej wśród kadry działu bhp kopalni. Znając powyższe parametry, można określić wskaźnik ocen cząstkowych dla poszczególnych ryzykownych zachowań WRZ_{cz} , a następnie wyznaczyć wskaźnik końcowy WRZ_k . Określenie wskaźnika WRZ_k pozwala na wartościowanie ryzykownych zachowań według przyjętej skali, którą przedstawiono w tablicy 1.

Wyliczony wskaźnik ryzykownych zachowań dla pracowników kopalni „Halemba-Wirek” przed zastosowaniem specjalnego cyklu szkoleń wyniósł 71,3. Porównując ten wynik z przyjętą skalą (tabl. 1), można stwierdzić, iż niebezpieczne zachowania podejmowane przez pracowników kwalifikują się do kategorii wysoko ryzykownych. Należy zatem w takim

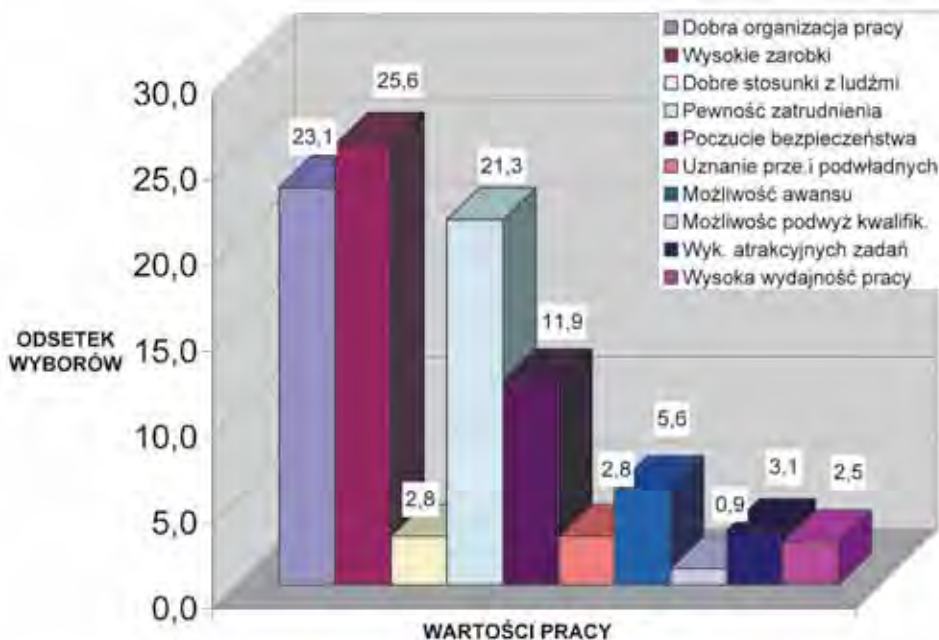


Rys. 2. Algorytm procedury modyfikacji zachowań ryzykownych [10]

Fig. 2. Algorithm of procedure for risky behaviour modification [10]



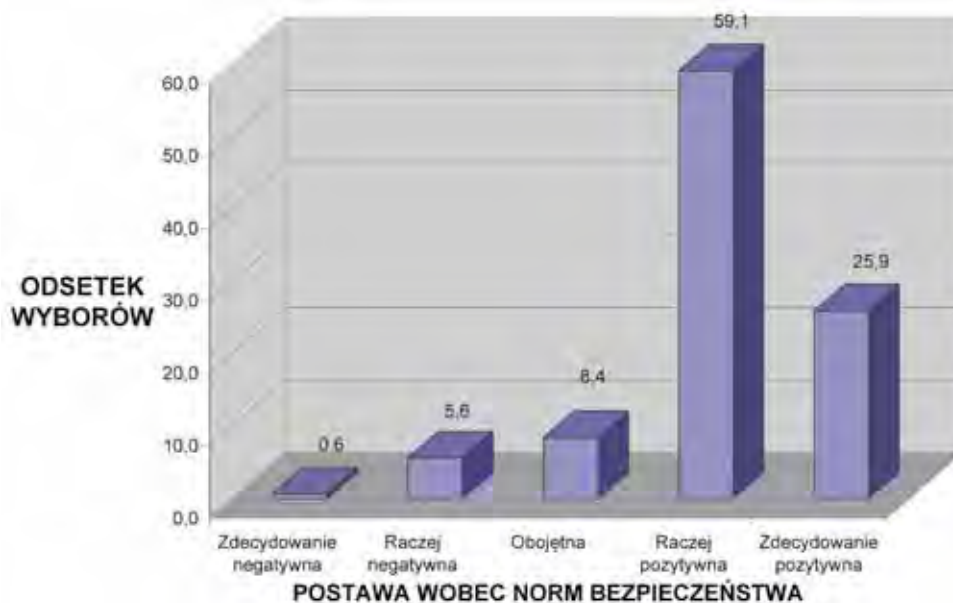
Rys. 3. Procentowy udział wartości autotelicznych
 Fig. 3. Percentage of autotelic values



Rys. 4. Procentowy udział wartości pracy
 Fig. 4. Percentage of work value

Tablica 1. Wartościowanie ryzykownych zachowań
 Table 1. Valuation of risky behaviour

Wartość wskaźnika WRZ_k	Kategoria ryzykownych zachowań
0 – 1	Akceptowalne
1,1 – 5	Bardzo małe
5,1 – 10	Małe
10,1 – 50	Średnie
50,1 – 100	Wysokie
100,1 – 500	Bardzo wysokie
500,1 – 1000	Ekstremalne
Ponad 1000	Niedopuszczalne



Rys. 5. Postawa wobec stosowania norm bezpieczeństwa
Fig. 5. Attitude towards the application of safety standards

przypadku dążyć do zredukowania ich co najmniej do kategorii średnio ryzykownych. I takie właśnie działania podjęto w kopalni „Halemba-Wirek”.

W dalszej kolejności stworzono program odpowiednio dobranych szkoleń, które objęły całą zatrudnioną załogę. Po zakończeniu tego cyklu (pod koniec 2011 roku) ponownie przeprowadzono ocenę poziomu kultury bezpieczeństwa w kopalni „Halemba-Wirek”. Prowadzone szkolenia skupiały się przede wszystkim na tematyce związanej z ryzykiem zawodowym, organizacją pracy oraz bezpieczeństwem na stanowiskach pracy. Wyliczony wskaźnik ryzykownych zachowań dla pracowników kopalni „Halemba-Wirek” po zastosowaniu specjalnego cyklu szkoleń wyniósł 48,9. Porównując ten wynik z przyjętą skalą (tabl. 1), można stwierdzić, iż niebezpieczne zachowania podejmowane przez pracowników kwalifikują się już tym razem do kategorii średnio ryzykownych.

Dzięki szkoleniom, w których zostały wzmocnione obszary problemowe wytypowane podczas badań wstępnych, udało się podnieść poziom kultury bezpieczeństwa wśród zatrudnionej załogi (z kategorii zachowań wysoko ryzykownych do kategorii średnio ryzykownych). Wdrożenie przedmiotowego rozwiązania ma charakter długofalowy i będzie kontynuowane w kolejnych latach. Badanie kultury bezpieczeństwa pracy to również jeden ze sposobów oceny stanu bezpieczeństwa oraz zaangażowania pracowników, a także okazją do propagowania pewnych idei i wartości w zakładach górniczych. Pozytywna i wysoka kultura bezpieczeństwa pracowników górnictwa przyczynia się tym samym do ograniczenia wypadkowości i zachorowalności zawodowej.

6. Podsumowanie

Specjalnie opracowaną ankietę wypełniło ponad 75 % zatrudnionej pod ziemią załogi. Ankieta dotyczyła obszarów utożsamianych z kulturą bezpieczeństwa, a mianowicie pozwoliła na określenie: wartości autotelicznych i wartości pracy, postaw wobec formalnych norm bezpieczeństwa, związku norm bhp z wynikami pracy i powodowaniem wypadków, ro-

dzaju zachowań ryzykownych i przyczyn ich podejmowania, a także akceptowanych wzorów zachowań wśród pracowników. Dzięki temu dokonano identyfikacji obszarów, które wymagają poprawy lub wzmocnienia. Na tej podstawie opracowano, wraz z kierownictwem działu BHP, specjalny cykl szkoleń, którym objęto całą zatrudnioną pod ziemią załogę (blisko 3000 pracowników). W szkoleniach tych szczególną uwagę osoby szkolące przykładają do wzmocnienia bodźców w wytypowanych obszarach problemowych. Wdrożenie opracowanej koncepcji przyczyniło się bezpośrednio do podniesienia bezpieczeństwa pracującej „na dole” załogi. Dowodem na poprawę stanu bhp jest statystyka wypadkowa. Porównując wypadkowość w kopalni w latach 2010 i 2011 stwierdzono, że liczba wypadków w roku 2011 zmalała o 25 %. Udało się podnieść poziom kultury bezpieczeństwa wśród zatrudnionej załogi (z kategorii zachowań wysoko ryzykownych do kategorii średnio ryzykownych). Przedstawione rozwiązanie zaczęło wdrażać w kopalni „Halemba-Wirek” w pierwszym kwartale 2011 roku, kiedy to przeprowadzono badania ankietowe dotyczące poziomu kultury bezpieczeństwa pracy. Cykl specjalnie opracowanych szkoleń realizowano w roku 2011 i jest kontynuowany do chwili obecnej. W roku 2012 liczba pracowników objęta nowym typem szkoleń to 3000 osób. Wdrożenie przedmiotowego rozwiązania ma charakter długofalowy i będzie kontynuowane w kolejnych latach. Sama idea doboru cyklu szkoleń, ich formy i sposobu realizacji to temat osobnego opracowania, którego współautorem będzie kierownictwo działu BHP i Szkolenia kopalni „Halemba-Wirek”.

Poziom kultury bezpieczeństwa w przedsiębiorstwie ma bezpośredni wpływ na postawy pracowników w zakresie bezpieczeństwa i ochrony zdrowia. Potwierdziły to liczne badania dotyczące powstawania wypadków, przeprowadzone w ostatnich kilkunastu latach. Wykazały one, iż mechanizmy kulturowe odgrywają zasadniczą rolę w występowaniu wielkich katastrof przemysłowych oraz wiążą się ze wskaźnikami wypadkowości i liczbą chorób zawodowych w przedsiębiorstwach, a także w całym społeczeństwie. W opracowanym rozwiązaniu uzyskano efekt znacznego podwyższenia kultury bezpieczeństwa. Właściwością wysokiej kultury bezpieczeństwa pracy jest „nieakceptacja”

dużego ryzyka. Skutkiem takiej „nieakceptacji” jest wycofanie się z zagrażającej sytuacji lub zredukowanie ryzyka. Redukcja ryzyka może być dokonana albo przez zmianę warunków środowiska lub technologii, albo też w sytuacji braku możliwości dokonania zmiany poprzez obniżenie wielkości ryzyka.

Przeprowadzona ocena kultury bezpieczeństwa pracy umożliwiła zatem identyfikację obszarów, które wymagają poprawy lub wzmocnienia. Następnie zostało to wykorzystane w trakcie tworzenia programów profilaktycznych (cyklu szkoleń) i ostatecznie do oceny ich skuteczności.

Przeprowadzone badanie kultury bezpieczeństwa pracy to również jeden ze sposobów oceny stanu bezpieczeństwa oraz angażowania pracowników, a także okazja do propagowania pewnych idei i wartości w zakładach pracy.

Rozwiązanie opisane w niniejszym artykule uzyskało wyróżnienie w 40. edycji Ogólnopolskiego Konkursu Poprawy Warunków Pracy w kategorii rozwiązań technicznych i organizacyjnych zastosowanych w praktyce.

Literatura

1. *Hall Calvin S., Gardner L., Campbell John B.*: Teorie osobowości. Wyd. PNW, Warszawa 2006.
2. *Jurkiewicz G., Morcinek A., Słota K., Słota Z.*: Ryzyko i ryzykowne zachowania – badania ankietowe wstępem do określenia poziomu kultury bezpieczeństwa ratowników górniczych. Polski Kongres Górniczy – Kongres Górnictwa Podziemnego. Gliwice 2010.
3. *Koźmiński A., Piotrkowski W.*: Zarządzanie. Teoria i praktyka. Wyd. PWN, Warszawa 1995.
4. *Krzemień S., Krause M.*: Propozycja oceny ryzyka zawodowego w kopalni. Wiadomości Górnicze, nr 3/2000, s. 133÷140.
5. *Martyka J.*: Przygotowanie ludzi do bezpiecznej pracy. Materiały konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej 1997. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków 1997, s. 605÷620.
6. *Martyka J.*: Motywacyjna rola procesu zarządzania bezpieczeństwem. Wyd. GIG, Katowice 1999.
7. *Martyka J.*: Kształtowanie próbebezpiecznych zachowań górników. „Strategia poprawy bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego”. Wyd. GIG, Katowice 2001, s. 355÷382.
8. *Morcinek A.*: Kultura bezpieczeństwa pracy pracowników kopalń podziemnych – badanie i wstęp do oceny. Górnictwo Zrównoważonego Rozwoju 2009. Politechnika Śląska. Gliwice 2009.
9. *Morcinek A., Słota K., Słota Z.*: Kultura bezpieczeństwa pracy w kopalni węgla kamiennego i jej wpływ na powstawanie wypadków. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2010. Kraków 2010.
10. *Morcinek-Słota A.*: Identyfikacja i ocena postaw oraz ryzykownych zachowań pracowników kopalń węgla kamiennego jako elementów kultury bezpieczeństwa pracy. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2012.
11. *Pidgeon N.*: Safety culture and risk management in organizations. Journal of Cross – Cultural Psychology 22, 1991, s. 129÷140.
12. PN -N -18002: 2000 Ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego.
13. *Stoner J.*: Kierowanie. Wyd. PWN, Warszawa 1994.
14. *Studenski R.*: Przystosowanie człowieka do wymagań pracy. Psychologiczny model efektywności pracy. Wyd. PWN, Warszawa 1991.
15. Ustawy i rozporządzenia prawne dotyczące oceny ryzyka zawodowego.



Analiza możliwości wykorzystania technologii ICT w kopalniach węgla kamiennego

Analysis of the possibility of ICT technology application in hard coal mines

Dr inż. Marta Sukiennik^{*)}

Treść: W ramach artykułu przedstawiono ideę i zastosowanie technologii ICT w polskim przemyśle górniczym, zaprezentowano rozwiązania wykorzystujące infrastrukturę ICT, jakie są obecne w polskim przemyśle wydobywczym, przedstawiono potrzeby i problemy badaczy zajmujących się modelowaniem wydobycia węgla kamiennego oraz dokonano analizy potrzeb środowiska, w zakresie funkcjonalności wykorzystania technologii ICT w polskim górnictwie węgla kamiennego.

Abstract: This paper presents the conception and application of ICT technology in the Polish mining industry, applied solutions based on ICT infrastructure, needs and problems which researches have to face in the process of hard coal exploitation modelling as well as the analysis of environmental demands in the field of the applicability level of ICT technology in Polish mining industry.

Słowa kluczowe:

ICT, kopalnie węgla kamiennego

Key words:

ICT, hard coal mines

1. Technologie ICT – idea i zastosowanie

Pojęcie technologii ICT obejmuje szeroki zakres wszystkich technologii umożliwiających przesyłanie informacji. Skrót ICT pochodzi z angielskiego: *Information and Communication Technologies*. Bazując na tych słowach, można przyjąć stwierdzenie, że technologie ICT to w zasadzie codzienność, bowiem otaczająca nas rzeczywistość dostarcza ogromnej liczby informacji oraz oczekuje od nas komunikacji. Zarówno do odebrania, jak i „działania” na informacji, wykorzystujemy technologie, aby coraz szybciej i lepiej operować na tych elementach.

W zakres pojęciowy technologii ICT wchodzi wiele mediów, które pozwalają na komunikację. Możemy tu wyodrębnić trzy podgrupy mediów.

Pierwsza, zwana komunikacyjną, to powszechnie już znane i wykorzystywane media, takie jak Internet, sieci bezprzewodowe, sieci bluetooth, telefonia stacjonarna, komórkowa, satelitarna, technologie komunikacji dźwięku i obrazu, radio, telewizje.

Drugą grupę stanowią media umożliwiające zapis informacji, czyli pamięci przenośne, dyski twarde, dyski CD/DVD, taśmy. W zasadzie postęp technologiczny w tym zakresie jest tak szybki, że nieustannie pojawiają się coraz to nowsze i bardziej trwałe nośniki informacji. Nośnikiem danych jest również kod DNA. Pamięć DNA stanowi potencjalnie bardzo pojemny nośnik. W materiale DNA o wadze jednego grama można zmagazynować około 700 terabajtów danych.

Trzecią grupę stanowi sprzęt, umożliwiający przetwarzanie informacji, czyli komputery osobiste, serwery, klastry, sieci komputerowe. W tym zakresie również obserwujemy sukcesywny rozwój.

Jednym z najnowszych rozwiązań ICT jest tak zwany *cloud computing*. W *cloud computingu* przedsiębiorstwo na bieżąco określa, z jakiego sprzętu i jakich zasobów będzie korzystać. Docelowo przedsiębiorstwo może być obsługiwane w usłudze *cloud computing* z rozrzuconych geograficznie miejsc i zainstalowanych aplikacji. Nie zmienia to jednak w żaden sposób możliwości dostępu do danych firmy czy też realizacji procesów. Funkcjonalność „chmury” jest rozumiana jako usługa oferowana przez dane oprogramowanie oraz konieczną infrastrukturę. Oznacza to eliminację konieczności zakupu licencji lub konieczności instalowania i administracji oprogramowaniem. Model „chmury obliczeniowej” historycznie wiąże się z przetwarzaniem w sieci grid, gdzie wiele systemów udostępnia usługi, korzystając z podłączonych zasobów, z tą różnicą, że w chmurze obliczeniowej mamy do czynienia z wykorzystaniem zgromadzonych zasobów dla potrzebami usługobiorcy.

W Polsce wykorzystanie technologii ICT wydaje się być w początkowej fazie rozwoju. Atrakcyjność Polski w tym zakresie nie maleje, czego dowodzą nieustannie nowe inwestycje. Według danych, spośród projektów informatycznych zrealizowanych w Polsce, 21 zaliczało się do kategorii Customer Contact Centres (centra obsługi klienta), a 37 do kategorii Shared Services Centres (centra usług wspólnych). Łącznie na świecie zrealizowano 847 inwestycji pierwszego rodzaju, w tym po 11 w Czechach i na Węgrzech, a 481 dru-

^{*)} AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

giego typu, w tym 20 w Czechach i 25 na Węgrzech. Polska znalazła się także na wysokim, bo na 5 miejscu wśród krajów rozwiniętych ze względu na dynamikę rozwoju rynku telefonii komórkowej, a także na 7 miejscu ze względu na wzrost eksportu dóbr ICT w latach 1998÷2007 [5].

2. Rozwiązania w zakresie wykorzystania ICT w przemyśle wydobywczym

Górnictwo jest specyficzną gałęzią przemysłu, zarówno w Polsce, jak i na świecie. Konieczność wydobywania produktu z głębi Ziemi sprawia, że branża ta musi być obudowana techniką i technologią. Konieczne jest zatem stosowanie nowoczesnych rozwiązań, również z zakresu ICT. Projektowanie i tworzenie takich rozwiązań, zarówno w rozwoju sprzętu, jak i oprogramowania, koncentruje się w regionach państw najbardziej rozwiniętych. Przykładem jest Dolina Krzemowa w Kalifornii w USA, która od połowy XX wieku jest światowym centrum technologii informacyjnych. Podobne centra można zaobserwować także w innych krajach, np. Szwedzkie Telecom City – region Blekinge, DSP Valley w trójkącie Leuven-Eindhoven-Aachen lub baza ICT w Indiach, w rejonie Bangalore.

Globalnie patrząc, w obecnie branża górnicza nie jest specjalnie skoncentrowana na ICT, jednak perspektywy dla sektora górniczego radykalnie zmieniły się ze względu na światowy kryzys gospodarczy. Obecnie wiele przedsiębiorstw górniczych rozważa zmianę sposobu zarządzania, aby być ekonomicznie opłacalnymi. Ale to nie jedyne wyzwanie, według raportu Deloitte'a „Tackling Trends 2009: The Top 10 Global Mining Issues”, w dłuższej perspektywie sektor musi znaleźć sposób na dostosowanie się do reguł zrównoważonego rozwoju. Niesie to ze sobą szanse dla sektora ICT, ponieważ jego infrastruktura może zarządzać złożonymi systemami, usprawniać procesy, obniżać koszty oraz zwiększać wydajność i produktywność. Oprogramowanie klasy ERP pomaga koordynować cały łańcuch wartości wydobywania, od lokalizacji złoża aż do sprzedaży węgla. Pomocne i niezbędne wydają się tu technologie identyfikacji radiowej RFID i GPS, które śledzą ruch zarówno minerałów, jak i sprzętu [4].

ICT wykorzystywane jest w górnictwie głównie w zakresie przetwarzania i zarządzania danymi, projektowania przestrzennego i modelowania procesów produkcyjnych z uwzględnieniem baz danych.

Tradycyjne metody projektowania i modelowania procesów produkcyjnych związanych z wydobywaniem węgla kamiennego oparte są na szeregu obliczeń, które polegają na uwzględnianiu parametrów górniczych z wykorzystaniem map kopalni. Nowoczesne metody projektowania i modelowania opierają się na integracji technologii ICT oraz procesów realizowanych podczas wydobywania węgla. W wielu krajach takie podejście wykorzystywane jest już od lat, a w rejonie południowo-wschodniej i wschodniej Europy modelowanie wydobywania odbywa się głównie metodami tradycyjnymi.

Tradycyjne metody modelowania charakteryzują się następującymi cechami:

- ręczne przetwarzanie danych,
- długi czas przetwarzania danych,
- punktem wyjścia jest statyczny model złoża,
- wysokie koszty modelowania,
- efekty modelowania tylko w formacie 2D.

Natomiast nowoczesne modelowanie, w którym wykorzystuje się infrastrukturę ICT, charakteryzuje się następującymi cechami:

- komputerowe przetwarzanie danych,
- stosunkowo krótki czas przetwarzania danych,

- punktem wyjścia jest numeryczny model złoża,
 - stosunkowo niskie koszty modelowania (nie wliczając sprzętu i oprogramowania),
 - efekty modelowania dostępne w przestrzeni 3D.
- Programy komputerowe, które są aktualnie wykorzystywane w górnictwie, można podzielić na następujące grupy:
- pakiety uniwersalne, czyli programy komputerowe do modelowania i projektowania procesów górniczych,
 - specjalistyczne pakiety i oprogramowanie służące do optymalizacji procesów produkcyjnych w górnictwie,
 - dedykowane rozwiązania, przeznaczone do analiz konkretnych problemów związanych z projektowaniem procesów produkcyjnych, np. analiza stanu naprężeń stropu.

Obecnie w branży górniczej wykorzystywane są programy komputerowe wspomagające podejmowanie decyzji oraz dostosowane do specyficznych potrzeb działalności górniczej.

Jednym z najbardziej rozpowszechnionych pakietów przeznaczonych dla branży wydobywczej jest pakiet Gemcom. Oferuje rozwiązania z zakresu eksploatacji, planowania i zarządzania w górnictwie. W pakiecie znajdują się między innymi Surpac i MineSched. Surpac to wszechstronny program umożliwiający stworzenie geologicznej bazy danych zawierającej dane o budowie złoża. Na podstawie bazy można wykorzystując rozbudowane algorytmy geostatystyczne, zbudować trójwymiarowy model geologiczny złoża, tzw. model blokowy. Surpac posiada narzędzia do projektowania wyrobisk górniczych (narzędzia CAD), zarówno w kopalniach podziemnych, jak i odkrywkowych. MineSched z kolei dostarcza narzędzia do harmonogramowania produkcji w kopalniach odkrywkowych i podziemnych. Pomaga tworzyć różnorodne scenariusze produkcji, aby dojść do rozwiązania optymalnego [7].

Ważnym wydarzeniem na rynku oprogramowania górniczego było wykupienie w maju 2011 firmy Mincom przez koncern ABB. Celem ABB jest efektywne połączenie technologii operacyjnych oraz informatycznych w branżach zasobochłonnych, takich jak przemysł górniczy. Obecnie kontynuowane są rozwiązania dotyczące inteligentnych rozwiązań w górnictwie, w tym szczególnie zarządzanie próbkami, poszukiwanie surowców, planowanie i projektowanie górniczego, harmonogramowanie, logistyka, sprzedaż i marketing oraz księgowość w produkcji. Głównym rejonem działalności Mincomu pozostaje jednak Australia [7].

RockWorks jest oprogramowaniem w zasadzie typowe geologicznym dla celów symulacji, wizualizacji oraz przetwarzania danych geologicznych. W górnictwie wykorzystywane jest do tworzenia map, modelowania, analizy i wizualizacji danych, wizualizacji danych podpowierzchniowych.

Vulcan jest produktem firmy Maptek. Jest to pakiet charakteryzujący się modułową budową, przeznaczony do przygotowywania modeli geologicznych złoża, wspomaganie prac mierniczych, projektowania kopalni, a w połączeniu z programem Chronos (również firmy Maptek) – także do harmonogramowania produkcji. Chronos może też być oddzielnym programem, który w połączeniu z Vulcanem pozwala przeprowadzać harmonogramowanie produkcji górniczej [7].

CAE Mining to firma, która powstała w kwietniu 2010 roku po przejęciu przez globalny koncern CAE przedsiębiorstw Datamine i Century Systems. CAE Mining działa na całym świecie, oferując szereg nowoczesnych rozwiązań, począwszy od zarządzania danymi geologicznymi i modelowania złóż rudnych aż do kopalni planowania górniczego i zarządzania operacjami. Spośród kilkunastu oferowanych programów najbardziej znane rozwiązania tej firmy to Studio i NPV Scheduler [7].

Micromine z kolei dostarcza typowe dla przedsiębiorstw górniczych obejmujących cały proces produkcyjny, począwszy

szy od rozpoznania geologicznego, przez projektowanie kopalni w formie 3D aż do zarządzania produkcją i jej kontroli. Klientami Micromine jest około 12 000 jednostek w ponad 90 krajach, w tym w Chinach i Mongolii.

3. Wykorzystanie technologii ICT w polskim przemyśle wydobywczym

W przypadku przedsiębiorstw działających w przemyśle wydobywczym obserwowane jest coraz większe zainteresowanie możliwościami wykorzystania technologii ICT, a w wielu przypadkach już są one wdrożone. Prekursorami wdrożeń w przemyśle wydobywczym były duże firmy, w tym przypadku koncerny, takie jak Kompania Węglowa S.A. czy Katowicki Holding Węglowy S.A., ale również małe przedsiębiorstwa działające w branży wydobywczej interesują się technologiami ICT i wdrażają nowe rozwiązania do swoich struktur.

W statystykach wygląda to w sposób następujący (na podstawie danych wystarczających z [6]):

W roku 2012 w stosunku do 2011 możemy zaobserwować wzrost zainteresowania pozyskaniem specjalistów z dziedziny ICT w branży energetycznej o aż 17,3 %. Istotnym jest również fakt, że ponad 36 % analizowanych firm zapewniało swoim pracownikom szkolenia rozwijające i podnoszące umiejętności z zakresu ICT w 2011 r. Takie statystyki potwierdzają rozwój infrastruktury ICT w branży energetycznej, co ściśle przekłada się na szerokie możliwości oraz występowanie potrzeby implementacji i wdrożeń usług ICT również do przemysłu wydobywczego.

Z kolei z informacji o problemach, które ograniczają lub uniemożliwiają przedsiębiorstwom korzystanie z mobilnego dostępu do Internetu widać, że w sekcji energii elektrycznej, gazu i ciepła, aż 40,5 % przedsiębiorstw wykazało występowanie takich utrudnień lub ograniczeń. Co ciekawe, aż 23 % spośród tych ograniczeń to przeszkody techniczne lub wysokie koszty integracji tego typu sposobu komunikacji z aplikacjami biznesowymi.

W sekcji energetycznej, aż 83,7 % przedsiębiorstw prowadzących działalność korzysta z automatycznej wymiany danych z podmiotami zewnętrznymi. W tym największy procent zajmowała wymiana danych z organami administracji publicznej oraz kontakt z instytucjami finansowymi.

Według danych ze stycznia 2012 roku w sekcji energetycznej 31,7 % ze wszystkich przedsiębiorstw tej branży posiadało i wykorzystywało systemy klasy ERP. Jest to stosunkowo niewielki odsetek, biorąc pod uwagę fakt, że powoli systemy te stają się niezbędne w przedsiębiorstwach. Natomiast widać, że przedsiębiorstwa chcą się rozwijać w zakresie wyposażenia w infrastrukturę ICT. Świadczą o tym nakłady ponoszone przez przedsiębiorstwa na technologie informacyjno-telekomunikacyjne. Dane o wielkości nakładów ponoszonych przez firmy w roku 2011 na zakup bądź leasing infrastruktury ICT pokazują, że skala tych wydatków jest spora – ponad 50 % przedsiębiorstw w każdej kategorii wydatków (oprócz leasingu finansowego urządzeń ICT) na technologie ICT. Może to świadczyć o sporym zainteresowaniu przedsiębiorstw w branży energetycznej technologiami ICT.

W przypadku kopalń węgla kamiennego w Polsce sytuacja w zakresie technologii ICT nie jest zła. Praktycznie każda kopalnia funkcjonuje z wykorzystaniem systemu wspomagającego zarządzanie. Co więcej, specjalnie dla przemysłu wydobywczego stworzony został i jest nieustannie rozbudowywany system komputerowy, obejmujący zakresem każdą dziedzinę działania w kopalniach węgla kamiennego. Jest to specjalnie dedykowany kopalniom system SZYK2, zbudowany z niezależnych modułów, które komunikują się między sobą

i odwołują do wspólnej bazy danych (opartej na silniku bazy Oracle). Wdrożenia tego systemu dokonały już największe jednostki, związane z wydobywaniem węgla kamiennego, czyli: Kompania Węglowa S.A., Katowicki Holding Węglowy S.A. oraz Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.

Lubelski Węgiel „Bogdanka” wykorzystuje do wspomagania zarządzania systemem safo.biz. „Bogdanka” wdrożyła także oprogramowanie IT: wspierające zarządzanie dokumentacją Zintegrowany System Zarządzania BHP, jakością i środowiskiem (DGA Proces oraz DGA Quality). Przyjęto zasadę modelowania procesów biznesowych opartą na notacji EPC (event process chain).

Na wdrożenie systemów klasy ERP w grupie podmiotów górniczych zdecydowały się także KGHM Polska Miedź – system SAP R/3, Kopex – system IFS Applications, Zakłady Koksownicze Zdzeszowice – SAP. Wdrożenia te dotyczyły konkretnych modułów obejmujących wybrane dziedziny działalności przedsiębiorstwa [1].

4. Potrzeby i problemy badaczy w zakresie modelowania wydobywania węgla kamiennego

Z uwagi na udokumentowaną ilość zasobów węgla kamiennego oraz konieczność jego eksploatacji, wraz z rozwojem techniki i technologii pojawiają się szanse na coraz sprawniejsze, efektywniejsze i bezpieczniejsze wydobywanie tej kopaliny. Zatem problem modelowania wydobywania staje się tutaj kluczowym elementem.

Pojawia się pytanie, jakie potrzeby oraz jakie problemy mogą wystąpić w zakresie modelowania wydobywania węgla kamiennego. Istnieje konieczność wsparcia infrastrukturą ICT badaczy zajmujących się modelowaniem wydobywania.

Koniecznością wydaje się utworzenie i systematyczne aktualizowanie baz danych, zbierających informacje o warunkach geologiczno-górnich oraz techniczno-organizacyjnych dotyczących prowadzonej eksploatacji. Taka hurtownia informacji staje się podstawą do analizowania wiedzy, zarówno tej jawnej, jak i ukrytej, ekstrahowania reguł występujących w procesach górniczych oraz tworzenia asocjacji.

W bazach danych gromadzi się informacje na temat przodków eksploatacyjnych. Dane w nich zawarte stanowią zestaw informacji o warunkach, jakie występowały podczas eksploatacji. Dodatkowo zamieszcza się tam informacje związane z przerwaniami technologicznymi, powodem ich występowania, sposobem likwidacji przeszkody. Są także informacje dotyczące czasu trwania poszczególnych czynności wchodzących w skład cyklu produkcyjnego, dane dotyczące składu powietrza oraz wszystkie inne, które mogły i/lub przyczyniały się do sposobu i jakości eksploatacji. Taka baza wiedzy stanowi istotny element przy podejmowaniu decyzji odnośnie do sposobu rozcięcia nowego pola. Jest to szczególnie ważne w aspekcie całości funkcjonowania kopalni, ponieważ decyzje podejmowane na tym etapie są kluczowe i wiążące podczas prowadzenia eksploatacji. Wszelkie wydatki finansowe, sposób zatrudniania osób, zagospodarowanie parku maszynowego i związane z tym koszty i inwestycje, sposób udostępnienia wyrobiska, a w konsekwencji jego przewietrzanie oraz szereg innych czynności, typowych dla procesu wydobywczego przez cały czas trwania eksploatacji, będą systematycznie wpływać na pracę kopalni [3].

Jako problem rysuje się także konieczność pozyskiwania nowej wiedzy oraz jej doskonalenie. Odbywa się to poprzez formułowanie nowych pojęć, badanie prawidłowości danych, przyswajanie nowych pojęć za pomocą przykładów, analogii i eliminacji nadmiarowości. Pozyskanie wiedzy stanowi fundament sprawnego systemu zarządzania w organizacji [2].

W warunkach kopalń węgla kamiennego funkcjonujących w Polsce brak jest spójnej bazy, zawierającej informacje o przodkach, sposobie ich prowadzenia lub wyposażeniu ścian. Informacje o zastosowanych układach technologicznych, obsadzie pracowników, zastosowanych zabezpieczeniach dla konkretnych robót w określonych warunkach. Zebrane w jednym „zbiorniku”, z pewnością ułatwiłyby prace badaczom i pozwoliły na efektywniejsze wsparcie procesu decyzyjnego w zakresie eksploatacji węgla kamiennego.

W zakresie oprogramowania wspomagającego modelowanie wydobycia węgla kamiennego niewiele jest rozwiązań mogących wesprzeć ten proces w kopalniach podziemnych. Oprogramowanie dedykowane jest zbyt drogie, a to dostępne w gotowych rozwiązaniach nie gwarantuje możliwości „dopasowania się” do potrzeb użytkowników.

Brak jest również dostępu do „dużych mocy obliczeniowych”. Niejednokrotnie komputery osobiste nie są w stanie przetworzyć takiej liczby informacji, która jest niezbędna do tworzenia nowego modelu lub rozwiązania. Zdalny dostęp do urządzeń, komputerów mogących sprawnie obsługiwać wielomilionowe symulacje i obliczenia ułatwiłyby tworzenie nowych koncepcji w zakresie modelowania.

Podsumowując, w Polsce obserwuje się rozwój infrastruktury ICT. Branża energetyczna, a w szczególności górnictwo węgla kamiennego, są już dość dobrze wyposażone, a w wielu przypadkach żywo zainteresowane infrastrukturą ICT. Przykładem są duże grupy kapitałowe, tj. Kompania Węglowa, Jastrzębska Spółka Węglowa oraz Tauron, gdzie podstawą działania są systemy klasy ERP.

W przypadku indywidualnych badaczy lub ośrodków naukowych, zajmujących się problematyką modelowania wydobycia węgla kamiennego, pojawia się szereg potrzeb i problemów, związanych z dostępnością do infrastruktury ICT.

W przypadku ośrodków naukowych, problemem jest dostęp do specjalistycznych aplikacji (koszty), informacji technicznych o stosowanych aktualnie i w przeszłości rozwiązaniach (bazy danych) oraz o warunkach zalegania złoża. Pracownicy znają stosowne oprogramowanie, ale brak jest dostępu do dużych mocy obliczeniowych, niezbędnych w tego rodzaju modelowaniu.

Badacze zajmujący się modelowaniem wydobycia węgla kamiennego posiadają wiedzę, ale cierpią na brak danych umożliwiających generowanie nowych rozwiązań oraz ich weryfikację, a także na brak możliwości zdalnego dostępu do takich mocy obliczeniowych, które pozwalają na przeprowadzenie odpowiedniej liczby symulacji i obliczeń. Dlatego mocno zarysowana jest konieczność ułatwienia indywidualnym badaczom dostępu do infrastruktury ICT w zakresie modelowania wydobycia węgla kamiennego.

5. Analiza potrzeb środowiska w zakresie funkcjonalności wykorzystania ICT w projektach dotyczących optymalizacji wydobycia węgla kamiennego

Każdy projekt z zakresu technologii ICT powinien być opisany ze względu na cel jego działania, jak i jego przeznaczenie. Przykładowo, celem stworzenia systemu wspomagającego optymalizację wydobycia węgla kamiennego jest wykorzystanie i wdrożenie dostępnych technologii ICT do optymalizacji tego procesu oraz ułatwienie dostępu użytkownikom do tego rodzaju oprogramowania i mocy obliczeniowych.

Natomiast przeznaczenie systemu to przede wszystkim:

1. Wykorzystanie przez kadrę w kopalniach, w celu optymalizacji produkcji.
2. Dostęp badaczy indywidualnych do baz danych i oprogramowania.

3. Zdalny dostęp do dużych mocy obliczeniowych.
4. Możliwość wykorzystania infrastruktury ICT do optymalizacji wydobycia.
5. Możliwość wykorzystania przez studentów kierunków górniczych celem poszerzenia zainteresowań.

Analizując potrzeby środowiska w zakresie funkcjonalności wykorzystania ICT w projektach dotyczących optymalizacji wydobycia węgla kamiennego, przeprowadzona analiza SWOT pokazuje, że występują zarówno słabe, jak i mocne strony takiego systemu. Ze względu na dynamikę rozwoju rynku ICT istotny jest dostęp instytucji badawczych do nowoczesnych rozwiązań sprzętowych i programowych. Jest to warunek konieczny prowadzenia badań oraz wdrażania zaprojektowanych rozwiązań.

W tablicy 1 zebrane są mocne i słabe strony koncepcji stworzenia systemu opartego na technologii ICT, pozwalającego optymalizować wydobycie w kopalniach, oraz przedstawione są szanse i zagrożenia, jakie niesie ze sobą taka koncepcja.

Z przeprowadzonej analizy potrzeb środowiska, co do wykorzystania ICT górnictwie węgla kamiennego widać, że istnieje zarówno szereg mocnych stron takiego projektu, jak i szereg szans, jakie niesie ze sobą otoczenie, dla powodzenia takiego wdrożenia. Jednocześnie należy wziąć pod uwagę zagrożenia mogące pojawić się na drodze realizacji projektu, jak i dążyć do tego, aby wyeliminować słabe strony przedsięwzięcia.

6. Podsumowanie

Podstawowa infrastruktura ICT, taka jak proste sieci komputerowe i dostęp do Internetu, stała się przedmiotem codziennego użytku dla większości przedsiębiorstw we wszystkich sektorach. Technologie te rozpowszechniły się do tego stopnia, że mają podstawowe znaczenie dla prowadzenia działalności. Dla kontrastu, zaawansowane infrastruktury i usługi informacyjne odgrywają krytyczną rolę w dzisiejszej gospodarce, znacznie wykraczając poza same systemy i technologie, umożliwiając i stymulując nowe sposoby zarządzania relacjami w przedsiębiorstwach oraz nowe modele prowadzenia działalności w gospodarce cyfrowej. Większe firmy znajdują się w dobrej sytuacji, jeśli chodzi o wprowadzanie i rozwijanie tych modeli, mniejsze firmy muszą podążać za ich przykładem, w przeciwnym razie narażają się na ryzyko wykluczenia.

W związku z tym, że przemysł wydobywczy, a w szczególności eksploatacja węgla kamiennego, w przyszłości będą w Polsce wciąż odgrywały ważną rolę na liście branż, nie może zabraknąć produkcji nowoczesnych urządzeń dla przemysłu wydobywczego oraz innowacyjnych technologii pozyskiwania surowców mineralnych. Te technologie, z którymi wiązać można największe nadzieje, wykorzystywać będą osiągnięcia i rozwiązania wypracowywane w innych branżach. Wykorzystywanie nowoczesnych metod z ICT włącznie niesie ze sobą znacznie więcej możliwości, które już obecnie pozwalają na uzyskanie efektywniejszych wariantów eksploatacji. Rozwój zarówno infrastruktury ICT, jak i popularyzacja metod modelowania uwzględniających wykorzystanie ICT przyczyni się do poprawy jakości w procesach wydobywania węgla kamiennego.

Część pracy wykonano w ramach ekspertyzy naukowej „Opracowanie koncepcji usługi w zakresie optymalizacji wydobycia w kopalniach węgla kamiennego dla potrzeb gridu dziedzinowego ENERGETYKA realizowanego w ramach projektu PLGrid Plus”, jako część projektu plgrid.pl

Tablica 1. Analiza SWOT projektów dotyczących optymalizacji wydobycia węgla kamiennego**Table 1. SWOT analysis for the projects of hard coal exploitation optimization**

Mocne strony	Słabe strony
<ul style="list-style-type: none"> – Znaczący udział węgla kamiennego w produkcji krajowej i bezpieczeństwie energetycznym kraju. – Możliwy dalszy rozwój ICT w branży górniczej, ze względu na głębokość rynku. – Dostępność specjalistów, naukowców znających zagadnienia wydobycia. – Dostępność specjalistów z zakresu ICT. – Dobrze rozbudowana infrastruktura informatyczna, zarówno sprzętowo, jak i softwarowo. – Wysoki poziom nasycenia instytucji naukowych i przedsiębiorstw sprzętem komputerowym. – Istniejące rozwiązania z zakresu ICT w polskich górnictwie, mogące stanowić bazę dla systemu. – Dostępność do niezbędnych informacji wejściowych dla systemu – swoiste „bazy wiedzy” gromadzone w kopalniach. – Wysoki potencjał naukowo-badawczy – baza naukowo-badawcza w Krakowie i na Śląsku. – Duże zainteresowanie tego typu systemem zarówno w kopalniach (wywiad z kadrą zarządzającą), jak i w ośrodkach naukowych (AGH, Politechnika Śląska). 	<ul style="list-style-type: none"> – Małe lub lokalne (w kopalniach) zainteresowanie tego rodzaju oprogramowaniem. – Stosunkowo niska umiejętność wykorzystania dostępnych rozwiązań z zakresu ICT, co pozwala wnioskować o niewykorzystywaniu ICT przez przemysł w szerokim zakresie. – Niski poziom przedsiębiorczości akademickiej (zarówno studentów, jak i kadry naukowej). – Słaba współpraca technologiczna z przedsiębiorstwami górniczymi. – Mała prędkość łączenia się z Internetem (szczególnie w kopalniach). – Wysokie w stosunku do zarobków ceny sprzętu informatycznego (szczególnie w przypadku indywidualnych badaczy). – Nadal niska dostępność usług on-line. – Słabe przygotowanie pracowników w zakresie informatyzacji (szczególnie w kopalniach). – Niska dostępność do mobilnych urządzeń ICT.
Szanse	Zagrożenia
<ul style="list-style-type: none"> – Wzrost zainteresowania technologiami ICT, ze względu na traktowanie jej jako dziedziny przyszłościowej. – Duże zainteresowanie przedsiębiorstw międzynarodowych inwestycjami na polskim rynku ICT. – Rekomendacje wynikające ze Strategii Lizbońskiej. – Rozwój wyszkolonych specjalistów ICT. – Systematyczny wzrost zainteresowania informacją cyfrową i usługami internetowymi. – Możliwość wykorzystania środków z funduszy unijnych w celu zwiększenia podaży i popytu usług oferowanych w postaci cyfrowej. – Włączenie ośrodków naukowych do procesu informatyzacji Polski. – Rosnące zainteresowanie wykonywaniem pracy przez Internet – zwiększenie szans dla społeczeństwa, pracowników i przedsiębiorstw. 	<ul style="list-style-type: none"> – Brak dużych projektów badawczo-rozwojowych w dziedzinie górnictwa, z uwzględnieniem ICT. – Dominacja dużych firm (COIG, SAP) na polskim rynku ICT w zakresie usług dla górnictwa. – Wzrost kosztów świadczenia usług internetowych ze względu na rosnące koszty zapewnienia bezpieczeństwa informacji. – Ochrona prac autorskich oraz ochrona dostępu do informacji. – Zagrożenia społeczne i technologiczne wynikające z rozwoju technik informacyjnych. – Pogorszenie się jakości kształcenia przyszłych inżynierów górnictwa.

Źródło: Opracowanie własne

Source: Authors Study

Literatura

1. *Brzychczy E., Mieszaniec J.*: Zastosowanie systemów informatycznych dla wsparcia innowacji organizacyjnych w przedsiębiorstwach górniczych w Zarządzanie strategiczne, strategie w zarządzaniu [Dokument elektroniczny], Gliwice, 2011.
2. *Jemielniak D., Koźmiński A.K.*: Zarządzanie wiedzą, Wydawnictwa Akademickie i Profesjonalne Spółka z o.o., Warszawa, 2008.
3. *Napieraj A., Sukiennik M.*: Zarządzanie wiedzą w aspekcie tworzenia zintegrowanych systemów zarządzania przedsiębiorstwem w Innowacje w zarządzaniu i inżynierii produkcji, Oficyna Wydawnicza Polskiego Towarzystwa Zarządzania Produkcją, 2012.
4. www.brainstormmag.co.za, dostęp z dnia 23.01.2013 r.
5. www.podatki.biz/sn_autoryzacja/logowanie.php5/artykuly/16_8708.htm?idDzialu=16&idArtykulu=8708, dostęp z dnia 3.01.2013.
6. www.stat.gov.pl
7. <http://www.surowce.e-bmp.pl/informatyka,383,706.pkat.html>, dostęp z dnia: 28.01.2013.



Alokacja obciążeń środowiskowych w ocenie cyklu życia na przykładzie układu kogeneracyjnego

Allocation of environmental burdens in the life cycle assessment on the example of cogeneration system

Mgr Anna Śliwińska*)

Treść: W pracy przeprowadzono analizę wpływu zastosowanej metody alokacji obciążeń środowiskowych pomiędzy wytwarzane produkty na wyniki oceny cyklu życia *LCA*. Wykonano ocenę cyklu życia systemu kogeneracyjnego z wykorzystaniem różnych wskaźników jako podstawy alokacji: na podstawie sprawności elektrycznej i cieplnej, egzergii i cen produktów. Zastosowano także metodę „poszerzania systemu”. Egzergia produktów została zaproponowana jako najlepsza metoda alokacji w przypadku silnika kogeneracyjnego.

Abstract: This paper presents an analysis of the influence of the method used for allocation of environmental burdens between co-products on the life cycle assessment results (*LCA*). The life cycle assessment of the cogeneration system was performed by use of several fundamental allocation indicators: energy efficiency, exergy and product prices. The “system expansion” method was also applied. Product exergy method was put forward as the most suitable for the allocation in cogeneration engine.

Słowa kluczowe:

ocena cyklu życia *LCA*, kogeneracja, alokacja, środowisko

Key words:

life cycle assessment *LCA*, cogeneration, allocation, environment

1. Wprowadzenie

Analiza cyklu życia *LCA* to narzędzie wykorzystywane w celu ustalenia ilościowej oceny efektów i szkód środowiskowych. Jest ona zazwyczaj wykonywana z wykorzystaniem różnych dostępnych modeli, które łączą zinventaryzowane czynniki wejścia i wyjścia z efektami lub szkodami dla środowiska [18]. Do najczęściej stosowanych należą metody kompleksowej oceny (Ekowskażnik 99, IMPACT 2002+, CML, ReCiPe 2008) lub metody oceny wybranych pojedynczych aspektów środowiskowych. Wśród tych ostatnich wymienić należy metodę śladu węglowego (*carbon footprint*) służącą ocenie skumulowanej emisji gazów cieplarnianych zgodnie z protokołem Międzyrządowego Zespołu do spraw Zmian Klimatu IPCC. Obszerny przegląd różnych metod oceny jest dostępny w publikacji Guinee [17].

Uzyskane za pomocą *LCA* wyniki analiz środowiskowych wspomagają proces decyzyjny. Jednym z celów analiz *LCA* jest porównanie alternatywnych wariantów rozwiązań technologicznych lub różnych scenariuszy rozwoju i wskazanie najkorzystniejszego, charakteryzującego się najniższym wskaźnikiem potencjalnego obciążenia środowiskowego. Podstawą takich analiz porównawczych jest funkcja pełniona przez produkt, a z założenia systemy, które są porównywane, muszą być równoważne (tzn. muszą pełnić taką samą funkcję).

Już na początku analiz pojawia się problem natury metodycznej – w jaki sposób porównywać systemy produkcyjne wytwarzające wiele różnych produktów. W celu uzyskania systemów równoważnych, niejednokrotnie należy przypisać obciążenia środowiskowe do poszczególnych produktów – czyli dokonać tzw. *alokacji*. Sposób rozdzielania obciążeń pomiędzy produkty od wielu lat pozostaje wciąż aktualnym problemem, budząc żywe dyskusje w środowisku naukowym. Jest on bowiem bezpośrednio związany z rzetelnością i obiektywnością oceny cyklu życia technologii. Ogrom materiału dotyczącego tej tematyki oraz różnych, a często nawet sprzecznych koncepcji wymaga dokładnej analizy oraz wypracowania własnego systematycznego podejścia do tematu. Przyczynkiem do tego typu rozważań jest niniejszy artykuł, w którym problem związany z wyborem metody alokacji w ocenie cyklu życia *LCA* rozważano na przykładzie prostego układu o dwóch wyjściach, czyli silnika kogeneracyjnego, w którym spala się gaz ujęty w stacji odmetanowania w kopalni węglowej.

Układy kogeneracyjne charakteryzują się licznymi zaletami, m.in. umożliwiają wykorzystanie ciepła odpadowego, a energia elektryczna jest wytwarzana lokalnie, co minimalizuje straty przesyłu. Sprawność wytwarzania energii elektrycznej i ciepła w kogeneracji jest znacznie wyższa, niż w przypadku osobnego wytwarzania w klasycznych układach. Układ kogeneracyjny na wyjściu posiada dwa produkty. W celu dokonania analiz porównawczych wymaga więc *alokacji obciążeń środowiskowych*. Problem alokacji w kogeneracji był rozważany w literaturze [2, 9, 21, 27]. Nie uzyskano jed-

*) Główny Instytut Górnictwa, Katowice

nak wspólnego stanowiska w tej kwestii. Literatura związana z *wyboorem metod alokacji obciążeń środowiskowych w LCA* jest bardzo obszerna. Problem alokacji pojawił się również w polskich pracach – w trakcie oceny pomp przemysłowych [20] oraz w analizie wyrobów drzewnych [21], gdzie przeanalizowano wpływ zastosowania różnych współczynników alokacji na wyniki *LCA*. W obydwu pracach zastosowano alokację tzw. przydziałową, tzn. dokonano rozdziału obciążeń środowiskowych pomiędzy produkty proporcjonalnie do wybranych wskaźników charakteryzujących produkty.

Badacze *LCA* są zgodni co do tego, że nadal potrzebne są dalsze prace w tematyce alokacji w *LCA* [5,11,13,30,32].

W niniejszym opracowaniu dokonano oceny cyklu życia układu kogeneracyjnego, w której wykorzystano *różne metody alokacji* oraz *metodę poszerzania systemu*, a uzyskane wyniki przeanalizowano pod kątem wpływu wyboru metody alokacji na wyniki *LCA*. Intencją autorki jest, aby prezentowany artykuł był przyczynkiem do dyskusji nad *problemem wyboru metody alokacji w ocenie cyklu życia*.

2. Metodyka analizy cyklu życia skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła

Określenie celu i zakresu prac, czyli tzw. granic systemu stanowi zawsze niezbędne podstawy do dalszych analiz. Poza spalaniem gazu w silniku kogeneracyjnym, w niniejszych analizach, uwzględniono procesy poboczne związane z wydobyciem, produkcją i transportem materiałów do budowy silnika, a także produkcją materiałów eksploatacyjnych, zagospodarowaniem odpadów i użytkowaniem terenu.

Do wykonania oceny cyklu życia niezbędne są dane wejściowe i wyjściowe. Zidentyfikowano również potencjalne oddziaływania środowiskowe systemu produkcyjnego oraz opisano założenia metodyczne związane z alokacją obciążeń środowiskowych oraz z poszerzaniem systemu.

2.1. Cel i zakres analizy cyklu życia

Przedmiotem analizy cyklu życia jest ocena potencjalnego wpływu na środowisko systemu wytwarzania energii elektrycznej i ciepła w kogeneracji przez spalanie metanu ujętego systemem odmetanowania w kopalni węglowej. Badania miały na celu analizę wpływu wybranej metody alokacji na wyniki oceny cyklu życia. W analizach przyjęto, że funkcją analizowanego systemu jest wytwarzanie dwóch produktów: energii elektrycznej i ciepłej. Jako jednostkę funkcjonalną wybrano 1 MWh energii elektrycznej przekazanej do sieci wewnętrznej lub sprzedanej do sieci elektroenergetycznej. Takie podejście jest pewnym uproszczeniem, bowiem analizowany system pełni w istocie dwie funkcje: 1 – redukcja emisji gazów cieplarnianych przez kopalnię poprzez spalanie metanu ujętego w stacji odmetanowania, 2 – konwersja energii chemicznej metanu do energii użytecznej (elektrycznej i ciepłej). Odnośnie do redukcji emisji gazów cieplarnianych poprzez spalanie gazu następuje dzięki temu, że potencjał cieplarniany dwutlenku węgla jest niższy niż potencjał cieplarniany metanu, a uproszczone obliczenia pokazują, że spalanie 1 kg metanu pozwala obniżyć potencjał cieplarniany z 21 do 2,75 ekwiwalentnych kg CO₂ [26]. Pomimo że potrzeba zagospodarowania metanu jest istotnym bodźcem do uruchomienia układu kogeneracyjnego, przyjęto w analizach, że celem jego funkcjonowania jest przede wszystkim produkcja taniej energii użytecznej.

Układ skojarzonej produkcji ciepła i energii elektrycznej jest względnie prostym układem, w którym nie występują złożone procesy chemiczne. Wytwarzanie energii użytecznej

odbywa się poprzez spalanie gazu w silniku kogeneracyjnym, a w trakcie tego procesu następuje emisja gazów do powietrza atmosferycznego. Oszacowano i uwzględniono emisję dwutlenku węgla, tlenku węgla oraz tlenków azotu. W granicach systemu uwzględniono również proces produkcji metali, z których wykonany jest silnik: żeliwa i miedzi, proces produkcji olejów zużywanych w trakcie eksploatacji silnika oraz zagospodarowania przepracowanych olejów.

Surowcem energetycznym spalonym w silniku jest gaz kopalniany ujęty w stacji odmetanowania. Gaz ten w analizach uznano za odpad z kopalni przeznaczony do zagospodarowania. Pomimo że pozyskanie tego gazu powoduje obciążenia środowiskowe, przykładowo związane z pracą pomp, to należy te obciążenia przypisać funkcji pełnionej przez kopalnię związanej z zapewnieniem bezpiecznego wydobycia węgla kamiennego. W granicach systemu nie uwzględniono również unikniętej emisji metanu wynikającej z jego spalania.

W wariacie analizie wykorzystującym metodę poszerzania systemu, granice systemu zostały zmodyfikowane – do analiz włączono technologię wytwarzania ciepła w kotłach węglowych.

Ocena cyklu życia została wykonana z wykorzystaniem metody oceny o nazwie ReCiPe 2008. Przyjęte w niej założenia, modele klasyfikowania i charakteryzowania zostały opisane przez Goedkoop i in. [15,16]; Frischknecht i in. [12]. Analizy wykonano w programie SimaPro v.7.3.3.

2.2. Dane do analizy i przyjęte założenia

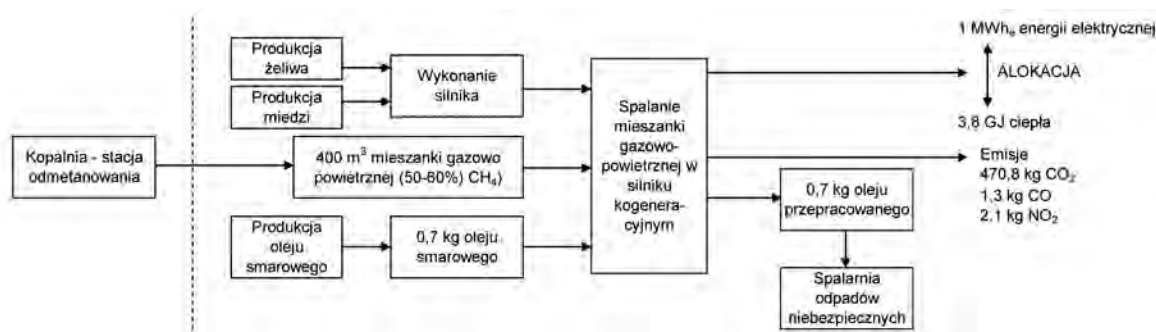
Ocena cyklu życia silnika kogeneracyjnego została wykonana z wykorzystaniem danych publikowanych przez Jastrzębską Spółkę Węglową S.A. dotyczących metanu z układów odmetanowania. Do analiz wybrano dane dotyczące spalania w silniku kogeneracyjnym nr 2 w kopalni „Krupiński” mieszanki powietrzno-gazowej ujmowanej w roku 2010 w stacji odmetanowania [14, 29]. System składał się z zestawu prądotwórczego złożonego z silnika TCG 2032 V16 firmy MWM Deutz oraz generatora AvK DIG 150 o mocy elektrycznej 3,9 MWe_{el} oraz ciepłej 4,2 MW_t. Sprawność energetyczna układu wynosi 86,1 %.

Dane dotyczące procesów produkcji materiałów, z których wykonany jest silnik, zaczerpnięto z Classen i in. [4] oraz Althaus i in. [1]. Dane dotyczące zagospodarowania przerebionych olejów pochodzą z Burger i Bauer [3].

Przyjęto w uproszczeniu, że układ kogeneracyjny poddany analizie waży około 54 Mg i zbudowany jest z żeliwa i miedzi. Założono, że silnik zainstalowany w kopalni może pracować co najmniej przez 15 lat. Uwzględniono, że obszar zajęty przez instalację wynosić będzie nie więcej niż 100 m², zakładając że sam zespół prądotwórczy ma wymiary około 3,5 m × 9,5 m. Na rysunku 1 przedstawiono granice systemu oraz podano najważniejsze dane eksploatacyjne przyjęte w analizach.

2.3. Metodyka alokacji obciążeń środowiskowych pomiędzy produkty

Dla analizowanego systemu w wyznaczonych granicach systemu zinventaryzowano dane wejściowe – głównie związane z wykonaniem silnika i zużyciem oleju smarowego oraz dane wyjściowe dotyczące przede wszystkim emisji ze spalania metanu, jak również z zagospodarowaniem przepracowanego oleju w spalarni odpadów niebezpiecznych. Dane te umożliwiają ocenę środowiskową przedsięwzięcia, jakim jest uruchomienie i praca silnika kogeneracyjnego w kopalni. Jednakże ocena środowiskowa produktów, czyli energii elektrycznej i ciepła wytwarzanych w układzie skojarzonej produkcji wymaga dokonania alokacji wejść i wyjść pomię-



Rys. 1. Granice systemu oraz najważniejsze wejścia i wyjścia zidentyfikowane w analizowanym procesie skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła w odniesieniu do 1 MWh_{el}

Źródło: Opracowanie własne na podstawie [14,29]

Fig. 1. System boundaries and the most important inputs and outputs identified in the analyzed process of joint heat and electricity production, in reference to 1 MW

Source: Own elaboration, according to [14, 29]

dzy te produkty – czyli przydzielenia odpowiedniej części zużywanego paliwa i emitowanych substancji do każdego z produktów.

Procedura alokacji została opisana w normie PN-EN ISO 14044 [23]. Norma zaleca w pierwszej kolejności unikanie alokacji poprzez podzielenie procesów jednostkowych na podprocesy lub przez poszerzenie granic systemu wyrobu. Jeśli nie jest to możliwe lub nie rozwiązuje problemu, to należy wyznaczyć współczynniki alokacji oparte na zależnościach fizycznych lub ekonomicznych pomiędzy produktami. Ogólne zasady modelowania inwentaryzacji i reguły alokacji zamieszczono w pracy Kowalskiego i in. [19].

Nieco odmienną metodykę działania przyjęto w większości publikacji naukowych poruszających problem alokacji w LCA, zarówno teoretycznych, jak i studiach przypadków. Wyróżniono dwa podejścia do problemu alokacji. Domeną pierwszego z nich – analizy „przydziałowej” (proponowane tłumaczenie autorki, oryg. *attributonal*) jest przydzielanie części obciążeń środowiskowych do każdego z produktów na podstawie współczynników proporcji ustalonych na bazie zależności fizycznych lub ekonomicznych. Alternatywnie, w tzw. „skutkowym” LCA (proponowane tłumaczenie autorki, oryg. *consequential*) stosuje się metodę poszerzenia systemu analizowanego produktu. W praktyce większość badaczy LCA nie stosuje kolejności zalecanej przez normę, ale uzależnia wybór metody alokacji od celu analizy. W dalszej części pracy zastosowano obydwa podejścia do problemu.

2.3.1. Współczynniki alokacji w analizie „przydziałowej” ALCA

W celu rozdzielenia obciążeń środowiskowych pomiędzy produkty, w analizowanym układzie zastosowano współczynniki alokacji. Współczynniki alokacji wyrażają procentowy udział obciążeń środowiskowych, zgodnie z którym należy przypisać proporcjonalnie obciążenia środowiskowe do ciepła i energii elektrycznej. Współczynniki alokacji dla produktów obliczono z wzoru (1)

$$a_i = \frac{x_i}{\sum_{i=1}^n x_i} \quad (1)$$

gdzie:

- a_i – współczynnik alokacji dla i -tego produktu,
- x_i – podstawa alokacji dla i -tego produktu.

W analizowanym układzie, ze względu na rodzaj produktów, współczynniki mogą opierać się na następujących wielkościach:

- energii produktów (sprawność),
- egzergii produktów,
- zależnościach ekonomicznych, np. przychody ze sprzedaży produktów lub ceny produktów.

Zmiana egzergii została obliczona zgodnie z wzorem (2) zaproponowanym przez Szarguta [28]

$$\Delta B = -Q \frac{T - T_{ot}}{T} \quad (2)$$

gdzie:

- ΔB – zmiana egzergii,
- Q – ciepło przekazane przez źródło do układu,
- T – temperatura bezwzględna źródła ciepła zmierzona na granicy układu w miejscu przepływu ciepła,
- T_{ot} – temperatura otoczenia.

Przyjęto, że temperatura wody w sieci ciepłowniczej jest równa 90 °C, a temperatura otoczenia 20 °C.

W podobny sposób alokacja na podstawie egzergii produktów została wykonana w projekcie ECLIPSE [24].

Ponieważ energia elektryczna i ciepło są zużywane w kopalni, zastosowano ceny rynkowe tych produktów. Skorzystano z danych opublikowanych przez Urząd Regulacji Energetyki dotyczących średnich cen energii.

W tabelicy 1 przedstawiono współczynniki alokacji obliczone w opisanym sposobie.

2.3.2. Poszerzenie systemu wyrobu

Definicja dotycząca poszerzenia systemu zamieszczona w normie PN-EN ISO 14040 [22] mówi o włączeniu dodatkowych funkcji związanych z współwyrobami. W praktyce metodę „poszerzenia systemu wyrobu” należy rozpatrywać jako element związany z analizami „skutkowymi” (*consequential LCI*), których rozwój rozpoczął się od dyskusji Weidemy [31] na temat potrzeby uwzględniania informacji rynkowych w LCI. Podczas gdy norma zaleca stosowanie metody „poszerzenia systemu” zawsze w pierwszej kolejności, literatura przedmiotu uzależnia zazwyczaj jej stosowanie od celu analizy. Norma również nie precyzuje w jaki sposób wykorzystywać tę metodę, ani jak interpretować wyniki.

Najogólniej definiując, poszerzenie systemu jest to poszerzenie zakresu analizy i włączenie w granice dodatkowych danych dotyczących technologii, która prawdopodobnie zmieni wielkość produkcji w konsekwencji analizowanego procesu. Pojawiają się natomiast istotne pytania i związane z nimi niepewność wyniku: która to powinna być technologia (np. marginalna czy uśredniona?), w jaki sposób ją zidentyfikować?

kować, w jakim zakresie włączyć do analizy? Kolejna istotna kwestia to pytanie, kiedy stosować analizy „skutkowe” i jaka z nich płynię korzyść? Niniejsza praca nie odpowiada na te pytania, stanowi jedynie początek prac na ten temat.

W przypadku poszerzenia systemu, w literaturze przedmiotu opisano dwa podejścia równoważne: bezpośrednie rozszerzenie systemu (*direct system enlargement*) oraz podejście unikniętych oddziaływań (*avoided burdens approach*).

Poszerzenie analizowanych granic systemu wymaga zidentyfikowania technologii, procesów, segmentów rynku, które zmieniają wielkość produkcji pod wpływem analizowanej technologii. Zaproponowano różne sposoby identyfikacji tych technologii. Przykładowo Setterwall i in. [24] opisują metodę alternatywnej produkcji, w której system może zostać posze-

rzony o typową instalację już istniejącą, najlepszą możliwą instalację stosującą dowolne paliwo bądź takie samo paliwo i taką samą technologię. Ekvall i Weidema [8] zaproponowali procedurę wyboru tej technologii wykorzystując nauki ekonomiczne jako „technologię marginalną”. Problemy związane z wyborem technologii alternatywnej w poszerzaniu systemu opisali m.in. również Ekvall [6] i Finnveden [10].

W niniejszej pracy rozważano sytuację, w której ciepło nie byłoby produkowane w silniku kogeneracyjnym. W takim przypadku zapotrzebowanie kopalni byłoby prawdopodobnie pokryte przez wytwarzanie ciepła w kotle węglowym, ponieważ jest to technologia powszechnie stosowana w Polsce do produkcji ciepła, dostępna, umożliwiająca względnie elastyczne zmiany wielkości produkcji.

Tablica 1. Współczynniki alokacji obciążeń środowiskowych pomiędzy energią elektryczną i ciepło wytwarzane w skojarzeniu

Table 1. Allocation coefficients for environmental burden between electricity and heat from joint production

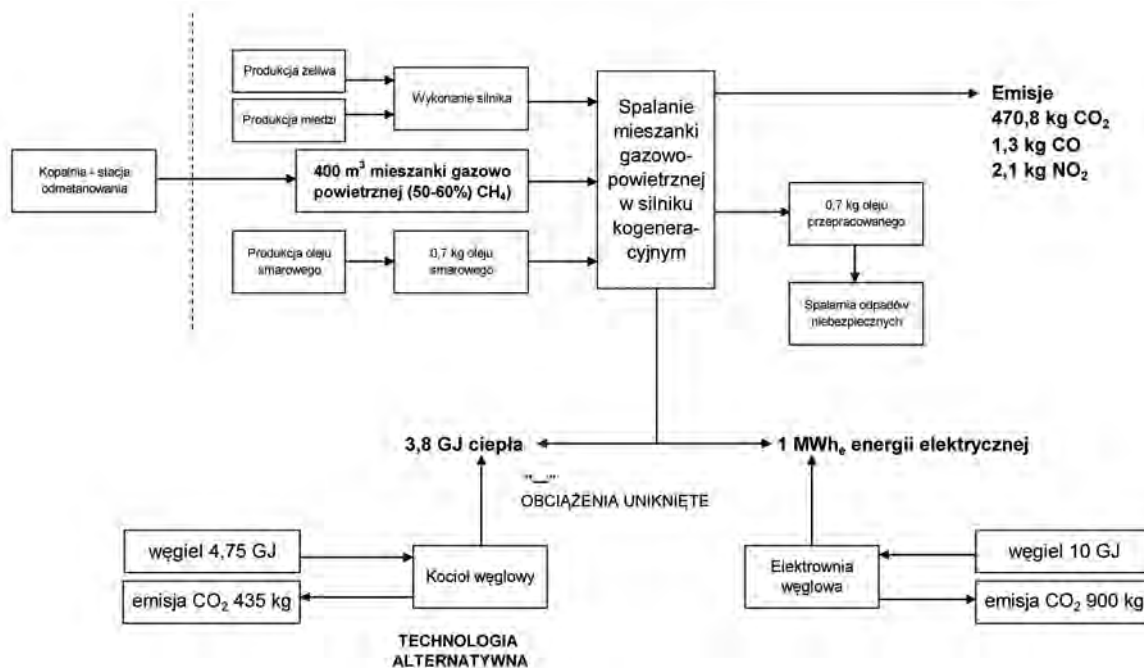
	Energia elektryczna	Ciepło
Podstawa alokacji x_i		
Energia produktów (sprawność)	3600 MJ (41,9%)	3816 MJ (44,2%)
Egzergia produktów	3600 MJ	736 MJ
Ceny produktów	198,90 zł/MWh ¹	64,91 zł/GJ ²
Współczynniki alokacji a_i		
Energia produktów	0,49	0,51
Egzergia produktów	0,83	0,17
Ceny produktów	0,45	0,55

¹ Informacja (nr 10/2012) w sprawie średniej ceny sprzedaży energii elektrycznej na rynku konkurencyjnym za rok 2011, Urząd Regulacji Energetyki, 2012 r.

² Informacja (nr 7/2012) w sprawie średnich cen sprzedaży ciepła wytworzonego w jednostkach wytwórczych niebędących jednostkami kogeneracji za 2011 rok, Urząd Regulacji Energetyki 2012 r.

Źródło: Opracowanie własne

Source: Own elaboration



Rys. 2. Idea poszerzenia granic systemu w analizowanej technologii

Źródło: Opracowanie własne

Fig. 2. Conception of system expansion in the analyzed technology

Source: Own elaboration

W celu obliczenia obciążeń środowiskowych związanych z wyprodukowaną w silniku kogeneracyjnym energią elektryczną, od całkowitych obciążeń środowiskowych powstających wskutek eksploatacji silnika kogeneracyjnego, odjęto obciążenia środowiskowe, tj. m.in. emisje i zużycie węgla, które miałyby miejsce w wyniku produkcji tej samej ilości ciepła w kotle węglowym (rys. 2).

Zastosowano podejście unikniętych obciążeń (*avoided burdens approach*). Założono sprawność produkcji ciepła 80 %. Taka metodyka obliczeń, tzn. założenie że obciążenia wywołwane przez produkcję ciepła w silniku kogeneracyjnym są równe obciążeniom wywołwanym procesem produkcji ciepła w technologii alternatywnej, pozwala ocenić nie rzeczywistą wartość obciążeń środowiskowych związanych z wytwarzaniem elektryczności w kogeneracji, ale zmianę w stosunku do stanu obecnego i ocenę korzyści osiągalnych dzięki współprodukcji ciepła w systemie kogeneracyjnym.

2.3.3. Model oceny cyklu życia

Do celów obliczeniowych zaproponowano uproszczony model analizowanego systemu produkcyjnego (rys. 3).

Potencjalne obciążenie środowiska wynikające z cyklu życia silnika kogeneracyjnego (I_S) jest sumą obciążeń cząstkowych związanych z poszczególnymi strumieniami wejściowymi i wyjściowymi (S_1, S_2, \dots, S_n). Obciążenia cząstkowe można w uproszczeniu przedstawić jako iloczyn natężenia strumienia S_i i współczynnika obciążenia środowiskowego wyznaczonego dla każdego strumienia α_i (równanie 3).

$$I_S = \sum_{i=1}^n \alpha_i S_i \quad (3)$$

gdzie:

- I_S – obciążenie środowiskowe w cyklu życia silnika kogeneracyjnego,
- S_i – natężenie strumienia wejściowego/wyjściowego,
- α_i – współczynnik obciążenia środowiskowego dla i -tego strumienia.

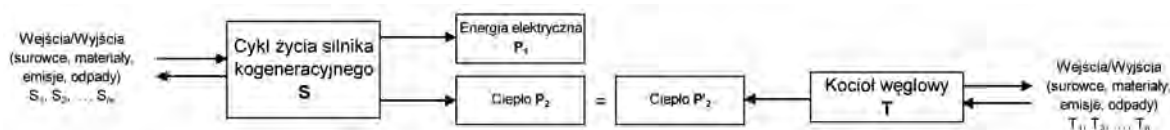
W celu zapisu równania uwzględniającego obydwie metody alokacji wprowadzono dwa zmienne parametry: parametr a – współczynnik alokacji obciążeń środowiskowych do energii elektrycznej oraz parametr b wykorzystany w celu wyboru sposobu alokacji (*ALCA* lub *CLCA*). Obciążenia środowiskowe poszczególnych produktów (I_{P1}, I_{P2}) można obliczyć zgodnie z równaniem (4) oraz (5)

$$I_{P1} = a \cdot I_S - (1-b) \cdot I_{P2} \quad (4)$$

$$I_{P2} = (100-a) \cdot b \cdot I_S + (1-b) \cdot I_{P2}' \quad (5)$$

gdzie:

- I_{P1}, I_{P2} – obciążenia środowiskowe poszczególnych produktów,
- I_{P2}' – obciążenia środowiskowe koproduktu wytworzonego w technologii alternatywnej,



Rys. 3. Uproszczony model analizowanego systemu produkcyjnego

Źródło: Opracowanie własne

Fig. 3. Simplified model of the analyzed production system

Source: Own elaboration

a – współczynnik alokacji obciążeń środowiskowych do energii elektrycznej

$0 < a < 100$,

b – parametr stosowany w celu wyboru sposobu alokacji (*ALCA* lub *CLCA*)

$b = 0 \vee 1$.

W tablicy 2 zamieszczono wartości parametrów a i b przyjęte w czterech wariantach prowadzonej analizy.

Dla alokacji proporcjonalnej do wyznaczonego współczynnika alokacji (*ALCA*), parametr $b=1$, wtedy równania (4) i (5) upraszczają się do postaci

$$I_{P1} = a \cdot I_S \quad (6)$$

$$I_{P2} = (100 - a) \cdot I_S \quad (7)$$

Dla metody poszerzania systemu *CLCA*, parametr $b=0$, a zależność (5) upraszcza się do postaci

$$I_{P2} = I_{P2}' \quad (8)$$

3. Wyniki analizy i dyskusja wyników

Przeprowadzono ocenę cyklu życia wykorzystując metodę oceny ReCiPe 2008. W tablicy 3 zestawiono najważniejsze obciążenia środowiskowe dla zidentyfikowanych w analizowanym procesie wejść i wyjść.

Wśród wymienionych kategorii wpływu, na podstawie porównania ze średnimi obciążeniami środowiskowymi występującymi w Europie, za najważniejsze można uznać następujące kategorie: Zmiany klimatyczne, Zakwaszenie lądowe, Tworzenie smogu fotochemicznego, Tworzenie pyłu zawieszonego, Zubożenie paliw kopalnych. W tablicy 4 zaprezentowano wyniki dla wybranych kategorii wpływu. Wyniki w każdej z wybranych kategorii wpływu zostały podane w reprezentatywnych jednostkach równoważnych i obejmują sumę potencjalnych efektów zinwentaryzowanych w cyklu życia.

3.1. Wyniki alokacji w analizie „przydziałowej” *ALCA*

W pierwszej kolejności przeanalizowano wyniki uzyskane przy zastosowaniu alokacji proporcjonalnej do stałych współczynników.

Zastosowanie sprawności energetycznej jako podstawy wyznaczenia współczynników alokacji dobrze spełnia kryteria wyboru określone przez Ekvall i Tillman [7]. Sprawność energetyczna oddaje zależności fizyczne, jest miarą wykorzystania energii chemicznej paliwa jako energii elektrycznej i ciepłej, jest wiarygodna i zrozumiała, przez co jest akceptowalna i łatwa do stosowania. Jednak metoda ta zakłada, że 1 MJ energii elektrycznej i 1 MJ energii ciepłej mają taką samą wartość. Z punktu widzenia użytkownika, energia ciepła przekazywana do sieci ciepłowniczej może nie być dobrą miarą użyteczności wyprodukowanego ciepła, gdyż możliwość wykorzystania ciepła z sieci zależy od temperatury czynnika grzejącego i od temperatury otoczenia. Z tego względu zaproponowano również wykorzystanie egzergii produktów, jako podstawy alokacji. Egzergia, która odzwierciedla jakość energii użytecznej i potencjał wykonania pracy, w lepszy

Tablica 2. Wartości parametrów „a i „b” w analizie cyklu życia

Table 2. Parameters “a” and “b” used in the life cycle assessment

Metodyka	ALCA			CLCA
	Podstawa alokacji	Energia produktów	Ceny rynkowe	Egzergia produktów
Parametr „a”	49 %	51 %	83 %	100 %
Parametr „b”	1	1	1	0

Tablica 3. Obciążenia środowiskowe występujące w konsekwencji skojarzonej produkcji energii elektrycznej i ciepła w układzie kogeneracyjnym

Table 3. Environmental burdens resulting from the joint production of electricity and heat in the cogeneration system

Operacje i procesy odpowiedzialne za obciążenia środowiskowe występujące w cyklu życia silnika kogeneracyjnego	Kategorie wpływu, w których występują obciążenia środowiskowe
Emisja CO ₂ w procesie spalania mieszanki gazowo-powietrznej	Zmiany klimatyczne
Emisja NO ₂ w procesie spalania mieszanki gazowo-powietrznej	Zakwaszenie lądowe, eutrofizacja morska, tworzenie smogu fotochemicznego, tworzenie pyłu zawieszonego
Zużycie gazu kopalnianego	Zubożenie zasobów paliw kopalnych
Produkcja oleju smarowego, w tym wydobycie ropy oraz emisje ze składowania odpadów z produkcji oleju i wydobycia ropy	Zubożenie warstwy ozonowej, transformacja obszarów naturalnych, ekotoksyczność wodna, morska
Produkcja metali do budowy silnika, w tym emisje ze składowania odpadów	Eutrofizacja wód, toksyczność dla ludzi, ekotoksyczność wodna, morska, zubożenie rud metali do produkcji żeliwa i miedzi służących do budowy silnika

Źródło: Opracowanie własne

Source: Own elaboration

Tablica 4. Obciążenia środowiskowe w całym cyklu życia związane z wyprodukowaniem 1 MWh_e energii elektrycznej w układzie kogeneracyjnym w zależności od metody alokacji

Table 4. Life cycle environmental burdens for the production of 1 MW of electricity in the cogeneration system, depending on the allocation method

Kategoria wpływu obciążenia środowiskowego	Analizowany układ	Silnik kogeneracyjny				Elektrownia węglowa
		ALCA – Podstawa i współczynnik alokacji			CLCA – poszerzanie systemu	
	Jednostka	Energia (49 %)	Egzergia (83 %)	Ceny (45 %)	Silnik kogeneracyjny – kocioł węglowy	—
Zmiany klimatyczne	kg CO ₂ eq	231,88	241,35	392,78	-24,58	1151,12
Zakwaszenie lądowe	kg SO ₂ eq	0,59	0,62	1,00	-2,01	6,01
Tworzenie smogu fotochemicznego	kg NMLZO ¹	1,08	1,13	1,83	0,74	2,51
Tworzenie pyłu zawieszonego	kg PM10 eq	0,23	0,24	0,39	-0,50	1,69
Zubożenie paliw kopalnych	kg ropy eq	92,68	96,46	156,99	80,90	305,93

¹ Potencjał tworzenia smogu fotochemicznego wyrażono w kg NMLZO – niemetanowych lotnych związków organicznych

Źródło: Obliczenia własne

Source: Own elaboration

sposób oddaje funkcję pełnioną przez każdy z produktów, w szczególności z dostarczeniem ciepła. Zastosowanie metody alokacji zgodnie z egzergią skutkuje przydzieleniem obciążeń głównie do wyprodukowanej energii elektrycznej. Jest to spowodowane niską temperaturą czynnika grzejącego, a więc niską jakością ciepła.

Stosowanie iloczynu cen rynkowych i wyprodukowanej ilości jako podstawy alokacji jest poniekąd uzasadnione, ze względu na to, że to czynniki ekonomiczne zazwyczaj decydują o produkcji. Wadą metody jest zależność od zmienności cen rynkowych. Stosowanie cen jako podstawy alokacji w niektórych przypadkach może budzić wątpliwości: jeśli o cenie nie decydują mechanizmy wolnorynkowe, produkty są sprzedawane na różnych rynkach dynamicznych oraz w przypadku, gdy cena nie decyduje o wielkości produkcji, ponieważ proporcje pomiędzy produktami są stałe. W przypadku układu kogeneracyjnego ceny rynkowe energii elektrycznej i ciepła są zbliżone, a o wielkości produkcji decyduje głównie wielkość zapotrzebowania.

Alokacja obciążeń środowiskowych pomiędzy ciepło i energię elektryczną na podstawie sprawności energetycznej oraz na podstawie rynkowych cen produktów daje bardzo zbliżone wyniki. Obydwie metody bazują na założeniu, że MJ energii elektrycznej i MJ ciepła mają podobną wartość. Z kolei biorąc pod uwagę egzergię produktów, energia elektryczna jest bardziej wartościowym produktem kogeneracji w porównaniu z ciepłem wody o temp. 90 °C i właśnie wytwarzaniu energii elektrycznej należy przypisać większość obciążeń środowiskowych.

Rzetelność i obiektywizm analiz cyklu życia wymagają wykluczenia subiektywizmu wyboru metody alokacji obciążeń środowiskowych pomiędzy wytworzone produkty. W układzie kogeneracyjnym jest to możliwe przez uwzględnienie dodatkowych kryteriów wyboru metody alokacji, poza kryteriami określonymi przez Ekvall i Tillman [7]. Uwzględnienie stałości zastosowanych współczynników w czasie jako dodatkowego kryterium wyboru metody alokacji prowadzi do wykluczenia jako podstawy alokacji cen rynkowych, jako że wykazują się dużą zmiennością w czasie. Jest uzasadnione, aby współczynniki alokacji były proporcjonalne do użyteczności (jakości) produktów, co skłania do wyboru egzergii produktów w miejsce ich energii, ze względu na to, że jest ona proporcjonalna do użyteczności produktów.

Tak więc pomimo zgodności wyników uzyskanych z zastosowaniem współczynników alokacji opartych na cenie rynkowej produktów oraz energii produktów, zastosowanie egzergii produktów jako współczynnika alokacji obciążeń środowiskowych wydaje się w najlepszy sposób oddawać zależności fizyczne pomiędzy produktami oraz funkcję użytkową pełnioną przez produkty. Dodatkową zaletą zastosowania egzergii produktów jako podstawy alokacji jest obiektywność i niezmienność w czasie.

3.2. Wyniki analizy z wykorzystaniem metody poszerzenia systemu

Wyniki uzyskane z zastosowaniem metody poszerzenia systemu znacznie odbiegają od wcześniejszych rezultatów. Wyznaczone wskaźniki obciążenia środowiskowego związane z wyprodukowaniem 1 MWh_e energii elektrycznej są znacznie niższe, niż w przypadku stosowania współczynników alokacji. Jednak przy stosowaniu metody poszerzenia systemu bardzo ważne jest podkreślenie, że należy je interpretować w odmienny sposób niż poprzednie wyniki.

Przykładowo, mimo że spalanie metanu powoduje emisję dwutlenku węgla, w metodzie poszerzenia systemu wielkość

emisji gazów cieplarnianych związana z wyprodukowaniem 1 MWh energii elektrycznej z gazu kopalnianego jest liczbą ujemną. Oznacza to, że w konsekwencji wytwarzania w silniku kogeneracyjnym ciepła jako koproduktu nastąpi redukcja emisji gazów cieplarnianych w porównaniu do stanu obecnego lub najbardziej prawdopodobnego alternatywnego scenariusza (wytworzenia tej samej ilości ciepła w kotle węglowym). Ocena wykorzystująca poszerzenie systemu stanowi miarę zmiany obciążenia środowiskowego wynikającej z wystąpienia koproduktów w całym poszerzonym cyklu życia. Wyniki obliczeń przy zastosowaniu techniki obciążeń unikniętych nie są wartością bezwzględną, ale wartością różnicową, uwzględniającą wytwarzanie koproduktów.

Wyniki oceny w dużym stopniu zależą od wybranej alternatywnej technologii wytwarzania ciepła, przy czym wybór technologii alternatywnej został dokonany w sposób subiektywny. Aby metoda mogła znaleźć szersze zastosowanie, konieczne są dalsze prace nad opracowaniem kryteriów wyboru technologii alternatywnej.

4. Podsumowanie i wnioski

Niezależnie od wybranej metody alokacji, wytwarzanie energii elektrycznej w silniku kogeneracyjnym z metanu ujętego w stacji odmetanowania w kopalni węglowej jest związane z niższym zagregowanym wskaźnikiem obciążenia środowiskowego niż wytwarzanie energii elektrycznej w elektrowni węglowej. Nie da się oczywiście zastąpić elektrowni silnikami spalającymi gaz kopalniany, ponieważ nie są to technologie równoważne ze względu na m.in. dostępność, elastyczność, skalę. Jednak uzyskane wyniki potwierdziły, że maksymalne wykorzystanie gazu ujętego w kopalni do wytwarzania energii użytecznej jest korzystne dla środowiska.

Ocena potencjalnego wpływu na środowisko eksploatacji silnika kogeneracyjnego wymaga rozdziału strumieni wejściowych i wyjściowych pomiędzy dwa produkty. Analizowany proces posłużył jako dość prosty przykład umożliwiający porównanie różnych metod alokacji obciążeń środowiskowych stosowanych w ocenie cyklu życia.

- Stosowanie różnych współczynników alokacji: cen, energii produktów lub egzergii produktów jako podstawy alokacji prowadzi do uzyskania różnych wyników obciążeń środowiskowych w cyklu życia (tabl. 4).
- Metoda poszerzenia systemu pozwala uniknąć subiektywizmu pojawiającego się podczas wyboru metody alokacji, równocześnie jednak pojawił się problem subiektywizmu wyboru technologii alternatywnej w metodzie poszerzenia systemu (rys. 2).
- Ocena cyklu życia jest stosowana do analiz porównawczych różnych wariantów technologii, a poszerzenie systemu bardzo dobrze wpisuje się w ten cel i umożliwia porównanie alternatywnych scenariuszy.

Metoda poszerzenia systemu potencjalnie może zwiększyć obiektywność analiz, jeśli uda się odpowiedzieć na pytania jak wykonać poszerzenie systemu, żeby zminimalizować błąd, a zastosowana metoda będzie dobrze uzasadniona, zrozumiała i akceptowalna.

Podziękowania

Prace wykonano w ramach pracy statutowej finansowanej przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego pod tytułem: „Analiza wpływu zastosowanych procedur alokacji obciążeń środowiskowych pomiędzy wytwarzane produkty na rezultaty oceny cyklu życia układu kogeneracyjnego”

Literatura

1. *Althaus H.-J., Chudacoff M., Hischer R., Jungbluth N., Osses M., Primas A.*: Life Cycle Inventories of Chemicals. Ecoinvent report No. 8, v 2.0. EMPA Dubendorf, Swiss Centre for Life Cycle Inventories, Dubendorf, CH 2007.
2. *Azapagic A., Clift R.*: Allocation of Environmental Burdens in Co-product Systems: Product-related Burdens (Part 1), Int. J. LCA 4 (6) 357-369 (1999).
3. *Burger B., Bauer C.*: Windkraft. Data v. 2.0. Final report ecoinvent No. 6-XIII. Paul Sherrer Institute Villingen, Swiss Centre for Life Cycle Assessment, Dubendorf 2007.
4. *Classen M., Althaus H.-J., Blaser S., Tuchschnid M., Jungbluth N., Doka G., Faist Emmenger M., Scharnhorst W.*: Life Cycle Inventories of Metals. Final report ecoinvent data v. 2.1., No 10. EMPA Dubendorf, Swiss Centre for Life Cycle Inventories, Dubendorf, CH 2009.
5. *Earles J.M., Halog A.*: Consequential life cycle assessment: a review, Int. J. LCA, published online 30 March 2011, DOI 10.1007/s11367-011-0275-9.
6. *Ekvall T.*: System Expansion and Allocation in Life Cycle Assessment With Implications for Wastepaper Management, Chalmers University of Technology Göteborg 1999.
7. *Ekvall T., Tillman A.M.*: Open-Loop Recycling: Criteria for Allocation Procedures, Int. J. LCA 2 (3) 155-162 1997.
8. *Ekvall T., Weidema B.P.*: System Boundaries and Input Data in Consequential Life Cycle Inventory Analysis, Int. J. LCA 9 (3) 161-171 2004.
9. *Faix A., Schweinle J., Scholl S. et al.*: (GTI-tebiomass) Life-Cycle Assessment of the BTO-Process (Biomass-to-Oil), Environmental Progress & Sustainable Energy (Vol. 29, No. 2), pp. 193-202, 2010.
10. *Finnveden G.*: A world with CO₂ caps, Int J LCA 13 (5) 365-367 (2008) DOI 10.1007/s11367-008-0014-z.
11. *Finnveden G., Hauschild M.Z., Ekvall T., Guinee J., Heijungs R., Hellweg S., Koehler A., Pennington D., Suh S.*: Recent developments in Life Cycle Assessment, Journal of Environmental Management 91 (2009)1-21.
12. *Frischknecht R., Jungbluth N., Althaus H.J., Doka G., Dones R., Hischer R., Hellweg S., Humbert S., Margni M., Nemecek T., Spielmann M.*: Implementation of Life Cycle Impact Assessment Methods: Data v2.0. ecoinvent report No.3, Swiss centre for Life Cycle Inventories, Dubendorf, Switzerland 2007.
13. *Frischknecht R., Stucki M.*: Scope-dependent modelling of electricity supply in life cycle assessments, Int J LCA 15 (8) 806-816 (2010) DOI 10.1007/s11367-010-0200-7.
14. *Gatnar K.*: Gospodarcze wykorzystanie metanu z pokładów węgla w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A., Konferencja Naukowo Techniczna Pozyskanie i Utylizacja Metanu z Pokładów Węgla, Jastrzębie Zdrój 23-25 maja 2012 r., materiały dostępne na stronie <http://www.apbiznes.pl/wp-content/uploads/2012/06/KGatnar-JSW.pdf> (wejście listopad 2012 r.), str. 141-147
15. *Goedkoop M., Oele M., Schryver, de A., Vieira M.* SimaPro Database manual. Methods library. PRe Consultants, Netherlands 2008.
16. *Goedkoop M.J., Heijungs R., Huijbregts M., De Schryver A., Struijs J., Van Zelm R.*: ReCiPe 2008, A life cycle impact assessment method which comprises harmonised category indicators at the midpoint and the endpoint level; 2009, <http://www.lcia-recipe.net> (dostęp 12.2012).
17. *Guinee J. B. et al.*: Life cycle assessment. An operational guide to the ISO standards. Ministry of Housing, Spatial Planning and the Environment (VROM) and Centre of Environmental Science – Leiden University (CML), Netherland 2001 <http://www.leidenuniv.nl/>
18. *Huppes G., Ishikawa M.*: A Framework for Quantified Eco-efficiency Analysis, Journal of Industrial Ecology, Vol. 9, 4, 2005, pp. 25-41.
19. *Kowalski Z., Kulczycka J., Góralczyk M.*: Ekologiczna ocena cyklu życia procesów wytwórczych (LCA), Wyd. PWN, 2007, str. 70.
20. *Lewandowska A.*: Środowiskowa ocena cyklu życia produktu na przykładzie wybranych typów pomp przemysłowych, Wydawnictwo Akademii Ekonomicznej w Poznaniu, Poznań 2006, str. 101.
21. *Lewandowska A., Wawrzynkiewicz Z., Noskowiak A., Foltynowicz Z.*: Adaptation of ecoinvent database to Polish conditions – the case of wood production in forest. International Journal of Life Cycle Assessment 13 (4) 319-327 (2008).
22. PN-EN ISO 14040:2009 Zarządzanie środowiskowe. Ocena cyklu życia. Zasady i struktura. PKN, Warszawa 2009.
23. PN-EN ISO 14044:2009 Zarządzanie środowiskowe. Ocena cyklu życia. Wymagania i wytyczne. PKN, Warszawa 2009.
24. *Setterwall C. Munter M., Sarkozi P., Bodlund B.*: ECLIPSE Methodological guidelines. Final Report, ECLIPSE 2004 – publikacja internetowa, www.eclipse-eu.org (dostęp 2009 r.)
25. *Sitonen S., Holmberg H.*: Estimating the value of energy saving in industry by different cost allocation methods. International Journal of Energy Research 36: 324-334, 2012, DOI: 10.1002/er.1794.
26. *Solomon S., Qin D., Manning M., Chen Z., Marquis M., Averyt K.B., Tignor M., Miller H.L.* (ed.): Contribution of Working Group I to the Fourth Assessment Report of the Intergovernmental Panel on Climate Change, Cambridge University Press, Cambridge, United Kingdom and New York, NY, USA 2007.
27. *Steubing B., Zah R., Ludwig C.*: Life cycle assessment of SNG from wood for heating, electricity, and transportation, Biomass and Bioenergy 35 2011 2950-2960.
28. *Szargut J.*: Energetyka ciepła w hutnictwie, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1971 r.
29. *Tor A., Gatnar K.*: Efektywność energetyczna Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. w aspekcie wykorzystania metanu z pokładów węgla, Materiały XXV Konferencji z cyklu Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej, Zakopane 9-12.10.2011 r.
30. *Wardenaar T., van Ruijven T., Mendoza Beltran A., Vad K., Guinee J., Heijungs R.*: Differences between LCA for analysis and LCA for policy: a case study on the consequences of allocation choices in bio-energy policies, Int J LCA 17 (8) 1059-1067 (2012); DOI 10.1007/s11367-012-0431-x
31. *Weidema B.P.*: Market aspects in product life cycle inventory methodology, J. Clean Prod 1(3-4):161-166, 1993.
32. *Zamagni A., Guinee J., Heijungs R., Masoni P., Raggi A.*: Lights and shadows in consequential LCA, Int J LCA 17 (8) 904-918 (2012) DOI 10.1007/s11367-012-0431-x



Problemy oznaczania współczynnika filtracji gruntów słabo przepuszczalnych

Problems in the determination of filtration coefficient of poorly permeable soils

Mgr inż. Sylwia Tchórzewska^{*)}

Treść: Artykuł poświęcony jest problematyce wyznaczania współczynnika filtracji, jednego z istotnych kryteriów doboru gruntu do formowania przesłon i ekranów izolacyjnych stosowanych powszechnie w budownictwie ziemnym, budowie składowisk odpadów oraz w górnictwie. Problematyka filtracji w gruntach słabo przepuszczalnych należy do zagadnień złożonych, a sam parametr, ze względu na dużą zmienność zarówno w przestrzeni jak w czasie, jest metodycznie trudny do oznaczenia i wymaga doboru odpowiedniej procedury badawczej. W pracy omówiono, na podstawie danych literaturowych, czynniki mające istotny wpływ na wiarygodność i na dokładność otrzymywanych wyników badań.

Abstract: This paper presents the issue of filtration coefficient determination, the one of the most important criteria for the selection of soil suitable for the shutters and isolation screens formation commonly used in ground building industry, landfills forming and slope stability in mining. Filtration in poorly permeable soils is a complex procedure due to high variability of its parameter both in space and time. Its proper determination requires a selection of adequate procedure based not only on the literature data but also the credibility of procedures applied and estimation of the measurement error.

Słowa kluczowe:

współczynnik filtracji, grunty słabo przepuszczalne

Key words:

filtration coefficient, poorly permeable soils

1. Wprowadzenie

Doświadczalne wyznaczanie parametrów filtracyjnych gruntów spoistych, głównie słabo przepuszczalnych, zyskuje coraz to większe znaczenie praktyczne. Znajomość tego parametru jest niezbędna, m.in. w obliczeniach inżynierskich, modelowaniu procesów zachodzących w podłożu, jak i w ocenie zdolności izolacyjnych naturalnych i sztucznych barier, a także w ocenie warunków hydrogeologicznych masywów gruntowo-skalnych. Potrzeba wiarygodnego oznaczania parametrów przepuszczalności nabiera szczególnego znaczenia w związku z realizacją wielu programów z zakresu ochrony środowiska. Należy tu wymienić: budowę składowisk odpadów, oczyszczalni ścieków, obiektów inżynierskich służących do magazynowania i dystrybucji paliw płynnych oraz bezzbiornikowego magazynowania substancji i składowania odpadów w wyrobiskach górniczych. Dotychczasowe zainteresowanie badaczy skupiały się głównie na przepuszczalności gruntów dobrze przepuszczalnych. Filtracja w gruntach słabo przepuszczalnych jest bardziej złożona, determinowana oddziaływaniem wielu czynników, których znaczenie w gruntach dobrze przepuszczalnych jest mało istotne i może być pomi-

nięte. Stąd też wiele istotnych aspektów tego zagadnienia nie zostało dotychczas wystarczająco dobrze rozpoznanych i wyjaśnionych zarówno od strony teoretycznej, jak i metodycznej.

2. Opis zagadnienia

Ruch wody w gruntach spoistych jest zagadnieniem bardzo złożonym i zależy nie tylko od jego uziarnienia, składu mineralnego, stopnia zagęszczenia, cech związanych z ułożeniem ziaren i cząstek, porowatości, wilgotności, ale także od istotnych procesów fizykochemicznych zachodzących na kontakcie fazy stałej i ciekłej. Przepływowi wody towarzyszy także wiele zjawisk zewnętrznych mających wpływ na uzyskiwane wyniki. Należą do nich: wahania temperatury, zapowietrzenie próby, parowanie, przemieszczanie się szkieletu gruntowego w czasie, na skutek naprężeń konsolidacyjnych oraz skład chemiczny wody, która przepływa przez grunt. Związane są z tym zmiany wymiarów porów, wilgotności i innych cech fizycznych. Główne problemy oznaczania współczynnika filtracji dotyczą: metody oznaczania, stosowania technik pomiarowych i nowych przyrządów badawczych, porównywalności wyników uzyskiwanych z badań polowych i laboratoryjnych, wpływu określonych cech fizycznych gruntu i filtrującej cieczy oraz znaczenia warunków środowiskowych.

^{*)} AGH w Krakowie, Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska, Katedra Hydrogeologii i Geologii Inżynierskiej

Powszechnie stosowaną klasyfikację metod badań filtracji gruntu stosowanych w laboratoriach i pracach polowych przedstawił Head (tabl. 1). Można je podzielić na pięć grup:

- ze zmiennym ciśnieniem wody – wyniki otrzymuje się na podstawie zaobserwowanej w czasie wartości obniżenia poziomu wody w rurce piezometrycznej,
- ze stałym ciśnieniem wody – z równania wydatku,
- łącznego określania współczynnika filtracji i wzniosu kapilarnego – na podstawie pomiarów prędkości przesuwania się linii zawilgocenia gruntu,
- z konsolidacji próbki – oparte na prawie konsolidacji filtracyjnej,
- na podstawie wzorów teoretycznych i doświadczalnych – opartych na podstawowym prawie Poiseuille’a.

Pierwsze badania cech filtracyjnych ośrodka gruntowego zapoczątkowane zostały dopiero w połowie XIX wieku pracami Darcy’ego. Dotyczyły one głównie gruntów niespójnych, stanowiących miejsce gromadzenia i przepływu wód podziemnych. Darcy na podstawie doświadczeń ustalił, że podstawowym parametrem przepuszczalności jest współczynnik proporcjonalności, nazwany później współczynnikiem filtracji, charakteryzujący liniową zależność prędkości przepływu wody w gruncie od wartości spadku hydraulicznego, czyli stosunku różnicy ciśnień do długości drogi filtracji. Współczynnik filtracji jest w tym ujęciu wielkością charakterystyczną dla danego środowiska gruntowego, tj. nie zależy od gradientu hydraulicznego, natomiast zależy od cech tego ośrodka takich jak porowatość [18].

Na podstawie wartości współczynnika filtracji dokonuje się oceny zdolności filtracyjnych – przepuszczalności gruntu. Warunkiem teoretycznej poprawności wyznaczania parametrów filtracji w ujęciu Darcy’ego jest przepływ wody w ośrodku dwufazowym. Przepływ taki nosi nazwę przepuszczalności. Natomiast przenikanie wody w gruncie w stanie nienasyconym określa się mianem przewodności hydraulicznej, która może mieć charakter nieliniowy [4]. Wielu autorów zwraca uwagę na odmienny charakter filtracji pionowej i poziomej [12]. Filtracja pozioma związana jest z przesączaniem się wody przy niewielkich gradientach często na znaczne wielokilometrowe odległości. Droga filtracji pionowej jest z reguły znacznie krótsza, bo odpowiada miąższości warstwy, natomiast gradienty hydrauliczne są znacznie większe.

2.1. Ważność prawa Darcy’ego

Przeprowadzone dotychczas badania nadal nie precyzują w sposób jednoznaczny zakresu ważności prawa Darcy’ego. Olsen [3] ustalił iż „prawo Darcy’ego obowiązuje w wielu naturalnych osadach, ale wyjątkiem mogą być ility, szczególnie montmorylonit” oraz że ewentualny brak liniowości należy zaliczyć do błędów pomiarowych, a Tavenas tamże uważa, że prawo to można stosować w badaniach przepuszczalności również dla gruntów bardzo słabo przepuszczalnych, takich jak ility. Jeszcze inni autorzy – Roza, Bierzekin, Nogy, Kordi [6] z kolei sugerują możliwość istnienia nieliniowej zależności między spadkiem hydraulicznym I , a prędkością przepływu wody V . Ruch wody może, zatem nastąpić dopiero po przekroczeniu pewnego tzw. początkowego spadku hydraulicznego I_A . Po przekroczeniu tego spadku zależność prędkości filtracji od spadku hydraulicznego początkowo ma jeszcze charakter krzywoliniowy (faza prelinearna) i dopiero po osiągnięciu kolejnej wartości zwanej spadkiem granicznym I_p przechodzi w zależność prostoliniową, do której dla $I > I_p$ można już zastosować liniowe prawo filtracji (rys. 1).

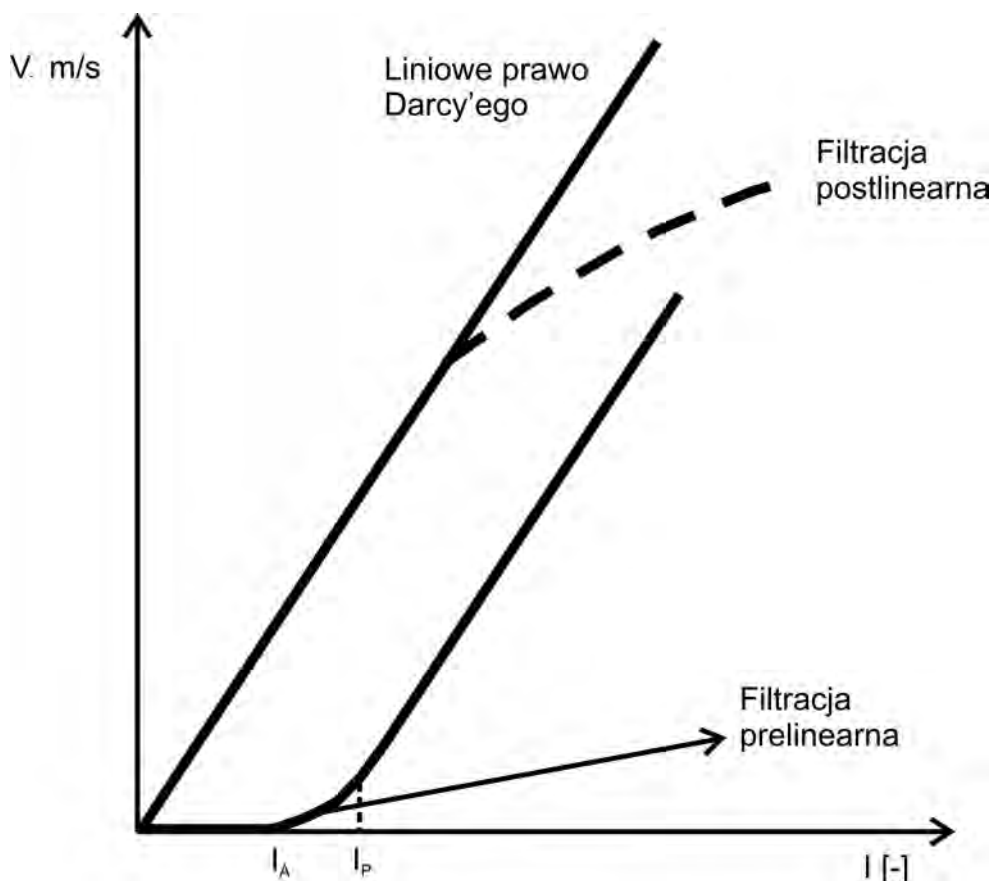
Mitchell i Younger [3] stwierdzili, że „odchylenia od prawa Darcy’ego są najmniejsze przy niskich spadkach hydraulicznych, bo i spadki w terenie rzadko przekraczają

jedność, podczas gdy spadki używane w laboratoryjnych badaniach przepuszczalności wody i stosowane podczas badań konsolidacji są zwykle dużo większe (nawet >100), stąd stosowanie wyników badań laboratoryjnych do analiz zachowania się gruntu w warunkach naturalnych wymaga weryfikacji”. Według Pane [16], oznacza to, że w celu otrzymania wiarygodnych pomiarów wodoprzepuszczalności nie należy stosować tak wysokich spadków, jakich zwykle używa się w konwencjonalnych badaniach ze stałym lub zmiennym ciśnieniem hydrostatycznym. Istotne błędy w pomiarach są wówczas wynikiem filtracji wywołanej konsolidacją – *seepage consolidation*. Powoduje ona zmniejszanie się wielkości porów oraz wypieranie części wody porowej, co istotnie wpływa na pomiary wielkości przepływu w trakcie filtracji. Stwierdzono również [14], że wpływ konsolidacji filtracyjnej na wyniki pomiarów rośnie wraz z wielkością spadku hydraulicznego. Błędy spowodowane nakładaniem się na naturalną filtrację filtracji konsolidacyjnej można zminimalizować redukując w badaniach przepuszczalności spadki do możliwie najniższych wartości. Niższy spadek to mniej zakłócona struktura próbki gruntu oraz mniejsza zmienność prędkości przepływu i wskaźnika porowatości.

Szczepański [17] podczas badań (gliny piaszczystej zwięzłej) ze stałym obciążeniem i zmiennym spadkiem hydraulicznym zaobserwował zmniejszanie się współczynnika filtracji ze wzrostem spadku hydraulicznego. Przyczynę tych zmian przypisał on zjawisku kontrakcji (dławienia przy wypływie cieczy przez otwory o małych rozmiarach, co powoduje ograniczenie efektywnego przekroju przepływu). Skala tych zmian jest jednak niewielka – 1,5-krotne zmniejszenie współczynnika filtracji nastąpiło przy zwiększeniu spadku z wartości $I=7$ do $I=12$ (przy obciążeniu $\delta'=80$ kPa), a 3,5-krotne zmniejszenie przy zwiększeniu spadku odpowiednio od wartości $I=7$ do $I=47$ (przy obciążeniu $\delta'=300$ kPa). Odnosząc te dane do warunków rzeczywistych oznaczałoby to dla warstwy słabo przepuszczalnej o miąższości 1 m zmianę wysokości naporu wody z 7 do 12 m w pierwszym przypadku i z 7 do 47 m w drugim przypadku. Tak duże wartości naporu są mało realne w rzeczywistości. Przy większych miąższościach warstw, co z reguły w warunkach rzeczywistych ma miejsce, skala takich zmian wyklucza od strony praktycznej sens rozpatrywania kontrakcji jako zjawiska sprzyjającego zmniejszaniu przepuszczalności podłoża.

2.2. Wpływ niepełnego nasylenia

W ośrodkach dwufazowych (jak wcześniej już wspomniano) obowiązuje liniowe prawo Darcy’ego, natomiast w gruntach nienasyconych (trójfazowych) przepływ wody odbywa się według zmodyfikowanego prawa Darcy’ego opisanego równaniem Richardsona i Ficka [10]. W ośrodkach tych współczynnik filtracji zależy od wartości stopnia wilgotności gruntu S_r – wraz z jego zmniejszaniem współczynnik filtracji maleje. Przy niskim stopniu wilgotności większość porów wypełnia powietrze, które rozpuszcza się w przepływającej przez grunt wodzie. Objętość wprowadzonej do próbki wody jest zatem inna niż ilość wody wypływającej, a przepływ jest nieustalony w czasie. Z badań prowadzonych przez Lipińskiego i Wdowską wynika jednoznacznie, że przebieg stabilizacji ciśnienia wody w porach przy zadanych przepływach różni się zasadniczo dla próbek nasączonych i nienasączonych. W przypadku próbek nasączonych ciśnienia stabilizują się relatywnie szybko, a otrzymane gradienty są znacznie mniejsze niż w przypadku próbek nienasączonych. Różnice te wynikają ze wzrastającego w trakcie badania stopnia wilgotności (dosączenie się) próbek nienasączonych. Oznaczanie współczynnika filtracji prób nie w pełni nasyconych należy zatem uznać za niepoprawne, sprzyjające popełnieniu znacznych błędów.



Rys.1. Graficzna ilustracja prawa filtracji [6,11]
 Fig. 1. Illustration of the filtration law [6, 11]

2.3. Wpływ sił wzajemnego oddziaływania na granicy fazy stałej i ciekłej

W gruntach spoistych, a więc takich, które zawierają od kilku do kilkudziesięciu procent frakcji poniżej 2 μm , przemieszczanie się wody i innych cieczy ma specyficzny charakter. W ośrodkach tych przemieszczanie dipolowych cząstek wody i kationów jest warunkowane nie tylko gradientem hydraulicznym, lecz także charakterem sił wzajemnego oddziaływania na granicy fazy stałej i ciekłej. Ujemnie naładowane powierzchnie cząstek ilastych przyciągają kationy z roztworów wód porowych, tworząc wokół tych cząstek podwójną dyfuzyjną warstwę elektryczną. Oddziaływanie między podwójną warstwą elektryczną a cząstką ilastą może być tak znaczne, że będzie to stanowić barierę blokującą przepływ wody (cieczy) w gruncie. Zależać to będzie od szerokości podwójnej warstwy elektrycznej. Szeroka podwójna warstwa utrudnia bowiem przepływ cieczy i tym samym obniża wartość współczynnika filtracji. Szerokość podwójnej warstwy elektrycznej zależy od właściwości roztworu porowego (stężenia roztworu, wartościowości kationów, stałej dielektrycznej, pH). Największą szerokość warstwa ta będzie mieć w przypadku przepływu wody pozbawionej mineralizacji, a zwłaszcza wody destylowanej. Analizując przepuszczalność gruntów spoistych należy również brać pod uwagę możliwość filtracji przez mikroszczeliny, których wpływ na zwiększanie przepuszczalności nie zawsze jest możliwy do oszacowania [1, 8].

2.4. Wpływ zawartości frakcji ilowej i rozmiaru porów

Kolejnymi ważnymi czynnikami gruntowymi decydującymi o przepuszczalności ośrodka są: zawartość frakcji

ilowej, zawartość pęczniących minerałów ilastych, struktura, tekstura oraz wielkość i rozlokowanie porów. Grunty spoiste cechuje zwykle dość duża porowatość rzędu 30÷50%. Jednak w głównej mierze są to mikropory lub ultra pory o średnicach poniżej 0,1 μm . W wielu rodzajach tych gruntów np. w iłach poznańskich dominują pory nawet o średnicach poniżej 0,01 μm [1]. W porach tych występuje woda związana, która może być uruchomiona dopiero przy znacznych gradientach hydraulicznych. Wartość tych gradientów jest jednak trudna do ustalenia, ze względu na złożoność czynników wpływających na cechy wody związanej w danym ośrodku gruntowym. Według Pazdry [15] w transporcie wody przez grunt biorą udział tylko pory większe od 0,1 μm . Pory o mniejszej średnicy (ultrapory) są na tyle małe, że nie biorą udziału w przewodzeniu wody. Zatem na intensywność przepływu wody przez grunt spoisty wpływa zawartość mikroporów czyli porów o średnicy od 0,1 μm do 10 μm .

Zależnością współczynnika filtracji od porowatości gruntów zajmowało się wielu badaczy. Zaretsky oraz Tavenas [8] udowodnili, na podstawie badań eksperymentalnych, że istnieje quasi-prostoliniowa zależność współczynnika filtracji od porowatości przedstawionej w skali logarytmicznej. Dla scharakteryzowania wyników tych badań wprowadzono wskaźnik zmian przepuszczalności C_k , określający zdolność między przyrostami wskaźnika porowatości a logarytmem współczynnika filtracji $\Delta e = C_k \cdot \Delta \log k$. Tavenas oraz Leroueil, za [8], przeanalizowali dużą liczbę danych doświadczalnych i zaproponowali równanie $C_k = 0,5 \cdot e_o$, które umożliwia oszacowanie wartości C_k na podstawie początkowego wskaźnika porowatości e_o . Pozwala ono na przedstawienie znanej wartości początkowego wskaźnika porowatości e_o oraz odpowiadającej jej wartości współczynnika filtracji k_o ,

Tablica 1. Przybliżone wartości współczynnika filtracji i metody jego wyznaczania
 Table 1. Approximate values of the filtration coefficient and different methods of its determination

1	Charakter przepuszczalności [15]	bardzo dobra	dobra	średnia	slaba	półprzepuszczalne	nieprzepuszczalne
2	Główne typy gruntów [15]	Rumorze, Żwiry, żwiry piaszczyste, Gruboziarniste i równnoziarniste piaski	Piaski gruboziarniste, niecoilaste, piaski różnoziarniste, piaski średnioziarniste	Piaski drobnoziarniste, równomiernie uziarnione, less	Piaski pylaste, gliniaste, mułki	Gliny, namuły, ility piaszczyste	Iły, iłolupki, zwarte gliny ilaste, margle ilaste
3	Metody badań – bezpośrednie	aparaty		rura pozioma o stałym spadku hydraulicznym		aparaty o zmiennym spadku hydraulicznym	
4	Metody badań – pośrednie	o stałym spadku hydraulicznym		edometr, aparat trójosiowego ściskania			
5	Charakterystyka przepływu [5]	na podstawie składu granulometrycznego		z teorii konsolidacji			
6	Klasyfikacja przepuszczalności [5]	dobry (pełny, swobodny)		slaby		praktycznie niemożliwy	
	Współczynnik filtracji (m/s) $k=1$	wysoka	średnia	niska	bardzo niska	praktycznie żadna	
		10^{-1}	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}
						10^{-7}	10^{-8}
							10^{-9}
							10^{-10}
							10^{-11}

przy wykorzystaniu zależności $k = k_{ok} \cdot 10^{(e-e_0)/Ck}$ wyznaczyć wartość współczynnika filtracji dla interesujących wartości wskaźnika porowatości.

2.5. Wpływ procesu pęcznienia i konsolidacji

W łąkach wartość współczynnika filtracji może zostać zniekształcona wskutek procesów zachodzących w wyniku współdziałania fazy stałej i ciekłej. Procesami tymi są pęcznienie – czyli zdolność minerałów do zwiększania objętości przy dostępie wody, oraz konsolidacja – zmniejszanie przestrzeni porowej wskutek wyciskania wody pod wpływem zmiany stanu naprężenia.

W gruntach ekspansywnych, szczególnie zawierających minerały z grupy smektytu, które charakteryzują się znacznym wzrostem objętości w kontakcie z wodą, woda wnika między pakiety cząstek powoduje wzrost porowatości i tym samym wzrost wartości współczynnika filtracji. Zmniejszanie współczynnika filtracji, na skutek zmniejszania porowatości, pod wpływem przyłożonego obciążenia konsolidacyjnego przedstawia z kolei w swoich badaniach Szczepański i inni. [17]. W badaniach gliny piaszczystej zwięzłej przy stałym spadku hydraulicznym $I=21,4$, w zakresie naprężeń $45 \div 870$ kPa, w skrajnym przypadku zaobserwowali oni aż 10-krotne zmniejszenie przepuszczalności.

Wzajemne relacje pomiędzy nakładającymi się na siebie procesami pęcznienia i konsolidacji generują różnokierunkowe zmiany w ogólnej porowatości obciążając pomiary przepuszczalności, szczególnie w obszarze naprężeń niższych od ciśnienia pęcznienia, trudnymi do oceny błędami.

2.6. Rozbieżności zachowań konsolidacyjnych względem założeń teorii Terzaghiego

Trudności w oznaczaniu współczynnika filtracji gruntów słabo przepuszczalnych przy zastosowaniu metod bezpośrednich zwróciły uwagę badaczy na wykorzystanie metody pośredniej opartej na interpretacji procesu konsolidacji. Badania poświęcone temu zagadnieniu w ostatnich latach wskazuje jednak dość jednoznacznie na małą wiarygodność tej metody. Przyczyną jest niezgodność zachowań konsolidacyjnych badanych próbek względem teoretycznych założeń jednoosiowej konsolidacji Terzaghiego. Na nieadekwatność założeń o stałych wartościach współczynnika filtracji k oraz modułów ścisłości M podczas procesu konsolidacji zwraca uwagę Tavenas [8]. Słusznie zauważa on, że grunty wraz z redukcją wskaźnika porowatości wykazują zmniejszenie przepuszczalności i ścisłości co w konsekwencji prowadzi do zmniejszania wartości współczynnika konsolidacji.

Podobny wniosek zawiera praca Dembickiego i Jaromińskiej, którzy przeprowadzili analizę błędów w badaniach przepuszczalności gruntów prowadzonych w edometrze (system IL) oraz w komorze trójosiowego ściskania w warunkach wymuszonego przepływu oraz na podstawie analizy przebiegu konsolidacji. Na duże rozbieżności pomiędzy współczynnikami filtracji uzyskanymi na bazie modelu konsolidacji a bezpośrednimi badaniami wodoprzepuszczalności wskazują również prace [7, 9, 19]. Analiza wyników badań Żaka i Ossowskiego przeprowadzonych na próbkach bentonitu i kaolinitu o stopniu nasycenia zbliżonym do jedności pozwoliła autorom na stwierdzenie, że przebieg osiadań oraz założenie o stałości współczynnika filtracji nie są zgodne z modelem wynikającym z teorii konsolidacji. Z kolei Krogulec oraz Kaczyński i in. uważają, że znaczne rozbieżności pomiędzy wynikami metod pośrednich opartych na teorii konsolidacji, a wynikami z innych metod laboratoryjnych nakazują traktować wyniki pierwszej z metod jako szacunkowe.

Na podkreślenie zasługuje jednak fakt, że niewątpliwą zaletą badań konsolidometrycznych jest krótki czas badania, sięgający kilku godzin.

3. Wnioski

1. Istotnym problemem w projektowaniu badań przepuszczalności utworów słabo przepuszczalnych jest brak precyzyjnych wytycznych odnośnie metodyki ich wykonywania. Opisy poszczególnych metod często nie zawierają informacji, o zalecanych wartościach spadków hydraulicznych (w przypadku metod ze stałym spadkiem) i przepływów (w metodach o wymuszonym przepływie).
2. Dokonując oceny własności hydroizolacyjnych gruntów spoistych należy mieć na uwadze znaczną złożoność tego problemu wynikającą z oddziaływania szeregu czynników determinujących te własności. Do najbardziej istotnych należy zaliczyć: istnienie progowej wartości spadku hydraulicznego, zakres ważności prawa Darcy, niepełne nasycenie, zjawiska na granicy fazy stałej i ciekłej i współdziałania obu tych faz, obecność mikroszczelin, zjawisko kontrakcji, oraz zmianę parametrów fizycznych gruntu w trakcie filtracji.
3. Wybór metody oznaczania współczynnika filtracji powinien być każdorazowo dostosowany do właściwości badanego ośrodka i poprzedzony analizą zakresu jej stosowności.
4. Badania współczynnika filtracji powinny być prowadzone na próbkach nasyconych o stopniu wilgotności zbliżonym do 1, w stanie obciążenia odpowiadającego warunkom rzeczywistym oraz przy spadku hydraulicznym nie powodującym zaburzeń naturalnego przepływu wody oraz zaburzeń struktury w obrębie ośrodka.

Literatura

1. Choma-Moryl K.: Ocena właściwości hydroizolacyjnych gruntów spoistych na podstawie ich plastyczności.: Współczesne problemy hydrogeologii, 2001.
2. Choma-Moryl K.: Badanie wybranych gruntów spoistych z terenu Dolnego Śląska jako uszczelnień składowisk odpadów komunalnych, Wyd. Uniwersytetu Wrocławskiego, 2004.
3. Dembicki E., Jaromińska M.: Prawo Darcy w gruntach słabo przepuszczalnych, Inżynieria Morska i Geotechnika nr 6, 2004 str 288÷292.
4. Grabowska-Olszewska B.: Właściwości gruntów nienasyconych, Wyd. Naukowe PWN Warszawa 1998.
5. Head K.H.: Manual of soil laboratory testing. Volume 3 – Effective stress tests. John Wiley & Sons, England, 1998.
6. Kaczyński R.: Oznaczanie współczynnika filtracji gruntów słabo przepuszczalnych, półprzepuszczalnych i praktycznie nieprzepuszczalnych, Przegląd Geologiczny Nr 10 1969 str 503÷507.
7. Kaczyński R. i in.: Współczynnik filtracji gruntów spoistych wyznaczony różnymi metodami. Aktualne problemy geologiczno-inżynierskich badań podłoża budowlanego i zagospodarowanie terenu. Mat. Sem. 80 rocznicy urodzin i 60-lecia pracy zawodowej prof. dr hab. W.C. Kowalskiego. Boguski Wyd. Naukowe S.C. Poznań 2000, str. 57÷65.
8. Kowalczyk S.: Zmiany właściwości filtracyjnych w procesie konsolidacji zielonych ilów beidellitowych z rowu Kleszczowa. Rozprawa doktorska, arch. UW, 2007.
9. Krogulec E.: Wpływ metodyki badań na otrzymywane wartości współczynnika filtracji osadów słabo przepuszczalnych, Przegląd Geologiczny, vol.42 nr 4 1994 str 276÷279.
10. Lipiński M.J., Wdowska M.K.: Wpływ niepełnego nasycenia na charakterystyki przepuszczalności gruntów spoistych, Przegląd Naukowy WLiKŚ, rocznik XIV zeszyt 1/31 2005 str. 122÷131.

11. *Macioszczyk T., Szestakov W.M.*: Prawo filtracji, hydrauliczne charakterystyki strumienia, filtracja ustalona. Dynamika wód podziemnych-metody obliczeń. Wyd. Geologiczne, 1983.
 12. *Marciniak M., Przybyłek J., Herzig J., Szczepańska J.*: Laboratoryjne i terenowe oznaczanie współczynników filtracji utworów półprzepuszczalnych, Uniw. A. Mickiewicza, Poznań, 1998.
 13. *Ossowski J.*: Współczesne metody pomiaru wodoprzepuszczalności ośrodków spoistych. Aktualne problemy hydrogeologii. Wyd. AGH Kraków 1985 str. 545÷552.
 14. *Ossowski J.*: Wodoprzepuszczalność kaolinu. Aktualne problemy hydrogeologii. Wyd. AGH Kraków 1985 str. 553÷559.
 15. *Pazdro Z., Kozerski B.*: Hydrogeologia ogólna, Wyd. Geologiczne, Warszawa, 1990.
 16. *Pane V., Croce P., Znidarcic D., H.-Y. Ko, Olsen H.W.*: Effects of consolidation on permeability measurements for soft clay. Geotechnique vol. XXXIII No.1, 1983 p. 67÷72.
 17. *Szczepański T., Wójcik E., Gawriuczenkow I.*: Zmienność współczynnika filtracji w zależności od spadku hydraulicznego na przykładzie badań glin z miejscowości Różanka, Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego vol.446/2, 2011 str. 417÷422.
 18. *Witun Z.*: Zarys geotechniki, Wyd. Komunikacji i Łączności, Warszawa, 2001.
 19. *Żak S., Ossowski J.*: Badania współczynnika filtracji w oparciu o model konsolidacji gruntów. Problemy hydrogeologiczne południowo-zachodniej Polski, Wrocław, 1996 str. 369÷376.
-
-

Materialne bodźce w systemach motywacyjnych w polskich przedsiębiorstwach górniczych węgla kamiennego

Financial incentives in motivational systems of mining companies in Poland



Dr inż. Katarzyna Tobór-Osadnik^{*)}



Dr inż. Małgorzata Wyganowska^{*)}

Treść: Autorki w artykule omawiają rolę wynagrodzenia w skutecznym motywowaniu pracowników. Prezentują korelacje między średnim wynagrodzeniem a średnią wydajnością pracy w latach 2003÷2011 w wybranych polskich przedsiębiorstwach górniczych. W artykule Autorki prezentują zalecenia, jakimi narzędziami motywacyjnymi (materialnymi i niematerialnymi) może posługiwać się kadra zarządzająca w przedsiębiorstwach górniczych węgla kamiennego.

Abstract: This article presents the importance of remuneration for the motivation of workers. The authors describe correlations between the average pay and average productivity in the years 2003÷2011 in the selected mining companies. They demonstrate the incentives, both financial and non-financial, which may be applied by the management board of a mining company.

Słowa kluczowe:

wynagrodzenie, system motywacyjny, wydajność pracy, przedsiębiorstwo górnicze

Key words:

remuneration, motivational system, productivity, mining company

1. Wprowadzenie

W ujęciu historycznym można wyróżnić trzy podejścia do motywacji pracownika:

- podejście tradycyjne;
- stosunków międzyludzkich (teorie współdziałania);
- zarządzania zasobami ludzkimi.

Podejście tradycyjne charakteryzuje się postrzeganiem pracy jako działalności nieprzyjemnej i w efekcie dla pracownika jest nieważne co robi, ale ile zarobi. Zwolennicy tego podejścia nie zwracali uwagi na inne czynniki kształtujące postępowania ludzi w pracy.

W drugim podejściu położono nacisk na współdziałanie pracowników i stosunki społeczne w miejscu pracy. Zwolennicy tego podejścia zwrócili większą uwagę na potrzeby społeczne pracowników, które wpływają nawet silniej niż płaca na motywację pracownika do pracy [3].

W zarządzaniu zasobami ludzkimi kierownictwo powinno dążyć do zaangażowania pracowników w proces rozwiązywania problemów i podejmowania decyzji. Kierownictwo

powinno wykorzystać zbiór kwalifikacji pracowników dla realizacji celów organizacji.

Definiując pojęcie motywacji pracownika można posłużyć się określeniem D.P.Schultz i S.E. Schultz, którzy określają motywację jako „czynniki związane ze środowiskiem pracy oraz właściwościami indywidualnymi, które wyjaśniają dlaczego ludzie zachowują się tak, jak zachowują się w pracy” [11]. Motywacja pracownika to zbiór wewnętrznych i zewnętrznych czynników, które determinują działania i zachowania człowieka.

Teorie motywacji można podzielić na:

- teorie treści (hierarchie potrzeb i teorię dwuczynnikową),
- teorie procesu (teorie oczekiwania i sprawiedliwości),
- teorię wzmocnienia.

Do najstarszych historycznie teorii motywacji, zaliczanych równocześnie do teorii treści, należą: teoria potrzeb Masłowa i teoria dwuczynnikowa Herzberga.

Do jednego z najbardziej znanych zagadnień motywacji należy niewątpliwie teoria hierarchii potrzeb opisana przez A. Masłowa. Wyróżnił on pięć poziomów potrzeb człowieka i przedstawił je w tzw. piramidzie Masłowa, w której wyróżnił [4]:

- potrzeby fizjologiczne – typu głód, pragnienie, potrzeba schronienia itp.;

^{*)} Katedra Zarządzania i Inżynierii Bezpieczeństwa, Wydział Górnictwa i Geologii, Politechnika Śląska

- potrzeby bezpieczeństwa – potrzeba braku zagrożenia, ochrona przed krzywdą fizyczną czy emocjonalną;
- potrzeby społeczne – poczucie przynależności, uczucia akceptacji i przyjaźni itp.;
- potrzeby uznania – pozycja społeczna szacunek i poważanie (czynniki zewnętrzne), samoakceptacja i niezależność (czynniki wewnętrzne);
- potrzeby samorealizacji – rozwój osobisty, wykorzystanie własnych możliwości oraz poczucie spełnienia.

Teoria dwuczynnikowa Herzberga opiera się na podziale potrzeb na dwie zasadnicze grupy, które Herzberg nazwał czynnikami higienicznymi i motywacyjnymi. [9]. Zdaniem Herzberga czynniki, które wywołują niezadowolenie z pracy są niezależne od czynników wywołujących zadowolenie. Brak zadowolenia nie jest równoznaczny z niezadowoleniem. Do czynników higienicznych wpływających na niezadowolenie z pracy zaliczył [8]:

- jakość nadzoru;
- płacę;
- politykę firmy;
- fizyczne warunki pracy;
- stosunki z innymi;
- bezpieczeństwo pracy.

Natomiast do motywacyjnych zaliczył [8]:

- możliwość awansu;
- możliwość rozwoju osobistego;
- uznanie;
- odpowiedzialność;
- osiągnięcia.

Jednym z podstawowych zarzutów do teorii Herzberga jest nieuwzględnienie w niej powiązania zadowolenia z pracy z wydajnością pracy.

Do nowszych teorii treści zalicza się popularne teorie McClelland i ERG inaczej nazywaną metodą C.Alderfelda. W teorii potrzeb McClelland wyróżniono tylko trzy poziomy potrzeby:

- potrzeby władzy;
- potrzeby osiągnięć;
- potrzeby przynależności.

Potrzeba władzy wynika z dążenia do wpływania i oddziaływania na innych dla realizacji własnych celów. Równocześnie osoby mające dużą potrzebę władzy lubią kontrolować innych i wywierać na nich wpływ. Preferują sytuacje, w których jest silna hierarchia i konkurencja.

Potrzeba osiągnięć wyraża się w dążeniu do wyróżnienia się i do osiągnięcia sukcesu, ale w ramach przyjętych norm. Ostatnia trzecia potrzeba przynależności wyraża się w chęci bycia lubianym. Osoby o takich potrzebach nie lubią rywalizacji, ale współpracę [10].

Teoria motywacji ERG (*Existence, Relatedness, Growth*) wyróżnia trzy kategorie potrzeb [1]:

- potrzeby egzystencji – zaspokojenie głodu, płaca, dodatkowe świadczenia, warunki pracy;
- potrzeby przynależności – akceptacja otoczenia, zrozumienie działania;
- potrzeby rozwoju – umożliwienie nabycia nowych kwalifikacji i umiejętności.

Zasada działania teorii potrzeb została zaprezentowana na rysunku 1. Dla zaspokojenia potrzeb pracownika niezbędnym jest ich poznanie, ze szczególnym uwzględnieniem ich hierarchii. Równocześnie należy brać pod uwagę, że mogą się one zmieniać, szczególnie po zaspokojeniu pewnej grupy potrzeb.

W teorii oczekiwań, należącej do teorii procesów, opracowanej przez Victora Vrooma, przyjmuje się, że zachowanie pracownika wynika zarówno z wewnętrznych czynników warunkujących jego zachowanie, jak również zależy od czyn-

ników zewnętrznych z otoczenia. Przy czym pracownik ma określony zbiór potrzeb, pragnień i swoich celów. Teoria ta zakłada, że wszelkie czynności wykonywane przez pracownika podejmowane są w oczekiwaniu zamierzonego rezultatu [5].

W teorii sprawiedliwości zaproponowanej przez J.Stancy'ego Adamsa, ludzie dążą do sprawiedliwości społecznej (rys. 2). Jej przejawem są uzyskiwane nagrody przyznawane za osiągnięcia w pracy. Sprawiedliwość określił jako stosunek indywidualnych nakładów pracy pracownika w zestawieniu do nagród przez niego uzyskanych w porównaniu do stosunku wysiłku innych pracowników do uzyskanych przez nich nagród. Teoria Adamsa głosi, że ludzie postrzegają swoje wysiłki poprzez pryzmat nagród swoich i osiągnięć innych współpracowników.

A.Potocki wyróżnia kilka zaleceń dla skutecznego motywowania pracownika [8]:

- Podstawą skutecznego poprawnego motywowania większości pracowników jest odpowiedni poziom wynagrodzenia finansowego za wykonywaną pracę;
- Wielkość premii i nagród musi być w korelacji do osiągniętych efektów pracy przez pracownika;
- Ponieważ, w większości ludzie porównują się do innych, tajność wynagrodzeń i nagród prowadzi w większości do plotkarstwa, zniekształceń informacji, konfliktów i w efekcie do obniżenia motywacji do pracy;
- Stworzone systemy motywacji pracownika w organizacji nie powinny być stałe i opierać się o model samorealizacji pracownika. Należy pamiętać, że każdy człowiek ma zmienne w czasie hierarchie potrzeb (wynikających na przykład z fazy rozwoju rodziny), a także, że ludzie różnią się między sobą prędkością i stopniem ujawniania i zaspokajania potrzeb.;
- Dla skutecznego systemu motywacji pracowników należy okresowo i systematycznie badać stopień zaspokojenia potrzeb i oczekiwań pracowników zarówno w stosunku do pracy jak i jej otoczenia.

2. Materialne i niematerialne narzędzia motywacji w wybranych polskich przedsiębiorstwach górniczych

Autorki poddały analizie narzędzia motywacji w dwóch wybranych przedsiębiorstwach górniczych, skupiających kilkanaście śląskich kopalń węgla kamiennego, które w dalszej części będą określane będą symbolami: X i Y.

W przedsiębiorstwie X obowiązują zasady wynagradzania określone Porozumieniem zawartym w dniu 20 grudnia 2004 roku pomiędzy Zarządem przedsiębiorstwa X a organizacjami związków zawodowych. Do 2012 roku modyfikacje tego Porozumienia objęły określony procent wzrostu wynagrodzeń i system wypłaty deputatów węglowych dla emerytów i rencistów z kopalń przedsiębiorstwa X. W ramach formy płac wyróżniono:

- Wynagrodzenie czasowo-premiiowe:
 - dla pracowników na stanowiskach robotniczych jest to suma stawki osobistego zaszerogowania lub zaszerogowania rodzaju pracy i premii przyznanej zgodnie z regulaminem;
 - dla pracowników na stanowiskach nierobotniczych jest to suma wynagrodzenia zasadniczego wynikająca ze stawki miesięcznej i premii zgodnie z regulaminem.
- Akordową formę płac – stosowaną tam, gdzie można określić efekty pracy w przeliczeniu na ustalony wskaźnik. System płac stosowany w przedsiębiorstwie X oparty jest o Taryfikator kwalifikacyjny obejmujący zaszerogowanie danego stanowiska pracy do określonej kategorii, której odpowiadają widełki wynagrodzenia.

Do innych elementów płacy za czas przepracowany należą:

- premia jako element motywujący;
- dodatek za prace w nadgodzinach;
- dodatki funkcyjne;
- dodatek za pracę w nocy;
- dodatek za szkodliwe czy niebezpieczne warunki pracy;
- dodatki specjalne (dla ratowników, strażowych, sanitariuszy, instruktorów itd.)

Do pozostałych składników wynagrodzenia należą również wynagrodzenie za urlop i wynagrodzenie za czas choroby.

Pracownikom kopalń w przedsiębiorstwie X zatrudnionym pod ziemią oraz w zakładach przeróbki mechanicznej węgla i pozostałym pracownikom powierzchni oprócz wymienionych dodatków przysługują inne dodatki wynikające z charakteru działalności gospodarczej i zwyczajów lat poprzednich. Należą do nich:

- Karta Górnika – stanowi drugi, co do wielkości, składnik wynagrodzenia. Inaczej nazywanym też dodatkiem stażowym;
- Deputat – określa wielkość deputatu węglowego przysługującego pracownikom, emerytom, rencistom i innym osobom. W ramach deputatu ujęto też częściowy zwrot wydatków na umundurowanie służbowe i galowe.

Oprócz wymienionych stałych składników wynagrodzenia w przedsiębiorstwie górniczym X występują też okresowe formy wynagrodzenia takie jak:

- nagroda roczna – tzw. „14 pensja”. Nagrodę tę wypłaca się nie później niż 15 lutego roku następnego, za który ta nagroda obowiązuje;
- nagroda jubileuszowa – przysługuje pracownikom za określony staż pracy w branży górniczej;
- odprawa emerytalna – przysługuje pracownikom jako jednorazowa wypłata w związku z odejściem pracownika na emeryturę lub nabyciem świadczeń przedemerytalnych lub renty z tytułu niezdolności do pracy;
- nagroda z okazji Dnia Górnika – wypłacana corocznie z okazji Dnia Górnika na 4 grudnia. Przysługuje pracownikom, którzy byli zatrudnieni w dniu 30 listopada danego roku;
- pomoce szkolne – należy się pracownikom, których dzieci uczęszczają do szkoły (od klasy „0” do 25 roku życia) Jeżeli oboje rodzice pracują w kopalni dodatek ten przysługuje tylko jednemu rodzicowi. Dodatek ten przysługuje pracownikowi, który był zatrudniony w dniu 1 sierpnia danego roku;
- bilety z Karty Górnika – dodatek ten jest opłatą za przejazd urlopowy. Przysługuje raz w roku pracownikom „dołowym”, mającym co najmniej 3-letni staż pracy pod ziemią;
- odprawa pośmiertna – przysługuje członkom rodziny pracownika, który zmarł w następstwie wypadku przy pracy lub choroby zawodowej.

Do pozapłacowych elementów wynagradzania w przedsiębiorstwie X należy przede wszystkim zaliczyć cały system szkoleń dodatkowych podnoszących kwalifikacje pracowników, z równoczesnym dofinansowaniem dalszej edukacji (studia wyższe, studia podyplomowe). Ważną rolę w motywowaniu pracownika z udziałem bodźców niematerialnych odgrywają w kopalniach przedsiębiorstwa X Działy Socjalne. Zajmują się organizacją wyjazdów na wypoczynek, wyjazdów „sobotnio-niedzielnym” dla pracowników i ich rodzin, prowadzą działalności pożyczkową dla pracowników (pożyczki mieszkaniowe, kasa zapomogowo-pożyczkowa).

Ważnym elementem motywacyjnym w pracy w kopalni jest system motywowania do bezpiecznej pracy. W przedsiębiorstwie X zorganizowano Konkurs „Pracując bezpiecznie”

(realizowany od 2004 roku) [13]. Równocześnie, od 2007 roku połączono go z audytem stanowiskowym w zakresie bezpieczeństwa pracy [7]. Oprócz wprowadzenia programu podjęto szereg działań zmierzających do poprawy motywacji pracowników do bezpiecznej pracy [6]:

- webowy system intranetowy promujący zagadnienia bezpieczeństwa i higieny pracy;
- multimedialne systemy przekazu informacji;
- system szkoleń w dziedzinie bhp z wykorzystaniem Internetu (tzw. e-learning);
- adaptacja zawodowa pracowników nowo przyjmowanych;
- szkolenia w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy, kursy kwalifikacyjne.

Dla pracowników z najlepszych oddziałów (wg audytu bezpieczeństwa) i ich rodzin organizowane są imprezy plenerowe.

Do niematerialnych narzędzi motywacyjnych należą także okresowe oceny pracownika. W przedsiębiorstwie Y wprowadzono system oceny okresowej obejmujący jedynie stanowiska kierownicze i wykorzystujące przede wszystkim metodę samooceny i oceny przełożonego wpisane do formalnej karty oceny. W stosunku do pozostałych stanowisk stosuje się ocenę nieformalną wykonaną przez bezpośredniego przełożonego. Jednakże decyzje personalne na wszystkich szczeblach zarządzania, opierają się przede wszystkim o oceny nieformalne [2].

3. Poziom wynagrodzenia a wydajność pracy w wybranych polskich przedsiębiorstwach górniczych – wyniki badań

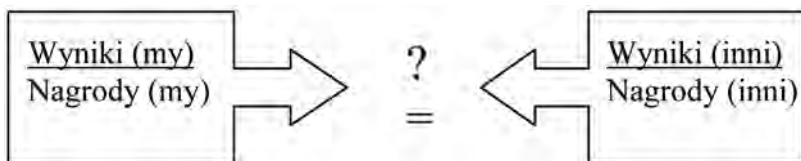
Autorki w badaniach poszukiwały odpowiedzi na pytanie: czy istnieje korelacja pomiędzy materialnymi narzędziami motywacyjnymi (wynagrodzenia) w dwóch dużych przedsiębiorstwach górniczych a wydajnością pracy? (rys. 3÷7)

Jak pokazuje analiza danych statystycznych z lat 2003÷2011 w przedsiębiorstwach górniczych X i Y skupiających większość śląskich kopalń węgla kamiennego występuje słaba zależność między poziomem i wahaniami wynagrodzeń oraz wydajnością ogółem w przeliczeniu na pracownika (rys. 3, 4). Prezentowany okres badawczy pozwala zaobserwować dużą niezależność tych zmiennych. To zjawisko bardzo niekorzystne. Wzrost poziomu wynagrodzeń w przeliczeniu na pracownika nie wywołuje współmiernego zjawiska oczekiwanego w zakresie wzrostu wydajności pracowników. Tymczasem, jak pokazuje analiza literatury z tego zakresu, sprawne i skuteczne systemy wynagradzania pracowników powinny tak być skonstruowane, aby wzrost wynagrodzeń będący podstawowym czynnikiem bodźcowym systemu motywacyjnego powodował wzrost zaangażowania zatrudnionej kadry w pracę, przejawiając się wzrostem wydajności w danych statystycznych.

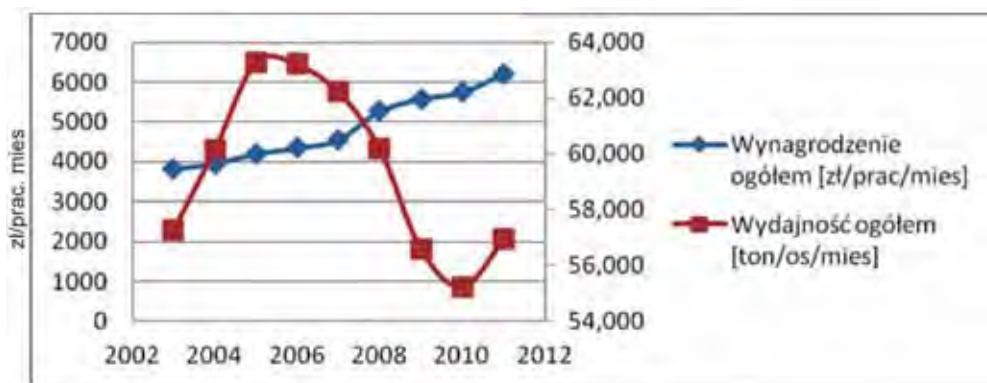
Zmiana % poziomu wydajności ogólnej w przeliczeniu na pracownika oraz zmiana % poziomu wynagrodzeń w latach 2003÷2011 jeszcze wyraźniej wskazuje na rozłączność tych zjawisk. Szczególnie w latach 2006÷2008 występuje największa amplituda rozbieżności między analizowanymi zmiennymi. W latach tych nastąpił najwyższy w badanych okresie wzrost wynagrodzeń i jednocześnie spadek wydajności ogólnej w przeliczeniu na pracownika. Kiedy w 2007 roku wzrost wynagrodzeń w przedsiębiorstwie X wyniósł ok. 14% – w 2008 roku nastąpił rekordowy spadek wydajności ogólnej o 6,4 % (rys. 5, 6). Podobna sytuacja miała miejsce w przedsiębiorstwie Y.



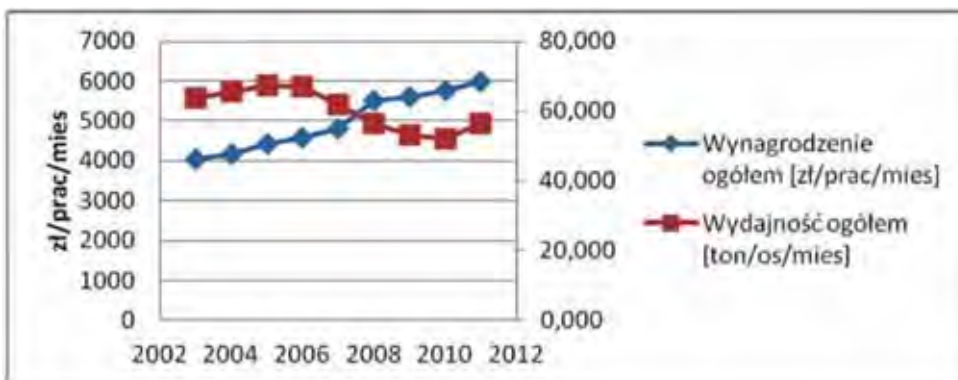
Rys. 1. Model motywacji według teorii potrzeb 12
 Fig. 1. Model of motivation according to the theory of needs [12]



Rys. 2. Model procesu porównania w teorii sprawiedliwości [8]
 Fig. 2. Model of comparison process in the equity theory [8]

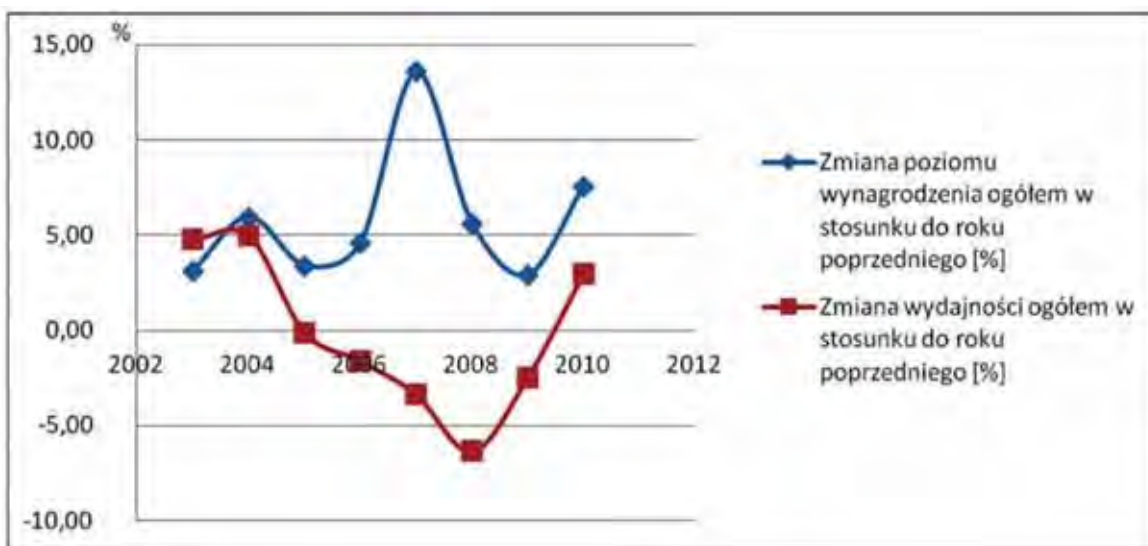


Rys. 3. Wydajność i wynagrodzenie w latach 2003÷2011 w wybranym przedsiębiorstwie górniczym X
 Fig. 3. Productivity and remuneration in the years 2003÷2011 in the selected mining enterprise X



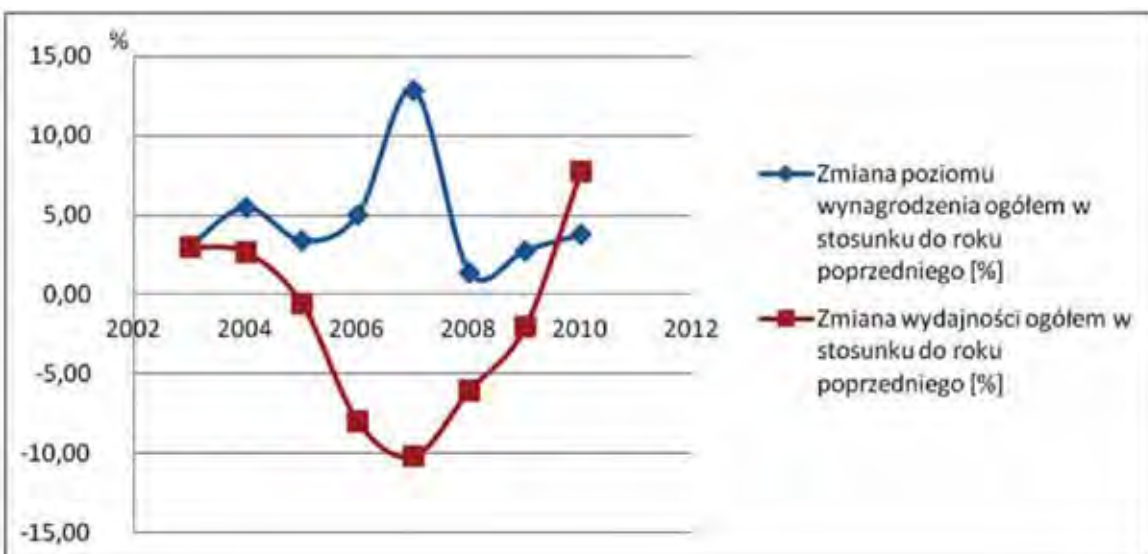
Rys. 4. Wydajność i wynagrodzenie w latach 2003÷2011 w wybranym przedsiębiorstwie górniczym Y

Fig. 4. Productivity and remuneration in the years 2003÷2011 in the selected mining enterprise Y



Rys. 5. Zmiana poziomu wynagrodzenia w wydajności pracowników w latach 2003÷2011 w przedsiębiorstwie X

Fig. 5. Change in the level of remuneration in relation to the productivity in the years 2003÷2011 in X company



Rys. 6. Zmiana poziomu wynagrodzenia w wydajności pracowników w latach 2003÷2011 w przedsiębiorstwie Y

Fig. 6. Change in the level of remuneration in relation to the productivity in the years 2003÷2011 in the Y company

Współczynnik korelacji między zmianą poziomu wynagrodzenia i wydajności w przedsiębiorstwie X wynosi $-0,22$, czyli, występuje słaby ujemny związek między dwiema wymienionymi zmiennymi (rys. 7). Kiedy jedna z tych zmiennych przyjmuje większe wartości, to druga maleje.

4. Podsumowanie

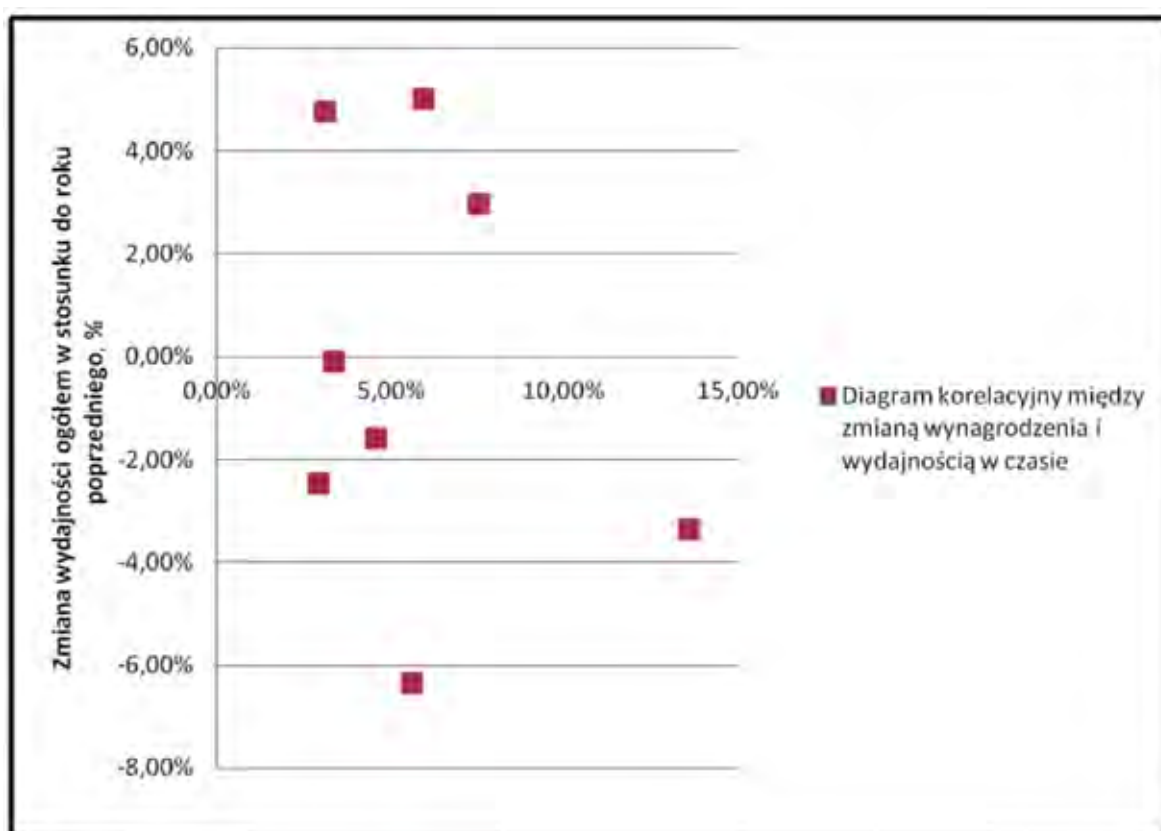
Reasumując, w opisanych przedsiębiorstwach górniczych silnie jest rozwinięty system wynagradzania, ale jego rola motywacyjna jest już mniejsza. Układ Zbiorowy Pracy jest wynegocjowany przez Związki Zawodowe, które nie zgadzają się na zmianę różnych składowych płacy, a tym samym na większe znaczenie premii i systemu kar i nagród. Płaca zasadnicza i premia stanowią tylko 55 % całego wynagrodzenia. Pozostałe składniki są stałe. Zmiana tego systemu jest trudna, bo hamowana przez stronę społeczną, przyzwyczajoną do „tradycyjnych” dodatkowych gratyfikacji za pracę. Silnym czynnikiem motywacyjnym może więc być sama średnia wysokość wynagrodzenia, które jest znacznie wyższe od średniej krajowej. Według lipcowego raportu z 2012 roku agencji Sedlak&Sedlak o wynagrodzeniach w Polsce górnik w kopalniach węgla kamiennego zarabia średnio 6200,00 zł brutto, a średnia krajowa według raportu GUS z lipca 2012 roku wynosi 3700,01 zł brutto. Bezpieczeństwo zatrudnienia może być więc silnym bodźcem motywacyjnym.

Mając na uwadze zaprezentowane wyniki badań, motywacja pozamaterialna powinna stanowić ważny element zwiększający zaangażowanie pracowników do pracy w analizowanych przedsiębiorstwach. Jednak prowadzenie szerokiego systemu szkoleń, czy system świadczeń socjalnych, nie może być jedynym narzędziem motywacji pozamaterialnej

pracowników polskich kopalń. Według najnowszych kierunków w zarządzaniu zasobami ludzkimi, coraz większy wpływ na wydajność pracownika i jego skuteczność w działaniu ma wyedukowany i sprawny przełożony, który potrafi poprawnie zorganizować mu pracę, stworzyć sprawny, dobrze poinformowany i skuteczny zespół pracowniczy, a poprzez to potrafi zmotywować skutecznie swoich pracowników. Wielokrotnie nie ma on dostatecznych narzędzi materialnych (ograniczona rola motywacyjna wynagrodzenia), które niewątpliwie są jednymi z najsilniej działających na pracownika. Dlatego współczesny kierownik musi poszukiwać innych sposobów motywowania swoich podwładnych, między innymi wykorzystując wiedzę z szeroko rozwiniętych teorii motywacji. Szczególnie jest to ważne w przedsiębiorstwach takich jak przedsiębiorstwa górnicze, gdzie dominuje praca zespołowa, a postawa członka zespołu motywuje lub demotywuje do wydajnej i efektywnej pracy całej grupy.

Literatura

1. *Armstrong M.*: Zarządzanie zasobami ludzkimi. Oficyna a Wolters Kluwer business, Warszawa 2011 s. 112, 113.
2. *Ćwik S.*: Zarządzanie w kopalni „Gwarek”. Zarządzanie zmianami. Biuletyn POU, Nr.5, 2010, s. 8.
3. *Griffin R.W.*: Podstawy zarządzania organizacjami. PWN, Warszawa 2010 s. 459.
4. *Maslow A.*: Motywacja i osobowość. PWN, Warszawa 2010.
5. *Misztal J.*: Człowiek w organizacji. Wyd. Pol.Śl., Gliwice 2006 s. 154.
6. *Ochman G.*: System zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy jako element zintegrowanego systemu zarządzania na przykładzie Kompanii Węglowej SA. Wybrane problemy inżynierskie, Nr 2, 2011, s.279÷284



Rys. 7. Zmiana poziomu wynagrodzenia ogółem w stosunku do roku poprzedniego, %

Fig. 7. Change in the total remuneration in relation to the preceding year, %

7. *Pakura A., Ochman G., Furman Z.*: Audyt stanowiskowy, jako element systemu motywującego do bezpiecznej pracy. Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w Polskim górnictwie. Wyd. SITG, Ustroń 2007, s.103÷108.
8. *Potocki A.*(red.): Zachowanie organizacyjne. Wybrane zagadnienia. Difin, Warszawa 2005 s. 258, 263, 266.
9. *Robbins S.P.*: Zasady zachowania w organizacji. Wyd. Zysk i S-ka, Poznań 2004 s. 61.
10. *Sajkiewicz A.* (red.): Zasoby ludzkie w firmie. Organizacja, kierowanie, ekonomika. Poltext, Warszawa 2000, s. 240.
11. *Schultz D.P., Schultz S.E.*: Psychologia a wymagania dzisiejszej pracy. PWN, Warszawa 2002 s. 281.
12. *Stoner J., Freeman D., Gilbert D.*: Kierowanie. PWE, Warszawa 2011.
13. *Uszko M., Pakura A., Ochman G.*: Motywowanie pracowników do bezpiecznej pracy w Kompanii Węglowej SA. Wiadomości górnicze, Nr 12, 2008, s.776÷780.





Dobór pracowników oparty na pożądanym modelu profilu kompetencyjnego zespołu pracowniczego na przykładzie kopalni „X”

Selection of workers based on the desired model of competence profile of work team at the example of mine ‘X’

Dr inż. Katarzyna Tobór-Osadnik^{*)}

Treść: W artykule omówiono różnice pomiędzy umiejętnościami, zdolnościami, kwalifikacjami i kompetencjami. Zaprezentowano model dopasowania profilu kompetencyjnego wybranego pracownika do pożądanego profilu kompetencyjnego zespołu pracowniczego w wybranej polskiej kopalni węgla kamiennego. Omówiono możliwości wykorzystania tej metody w procesie rekrutacji i selekcji członków zespołów pracowniczych.

Abstract: This article presents the differences between skills, aptitudes, qualifications and competences. A model for matching the competence profile of a particular worker to the profile of work team in the selected hard coal mine in Poland was described. The possibility of the method's application in recruitment and selection of work team members was presented.

Słowa kluczowe:

profil kompetencyjny, zespół pracownicz, przedsiębiorstwo górnicze

Key words:

competence profile, work team, mining company

1. Wprowadzenie

Zdefiniowanie pojęcia „kompetencje” nasuwa szereg problemów. W literaturze występują pojęcia bliskoznaczne, jak „umiejętności”, „zdolności”, „kwalifikacje” i „kompetencje”. Dotyczy to zarówno polskiej literatury, jak i zagranicznej.

Według Dale'a „zdolności” jednostki to fizyczne lub psychiczne cechy, które wpływają na doskonalenie umiejętności. Są współobecne takim pojęciom jak wiedza, postawy, system wartości. Natomiast „umiejętności” (rys.1) są wykorzystywane przy wykonywaniu zadań. Są nabywane w procesie uczenia się i modyfikowane przez praktykę i doradztwo [3].

H. Fayol wyróżnił trzy podstawowe rodzaje umiejętności [12]:

- Umiejętności techniczne to zdolność posługiwania się metodami, technikami i wiedzą w wyspecjalizowanej dziedzinie.
- Umiejętności społeczne to zdolność współpracowania z innymi ludźmi, rozumienia ich i motywowania zarówno indywidualnie, jak i grupowo.
- Umiejętności koncepcyjne to zdolność koordynowania i integrowania wszystkich interesów i działań organizacji. Polega na postrzeganiu organizacji jako całości i wszystkich związków i interakcji zachodzących w jej częściach. Pojęcie kwalifikacji łączy się zazwyczaj z profesjonalizmem człowieka, z wyuczonym lub wykonywanym zawodem

„jest to zasób wiedzy, umiejętności do wykonywania jakiegoś zawodu lub zajmowania jakiegoś stanowiska.”[9].

Różnorodność tych pojęć wynika z charakteru nauki zarządzania, która jest interdyscyplinarna, a równocześnie występuje przenoszenie wyników z różnych krajów czy nauk bez wyraźnego zaznaczenia i zdefiniowania pochodzenia różnych tych pojęć [11].

McClelland przekonywał, że „jeżeli chcemy sprawdzić, kto będzie dobrym policjantem, musimy dowiedzieć się co dobrzy policjanci robią” [8]. Zachęcał on do skupienia się na konkretnych zachowaniach, jakie są wymagane na danym stanowisku pracy. Zwrócił uwagę na rozbieżność pomiędzy zachowaniem a zdolnościami pracownika. Kolejnym czynnikiem określającym kompetencje wg McClelland jest umiejętność uczenia się. Równocześnie zwrócił uwagę na komunikatywność, cierpliwość, rozwój ego, czy też umiejętność stawiania sobie celów, [7].

G. Filipowicz podzielił kompetencje na dwie grupy [4]:

- kompetencje bazowe (uniwersalne);
- kompetencje wykonawcze (techniczne).

Mówiąc o grupie pracownicz, a szczególnie jej wyższej formie zespole pracownicz, można rozróżnić inny podział kompetencji. Mimo, iż często używa się określeń grupy i zespołu zamiennie, to istnieją między nimi istotne różnice. W grupie członkowie nie muszą angażować się w pracę zbiorową. Jej wynik jest zbiorem pracy jej członków. Natomiast w zespole roboczym występuje efekt synergii. Zespół tylko wtedy będzie zespołem, a nie grupą, gdy sam siebie będzie uważał za zespół, będzie zmierzał w zespołowym kierunku i będzie miał własne zespołowe sposoby działania.

^{*)} Katedra Zarządzania i Inżynierii Bezpieczeństwa, Wydział Górnictwa i Geologii, Politechnika Śląska

Najważniejszą różnicą pomiędzy zespołem a grupą jest fakt, iż w zespole zadania są ściśle rozdzielone i zachodzą relacje pomiędzy wszystkimi jego członkami. Sprawia to, że gdy jest brak chociaż jednej osoby pozbawia to zespół możliwości dalszego skutecznego działania. Zjawisko to występuje ponieważ potencjał każdej osoby jest dokładnie zaplanowany i efektywnie wykorzystany. Według E. Scheina grupą jest dowolna liczba osób, które wzajemnie na siebie oddziałują (związane są interakcjami), są sobie świadome oraz postrzegają się jako grupę. Zakłada on także, że grupa jako całość ma wspólny cel [5]. J. Adair definiuje zespół jako grupę, w której jednostka podziela wspólny cel, a zadania i umiejętności każdego członka dostosowują się do zadań i umiejętności pozostałych [1].

Należy zaznaczyć, że do pracy nie wystarczy sam talent pracowników, lecz także odpowiednie do wykonywanych zadań kompetencje. Kompetencje te to wszystko to co muszą wiedzieć i umieć członkowie danego zespołu czy też grupy, aby zadania jakie zostały postawione przed nimi były należycie wykonane. W celu dobrego funkcjonowania każdego zespołu potrzebne są jednakowo kompetencje merytoryczne (w tym uniwersalne i techniczne), jak i kompetencje zespołowe. Na rysunku 3 przedstawione jest zestawienie zależności między kompetencjami merytorycznymi a kompetencjami zespołowymi.

Dla zarządzania zasobami ludzkimi przy rekrutacji i selekcji nowych pracowników, adaptacji ludzi w firmie, planowaniu ścieżek zawodowych podwładnych oraz przy okresowej ocenie wykorzystuje się szeroko omówione w literaturze profile kompetencyjne. Profil kompetencyjny służy więc jako narzędzie w zarządzaniu kompetencjami w organizacji, do określenia najistotniejszych kompetencji z punktu widzenia efektywnego wykonywania pracy na danym stanowisku oraz jaki poziom umiejętności merytorycznych musi na nim spełniać pracownik.

Metody wykorzystywane do pomiaru kompetencji można podzielić na kilka podgrup [15, 2, 13]:

- metody polegające na samoocenie zachowań – metoda ta najczęściej jest stosowana przy samoocenie okresowej pracowników;
- metody polegające na ocenie kompetencji pracowników w miejscu pracy dokonanej przez przełożonego lub/i współpracowników;
- metody polegające na prowadzeniu testów kompetencyjnych, na przykład w procesie selekcji czy rekrutacji;
- metody typu Assessment & Development Center polegające na przygotowaniu spotkania, na którym uczestnicy wykonują szereg ćwiczeń.

W rzeczywistości korzysta się zazwyczaj z dwóch lub trzech z tych metod. Zależy to oczywiście od wielu czynników, ale najbardziej od tego, jakim czasem dysponujemy, jaka jest specyfika stanowiska i od tego, jak szczegółowo chcemy mieć model kompetencji.

Dla tworzenia zespołów pracowniczych przydatnym jest formułowanie pożądanych profili kompetencyjnych zespołu, a następnie badając profile kompetencyjne potencjalnych lub obecnych jego członków określenie przylegania ich profili kompetencyjnych do wyznaczonego profilu dla całego zespołu.

2. Model doboru pracownika oparty na pożądanym profilu kompetencyjnym zespołu pracowniczego

Autorka prowadziła badania nad identyfikacją profilu kompetencyjnego wybranego formalnego zespołu pracowniczego realizującego określone zadania w wybranej Kopalni

X. Pomimo że zespół ten miał charakter formalny, po przeanalizowaniu pracy tej grupy pracowniczej, ich wzajemnych relacji i predyspozycji indywidualnych do pracy zespołowej, określono, że grupa ta miała wszystkie cechy zespołu pracowniczego. W tym 13-osobowym zespole przeprowadzono badania, z wykorzystaniem metody wywiadu bezpośredniego, obserwacji i badań ankietowych, dla określenia pożądanych kompetencji zespołowych (zarówno w ujęciu kompetencji zawodowych, jak i kompetencji do pracy w zespole). Określono docelowe, pożądane profile kompetencyjne dla tego zespołu pracowniczego Na rysunku 4 zaprezentowano profil kompetencji uniwersalnych w pracy zespołowej wyznaczony dla badanego zespołu.

Mając określony pożądany profil kompetencyjny zespołu, dla różnych wymaganych typów kompetencji, można dopasować do niego nowych członków zespołu w procesie rekrutacji, a także zbadać dopasowanie obecnych członków zespołu i dobrać dla nich narzędzia motywacyjne w celu ich dopasowania do potrzeb realizacji powierzonych zadań.

Dla zaprezentowania metody doboru w tablicy 1 zaprezentowano wartości pożądanego profilu kompetencyjnego badanego zespołu i przykładowe wybrane profile dwóch pracowników, członków zespołu (rys. 5, rys. 6) Następnie w oparciu o wyznaczenie wartości wektorowych odległości pomiędzy pożądanym profilem a profilami pracowników można określić ich stopień dopasowania.

Zakładając, że wektor R_{ξ_0} to pożądaný profil kompetencyjny zespołu, a macierz R_{ξ} to profile kompetencyjne poszczególnych pracowników (tutaj pracownika nr 1 i pracownika nr 2)

$$R_{\xi_0} = \begin{bmatrix} r_1 \\ r_2 \\ r_3 \\ r_4 \\ r_5 \\ r_6 \\ r_7 \\ r_8 \\ r_9 \\ r_{10} \\ r_{11} \end{bmatrix}, R_{\xi} = \begin{bmatrix} 1 & \dots & r_{1,11} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ r_{11,1} & \dots & 1 \end{bmatrix} \quad (1) \text{ (Opracowanie własne)}$$

można, z wektora R_{ξ_0} wybrać poszczególne wartości kompetencji. Następnie wyszukać wśród wektorów $Z_{\xi_1}, Z_{\xi_2}, \dots, Z_{\xi_{11}}$ takich, które spełniają pożądane, założone warunki.

Wykorzystując do tego spełnienie relacji

$$|r_{l,g}| \leq r \text{ dla } (l \neq g) \quad (2) \text{ (Opracowanie własne)}$$

przekształcono macierz R_{ξ} w macierz R_{ξ}' poprzez zastąpienie zerami w macierzy R_{ξ} wszystkich tych kompetencji, dla których zachodzi ta relacja. W ten sposób można zidentyfikować tych pracowników, którzy spełniają pożądane założone kompetencje zespołowe. Jak wynika z przykładowych obliczeń zaprezentowanych w tablicy 1 pracownik nr 2 lepiej niż pracownik nr 1 spełnia założony profil kompetencyjny badanego zespołu. Wynik taki nie jest jednoznaczny z usunięciem tego pracownika z danego Działu Kopalni „X”. Zadaniem kierownika, który *notabene* wykazuje silne cechy lidera grupy (według prowadzonych badań przez Autorkę), jest odpowiednio dla tego pracownika zmotywowanie i dobranie systemu szkoleń w celu lepszego dopasowania do pożądanego profilu kompetencyjnego zespołu.



Rys. 1. Zależność pomiędzy kompetencjami a umiejętnościami [11]

Fig. 1. Relationship between competences and skills



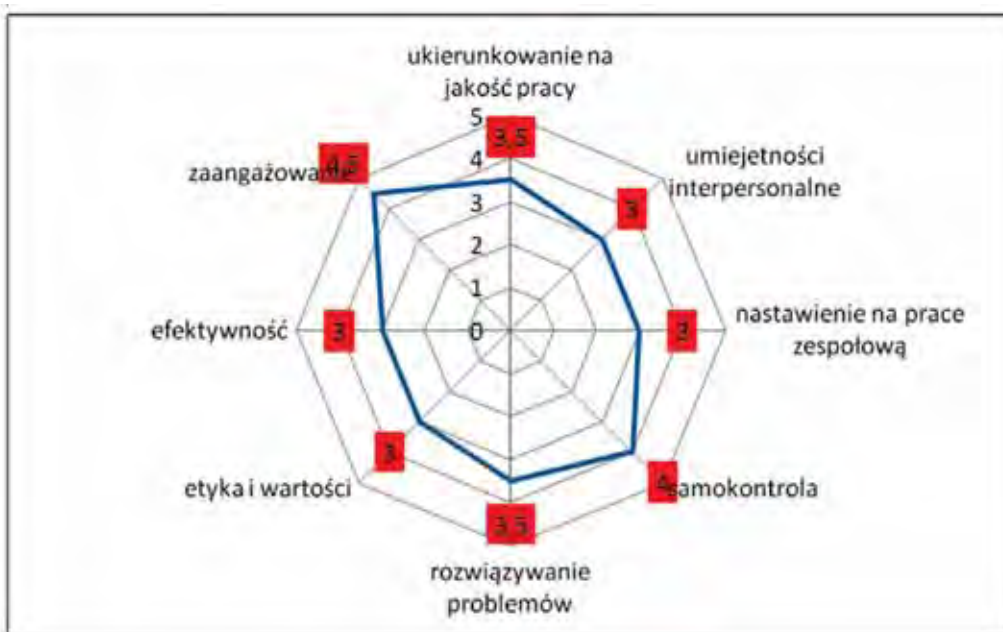
Rys. 2. Struktura holistycznego modelu kompetencji [6]

Fig. 2. Structure of a general competence model

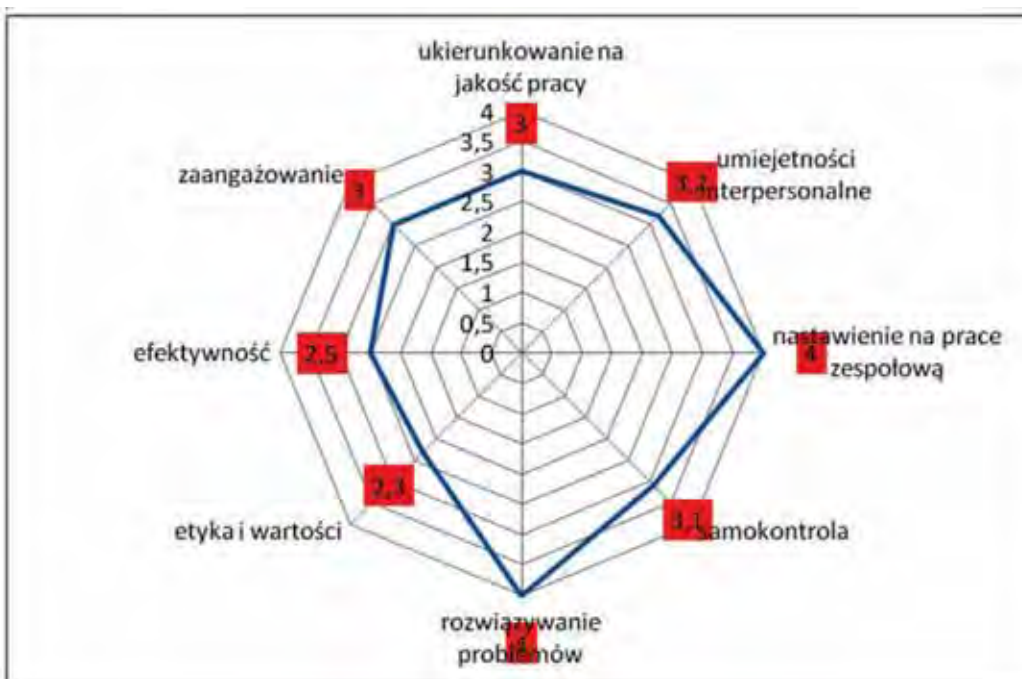
Kompetencje merytoryczne	Wysokie	<p>„dobry samochód + zły kierowca” Grupa dobrych fachowców, którzy nie umieją z sobą współpracować. Takie „zespoły” mają obniżoną trwałość istnienia. Ludzie z nich uciekają gdyż w przypadku, gdy są dobrymi fachowcami to znajdą sobie inne miejsce na rynku a praca w omawianym tu stylu jest silnie frustrująca i daje niższe merytoryczne rezultaty.</p>	<p>„dobry samochód + dobry kierowca” Dojrzały, kompetentny, dobrze zbudowany zespół. Członkowie są odpowiednio przygotowani merytorycznie i odpowiednio dobrani pod względem potrzeb pracy zespołowej. Praca w takim zespole jest efektywna i przyjemna.</p>
	Niskie	<p>„zły samochód + zły kierowca” Parodia zespołu. Twory takie należy natychmiast rozwiązywać, choć nie zawsze mamy takie możliwości. Niska umiejętność pracy w zespole obniża wartość i tak już niskich kompetencji merytorycznych. Jeśli od takiego zespołu zależą nasze losy to sytuacja jest niewesoła.</p>	<p>„zły samochód + dobry kierowca” Mało kompetentny merytorycznie, ale doskonale zgrany zespół. Taki zespół będzie dawał sobie duże wsparcie, szybciej się uczył tego, czego mu brakuje. Będzie mniej podatny na tendencje do rozpadu, które mogą się pojawić w obliczu dużych trudności.</p>
		Niskie	Wysokie
		Kompetencje zespołowe	

Rys. 3. Matryca zależności pomiędzy kompetencjami merytorycznymi a zespołowymi [14]

Fig. 3. Matrix of relationship between technical and team-competences



Rys. 4. Pożądaný profil kompetencji uniwersalnych zespołu pracowniczego z Kopalni „X”
 Fig. 4. Desired profile of general competences of work team in Mine ‘X’



Rys. 5. Profil kompetencji uniwersalnych pracownika nr 1 z Kopalni „X”
 Fig. 5. General competence profile of worker no. 1 in Mine ‘X’

Tablica 1. Kompetencje badanego zespołu i członków zespołu pracowniczego (Opracowanie własne)
 Table 1. Competences of the work team and work team members (Own elaboration)

Wykaz kompetencji	profil zespołu	profil pracownika 1	profil pracownika 2	dopasowanie prac1	dopasowanie prac2
ukierunkowanie na jakość pracy	3,5	3	4	0	1
umiejętności interpersonalne	3	3,2	4,1	0	1
nastawienie na pracę zespołową	3	4	3,8	1	1
samokontrola	4	3,1	4,2	0	1
rozwiązywanie problemów	3,5	4	3,2	1	0
etyka i wartości	3	2,3	4,1	0	1
efektywność	3	2,5	4,2	0	1
zaangażowanie	4,5	3	4,1	0	1



Rys. 6. Profil kompetencji uniwersalnych pracownika nr 2 z Kopalni „X”
Fig. 6. General competence profile of worker no. 2 in Mine ‘X’

Zakończenie

Zaprezentowany model jest stosunkowo prosty w zastosowaniu i może być wykorzystany na różnych poziomach zarządzania do tworzenia zespołów pracowniczych i doboru jego członków. Autorka zaprezentowała przykład oparty tylko o jeden wybrany zespół pracowniczy z Kopalni „X”. Jednakże celem publikacji jest przybliżenie prostej metody doboru pracownika w oparciu o dopasowanie profili kompetencyjnych. Osobnym zagadnieniem, dużo trudniejszym, jest odpowiednie sformułowanie pożądanych profili kompetencyjnych zespołu. Jest to działanie indywidualne dla każdego lidera tworzącego zespół, lub dobierającego sobie współpracowników dla realizacji określonych zadań. To cele i zadania zespołu warunkują pożądane profile kompetencyjne obejmujące zarówno kompetencje zespołowe jak i kompetencje zawodowe (techniczne). Metoda ta może być również z powodzeniem stosowana w coraz częściej wykorzystywanym zarządzaniu projektami w polskich przedsiębiorstwach górniczych węgla kamiennego. Równocześnie należy zaznaczyć, że ta prosta metoda ma wspomagać dobór pracownika, a nie determinować jego dobór do zespołu. Kompetencje członka zespołu pracowniczego są tylko jedną ze składowych skutecznego i efektywnego działania tego zespołu.

Literatura

1. *Adair J.*: Zespoły – anatomia biznesu. Wydawnictwo Studio EMKA. Warszawa 2001.
2. *Armstrong M.*: Zarządzanie zasobami ludzkimi. Wolters Kluwer Polska. Warszawa 2011, s. 190.
3. *Dale M.*: Developing Managerial Skills. Techniques for Improving Learning and Performance. Kogan Page. London 1998, s. 28.
4. *Filipowicz G.*: Zarządzanie kompetencjami zawodowymi. PWE. Warszawa 2004.
5. *Jemielniak D, Koźmiński A.K.*: Zarządzanie wiedzą. Wolters Kluwer Polska, Warszawa 2012.
6. *Juceviciene P, Lepaite D.*: Competence as derived from activity: the problem of their level correspondence. Kaunas University of Technology Institute of Educational Studies. 2004, s.6, <http://www.education.ktu.lt/evaco/competence.html> 02.11.2012.
7. *McClelland C.D.C.*: Identifying Competencies with Behavioral-Event Interviews. Psychological Science. 9(5)/1998, 331–339.
8. *McClelland D.C.*: Testing for Competence Rather Than for „Intelligence”. American Psychologist. 1/1973, s. 1–40.
9. *Ochmański M.*: Edukacja w perspektywie integracji Europy. TWP. Warszawa 2001, s. 305.
10. *Rakowska A, Sitko-Lutek A.*: Doskonalenie kompetencji menedżerskich. PWN. Warszawa 2000, s. 9–17.
11. *Rakowska A.*: Kompetencje menedżerskie kadry kierowniczej we współczesnych organizacjach. Wyd. Uniwersytetu M.Curie-Skłodowskiej. Lublin 2007s.1–40.
12. *Stoner J.A.F., Freeman R.E., Glibert D.R. Jr.*: Kierowanie. PWE. Warszawa 2011 s. 33.
13. *Szczęśna A., Rostkowski T.*: Zarządzanie kompetencjami [w:] Rostkowski T.: Nowoczesne metody zarządzania zasobami ludzkimi. Difin. Warszawa 2004., s. 49–51
14. *Taraszkiewicz M., Nalepa K.F.*: Zespół, praca zespołowa i praca w zespole. TRENDY uczenie w XXI wieku. Internetowy magazyn CODN luty/2007, s. 23.
15. *Zawadzka A.M.* (red.): Psychologia zarządzania w organizacji. PWN. Warszawa 2010, s. 49–51.



Aplikacja metody binarnego programowania liniowego do minimalizacji kosztu udzielonych rabatów

Application of the binary linear programming method for minimization of the cost of rebates

Dr inż. Beata Trzaskus-Żak*

Treść: W artykule została scharakteryzowana opracowana metoda optymalizacji zarządzania należnościami, wykorzystująca metodę binarnego programowania liniowego. Opracowana metoda ma na celu minimalizację kosztu udzielanych rabatów odbiorcom przedsiębiorstwa, w tym przypadku kopalni. Metoda ta uwzględnia również możliwość odmowy akceptacji warunków umowy przez niektórych odbiorców. Aplikacja opracowanej metody została przedstawiona na przykładzie wybranych 110 odbiorców kopalni odkrywkowej „X”.

Abstract: This article presents an optimization method of receivables management by use of binary linear programming. This method may facilitate the cost reduction of the rebates granted to customers, in this case – mines. However, this method allows to refuse to accept the terms and conditions of the agreement by some customers. Application of this method was presented on the examples of 110 customers from opencast mine “X”.

Słowa kluczowe:

optymalizacja, metoda binarnego programowania liniowego, rabaty, należności

Key words:

optimization, binary linear programming method, rebates, receivables

1. Wprowadzenie

Wykorzystanie polityki kredytu kupieckiego i rabatu do zarządzania polityką kredytową przedsiębiorstwa (kopalni) jest powszechnie stosowanym elementem zarządzania należnościami w przedsiębiorstwie. Do pozostałych procesów zarządzania należnościami, jak podaje literatura, zalicza się [1, 3, 9, 10, 11, 12, 16, 18]:

- monitorowanie należności,
- zabezpieczanie należności,
- windykacja należności,
- obrót należnościami.

Można powiedzieć, że należności oznaczają uprawnienia do otrzymania zapłaty pieniężnej w określonej kwocie i konkretnym terminie [10].

Obrót gospodarczy realizowany jest w formie gotówkowej, jak również w formie kredytowej, czyli odroczonej zapłaty. Ta druga forma może mieć formę kredytu manipulacyjnego, jeśli odroczenie płatności jest niewielkie, bądź kredytu kupieckiego, jeśli termin płatności jest znacznie dłuższy [9].

Odroczenie to wiąże się z wyrażeniem zgody na udzielenie odbiorcy kredytu (kredyt kupiecki). Okres ten związany jest z wyznaczeniem terminu płatności przez sprzedającego, w zależności od stopnia ryzyka przyporządkowanego konkretnemu odbiorcy.

Jego długość zależy od branży, zwykle mieści się w przedziale 30–120 dni. Dla przedsiębiorstw sprzedających swe produkty niepokojący jest fakt wydłużania terminów płatności, szczególnie nasilony w okresie kryzysu gospodarczego. Długi termin płatności stosowany jest dla klientów o umiarkowanym i małym ryzyku kredytowym, składających duże zamówienia. Standardowy termin płatności (około 30 dni) oferowany jest klientom dokonującym regularnych zakupów. Krótki termin płatności jest powiązany często z niewielkimi zamówieniami, których dokonują nowi klienci lub klienci o podwyższonym ryzyku kredytowym. Na długość terminu płatności wpływa kilka czynników nie tylko o charakterze finansowym. Do najważniejszych z nich trzeba zaliczyć:

- branżę, w której działa przedsiębiorstwo,
- charakter produktu (jakość, indywidualność, standardowość),
- specyfikę firmy (wielkość dostawcy na rynku, pozycję w łańcuchu tworzenia wartości, strategię rozwoju, konkurencyjność),
- relacje z odbiorcami (częstotliwość dostaw, powtarzalność dostaw, zależność geograficzna),
- dostępność źródeł finansowania (zarówno odbiorcy, jak i dostawcy) [10, 25]

Kredyt kupiecki jest powszechnym narzędziem zarządzania należnościami, który ma szereg zalet, takich jak poprawa płynności finansowej lub zwiększenie skali sprzedaży, a przez to również zysku, w przypadku terminowego regulowania należności. Kredyt kupiecki, może jednak powodować pogorszenie przepływów pieniężnych, jak również nieść duże

* AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Ekonomiki i Zarządzania w Przemysle

ryzyko wydłużania terminów płatności należności, ponoszenia kosztów windykacji lub nawet ich utratę (uznanie za nieściągalne). W związku z tym wysoki poziom należności trudno osiągalnych może być przyczyną utraty płynności finansowej przez dostawcę, w tym przypadku kopalnię.

2. Polityka rabatu wykorzystywana przez przedsiębiorstwa

W zarządzaniu należnościami wykorzystuje się powszechnie rabat, rozumiany potocznie jako zniżkę od ustalonej ceny towaru lub usługi. Pomimo powszechności stosowania rabatu w obrocie gospodarczym, zarówno literatura, jak również prawo podatkowe (ustawa o CIT [22]) czy bilansowe (ustawa o rachunkowości [23]) stosują wiele różnych pojęć jako synonimów rabatu.

Art. 29 ust. 1 i 4 ustawy o podatku od towarów i usług [21] definiuje rabat jako: „podstawą opodatkowania jest obrót. Obrotem jest kwota należna z tytułu sprzedaży, pomniejszona o kwotę należnego podatku. Obrót zmniejsza się o kwoty udokumentowanych, prawnie dopuszczalnych i obowiązkowych rabatów (bonifikat, opustów, uznanych reklamacji i skont)”. Ustawa wymienia zatem zamkniętą listę pojęć jako odmiany rabatu a ich krótka interpretacja przedstawia się następująco [17]:

- bonifikata to głównie obniżka ustalonej ceny towaru lub usługi, zwłaszcza jako forma za ewentualnie poniesioną stratę,
- opust oznacza obniżenie ceny zakupu towaru lub usługi, najczęściej przy zakupach hurtowych,
- uznana reklamacja to prawo nabywcy towaru lub usługi do obniżenia ceny w przypadku uzasadnionej reklamacji,
- skonto to obniżka ceny towaru lub usługi udzielona nabywcy jeżeli ten płaci gotówką lub przed terminem płatności ustalonym w umowie.

Z prawnie dopuszczalnym rabatem mamy do czynienia wówczas, jeżeli wynika on z zawartej umowy między stronami. Można wyróżnić wiele rodzajów rabatów, w praktyce najczęściej wykorzystuje się cztery rodzaje:

- rabat „za płatność”, występuje wówczas, jeżeli odbiorca dokona płatności w terminie nie dłuższym, niż proponowany mu przez przedsiębiorstwo, może on otrzymać „rabat za płatność”, jeżeli termin jego realizacji jest odroczone o kilka dni, wówczas nazywa się skontem kasowym.

Wielkość rabatu (opustu) za płatność uzależniona jest od kosztów tego opustu, przy ustalaniu których należy uwzględnić przyjęty termin płatności i okres przyspieszenia płatności. Jeśli dane przedsiębiorstwo oferuje swojemu kontrahentowi r -procentowy opust za płatność w ciągu y dni, np. 3/10 net 30 (oferta 3 % opustu, gdy płatność nastąpi w ciągu 10 dni lub obowiązuje pełna cena w ciągu 30 dni), oznacza to, że pozostałe $(z - y)$ dni mają dla niego taką wartość, jak wielkość opustu. Nabywca rozumie też, że po upływie 30 dni naliczane są karne odsetki za zwłokę. Oferując opust przedsiębiorstwo lokuje swoje pieniądze u kontrahenta za to, że zrezygnował on z udzielonego mu kredytu. Pojawia się więc koszt dla przedsiębiorstwa w stosunku rocznym. Koszt skonta kasowego można przedstawić wzorem [16]:

$$k = \frac{r}{100 - r} \cdot \frac{360}{z - y} \quad (1)$$

gdzie:

- k – koszt skonta kasowego,
- r – procentowa wielkość opustu udzielonego kontrahentowi,
- z – przyjęty w przedsiębiorstwie termin płatności,
- y – okres skrócenia płatności objęty skontem.

Kolejnym elementem przy analizie opustu za płatność jest ustalenie długości terminu ściągania należności, czyli dopuszczalnej wielkości przekroczenia przez kontrahenta wyznaczonego terminu płatności. Precyzuje on moment, w którym przedsiębiorstwo powinno rozpocząć działania zmierzające do ściągnięcia przeterminowanych należności. Amerykańska instytucja zajmująca się określaniem rankingów kredytowych przedsiębiorstw – Dun and Bradstreet zaleca, aby moment ten był wyznaczany z następującego wzoru [16]

$$c = z + \frac{z}{3} \quad (2)$$

gdzie:

- c – termin rozpoczęcia ściągania należności,
- z – przyjęty w transakcji termin płatności.

Maksymalny opust za płatność można wyliczyć ze wzoru [3, 4, 5, 9, 16]

$$d_{\max} = 1 - \frac{1}{(1 + i)^{DSO - y}} \quad (3)$$

gdzie:

- d_{\max} – maksymalny opust za płatność,
- i – dzienna stopa procentowa, %/100/dzień,
- y – okres płatności objęty skontem, dni

– **Rabat „za ilość”**, tzw. rabat ilościowy, oznacza redukcję ceny zbytu w zamian za zwiększenie zakupów przez nabywcę określonych rodzajów produktów, wyrobów, towarów itp. Rabaty ilościowe muszą być na równi dostępne dla wszystkich kupujących i nie mogą przekraczać poziomu oszczędności sprzedawcy z tytułu sprzedaży w większych ilościach. Rabaty ilościowe występują w dwóch podstawowych formach:

- a) Dyskonto ilościowe niekumulatywne, oznaczające ceny zbytu w zamian za zakup odpowiednio dużej ilości produktu w jednorazowej transakcji. Nabywca uzyskuje obniżkę ceny, gdy złoży odpowiednio duże zamówienie. Podstawą obliczania dyskonta niekumulatywnego może być wartość transakcji lub ilość zakupionego produktu,
- b) Dyskonto ilościowe kumulatywne to redukcja ceny dla nabywców, których suma zakupów w określonym czasie (np. jednego roku) jest odpowiednio duża. Stosowane jest ono dla produktów nie kupowanych zwykle jednorazowo w dużych ilościach. Celem stosowania tego typu dyskonta jest utrwalenie związków z nabywcami (ograniczenie ryzyka zmian popytu).

Podstawą ustalenia opustu za ilość jest określenie optymalnej wielkości zamówienia (EOQ – *Economic Order Quantity*). Jest to wielkość produkcji, której całkowity koszt jest minimalny. Z tego powodu stanowi on najlepszą merytoryczną bazę dla konstrukcji systemu opustów. Ilość tę można policzyć wykorzystując model Baumola, który narzuca konieczność ustalenia kosztów sprzedaży, czyli kosztów ponoszonych przez przedsiębiorstwo w związku ze sprzedażą i objęte ceną sprzedaży, czyli koszty czynności następujących po wydaniu sprzedawanych produktów z magazynów własnych lub bezpośrednio z produkcji w celu ich wysłania lub wydania odbiorcy. W praktyce na koncie koszty sprzedaży ewidencjonuje się zazwyczaj koszty bezpośrednie sprzedaży, natomiast koszty pośrednie rozproszone są w kosztach ogólnych zarządu i kosztach wydziałowych. Model Baumola wyraża się postacią funkcyjną uzyskaną z przekształcenia wzoru obrazującego łączne koszty sprzedaży [16].

$$KC = C_1 a (Q/2 + O_1 a) S/Q \quad (4)$$

gdzie:

- KC – koszty całkowite sprzedaży,
- C^a – koszty utrzymania zapasów wyrobów gotowych,
- Q – ilościowo wyrażona wielkość zamówienia złożonego przez odbiorcę,
- $C_1 a(Q/2)$ – łączny koszt utrzymania zapasów,
- O – koszt realizacji zamówienia,
- S^a – popyt na dany produkt wyrażony ilościowo w danym okresie,
- $\frac{S}{Q}$ – liczba transakcji realizowanych na rzecz odbiorcy.

$$EOQ = \sqrt{(2^\circ S (O_1 a) / C_1 a)} \quad (5)$$

gdzie:

EOQ – ekonomiczna, optymalna partia sprzedaży danego produktu.

Opust za ilość jest opustem, jaki może otrzymać odbiorca, jeśli wielkość zamówienia danego asortymentu jest większa od wielkości optymalnej. Podstawową korzyścią, jaką uzyskuje dostawca oferując opust, jest względna obniżka kosztu stałego sprzedaży, który rozkłada się na większą ilość jednostek. Im większe jest zamówienie, tym znaczniejsza jest oszczędność tych kosztów, a więc tym większe może być udzielone skonto.

- **Rabat sezonowy (dyskonto sezonowe)** – oznacza redukcję ceny zbytu dla nabywców kupujących określony produkt poza sezonem jego konsumpcji. Na przykład firmy produkujące urządzenia do ogrzewania pomieszczeń mogą udzielić dyskonta pośrednikom, którzy decydują się na zakup tego produktu latem. W branżach charakteryzujących się silną sezonowością produkcji, skonto sezonowe jest dość powszechne. Cała kwota transakcji musi być uregulowana do końca tego szczytu.
- **Rabat funkcjonalny (dyskonto handlowe)** – jest to redukcja ceny dla pośredników w zamian za realizację przez nich określonych funkcji (dystrybucyjnych, promocyjnych) związanych w ofertą sprzedaży. Wielkość rabatu funkcjonalnego zależy od dodatkowych kosztów, jakie przejmuje na siebie odbiorca. Te obniżki ceny otrzymują pośrednicy w zależności od miejsca zajmowanego w kanale dystrybucji i działań marketingowych, jakie powinni podjąć w przyszłości.

W literaturze uważa się, że poziom należności można kształtować poprzez stosowanie rabatu w czterech wymienionych wcześniej odmiannach, bądź wykorzystując upusty cenowe; typu *trade in* oraz promocyjny.

- Upust *trade-in* polegający na obniżeniu ceny w sytuacji gdy produkt używany jest częścią płatności za nowy produkt. Upusty te są skutecznym sposobem obniżenia ceny, którą nabywca musi zapłacić bez formalnego redukcji ceny katalogowej, stosowany na przykład w branży motoryzacyjnej.
- Upust promocyjny – rozumiany jako wypłaty lub obniżki ceny, zachęcające dystrybutorów do udziału w akcji reklamowej, w celu promocji produktu lub innych inicjatywach zwiększających sprzedaż. Tego typu upusty mogą obejmować obniżoną płatność gotówkową albo dodatkową ilość produktu za darmo.

3. Metoda programowania liniowego

Programowanie liniowe stosuje się w wielu problemach optymalizacyjnych [2, 8, 20]. Można go również wykorzystać w procesie zarządzania należnościami, które są konsekwencją stosowanego w obrocie gospodarczym kredytu kupieckiego, w tym różnych formuł rabatu.

Problem programowania liniowego polega na znalezieniu

optymalnego rozwiązania linowej funkcji celu $f(x)$ o n argumentach x_1, x_2, \dots, x_n , przy zadanych ograniczeniach zawierających zmienne x_j ($j = 1, 2, \dots, n$). Można zapisać go w ogólnej postaci następująco :

– zoptymalizować funkcję celu:

$$f(x_1, x_2, \dots, x_n) = \sum_{j=1}^n c_j x_j \rightarrow \text{optimum}(\max, \min) \quad (6)$$

przy ograniczeniach:

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} x_j \leq b_i, \text{ dla } i = 1, 2, \dots, m \quad (7)$$

lub

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} x_j \geq b_i$$

dla $i = 1, 2, \dots, m$

$x_j \geq 0$, dla $j = 1, 2, \dots, n$

gdzie:

- $f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ – funkcja celu,
- c_j – współczynniki funkcji celu,
- a_{ij}, b_j – współczynniki kierunkowe, liczby rzeczywiste,
- m – liczba ograniczeń.

W rozważanej klasie problemów programowania liniowego, naturalna jest konieczność ograniczenia zbioru rozwiązań dopuszczalnych [7, 15, 24], gdyż zazwyczaj muszą być spełnione dodatkowe warunki ograniczające rozwiązanie. W przypadku kopalni takimi ograniczeniami mogą być na przykład ograniczona ilość zasobów czy ograniczona zdolność wydobywca.

W zarządzaniu należnościami ograniczenia (7)-(9) w zależności od wybranego sposobu proponowanego rabatu, mogą dotyczyć [13, 14, 16, 18]:

- dopuszczalnej wartości należności dla całej kopalni bądź pojedynczego odbiorcy,
- dopuszczalnej wartości łącznych kosztów udzielonego kredytu kupieckiego bądź udzielonego dla każdego odbiorców,
- oczekiwanej wartości przychodu kopalni po zastosowaniu rabatu,
- minimalnej ceny, gwarantującej przychód na żądanym poziomie,
- minimalnego odsetka ściągłości należności terminowych itp.

W przypadku zarządzania przedsiębiorstwem górniczym w sensie ogólnym, również w przypadku zarządzania należnościami, decydując niejednokrotnie podejmuje decyzje wyboru na „tak” lub „nie”. Można wówczas mówić, że mamy do czynienia z problemami binarnymi mającymi zazwyczaj charakter problemów decyzyjnych, z naturalną interpretacją $x_j=0$, gdy została podjęta decyzja o nierealizowaniu przedsięwzięcia j , oraz $x_j=1$ w przeciwnym razie. Niniejsze rozważania dotyczą właśnie takiego problemu, polegającego na wyborze odbiorców, którym kopalnia udzieli rabatu, a którym nie udzieli.

4. Zastosowanie metody binarnego programowania liniowego do minimalizacji kosztu udzielonych rabatów

W literaturze przedmiotu podaje się, że do optymalizacji zarządzania należnościami stosowane są dwie metody: metoda marginalna [16] oraz analiza przyrostowa (*Incremental Analysis*) [14].

W artykule została wykorzystana metoda binarnego programowania liniowego w celu wyboru odbiorców, którym zo-

stanie zaproponowany rabat (9%). W zamian za proponowany rabat, dany odbiorca zobowiązuje się spłacać w założonym terminie należność wobec kopalni. W ten sposób przedsiębiorstwo ma osiągnąć odpowiedni (oczekiwany, założony) poziom ściągłości należności terminowych. Na potrzeby analizy założono, że oczekiwany poziom ściągłości będzie wynosił 80%. Stanie się to oczywiście kosztem zmniejszenia przychodów, które można zrekompensować poprzez zwiększenie sprzedaży. Warunki udzielanego rabatu zostaną określone w umowie indywidualnie dla każdego klienta. Zakłada się, że stopa opustu dla każdego z nich to 9%, przy uwzględnieniu, że kopalnia ma trudności z utrzymaniem płynności finansowej i stopa oprocentowania kredytu, który musiałaby zaciągnąć wyniosłaby 9,5% w skali roku.

Przyjmuje się ponadto, że decyzja o udzieleniu rabatu dla danego odbiorcy jest decyzją na cały analizowany okres. Odbiorca, w zamian za udzielenie rabatu, zobowiązuje się do spłaty wszystkich należności w terminie, w każdym miesiącu. Celem kopalni jest udzielenie rabatów niektórym odbiorcom tak, aby w ich wyniku odsetek sumarycznych należności terminowych od wszystkich odbiorców wzrósł do założonego minimalnego poziomu w każdym miesiącu. Ten założony minimalny odsetek oznaczono przez $q=0,8$. Ponadto sumaryczny koszt udzielenia rabatów powinien być możliwie najniższy.

Aby zbudować model matematyczny dla powyższego problemu wprowadzono następujące zmienne decyzyjne [19]

$$x_j = \begin{cases} 1, & \text{gdy odbiorcy } j \text{ udzielany jest rabat} \\ 0, & \text{w przeciwnym razie} \end{cases} \quad (10)$$

Przeanalizujmy jak zmieniają się należności terminowe po zastosowaniu rabatów. W przypadku udzielenia rabatu dla odbiorcy j , czyli wtedy gdy $x_j = 1$, należności terminowe tego odbiorcy zwiększą się o wartość $N_{n,ji}$ w każdym miesiącu i , a zatem wyniosą $N_{t,ji} + N_{n,ji}$, co jest równe $N_{t,ji} + x_j \cdot N_{n,ji}$. W przypadku nie udzielenia rabatu dla odbiorcy j , czyli wtedy gdy $x_j = 0$, należności terminowe tego odbiorcy nie zmieniają się, a zatem pozostaną na poziomie $N_{t,ji}$, co znowu jest równe $N_{t,ji} + x_j \cdot N_{n,ji}$. Zatem sytuację, gdy należności terminowe w każdym miesiącu i osiągną założony minimalny odsetek wszystkich należności z tego miesiąca zapewni następujące ograniczenie

$$\sum_{j=1}^n (N_{t,ji} + x_j N_{n,ji}) \geq q \cdot N_i \quad (11)$$

Jeżeli przyjąć, że koszt rabatu udzielonego odbiorcy j oznaczymy przez k_j , wówczas rzeczywisty poniesiony koszt rabatu udzielonego dla odbiorcy j wynosi $x_j \cdot k_j$, to znaczy jest zerowy, gdy rabatu nie udzielamy (bo wtedy $x_j = 0$), zaś w przypadku gdy rabat jest udzielany wynosi po prostu k_j (bo wtedy $x_j = 1$). Zatem sumaryczny koszt udzielonych rabatów wynosi:

$$K_{cR} = \sum_{j=1}^n x_j k_j \quad (12)$$

Wybór odbiorców dokonany został w taki sposób, aby sumaryczny koszt zaproponowanego rabatu był dla kopalni jak najmniejszy. Zakładając, że kopalnia prowadzi dokładny monitoring odbiorców i jest w stanie określić podane niżej wielkości parametrów, model ten w ogólnej postaci ma [19]:

$$K_{cR} = \sum_{j=1}^n x_j k_j \rightarrow \min \quad (13)$$

przy ograniczeniach

$$\sum_{j=1}^n (N_{t,ji} + x_j \cdot N_{n,ji}) \geq q \cdot N_i \quad i = 1, \dots, n \quad (14)$$

oraz

$$x_j \in (0,1) \quad j=1, \dots, n \quad (15)$$

gdzie:

- $N_{t,ji}$ – wartość należności terminowych odbiorcy j w i -tym miesiącu analizowanego okresu,
- $N_{n,ji}$ – wysokość należności nieterminowych odbiorcy j w i -tym miesiącu okresu,
- q – założony, minimalny odsetek ściągłości należności terminowych,
- N_i – sumaryczna wartość wszystkich należności w miesiącu i ,
- n – liczba odbiorców.

Koszty rabatów wyliczono ze wzoru

$$k_j = \Delta P_j - K_k^{(j)}, \quad (16)$$

gdzie:

- ΔP_j – różnica w przychodach od odbiorcy j ,
- $K_k^{(j)}$ – koszt tak zwanego kredytu kupieckiego ponoszonego względem odbiorcy j ,
- r – stopa procentowa zaciągniętego kredytu bankowego; 9,5%,
- t_s – okres ściągania należności, dni (np. $t_1=30, t_2=45, \dots, t_{12}=360$),
- N_s – wartość należności o terminie ściągłości t_s ,
- m – liczba miesięcy w analizowanym okresie.

Koszt kredytu kupieckiego wyznaczony został z następującego wzoru

$$K_k = \sum_{s=1}^T \frac{r}{100} \cdot \frac{t_s}{360} \cdot N_s \quad (17)$$

gdzie:

- r – stopa procentowa zaciągniętego kredytu bankowego, 9,5%,
- t_s – okres ściągania należności, dni (np. $t_1=30, t_2=45, \dots, t_{12}=360$),
- N_s – wartość należności o terminie ściągłości t_s .

5. Aplikacja opracowanego modelu z wykorzystaniem programu LPSolve

Powyższy model (13)-(15) zastosowano do analizy należności rzeczywistej kopalni „X”. Do modelu wykorzystano dane odnośnie do regulowania wymaganych należności kopalni odkrywkowej przez wybranych 110 odbiorców. Kryterium wyboru odbiorców było dokonywanie zakupu i korzystanie z kredytu kupieckiego przynajmniej przez 10 miesięcy w okresie sześciu lat przez poszczególnych odbiorców. Poziom należności terminowych wybranej grupy 110 odbiorców, w analizowanym roku wynosił około 41%. Wymagany (oczekiwany) udział należności terminowych ustalono, na co najmniej 80% w każdym miesiącu analizowanego roku. Program LPSolve wygenerował rozwiązanie tego problemu, które przedstawia tablica 1.

W przypadku rozwiązania otrzymanego za pomocą programu LPSolve, minimalny (optymalny) koszt udzielonego rabatu wyniósł $K_{cR} = 2\,326\,897,25$ zł. Aby go zrównoważyć poprzez zwiększenie sprzedaży, kopalnia musiałaby sprzedać 48 396,36 Mg swoich produktów więcej, po średniej cenie 48,08 zł/Mg, czyli biorąc pod uwagę średnią miesięczną sprzedaż na poziomie 130 416,89 Mg, planowane zwiększenie sprzedaży wyniosłoby około 37,11% średniej miesięcznej wielkości sprzedaży.

Tablica 1. Rozwiązanie problemu binarnego w przypadku 110 odbiorców, przez program LPSolve**Table 1. Problem solution in case of 110 customers by use of LPSolve application**

Odbiorca	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Decyzja	0	1	1	0	1	0	0	0	0	0	0	0	1	0	1	0	0	1	0	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
Decyzja	0	0	1	1	0	0	1	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
Decyzja	0	0	0	0	1	1	1	1	0	0	0	1	0	1	1	0	1	1	1	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80
Decyzja	1	1	0	0	1	0	0	0	1	1	0	1	1	0	1	1	1	1	1	1
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
Decyzja	0	1	0	1	0	0	1	0	0	0	1	0	0	0	1	0	1	1	0	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	101	102	103	104	105	106	107	108	109	110	SUMA									
Decyzja	1	0	0	0	1	0	1	1	0	0	53									

Źródło: Opracowanie własne

1 – decyzja o udzieleniu kredytu danemu odbiorcy

0 – decyzja o nie udzieleniu rabatu danemu odbiorcy

Tablica 2. Rozwiązanie zmodyfikowanego problemu binarnego w przypadku 110 odbiorców, przez program LPSolve**Table 2. Modified problem solution in case of 110 customers by use of LPSolve application**

Odbiorca	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Decyzja	0	1	1	1	1	0	1	0	0	0	0	0	1	0	1	1	0	1	0	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
Decyzja	0	0	1	1	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	0	1	1	1	0	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
Decyzja	1	0	0	1	1	1	1	1	1	0	0	1	1	1	0	1	1	1	1	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80
Decyzja	1	0	0	0	1	0	0	0	1	1	0	0	1	0	0	1	0	0	0	1
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	81	82	83	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	100
Decyzja	0	1	0	1	0	0	1	0	1	1	1	0	0	0	0	0	1	0	0	0
ciąg dalszy wyników obliczeń																				
Odbiorca	101	102	103	104	105	106	107	108	109	110	SUMA									
Decyzja	1	0	0	0	1	0	1	1	0	0	54									

Źródło: Opracowanie własne

1 – decyzja o udzieleniu kredytu danemu odbiorcy

0 – decyzja o nie udzieleniu rabatu danemu odbiorcy

5. Aplikacja modelu z uwzględnieniem odmowy akceptacji warunków zaproponowanego rabatu przez niektórych odbiorców kopalni „X”

Jeżeli weźmie się pod uwagę, że w trakcie negocjacji niektórzy z wybranych odbiorców nie zgodzą się na warunki zaproponowanego rabatu, można taką sytuację uwzględnić w modelu. Po zakończeniu negocjacji niektórzy odbiorcy spośród 53 wyznaczonych przez model (tabl. 1), mogą odmówić wcześniejszej spłaty należności lub/i zwiększenia ilości zakupu. Rozwiązaniem, w takim przypadku, może być ustalenie wartości niektórych zmiennych, czyli zmiennych równych 0 dla odbiorców, którzy nie zgodzili się na warunki proponowanego rabatu, oraz zmiennych równych 1 dla odbiorców, którzy zgodzili się na warunki proponowanego rabatu. Program na nowo rozwiąże binarny problem programowania liniowego wyznaczając kolejną grupę odbiorców, przy uwzględnieniu tych odbiorców, którzy albo zgodzili się, albo nie na proponowane warunki w trakcie przeprowadzonych negocjacji. Zakładając, że spośród wybranych 53 odbiorców, 10 z nich odmówiło przyjęcia warunków proponowanego rabatu, ci odbiorcy (losowo wybrani) to: 35, 55, 62, 72, 75, 77, 78, 79, 95 i 98, program poszuka innej grupy odbiorców. Wówczas sumaryczny minimalny koszt udzielonych rabatów w analizowanym przypadku wyniósł 2 751 775,62 zł. Rozwiązaniem jest nowa grupa 54 odbiorców. Rozwiązanie to otrzymano po ponownym zastosowaniu programu LPSolve i zamieszczono w tablicy 2.

5. Podsumowanie

Na podstawie opracowanego modelu wykorzystującego metodę binarnego programowania liniowego widać, że może on stanowić pomocne narzędzie w optymalizacji polityki kredytowej w kopalni, tj. przy stosowaniu polityki rabatów. Polityka udzielania rabatów jest stosowana szczególnie w sytuacji zagrożenia płynności finansowej przedsiębiorstwa (kopalni, sprzedawcy), czyli trudnościach z regulowaniem bieżących zobowiązań.

Opracowana metoda może wspomóc zarządzanie należnościami również poprzez możliwość uwzględnienia odmowy akceptacji warunków proponowanego rabatu przez niektórych odbiorców.

Artykuł wykonano w 2013r. w ramach badań statutowych zarejestrowanych na AGH Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie pod nr 11.11.100.481

Literatura

1. *Czekaj J., Dresler Z.*: Zarządzanie finansami przedsiębiorstw. Podstawy teorii. Warszawa. Wydawnictwo Naukowe PWN, 1999.
2. *Czopek K.*: Budżetowanie kosztów wydobywania kopalni z wykorzystaniem programowania dualnego. Archiwum Górnictwa. Wydawnictwo Instytutu Mechaniki Górniczej PAN, Kraków 2001, Vol. 46, nr 1, 67-83.
3. *Fuksa D.*: Analiza postoptymalna jako metoda racjonalizacji decyzji produkcyjnych w spółce węglowej. Praca Doktorska. Wydział Górniczy. Kraków. AGH Akademia Górniczo-Hutnicza im. St. Staszica, 2003.
4. *Fuksa D.*: Koncepcja opustów cenowych jako element polityki kredytowej przedsiębiorstwa górniczego. Przegląd Górniczy nr9/2009 t. 65, s.36-39. Katowice. Wyd. SITG. 2009.
5. *Fuksa D.*: Polityka opustów cenowych na przykładzie przedsiębiorstwa górniczego. Komputerowo zintegrowane zarządzanie t.1, s.440-445. Opole. Oficyna Wydawnicza Polskiego Towarzystwa Zarządzania Produkcją. 2010.
6. *Fuksa D.*: Wykorzystanie opustów cenowych w polityce kredytowej przedsiębiorstwa górniczego. Przegląd Górniczy nr 9/2010 t.66, s.81-83. Katowice Wyd. SITG. 2010.
7. *Gass S. I.*: Programowanie liniowe: metody i zastosowania. Warszawa. PWN. 1980.
8. *Jaśkowski A.*: Wieloaspektowa optymalizacja ilościowo-jakościowej struktury produkcji grupy kopalń węgla kamiennego (spółki, holdingu) w dostosowaniu do potrzeb odbiorców. Archiwum Górnictwa Vol. 43, nr 4, 605-612. Kraków. Wydawnictwo Instytutu Mechaniki Górniczej PAN. 1998.
9. *Klak B.*: Skutki ekonomiczno-podatkowe wykorzystania rabatu w procedurach windykacji należności przez przedsiębiorstwa górnicze. Praca doktorska. Kraków. AGH Akademia Górniczo-Hutnicza im. St. Staszica w Krakowie. Wydział Górnictwa i Geoinżynierii. 2006.
10. *Kreczmańska-Gigol K.* [red.]: Aktywne zarządzanie płynnością finansową przedsiębiorstwa. Warszawa. Difin. 2010.
11. *Olkiewicz A. M.*: Ograniczanie niepewności i ryzyka w działalności handlowej firmy. Warszawa. Poltext. 2005.
12. *Panfil M.*: Zarządzanie należnościami w małym i średnim przedsiębiorstwie. Radom. Polska Agencja Rozwoju Przedsiębiorczości, 2004, www.parp.gov.pl, 20.12.2011r.
13. *Pluta W., Michalski G.*: Krótkoterminowe zarządzanie kapitałem. Warszawa. C. H. Beck. 2005.
14. *Portalska A., Kornatowicz O.*: Odzyskiwanie należności pieniężnych. Warszawa. C. H. Beck, 2003.
15. *Radzikowski W.*: Programowanie liniowe i nieliniowe w organizacji i zarządzaniu. Wydawnictwo Uniwersytetu Warszawskiego 1979.
16. *Sierpińska M., Wędzki D.*: Zarządzanie płynnością finansową w przedsiębiorstwie. Warszawa. Wydawnictwo Naukowe PWN. 1998.
17. Słownik języka polskiego, PWN, Warszawa 1992.
18. *Szysko L.*: Finanse przedsiębiorstwa. Warszawa. PWE. 2000.
19. *Trzaskus-Żak B., Żak A.*: Binarne programowanie liniowe w zarządzaniu należnościami kopalni. Archiwum Górnictwa. Kraków. Wydawnictwo Instytutu Mechaniki Górniczej PAN, (przyjęty do druku).
20. *Trzaskus-Żak B., Czopek K.*: Optymalizacja zarządzania należnościami w kopalni z wykorzystaniem programowania liniowego. Archiwum Górnictwa, Kraków. Wydawnictwo Instytutu Mechaniki Górniczej PAN, (przyjęty do druku).
21. Ustawa o podatku od towarów i usług, Dz. U. nr 54, poz. 535, z 2004r. z późn. zm.
22. Ustawa o podatku dochodowym od osób prawnych, Dz. U. nr 54 z 2000r., poz. 654, z późn. zm.
23. Ustawa o rachunkowości, Dz. U. nr 121 z 1994r., poz. 591, z późn. zm.
24. *Wagner H. M.*: Badania operacyjne. Zastosowania w zarządzaniu. Warszawa. PWE. 1980.
25. *Wilson N., Summers B., Singleton C.*: Small business demand for trade credit, credit rationing and the late payment of commercial debt. Empirical Study, www.brad.ac.uk/acad/management/external

Technologia zestalania zużytych płuczek wiertniczych

Technology of spent drilling mud solidification



Dr inż. Małgorzata Uliasz^{*)}



Dr hab. inż. Teresa Steliga, prof. nzw.^{*)}

Treść: W artykule przedstawiono wyniki badań laboratoryjnych zestalania płuczek bentonitowych i beziłowych polimerowych pochodzących z różnych otworów oraz próby przemysłowej z zestalania otworowej płuczki bentonitowej. Dobór rodzaju i właściwości płuczki do określonych warunków geologiczno-złożowych ma wpływ na prawidłową i w marę bezawaryjną realizację otworu wiertniczego. Natomiast po zakończeniu wiercenia otworu lub jego odcinka płuczka ta, już jako zużyta, wraz z wynoszonym urobkiem stanowią odpad wiertniczy szkodliwie oddziałujący na środowisko, który należy w odpowiedni sposób zagospodarować. W związku z tym, że ilości wytwarzanych odpadów są znaczące, a podstawową ich część stanowią zużyte płuczki wiertnicze, w INiG przeprowadzone zostały próby zestalania płuczek otworowych w ciało stałe, które po określonym czasie twardnienia, w zależności od rodzaju stosowanych środków wiążących, charakteryzowało się wysoką wytrzymałością mechaniczną i ograniczoną zdolnością wymywania substancji niebezpiecznych.

Abstract: This paper presents the results of laboratory tests on solidification of drilling muds such as bentonite muds and non-bentonite polymer muds from different wells and describes the field trial of bentonite mud solidification. The selection of drilling mud type and its properties for particular geologic and deposit conditions enables a proper and relatively failure-free drilling process. However, after the well (or its part) is finished, the spent mud along with the drilled solids become drilling waste which is detrimental for environment and needs to be managed in an appropriate way. Because lots of waste is produced and consists mainly of spent drilling muds, INiG performed tests on drilling mud solidification which after the determined setting time, depending on the binding agents applied, obtained high mechanical strength and low leaching ability of detrimental substances.

Słowa kluczowe:

zużyta płuczka wiertnicza, zestalanie płuczek, półprodukt, wymywalność, wytrzymałość mechaniczna

Key words:

spent drilling mud, drilling mud solidification, semi-finished product, leaching ability, mechanical strength

1. Wprowadzenie

Płuczka wiertnicza to ciecz stanowiąca wieloskładnikowy układ dyspersyjno-koloidalny o określonych właściwościach fizycznych i chemicznych, spełniający w procesie wiercenia otworu szereg ważnych zadań, których różnorodność uzależniona jest m.in. od głębokości otworu, rodzaju przewiercanych skał i występujących wód złożowych, wielkości ciśnień złożowych i temperatury. W związku z tym podczas realizacji otworu wiertniczego najczęściej stosowane są dwie lub trzy wodnodispersyjne płuczki wiertnicze, takie jak: bentonitowa i beziłowe polimerowe, tj. inhibitowana o właściwościach ograniczających hydratację skał ilasto-łupkowych oraz do

dowiercania poziomów skał zbiornikowych (*drill-in fluid*) zapobiegająca uszkodzeniu ich przepuszczalności, ale także charakteryzująca się właściwościami inhibitacyjnymi.

Podstawowym składnikiem płuczki bentonitowej – ilowej jest bentonit pełniący funkcję składnika strukturotwórczego. Do regulacji filtracji i parametrów reologicznych stosowane są najczęściej celulozowe koloidy ochronne, środki chemiczne pochodzenia roślinnego lub syntetycznego np. lignosulfoniany, taniny, fosforany oraz materiały obciążające, środki odpieniające, detergenty, NaOH, NaHCO₃. Natomiast w płuczce beziłowej rolę składnika strukturotwórczego – zagęstnika pełni biopolimer (XCD), wysokolepne polimery organiczne pochodzenia roślinnego lub mieszaniny tych środków. Do sporządzania jak i regulowania parametrów technologicznych beziłowej płuczki polimerowej w czasie wiercenia otworu

^{*)} Instytut Nafty i Gazu w Krakowie, Oddział Krosno

stosowane są ponadto koloidy ochronne typu celulozowego lub skrobiowego, inhibitory hydratacji skał ilasto-lupkowych (PHPA, poliglikole, KCl), organiczne polimery syntetyczne najczęściej pochodne akrylonitrylu lub kwasu akrylowego, związki chemiczne pochodzenia roślinnego, mineralnego lub syntetycznego, materiały obciążające, NaOH lub KOH, NaCl oraz środki chemiczne o specjalnym przeznaczeniu, jak smarne, inhibitory korozji, biocydy, SPCz, emulgatory, flokulanty, środki zwilżające, likwidujące pienienie, uwalniające przewod wiertniczy, materiały do likwidacji ucieczek płuczki.

Po zakończeniu wiercenia odcinka otworu każda z tych płuczek wraz z wynoszonym urobkiem (zwiercinami), czyli okruchami skał pochodzącymi z przewiercanych warstw występujących w profilu otworu, stanowią odpad wiertniczy, którego ilość zależy zarówno od głębokości, jak i objętości oraz konstrukcji otworu. Wygenerowana ilość odpadów wiertniczych jest znacząca pomimo stosowania w czasie wiercenia otworu płuczek „nowej generacji”, oddzielania barytu i oczyszczania płuczek przy użyciu odpowiednich urządzeń (sita, wirówki, hydrocyklony, stacje flokulacyjne) umożliwiających powtórne wykorzystanie barytu oraz znacznej części płuczek do wiercenia kolejnego otworu lub jako osnowy do sporządzania nowej płuczki wiertniczej, a także stosowania nowoczesnych urządzeń wiertniczych i technologii skracających czas wiercenia. Analizy, które przeprowadzono w oparciu o dane przemysłowe pochodzące z ostatnich kilku lat wykazały, że na 1 m otworu pionowego wytwarzana ilość odpadów wiertniczych kształtuje się średnio na poziomie około 0,6 m³, przy czym podstawową ich część w ilości ok. 60÷80 %, stanowią zużyte płuczki wiertnicze jako odpady płynne. Natomiast pozostała część to odpady stałe w postaci zwiercin „oblepionych” płuczka oraz uwodnionych osadów usuwanych ze ściany otworu [12, 4].

Wytworzona duża ilość odpadu wiertniczego stanowi dodatkowo potencjalne zagrożenie dla środowiska, który zawiera, jak wskazują wyniki analiz chemicznych, znaczne ilości zanieczyszczeń w postaci substancji nierozpuszczalnych, stałych związków rozpuszczonych (TDS), środków powierzchniowo czynnych, jonów chlorkowych i siarczanowych, rozpuszczonego węgla organicznego (DOC), a także niewielkie ilości węglowodorów ropopochodnych, metali ciężkich (arsen, bar, kadm, chrom, miedź, rtęć, nikiel, ołów, antymon, selen, cynk, cyna i kobalt) oraz pierwiastków promieniotwórczych (uran, tor i produkty ich rozpadu – rad i radon) [3, 4, 5, 9].

W związku z tym, obowiązkiem zakładów prowadzących prace poszukiwawcze i wydobywcze jest stosowanie kompleksowych technologii odzysku lub unieszkodliwiania odpadów wiertniczych, jak również poszukiwanie nowych,

zmodyfikowanych rozwiązań w zakresie gospodarowania takimi odpadami. Obecnie w warunkach przemysłowych uwzględniane są dwa sposoby gospodarowania odpadami, które polegają na składowaniu odpadów stałych i odwodnionych zużytych płuczek wiertniczych na specjalnie przygotowanych składowiskach oraz zestalaniu urobku przy użyciu cementu i odwadnianiu płuczki odpadowej poprzez jej koagulację, a następnie filtrację [11, 12].

Zaproponowany przez INiG nowy sposób gospodarowania odpadami wiertniczymi dotyczy zużytych, odpadowych płuczek otworowych doskonalący metodę ich unieszkodliwiania w procesie odwadniania oraz wpływający na poprawę właściwości otrzymywanego w tym procesie materiału stałego (półproduktu) [11, 13].

Podstawowym zadaniem procesu odwadniania zużytych płuczek wiertniczych jest pozbawienie ich właściwości płynnych przez przekształcenie w materiał stały o wytrzymałości mechanicznej zbliżonej do gruntów. Technologia odwadniania realizowana jest w procesie koagulacji chemicznej płuczek wiertniczych, a następnie po czasie niezbędnym na reakcję, ich filtracji w przewoźnej kontenerowej stacji odwadniania wyposażonej w prasy filtracyjne (rys. 1, 2, 3). Ze względu na warunki przebiegu procesu koagulacji płuczki wiertniczej stosowany jest najczęściej chlorek poliglinu. Otrzymany, w wyniku odwodnienia skoagulowanej płuczki, osad filtracyjny zawiera substancje zanieczyszczające utrzymujące się w dopuszczalnych granicach stężeń zgodnych z obowiązującymi rozporządzeniami oraz charakteryzuje się zawartością suchej masy w przedziale od 40 do 60 % zawartości i nadaje się w tej postaci do wykorzystania dla celów rekultywacji. Natomiast otrzymywana woda (filtrat) z odwodnionej płuczki, która jest klarowna i pozbawiona zawiesiny, posiada jednak stosunkowo wysokie zawartości różnych jonów i substancji organicznych. Pozyskiwany filtrat likwidowany jest przez zrzut do lokalnych oczyszczalni ścieków komunalnych [11].

W związku z tym, że zarówno płuczki otworowe, ich filtry i osady oraz woda otrzymywana w procesie ich koagulacji i filtracji, posiadają wysokie zawartości zanieczyszczeń, w INiG podjęte zostały próby wiązania całości zużytych płuczek zawierających w fazie płynnej zdyspergowane polimery i materiały płuczkowe wykorzystane do jej sporządzania i obróbki parametrów technologicznych w czasie wiercenia oraz zdyspergowane cząstki minerałów ilastych pochodzących z przewiercanych skał. Na podstawie szeregu przeprowadzonych badań laboratoryjnych z użyciem odpadowych płuczek wiertniczych, różniących się składem, właściwościami reologicznymi, gęstością, zawartością skażeń chemicznych, wykazano, że przy wykorzystaniu odpowiedniego zestawu środków wiążących można przeprowadzić proces



Rys. 1. Skoagulowana płuczka wiertnicza
Fig. 1. Coagulated drilling mud

Rys. 2. Filtrowanie skoagulowanej płuczki wiertniczej

Fig. 2. Filtration of the coagulated drilling mud

Rys. 3. Otrzymany materiał stały przeznaczony do rekultywacji

Fig. 3. Solid material received for reclamation

zestawienia koloidalnej suspensji takich płuczek w ciało stałe o ograniczonej zdolności wymywania się z niego substancji niebezpiecznych, eliminując tym samym etap pozyskiwania zanieczyszczonego filtratu.

2. Badania laboratoryjne doboru środków wiążących do zestawienia zużytych płuczek wiertniczych

Zestawienie płuczki wiertniczej jest technologicznie trudniejszym procesem niż zestawienie urobku ze względu na jej płynną postać zagęszczoną zdyspergowanymi polimerami i cząstkami ilastymi pochodzącymi z przewierczanych warstw oraz zawierającą rozpuszczone związki chemiczne stosowane do regulowania właściwości, które niekorzystnie wpływają na przebieg procesu wiązania. Dlatego bardzo ważny jest dobór środków, których zadaniem jest takie przekształcenie suspensji płuczki wiertniczej w ciało stałe o odpowiedniej wytrzymałości mechanicznej, aby w jak największym stopniu ograniczyć wymywanie się z niego substancji niebezpiecznych.




Badania zestawienia płuczek otworowych przeprowadzone zostały w celu rozpoznania możliwości wiązania płuczki w całości jako fazy płynnej i stałej przy użyciu wytypowanych środków wiążących i stabilizujących takich jak: cement, szkło wodne sodowe, tlenek wapnia oraz spoiwo hydrauliczno-pucolanowe zawierające dużą ilość aktywnej krzemionki – Silment [3, 11].

Zestawienie zużytych, odpadowych płuczek otworowych prowadzono w dwóch etapach. Celem badań etapu pierwszego był wstępny dobór rodzaju środków wiążących określany na podstawie zmiany konsystencji płuczki otworowej przy zadawanych kolejnych dawkach danego środka i wzrostu wartości parametrów reologicznych, aż do momentu uzyskania niemie-

rzalnych ich wartości oraz obserwacji objawów występowania odstaju wody w czasie wiązania. Natomiast podstawowym celem badań etapu drugiego był dobór optymalnej ilości wybranych w poprzednim etapie, środków wiążących pod kątem wpływu na czas początku i końca wiązania, wytrzymałość na ściskanie zestawionej próbki płuczki oraz wymywalność z niej związków szkodliwych. Do badań laboratoryjnych zastosowano płuczki bentonitowe pobrane z głębokości od ok. 60 do 700 m z otworów N5, R15, R16 i R17 oraz beziłowe płuczki polimerowe pochodzące z otworów C5K, B2 i P25 z głębokości od 1400 do 4600 m (tabl. 1).

Wyniki badań etapu pierwszego wykazały brak wiązania płynnej suspensji płuczki przy użyciu tylko cementu lub Silmentu. Zwiększanie ilości tych środków, także w połączeniu z CaO, powodowało jedynie jej silne gęstnienie, głównie płuczki bentonitowej, a szczególnie w obecności cementu. Podczas wprowadzania szkła wodnego do zagęszczonej suspensji płuczki obserwowano stopniowe powstawanie w czasie jednorodnej masy i w konsekwencji jej wiązanie. Zmiana kolejności dodawania środków wiążących spowodowała, że gęstnienie płuczki zachodziło w krótszym czasie. Jednak, jak wykazały badania, czas wiązania płuczki i właściwości fizyczne powstałego z płuczki ciała stałego w dużej mierze zależały od rodzaju zestawianej płuczki i dodawanych środków wiążących. Stosując do zestawiania tych płuczek te same środki wiążące, tj. cement, szkło wodne, Silment i dodatkowo tlenek wapnia obserwowano, że w wyniku zestawienia płuczki bentonitowej struktura otrzymanego ciała stałego wykazywała charakter porowaty, natomiast utworzonego z płuczki polimerowych miała postać jednorodną. W tabelicy 1 przedstawiono wybrane zestawy środków wiążących i zmiany parametrów reologicznych zawieszin koloidalnych płuczek pochodzących z dwóch otworów i różnych głębokości podczas ich zestawiania.

Tabela 1. Zmiany właściwości reologicznych zestawianych płuczek otworowych
Table 1. Rheology changes in the solidified well muds

Lp.	Rodzaj płuczki i ilości środków wiążących %	Lepkość mPa·s		Granica płynięcia lbf/100ft ²	Próbka zestawionej płuczki
		η_{pl}	η_s	τ_y	
1	Bentonitowa N5 (700m)		18	50	
	+cement	1,0	8	28	
	+szkło wodne sodowe	3,0			
	+cement	3,0			
	+CaO	0,1			
		parametry niemierzal.			
2	Beziłowa polimerowa C5K (1400m)		39	52	
	+cement	2,0			
	+szkło wodne sodowe	2,0	41	56,5	
	+cement	3,0			
	+CaO	0,1			
		parametry niemierzal.			
3	Beziłowa polimerowa C5K (2500m)		40	56,5	
	+Silment	10,0			
	+szkło wodne sodowe	2,0	51	72	
	+Silment	10,0	68	93	
	+szkło wodne sodowe	2,0	71	100	
	+CaO	0,1			
		parametry niemierzal.			

Na podstawie wyników badań etapu pierwszego, które wskazywały przydatność zastosowanych środków wiążących i ukierunkowały kolejność ich wprowadzania do suspensji płuczki, dalsze badania kontynuowano z udziałem szkła wodnego sodowego w zestawie z Silmentem lub cementem portlandzkim lub cementem wieloskładnikowym. O wyborze tych środków zdecydowały ich właściwości chemiczne i wpływ na właściwości mechaniczne ciała stałego powstałego po zestaleniu płuczki otworowej.

Szkło wodne potasowe lub sodowe, tj. krzemiany alkaliczne, z powodzeniem jest stosowane w technologii zaczynów cementowych jako środek przyspieszający wiązanie oraz w technologii płuczek wiertniczych, jako środek zapobiegający hydratacji skał ilasto-lupkowych [1, 2, 8, 10]. Są związkami chemicznymi o szerokim aplikacyjnym znaczeniu, uznawanymi za środki bezpieczne ekologicznie i znajdują zastosowanie m.in. w gospodarce wodnej i ściekowej do oczyszczania ścieków z toksycznych metali oraz uzdatniania wody przeznaczonej do picia, jak również w gospodarce sanitarnej do wytwarzania powłoki zapobiegającej przyleganiu brudu i bakterii na powierzchni przedmiotów [6, 7]. Ponadto stosowane są także do zapobiegania korozji, odkładania się osadów oraz uszczelniania gleby, wałów, tuneli.

Kolejnym środkiem proponowanym do wiązania płuczek wiertniczych jest spoiwo hydrauliczne o własnościach zbliżonych do cementu pod nazwą handlową Silment. Otrzymuje się je w wyniku wspólnego przemiału klinkieru cementowego i pucolan przemysłowej typu Q. Charakteryzuje się wysokim udziałem aktywnej krzemionki, co powoduje, że w zaprawach mineralnych następuje szybki przyrost fazy CSH – odpowiedzialnej za wysoką wytrzymałość spoiw, ich hydrofobowość i podwyższoną odporność na warunki atmosferyczne. Dzięki swoim specyficznym właściwościom hydrauliczno-pucolanowym znajduje szerokie zastosowanie w budownictwie ogólnym i drogowym do produkcji zapraw budowlanych oraz stabilizacji i wzmocnienia gruntów, do dekontaminacji niebezpiecznych odpadów i scalania osadów ściekowych, a także jako materiał wiążący dodawany do suspensji popioło-wodnych [11, 12].

Wykorzystane do zestalania odpadowych płuczek wiertniczych znane materiały wiążące, cement portlandzki klasy CEM I 32,5 oraz wieloskładnikowy z dodatkiem popiołów CEM II BM, są podstawowymi składnikami zaczynów cementowych stosowanych do uszczelniania kolumn rur oładzinowych w różnych warunkach geologiczno-złożowych.

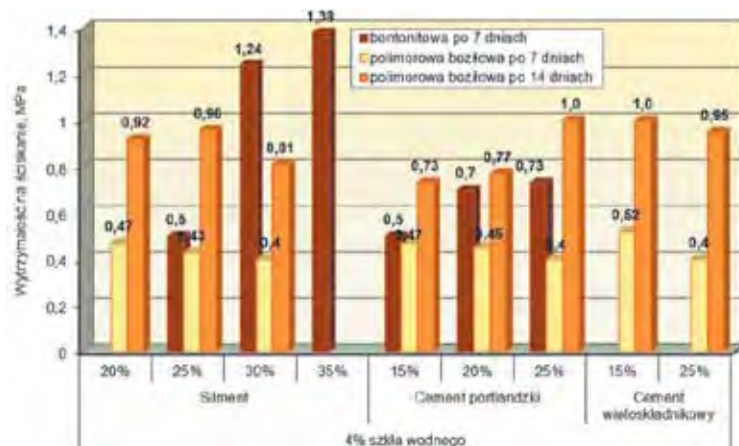
W opracowanej kompozycji środka do zestalania odpadowych, zużytych płuczek wiertniczych, szkło wodne pełniło

rolę podstawowego składnika, natomiast cement i Silment stosowano zamiennie w celu porównania i określenia ich efektywności działania głównie ze względu na wytrzymałość na ściskanie otrzymanego materiału stałego i wymywalność z niego substancji niebezpiecznych [13]. Dodatki cementu i Silmentu oddziaływały także na czas wiązania próbek płuczki, jednak głównym czynnikiem wpływającym na czas zestalania płuczki wiertniczej była ilość szkła wodnego oraz rodzaj płuczki. Czas początku i końca wiązania oraz wytrzymałość na ściskanie oznaczano za pomocą aparatu Vicat'a i maszyny wytrzymałościowej, zgodnie z procedurami obowiązującymi dla wiążących i stwardniałych zaczynów uszczelniających.

Jak wykazały badania, wiązanie próbek płuczki bentonitowej obrobionej kompozycją środka zawierającego 3 % szkła wodnego i np. 15 % cementu lub 25 % Silmentu zachodziło w czasie około 3 dni, natomiast beziłowe płuczki polimerowe nie ulegały zestaleniu. Po zwiększeniu ilości szkła do 4 % w połączeniu z taką samą ilością materiałów wiążących, początek czasu wiązania płuczki bentonitowej oznaczano po około 28 h zaś koniec wiązania po max. około 55 h, a w płuczce polimerowej proces wiązania trwał około 7 dni. Wiązanie i twardnienie próbek płuczki polimerowej zachodziło najszybciej w warstwie powierzchniowej natomiast środek próbki pozostawał niejednokrotnie w postaci wilgotnej ziemi, co miało wpływ na ich właściwości mechaniczne.

Na podstawie szeregu przeprowadzonych badań laboratoryjnych stwierdzono, że bez względu na ilość zastosowanego Silmentu oraz cementów (portlandzki i wieloskładnikowy z dodatkiem popiołów) w połączeniu z 4 % szkła, próbki płuczki polimerowej sezonowane przez 7 dni posiadały niższe wytrzymałości na ściskanie ($0,4 \div 0,5$ MPa) niż próbki płuczki bentonitowej ($0,5 \div 1,38$ MPa). Dalszy proces wiązania próbek płuczki polimerowej przez kolejne 7 dni spowodował jednak ok. 2-krotny wzrost ich wartości wytrzymałości na ściskanie (rys. 4). W obecności 20÷30 % Silmentu wartości te mieściły się w zakresie $0,8 \div 0,96$ MPa, natomiast po zastosowaniu 15÷25 % w/w cementów w zakresie od 0,73 do 1,0 MPa.

Próbki zestalonej płuczki bentonitowej pomimo, że sezonowano je tylko przez 7 dni ponieważ po dłuższym okresie samoczynnie ulegały pękaniu i kruszeniu, posiadały wyższe wartości wytrzymałości na ściskanie w obecności Silmentu niż po zastosowaniu cementu, który miał wpływ na porowatość ich struktury. Zwiększanie ilości Silmentu od 25 do 35 % w kompozycji z 4 % szkła wodnego powodowało systematyczny wzrost wytrzymałości otrzymanego ciała stałego z płuczki bentonitowej (rys. 4).

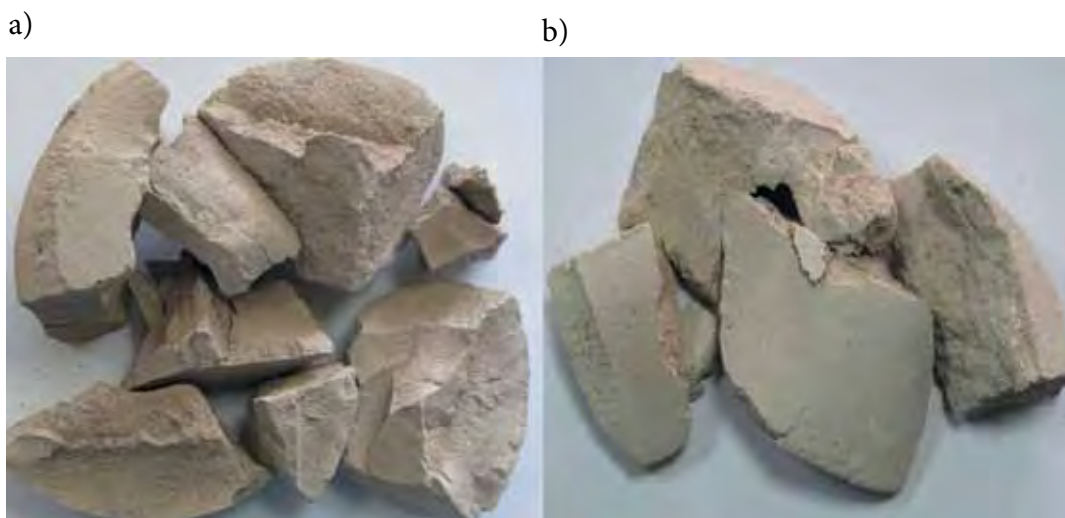


Rys. 4. Wpływ różnych ilości Silmentu oraz cementów w kombinacji z 4 % szkła wodnego na wartość wytrzymałości na ściskanie zestalonych próbek płuczki bentonitowej i beziłowej polimerowej

Fig. 4. Impact of different amounts of Silment and cements combined with 4 % of sodium silicate on compression strength of the solidified bentonite mud and non-bentonite polymer mud samples

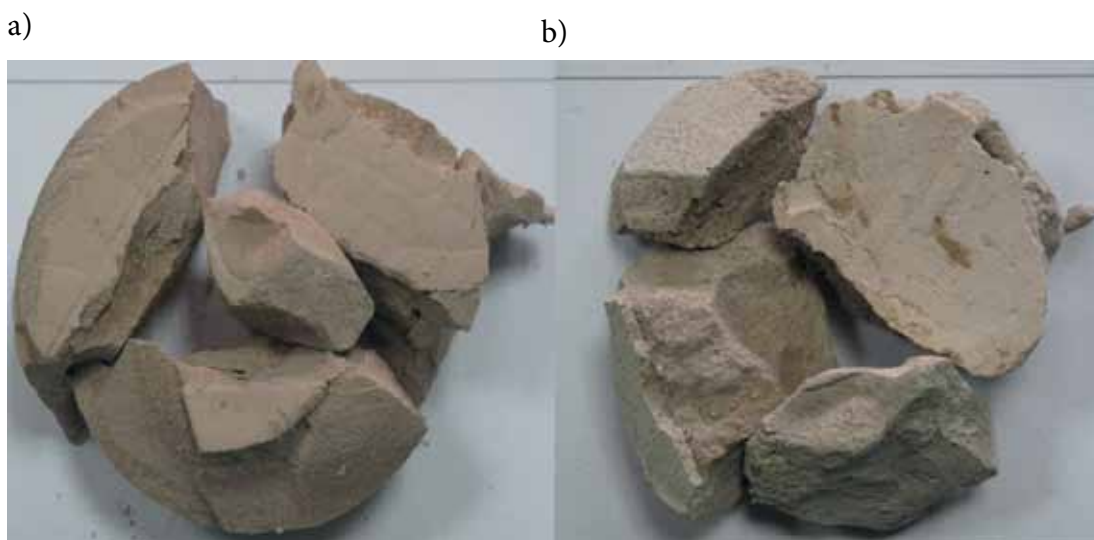
Opierając się na uzyskanych wynikach badań laboratoryjnych oraz prowadzonych obserwacjach zachowania się próbek w czasie wiązania stwierdzono, że najbardziej korzystny efekt zestalania zużytych płuczek wiertniczych powinna zapewnić kompozycja środka zawierająca 4 % szkła wodnego i Silmentu w ilości zależnej od rodzaju zestalanej płuczki wiertniczej, tj. 20÷25 % przy zestalaniu płuczek polimerowych oraz 30÷35 % przy zestalaniu płuczek bentonitowych. Analiza wyników tych badań wskazywała również, że możliwe jest także stosowanie zestawu szkło wodne – cement w ilości 25 %, lecz głównie do zestalania płuczek polimerowych. Otrzymany w wyniku tego procesu półprodukt posiadał parametry wytrzymałościowe zbliżone do próbek zestalanych przy użyciu 25 % Silmentu – ok. 1,0 MPa. Na rysunku 5 i 6 przedstawione zostały próbki materiału stałego pozyskane z zestalanej płuczki bentonitowej i beziłowej polimerowej przy użyciu kompozycji środka zawierającego 4 % szkła wodnego sodowego oraz 30 % Silmentu i 25 % cementu portlandzkiego.

Celem poprawy efektywności zestalania, głównie pod kątem skrócenia czasu wiązania odpadowych płuczek polimerowych, wykonane zostały dodatkowe badania, w których zastosowano kompozycje środka zawierającego 5 % szkła wodnego i wybrane ilości spoiw hydraulicznych – Silment i cementy. W czasie prowadzonego procesu zestalania zaobserwowano, że w obecności 5 % szkła wodnego płuczki polimerowe wykazywały zwiększoną tendencję do żelowania, a po wprowadzeniu Silmentu lub danego cementu silne gęstnienie i stopniowe powstawanie jednorodnej żelowanej masy. Pomiary czasu i końca wiązania sezonowanych przez 14 dni próbek płuczki polimerowej wykazały, że proces ich wiązania przy użyciu kompozycji środka zawierającego 5 % szkła i 25 % cementu (portlandzki lub wieloskładnikowy) uległ skróceniu o około 40 godz., a wytrzymałość na ściskanie próbek zestalonych wynosiła około 1,0 MPa. Mniejsze ilości cementu głównie portlandzkiego (15÷20 %) w zestawie z 5 % szkła powodowały jednak obniżenie ich wartości wy-



Rys. 5. Próbkki płuczki bentonitowej zestalone kompozycją środka zawierającego 4 % szkła wodnego sodowego oraz a) 30 % Silmentu i b) 25 % cementu portlandzkiego

Fig. 5. Samples of bentonite mud solidified by 4 % sodium silicate and a) 30 % Silment, b) 25 % Portland cement



Rys. 6. Próbkki beziłowej płuczki polimerowej zestalone kompozycją środka zawierającego 4 % szkła wodnego sodowego oraz a) 25 % Silmentu i b) 25 % cementu portlandzkiego

Fig. 6. Samples of non-bentonite polymer mud solidified by 4 % sodium silicate and a) 25 % Silment, b) 25 % Portland cement

trzymałości na ściskanie ($0,5 \pm 0,6$ MPa) w porównaniu do próbek zestalonych przy użyciu 4 % szkła wodnego i tych samych ilości spoiwa ($0,73 \pm 1,0$ MPa). Podobną zależność wartości wytrzymałości na ściskanie od ilości szkła wodnego stwierdzono także dla próbek zestalonych przy użyciu Silmentu, które wynosiły odpowiednio: 4 % szkła wodnego + 25 % Silmentu – 0,96 MPa oraz 5 % szkła wodnego + 25 % Silmentu – 0,72 MPa (rys. 7). Ponadto zwiększona ilość szkła w połączeniu z Silmentem nie wpływała na skrócenie czasu wiązania płuczki polimerowej. Bez względu na ilość szkła wodnego, porównywalne wartości wytrzymałości na ściskanie otrzymano jedynie dla próbek zawierających cement wieloskładnikowy. Na rysunku 8 przedstawione zostały próbki materiału stałego pozyskane z zestalonej beziłowej płuczki polimerowej przy użyciu kompozycji środka zawierającego 5 % szkła wodnego sodowego oraz 25 % Silmentu i 25 % cementu wieloskładnikowego.

Przeprowadzone badania wykazały, że czas wiązania i twardnienia płynnej suspensji płuczek bentonitowych w ciało stałe jest znacznie krótszy niż beziłowych płuczek polimerowych. Na stosunkowo długi czas wiązania płuczek polimerowych ($5 \div 7$ dni) i właściwości mechaniczne pozyskiwanego materiału stałego wpływa zdecydowanie większa zawartość w ich składzie polimerów organicznych i tylko niewielka ilość fazy stałej pochodzącej z przewiercanych warstw oraz stanowiącej materiały obciążające. Niemniej jednak otrzymane wyniki badań dowiodły, że powodzenie procesu zestalania w dużym stopniu zależy od indywidualnego doboru optymalnej ilości i rodzaju środków wiążących do każdego rodzaju płuczki wiertniczej. Pozostające po zakończeniu wiercenia otworu odpadowe, zużyte płuczki wiertnicze można przekształcić w ciało stałe, którego niekorzystne oddziaływanie na środowisko powinno być ograniczone ze względu na zdolność zastosowanych środków wiążących do izolowania i wiązania zanieczyszczeń. Przeprowadzone analizy fizykochemiczne odcieków wodnych zestalonych płuczek wykazały, że spośród zastosowanych spoiw hydraulicznych w zestawie ze szkłem wodnym, najniższymi wartościami wymywania substancji szkodliwych charakteryzowały się próbki zestalane Silmentem.

Opracowana w INiG technologia zestalania koloidalnych zawiesin odpadowych płuczek wiertniczych może być z powodzeniem stosowana w warunkach przemysłowych jako jedna z metod odzysku i unieszkodliwiania odpadów wiertniczych, co potwierdziły wyniki próby przemysłowej zestalania bentonitowej płuczki otworowej [11].

3. Próba przemysłowa zestalania zużytej płuczki bentonitowej

Procesowi zestalania, który przeprowadzono na terenie wyrobiska po wyeksploatowanym złożu gliny ceramicznej, poddana została płuczka bentonitowa stanowiąca odpad wiertniczy pozostały po zakończeniu wiercenia otworu R16. Do zestalania tej płuczki wykorzystano kompozycję środka wiążącego zawierającego: szkło wodne – cement portlandzki oraz szkło wodne – Silment. Ilości tych środków, które określono na podstawie badań laboratoryjnych, ustalone zostały w dodatkowych testach z wykorzystaniem płuczki poddawanej procesowi zestalania. Poddana zestaleniowi płuczka bentonitowa o gęstości $1,12 \text{ kg/dm}^3$ charakteryzowała się niskimi parametrami reologiczno-strukturalnymi, niewielkim zasoleniem, stosunkowo dużą filtracją, wysokim pH oraz zawierała około 4,3 % aktywnych części bentonitu (tabl. 2). Wykonane dodatkowe badania doboru środków wiążących wykazały, że

do zestalania 1 m^3 tej płuczki należy zastosować 4 % szkła wodnego w połączeniu z 35 % Silmentu lub 25 % cementu portlandzkiego.

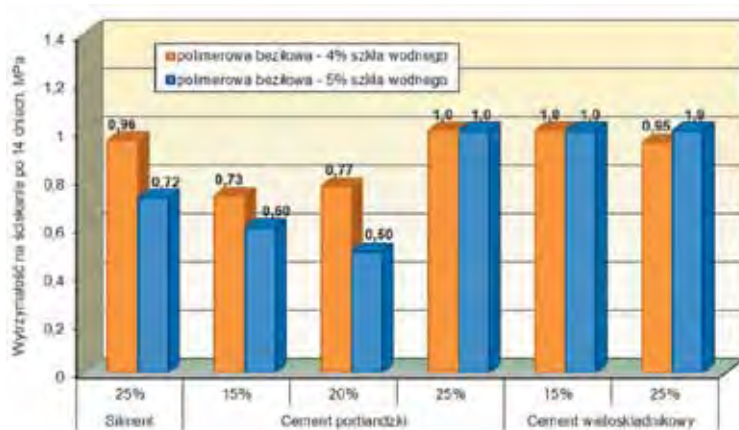
Proces mieszania płuczki z w/w składnikami przeprowadzono w mieszalniku do sporządzania zapraw cementowych, gdzie do odmierzonej ilości płuczki bentonitowej sukcesywnie dozowano, w czasie jej mieszania, odpowiednie ilości środków wiążących, które prowadzono aż do uzyskania jednorodnej masy mieszaniny (rys. 9, 10). Po stwierdzeniu silnego zgęstnienia, zżelowania mieszaniny otrzymany półprodukt złożony został na przygotowanym miejscu i pozostawiono go do czasu związania i wykonania pomiarów parametrów wytrzymałościowych otrzymanego ciała stałego (rys. 11), tj. wytrzymałości na ściskanie za pomocą maszyny wytrzymałościowej (rys. 12).

Pierwszy pomiar wytrzymałości na ściskanie wykonany został po 7 dniach od wykonania próby, a następnie po 14 i 28 dniach. Niezależnie od pomiarów wykonywanych w terenie, równolegle prowadzono także badania w laboratorium na próbkach pobranych podczas realizacji próby przemysłowej. Badania laboratoryjne miały na celu określenie czasu początku i końca wiązania płuczki poddanej zestaleniowi oraz porównania wytrzymałości na ściskanie próbek, których proces wiązania i twardnienia zachodził w różnych temperaturach, tj. w temperaturze pokojowej i około $5 \div 10$ °C.

Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono duży wpływ warunków przechowywania próbek płuczki (półproduktu) na jego strukturę i parametry wytrzymałościowe. Podczas wiązania próbek w laboratorium w czasie około 70 h, obserwowano coraz silniejsze ich pękanie i krušenje z jego upływem, które miało wpływ na wartość wytrzymałości na ściskanie po 28 dniach. Oznaczone wartości wytrzymałości na ściskanie po 7 i 14 dniach oraz 28 dniach dla próbek zawierających Silment wynosiły odpowiednio $1,16 \div 1,175$ MPa i 0,78 MPa, a próbek zawierających cement portlandzki po 7 i 14 dniach pozostawały niezmiennione i wynosiły 1,05 MPa oraz 0,85 MPa po 28 dniach.

Natomiast próbki zestalane w warunkach atmosferycznych posiadały strukturę zwięzłą, która nie ulegała tak silnemu pękaniu w trakcie wiązania i możliwe było w miarę łatwe pozyskanie wycinka związanej płuczki (rys. 13). Wykonane pomiary wytrzymałości na ściskanie próbek w 7, 14 i 28 dniu, wykazały systematyczny wzrost ich wartości w czasie, a szczególnie próbki zawierającej szkło sodowe i Silment. Otrzymane wartości wytrzymałości na ściskanie próbek, których proces wiązania zachodził w temperaturze max. 10 °C, były jednak niższe niż próbek zestalonych w laboratorium. Wytrzymałość na ściskanie próbki zestalonej przy użyciu kompozycji środka zawierającego 35 % Silmentu wynosiła od 0,6 do 0,775 MPa, natomiast z dodatkiem 25 % cementu portlandzkiego wynosiła od 0,4 do 0,425 MPa (rys. 14).

Niezależnie od temperatury, w jakiej zachodził proces wiązania płuczki bentonitowej, stwierdzono wpływ materiału wiążącego w kompozycji ze szkłem wodnym na parametry wytrzymałościowe pozyskanego ciała stałego. Jak wykazały badania, ciało stałe zawierające Silment charakteryzowało się wyższymi wartościami wytrzymałości na ściskanie niż zawierające cement portlandzki. Ponadto testy wymywania odcieków wodnych z osadu filtracyjnego płuczki odpadowej i płuczki zestalonej w stosunku 1 kg s.m. osadu : $10 \text{ dm}^3 \text{ H}_2\text{O}$ oraz testy toksyczności tych odcieków wykazały, że w miarę upływu czasu (do 28 dni), w próbkach zawierających Silment oznaczano zmniejszanie ilości wymywania się z otrzymanego ciała stałego substancji niebezpiecznych, a także obniżanie toksyczności odcieków wodnych.



Rys. 7. Wpływ różnych ilości Silmentu oraz cementów w kombinacji z 5 % szkła wodnego na wartość wytrzymałości na ściskanie zestalonych próbek bezilowej płuczki polimerowej

Fig. 7. Impact of different amounts of Silment and cements combined with 5 % of sodium silicate on compression strength of the solidified non-bentonite polymer mud samples

a)



b)



Rys. 8. Próbkę bezilowej płuczki polimerowej zestalone kompozycją środka zawierającego 5 % szkła wodnego sodowego oraz a) 25 % Silmentu, b) 25 % cementu wieloskładnikowego

Fig. 8. Non-bentonite polymer mud samples solidified by 5 % of sodium silicate and a) 25% Silment, b) 25% multicomponent cement

4. Podsumowanie

Przeprowadzone zarówno badania laboratoryjne, jak i próba przemysłowa wykazały, że do zestalania odpadowych płuczek bentonitowych może być stosowana kompozycja środka zawierająca Silment, którego ilość należy ustalać w testach poprzedzających zestalanie płuczki o określonych parametrach technologicznych, w warunkach przemysłowych. Proces zestalania zużytych płuczek wiertniczych może zatem stanowić jeden ze sposobów zagospodarowania odpadów płynnych otrzymywanych w znacznych ilościach, w czasie prowadzonych prac wiertniczych.

W porównaniu do stosowanej w warunkach przemysłowych, technologii odwadniania płuczki skoagulowanej, która generuje powstawanie odpadu w postaci filtratu posiadającego wysokie zawartości zanieczyszczeń oraz wymaga stosowania specjalistycznego sprzętu, np. komorowej prasy filtracyjnej, proces zestalania zużytych płuczek wiertniczych charakte-

ryzuje się brakiem konieczności ich filtrowania, a wymaga jedynie mieszania ze środkami wiążącymi oraz zapewnienia czasu potrzebnego do stwardnienia otrzymanej mieszaniny.

Opracowaną kompozycję środka do zestalania zużytych płuczek wiertniczych należy uznać za skuteczną ponieważ pozwala ona na wiązanie różnych płuczek odpadowych w całości, które stanowią fazę płynną i stałą. Odpowiedni dobór rodzaju i optymalnych ilości materiałów wiążących w kompozycji ze szkłem wodnym oraz sposób ich dozowania, wg opracowanej technologii, skutkuje otrzymywaniem półproduktu charakteryzującego się niską szkodliwością dla środowiska, o czym świadczą wyniki badań wymywalności z niego substancji szkodliwych oraz testy toksykologiczne, a uzyskane parametry wytrzymałościowe (w czasie 7÷28 dni) predysponują go do wykorzystania w celach użytkowych, jak np. do rekułtywacji wyrobisk powierzchniowych i wypełnienia wyrobisk podziemnych.



Rys. 9. Mechaniczne mieszanie płuczki z dodatkiem kompozycji środka wiążącego
Fig. 9. Mechanical mixing of drilling mud with binding agent



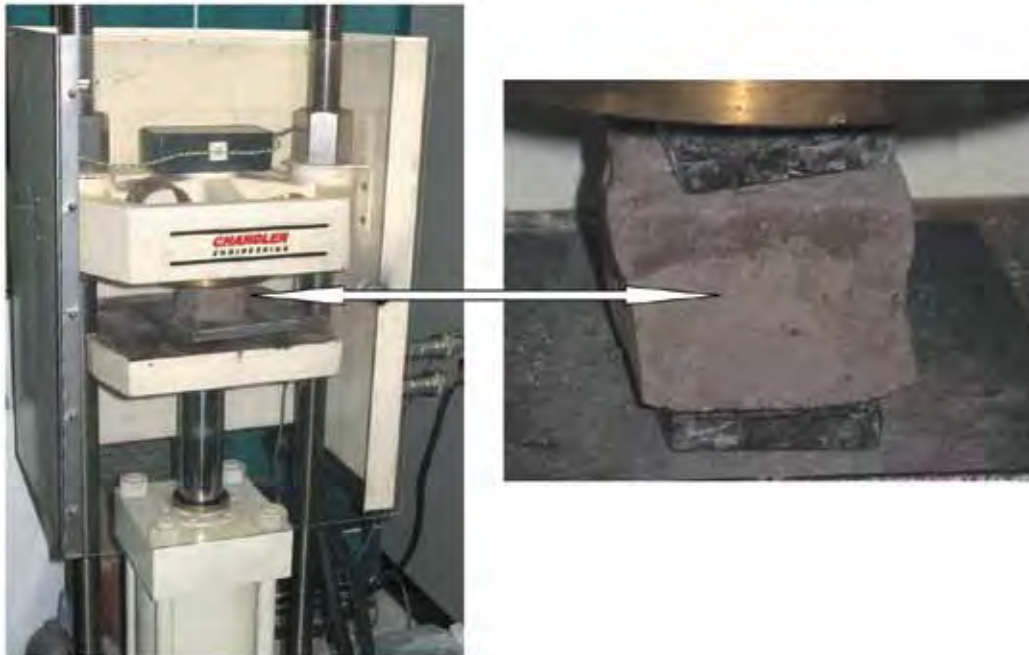
Rys. 10. Zagęszczona płuczka bentonitowa po zakończeniu mieszania
Fig. 10. Condensed bentonite mud after the process of mixing



Rys. 11. Wiązanie w czasie płuczki bentonitowej przy użyciu kompozycji środka wiążącego
Fig. 11. Setting of bentonite mud with binding agent in time

Tablica 2. Właściwości odpadowej płuczki bentonitowej przed zestaleniem
Table 2. Spent bentonite mud properties before its solidification

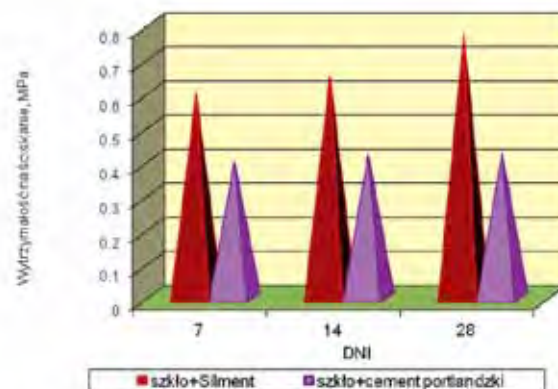
Oznaczenia	Wartości parametrów
Temperatura płuczki, °C	6
Lepkość plastyczna, PV, mPas	15
Granica płynięcia, YP, lb/100ft ²	7
Lepkość pozorna, AV, mPas	18,5
Wytrzymałość strukturalna, I/II, lb/100ft ²	1/2
Gęstość, kg/dm ³	1,12
Filtracja, API, cm ³ /30min	7,5
pH	10,8
MBT, kg/m ³ płuczki	42,75
Ca ²⁺ , mg/dm ³	80
Mg ²⁺ , mg/dm ³	24
Cl ⁻ , g/dm ³	2,13



Rys. 12. Badanie wytrzymałości na ściskanie za pomocą maszyny wytrzymałościowej
 Fig. 12. Test on compression strength by use of the testing machine



Rys. 13. Pobieranie próbek zestalonej płuczki bentonitowej
 Fig. 13. Solidified bentonite mud sampling



Rys. 14. Wartości wytrzymałości na ściskanie ciała stałego w czasie, pozyskanego po zestaleniu odpadowej płuczki bentonitowej w warunkach przemysłowych
 Fig. 14. Compression strength of the solids in time obtained after solidification of spent bentonite mud in the field conditions

Literatura

1. *Chudoba J., Raczkowski J., Uliasz M., Wach St., Kinel D., Szubra G.*: Płuczka wiertnicza. Nr patentu PL 188174 B1 z dn. 31.12. 2004.
2. *Kątna Z i zespół*: Zastosowanie szkła wodnego potasowego w procesie hydratacji zaczynu sporządzonego na bazie cementu wiertniczego. Dokum. INiG, 2009, [praca niepublik.].
3. *Steliga T., Kluk D.*: Badania nad doborem metody zagospodarowania zużytych płuczek otworowych. Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna GEOPETROL nt. Nowe metody i technologie zagospodarowania złóż i wydobywania węglowodorów w warunkach lądowych i morskich, 2010, Prace naukowe INiG nr 170, s. 983 ÷ 988.
4. *Steliga T., Uliasz M.*: Wybrane zagadnienia środowiskowe podczas poszukiwania, udostępniania i eksploatacji gazu ziemnego z formacji łupkowych. *Nafta-Gaz*, 2012, nr 5, s. 273 ÷ 283.
5. *Steliga T., Uliasz M., Jakubowicz P.*: Ochrona środowiska podczas udostępniania i eksploatacji gazu ziemnego z formacji łupkowych. Rzeczpospolita łupkowa – Studium wiedzy o gazie z formacji łupkowych, 2012, Prace naukowe INiG nr 183, s. 273 ÷ 296.
6. *Strony WWW*: <http://srodowisko.ekologia.pl/technologie/Szkla-wodne-sodowe>,
7. *Strona WWW*: <http://kopalniawiedzy.pl/>
8. *Uliasz M.*: Ciecze wiertnicze zawierające różne rodzaje inhibitorów hydratacji skał ilasto-łupkowych w świetle badań laboratoryjnych i prób przemysłowych. 3 Międzynarodowa Konferencja nt. Special Methods of Deposit Utilization, 2005, Ostrawa.
9. *Uliasz M., Steliga T.*: Metody gospodarowania odpadami wiertniczymi wytwarzanymi w procesie wiercenia otworu wiertniczego i ocena ich szkodliwości. Dokum. INiG, 2008, [praca niepublik.].
10. *Uliasz M., Zima G., Błaż S.*: Zastosowanie płuczki krzemianowo-potasowej w warunkach otworowych. Konferencja Naukowo-Techniczna GEOPETROL nt. Efektywne Technologie Poszukiwania i Eksploatacji Złóż Węglowodorów, 2008, Prace naukowe INiG nr 150, s. 591 ÷ 597.
11. *Uliasz M., Steliga T. i zespół*: Kompleksowe przedsięwzięcia ograniczenia ilości i szkodliwości odpadów wiertniczych oraz zasady ich zagospodarowania. Dokum. INiG, 2010, [praca niepublik.].
12. *Uliasz M., Kremieniewski M.*: Określenie efektywności zestalania urobku w aspekcie zagospodarowania odpadów wiertniczych. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*, 2012, nr 9(217), s. 12 ÷ 19.
13. *Uliasz M., Steliga T., Błaż S., Zima G., Kinel D., Szubra G., Kluk D., Jakubowicz P.*: Kompozycja środka do zestalania zużytych płuczek wiertniczych. Nr patentu PL 213056 z dn. 20.07.2012.,.
14. Rozporządzenie Ministra Środowiska z 27 września 2001 r. w sprawie katalogu odpadów (Dz.U. 112, poz. 1206).



Mgr inż. Edyta Urbaniec*)

Przeгляд metod utrzymania stateczności wyrobisk na dużych głębokościach podczas drażenia w strefie uskoku Bzie-Czechowice w JSW S.A. Kopalnia „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka

The review of excavation stability keeping methods at the very depths during driving in the zone of faulting of Bzie-Czechowice in JSW S.A. „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” mine Ruch Zofiówka

Treść: W referacie przedstawiono doświadczenia kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka, zdobyte podczas drażenia dwóch wyrobisk udostępniających nowe złoża. Wyrobiska prowadzone były w strefie słabo rozpoznanego uskoku Bzie-Czechowice o przewidywanym zrzucie 800 m. Opisano wykorzystaną technologię drażenia z zastosowaniem systematycznego wzmacniania skał stropowych, konsolidacji górotworu oraz podwójnej obudowy z wykładką mechaniczną. Ponadto, w celu zapewnienia utrzymania długotrwałej stateczności, dodatkowo obudowa została wzmocniona poprzez zabudowę łuków spągnicowych.

Abstract: This paper presents the results of experiments from „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” mine Ruch Zofiówka obtained during driving of the two opening out headings for new deposits. They were driven in the zone of hardly recognized fault Bzie-Czechowice with the predicted thrust of 800 m. The applied technology of driving by the use of gradual reinforcement of cap rocks, rock mass consolidation and double powered support with mechanical filling was described. Furthermore, the support was additionally reinforced by building over inverts in order to secure long-lasting stability.

Słowa kluczowe:

obudowa wyrobisk– wzmacnianie górotworu – wzmacnianie obudowy

Key words:

excavation support, rock mass reinforcement, support reinforcement

1. Wprowadzenie

Zaprojektowanie obudowy wyrobisk korytarzowych o znacznych wybiegach, długim okresie użytkowania, na dużych głębokościach, spełniających ważne zadania w ruchu zakładu górniczego, w dodatku bez pełnej informacji o warunkach geologiczno-górnicych, za to ze spodziewanym potężnym (zrzut około 800 m i szerokości strefy uskokowej 130 m) zaburzeniem, o niezbadanym charakterze – to wyzwanie z którym musiano się zmierzyć, w celu udostępnienia zasobów ze Złóż Bzie-Dębina 2-Zachód oraz Bzie-Dębina 1-Zachód.

2. Znaczenie udostępnienia nowych złóż w rozwoju kopalni

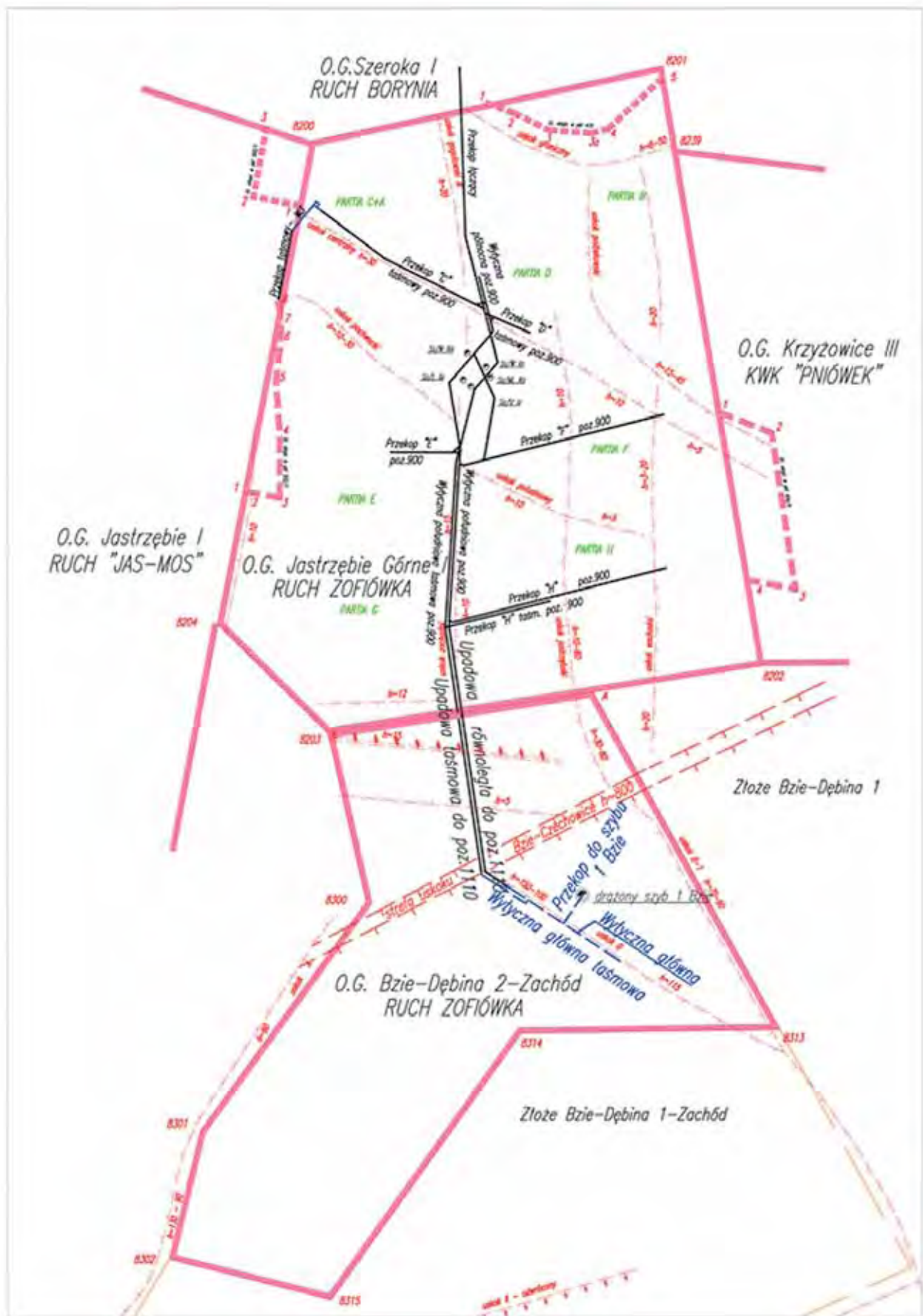
Udostępnienie i przemysłowe zagospodarowanie zasobów z tych złóż, to jeden z kluczowych elementów polityki Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. w zakresie jej długoletniego funkcjonowania i obecnie największa inwestycja w polskim górnictwie, która przedłuży żywotność Kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” o kilkadziesiąt lat i pozwoli na wydobycie ponad 700 mln ton wysokiej jakości węgla kokso-

wego. Aktualnie JSW S.A. posiada koncesję na eksploatację ze złoża Bzie-Dębina 2-Zachód, gdzie udokumentowano zasoby bilansowe węgla kamiennego w ilości 323 mln ton. Udokumentowane zasoby geologiczne (wg stanu na dzień 31.12.2011r.) złoża Bzie-Dębina 1-Zachód to około 405 mln ton. Prowadzone są prace geologiczne, związane z rozpoznaniem sąsiadujących złóż, do wydobycia których może zostać użyta budowana infrastruktura. Na rysunku 1 przedstawiono lokalizację złóż względem pola macierzystego – Ruchu Zofiówka oraz początkową fazę modelu udostępnienia złoża Bzie-Dębina 2-Zachód.

Model zagospodarowania nowego złoża przewiduje wykorzystanie istniejącej bazy wyrobisk Ruchu Zofiówka. Poziom 1110 udostępniony został z poziomu 900 w kierunku południowym dwoma wyrobiskami kapitalnymi: upadową taśmową do poziomu 1110 wraz z wydrążoną równolegle upadową równoległą do poz. 1110, z których dalej prowadzona jest wytyczna główna poz. 1110, a w dalszej perspektywie drażona będzie wytyczna taśmowa poz. 1110 oraz przepok do szybu 1 Bzie.

Utrudnieniem, w realizacji tego zadania, było wydrążenie upadowych taśmowej i równoległej do poz. 1110 w 130-metrowej strefie, nierozpoznanego dotąd robotami górnicy, uskoku Bzie-Czechowice. Przebiegający równoleżnikowo uskok tektoniczny Bzie-Czechowice biegnie od rejonu Kęt, przez Czechowice-Dziedzice i Jastrzębie-Zdrój, w kierunku granicy z Czechami, zrzuca warstwy skalne w kierunku połu-

*) JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch Zofiówka, Jastrzębie-Zdrój



Rys. 1. Model udostępnienia Złoża Bzie-Dębina 2-Zachód
 Fig. 1. Opening out model of Bzie-Dębina 2-Zachód

dniowym na około 800 m. Przebieg uskoku w rejonie prowadzonych robót udostępniających przedstawiono na rysunku 1.

Uskok „Bzie-Czechowice” składa się z kilku stref (szerokich na kilka do kilkadziesiąt metrów), wypełnionych brekcją tektoniczną (druzgotem skalno-węglowym), złożonym z materiału silnie spękanego, zmielonego, i zdeformowanego. Pomiędzy tymi strefami znajdują się warstwy piaskowców, łupków ilastych, łupków piaszczystych oraz węgla, silnie spękanych, słabo zwięzłych i nieregularnie warstwowych. Drażenie w takich warunkach może powodować obwały skał oraz wypiętrzenia spągu. [4] Na rysunku 2 pokazano przekrój geologiczny przez fragment upadowej równoległej do poz. 1110 w strefie uskoku Bzie –Czechowice.

Opisana sytuacja, oczywiście niekorzystnie, wpływa zarówno na bezpieczeństwo załogi przodkowej, jak również na postęp przodka oraz prawidłową współpracę obudowy z górotworem. Prowadzenie robót górniczych w takich warunkach wymaga dużego doświadczenia, jak również poniesienia dodatkowych nakładów finansowych związanych z konsolidacją i hydroizalacją górotworu czy wzmocnieniem obudowy [7].

Konwencjonalne podejście do drażenia i obudowy wyrobisk korytarzowych okazało się niewystarczające. Dobór takiej obudowy, która zapewniłaby w wystarczającym stopniu, ograniczenie na okres użytkowania tych wyrobisk procesu zaciskania, czyli zachowanie ich stateczności oraz sposobu ich prowadzenia, uwzględniającego wpływ występujących zaburzeń na bezpieczeństwo pracy załogi to wyzwanie, z którym musiano się zmierzyć aby sięgnąć po nowe złoże.

Przygotowując się do realizacji tego zadania przeprowadzono przegląd, stosowanych w górnictwie jak i budownictwie tunelowym technologii drażenia [2, 6, 7, 8, 9, 12, 13, 16]. Dało to podwalinę do stworzenia nowatorskiej metody drażenia w trudnych warunkach górniczo-geologicznych. Mnogość zastosowanych, nowych rozwiązań technologicznych jak i technicznych, była wynikiem ciągłego doskonalenia zastosowanej metody, jej dostosowywania do zaistniałych, niekorzystnych warunków. Każdy, z zastosowanych zabiegów służył skutecznemu zabezpieczeniu wyrobisk przed którymś z czynników, zagrażającym uzyskaniu i utrzymaniu w długim okresie czasu ich stateczności. Położono nacisk na prewencję, w związku z czym zastosowano wiele działań profilaktycznych, które zapewniły bezpieczeństwo zatrudnionej przy drażeniu załodze oraz wzmocniły górotwór nie tylko na czas drażenia.

W niniejszym opracowaniu opisano ostateczną wersję zastosowanej metody wzmocnienia górotworu oraz elementy i akcesoria zastosowanej obudowy.

3. Technologia drażenia upadowych

Analizowane wyrobiska, w strefie uskoku, drażone były za pomocą MW, przy zastosowaniu następujących maszyn i urządzeń:

- wóz wiertniczy BRTL 1,
- wieloczynnościowa platforma robocza typu AMG-2700 (tylko upadowa równoległa),
- ładowarka bocznie-wysypująca K 312LS,
- wiertnica WD-02EA,
- wiertarka udarowa pneumatyczna WUP – 22,
- przenośnik zgrzeblowy PZO 620/742 E,
- zespół pompowo-mieszający ZPM-H-01-90/30,
- agregat pompowy MONO WT 820/1.

Wspólna odstawa z obu przodków:

- przenośnik zgrzeblowy GROT – 750/S,
- przenośnik taśmowy INTERMET 1000,
- PTG 50/1000.

Przodek był cały czas poprzedzony otworem wyprzedzająco-badawczym na odległość co najmniej 25 m. Na cesze 1830 upadowej równoległej do poz. 1110 (wyrobisko jako pierwsze znalazło się w strefie uskoku) wyniki wierceń potwierdziły zbliżanie się do strefy uskoku, a w przekroju wyrobiska zaobserwowano wyraźną zmianę nachylenia warstw zgodnie z przewidywanym kierunkiem zrzutu uskoku Bzie–Czechowice. Wykonano więc badania endoskopowe mające na celu rozpoznanie zaburzenia. Istota introskopowych badań w podczerwieni polega na wizualnej penetracji wnętrza otworów wiertniczych za pomocą miniaturowej kamery. Przeprowadzona obserwacja, wykazała występowanie stref intensywnych spękań, wskazujących na obecność strefy zaburzenia tektonicznego oraz potwierdziła konieczność wykonania dodatkowej konsolidacji górotworu i zastosowania obudowy, spełniającej wymagania parametrów wytrzymałościowych [14,15].

W strefie uskoku technologia drażenia była następująca

- systematyczne wzmocnianie skał stropowych (klejenie i prętownie),
- konsolidacja górotworu,
- wykładka mechaniczna na obudowie ŁP14/V36/4,
- zastosowanie podwójnej obudowy łukowej,
- zabudowa spągnic.

3.1. Systematyczne wzmocnianie skał stropowych

W strefach zaburzeń geologicznych w polskim górnictwie powszechnie i z zadowalającymi efektami stosuje się prętownie i klejenie skał stropowych [3, 5, 7]. W trakcie drażenia upadowych doraźnie, a w strefie uskoku obowiązkowo (niezależnie od niżej opisanych metod specjalnych) dla wzmocnienia górotworu, zapobieganiu opadom skał stropowych w wyrobiskach, i dzięki temu poprawieniu bezpieczeństwa zatrudnionej załogi, stosowano bieżące systematyczne wzmocnianie skał stropowych za pomocą:

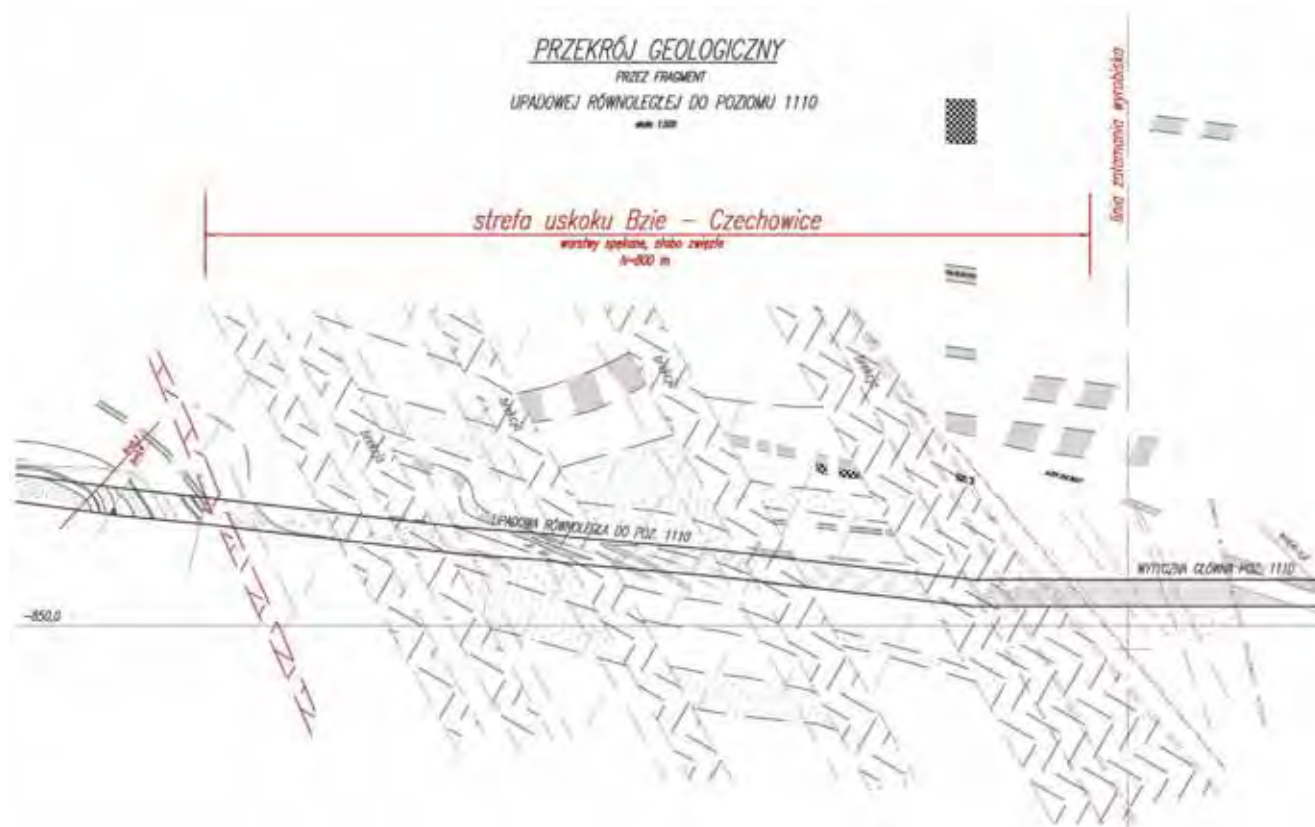
- klejenia skał stropowych i ociosowych spoiwami mineralnymi (w zależności od rodzaju skał, wiercono w przystropowej części wyrobiska 3 do 6 otworów długości 6 m, do których zatłaczano klej, czynność tę powtarzano co 2÷4 odrzwia postępu),
- prętownia stropu – osadzano w odwierconych otworach pręty stalowe o średnicy 27÷30 mm, długości 2,5÷3 m rozmieszczone – co 30÷40 cm na obwodzie łuków stropnicowych – w zależności od zwięzłości skał stropowych osadzano od 7÷20 prętów, co drugie odrzwie wyrobiska.

3.2. Konsolidacja górotworu

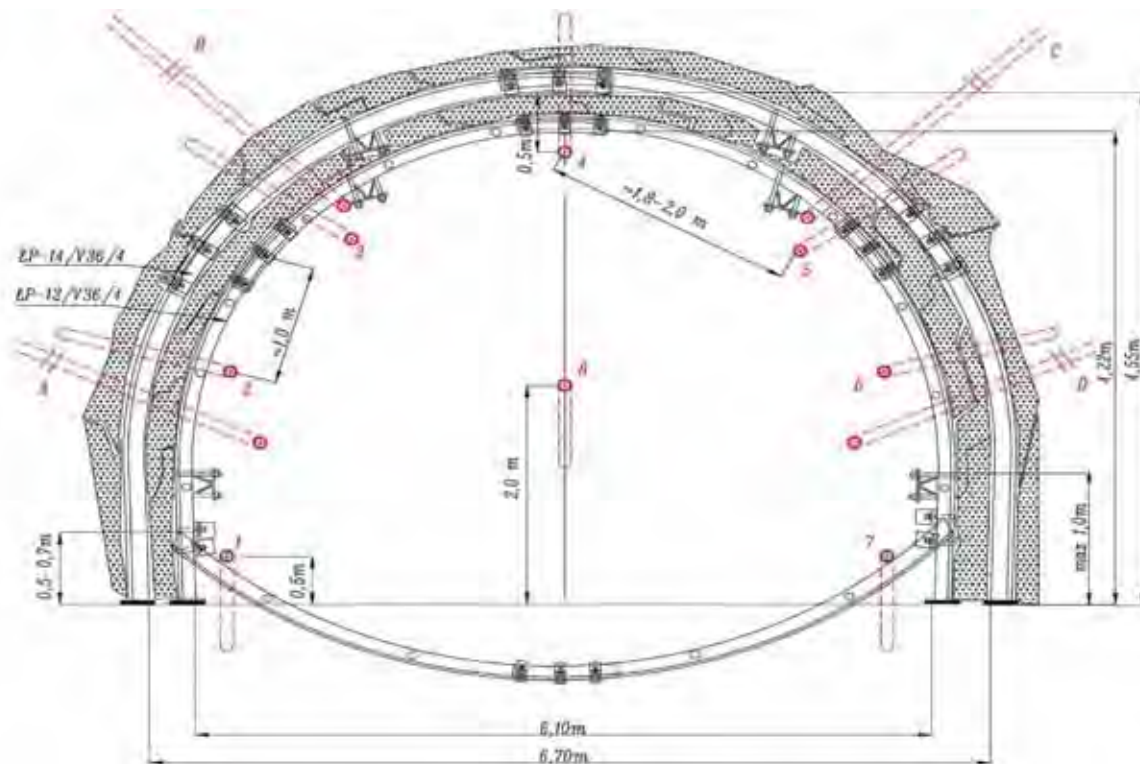
Poprawę warunków drażenia, ograniczenie zasięgu strefy spękań i zminimalizowanie procesów destrukcji górotworu, uzyskano spajając skały w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska. Cementację (konsolidację) górotworu wykonywano odcinkami poprzez wiercenie otworów i wtłaczanie do nich spoiwa mineralnego. Wykorzystano spoiwo mineralno-cementowe DURIMENT DURIFILL 2 SPEZIAL o bardzo drobnym uziarnieniu (<0,09 mm) i docelowej wytrzymałości przekraczającej 43 MPa. Spoiwo to wtłaczano pod ciśnieniem 20÷25 bar za pomocą zespołu pompowo-mieszającego ZPM-H-01-90/30, o wydajności maksymalnej 90 dm³/min, w głąb górotworu, poprzez wcześniej odwiercone otwory o średnicy min. ø48 mm. Otwory iniekcyjne uszczelniano były z wykorzystaniem nabojnic iniekcyjnych wielorazowego lub jednorazowego użytku.

Konsolidację realizowano w dwóch etapach.

W etapie pierwszym wykonywano konsolidację wyprze-



Rys. 2. Przekrój geologiczny przez fragment upadowej równoległej do poz. 1110 w strefie uskoku Bzie–Czechowice
Fig. 2. Geological section through a dip-heading fragment, parallel to the item no. 1110 in the zone of faulting Bzie–Czechowice



Rys. 3. Schemat obudowy upadowych do poz. 1110 w strefie uskokuwej
Fig. 3. Schematic diagram of a dip-heading support to the item no. 1110 in the zone of faulting

działającą, polegającą na odwierceniu 8 otworów iniekcyjnych o średnicy \varnothing 48 mm, długości ok. 15 m i zatłoczeniu do tych otworów spoiwa. (rys. 3, otwory oznaczone 1,2,3...8)

Rozmieszczenie otworów (rys. 3):

- 1 twór w osi wyrobiska około 0,5 m poniżej strzałki wyrobiska o nachyleniu $+10 \div +15^\circ$ (otwór nr 4),
- 2 otwory w odległości około 1,8÷2,0 m od pierwszego, z każdej strony wyrobiska umiejscowione pomiędzy strzałką wyrobiska a składaniem łuków ociosowych ze stropnicowymi, odchylone pod kątem $10 \div 15^\circ$ poza obrys obudowy w stronę ociosu (otwory nr 3 i 5),
- 2 otwory zlokalizowane około 1 m poniżej złącza obudowy łuków stropnicowych z ociosowymi z każdej strony wyrobiska, odchylone pod kątem $10 \div 15^\circ$ w stronę ociosu (otwory nr 2 i 6),
- 2 otwory umieszczone około 0,5 m nad spągami, skierowane pod kątem $-10 \div -15^\circ$ do niwelacji wyrobiska (otwory nr 1 i 7),
- 1 otwór umiejscowiony w osi wyrobiska w odległości 2 m od spągu skierowany zgodnie z kierunkiem i niwelacją drążonego wyrobiska (otwór nr 8).

Otwory iniekcyjne, wiercono z czoła przodka. Ukierunkowanie otworów na zewnątrz obrysu wyrobiska pod kątem $10 \div 15^\circ$ oraz otworu w osi wyrobiska powinno powodować po zatłoczeniu do nich spoiwa, stworzenie strefy skonsolidowanego górotworu za obudową wyrobiska oraz w czole przodka [10].

Ponownie wiercono otwory iniekcyjne około 5 m przed końcem otworów poprzednich, co powodowało nakładanie się otworów na tym odcinku, a tym samym uszczelnienie skonsolidowanej strefy górotworu.

W drugiej fazie (rys. 3), otwory oznaczone A, B, C, D), we wstępnie scementowanym górotworze, prowadzono konsolidację uzupełniającą w celu stworzenia strefy scalonego górotworu za obudową wyrobiska o większym zasięgu (większej grubości płaszcza scalonego górotworu). W tym celu wiercono min. 4 otwory iniekcyjne o długości około 6 m i średnicy 48 mm, rozmieszczone pod kątem około $45 \div 50^\circ$ poza obrys wyrobiska w stronę calizny a następnie zatłaczano do nich spoiwo.

Konsolidację wyprzedzającą i uzupełniającą wykonywano na całej długości strefy uskokowej, tak aby strefy iniekcyjne wzajemnie się nakładały na długości min. 5 m (rys. 4). Konsolidację uzupełniającą (w zależności od zachowania skał stropowych) powtarzano nie rzadziej niż co 5 m postępu wyrobiska.

Przebieg cementacji dokumentowano na kartach konsolidacji górotworu. Do kart tych wpisywano podstawowe wielkości charakterystyczne występujące podczas wtlaczania spoiwa do otworu iniekcyjnego.

Do otworu, podczas konsolidacji wyprzedzającej, zatłaczano od $60 \div 210$ kg spoiwa mineralnego. Średnio wyniosło to $500 \div 1500$ kg wtlaczonej substancji co 10 m oraz $700 \div 1200$ kg podczas cementacji uzupełniającej. Tym samym, w każdym z opisywanych wyrobisk, w przeliczeniu na cykl do górotworu zatłaczano ponad 2 tony spoiwa mineralnego DURIMENT DURIFILL 2 SPEZIAL.

3.3. Wykładka mechaniczna na obudowie ŁP14/V36/4.

Tradycyjna wykładka charakteryzuje się dużą ściślnością i niską wytrzymałością. W wyniku tego, odrzwia obudowy uzyskują podporność z opóźnieniem czasowym i po znacznej konwergencji stropu i ociosów [4]. W celu przyspieszenia uzyskania podporności odrzwia obudowy, a co za tym idzie, poprawy warunków pracy odrzwia zrezygnowano z tradycyjnej wykładki i zastosowano wykładkę mechaniczną.

Podstawowym efektem stosowania wykładki mechanicznej jest natychmiastowa podpornościowa charakterystyka obudowy. Poza tym zmniejsza oddziaływanie górotworu na obudowę, poprawia stan wyteżenia odrzwia na skutek ich równomiernego obciążenia, ich stabilizację poprzeczną oraz zwiększa powierzchnię podparcia górotworu przez odrzwia [7]. Dzięki temu rozwiązaniu ograniczono rozwarstwianie górotworu i rozprzestrzenianie się strefy spękań wokół wyrobiska.

W strefie uskokowej w upadowych do poz. 1110 zastosowano wykładkę mechaniczną podpierającą strop na całym obwodzie przekroju wyrobiska rękawami wypełnionymi spoiwem mineralno-cementowym Tekblend lub IzoliteX. Substancje te poza składnikami mineralnymi: cementem, gipsem i kruszywami zawierają substancje ułatwiające żelowanie i szybkie wiązanie.

Pojemniki (worki lub rękawy) o wymiarach 1400×1000 mm układane były wzdłuż obudowy na siatkach zgrzewanych zaczepowych z zakładką 200 mm (rys. 5 i 6). Przymocowywano je za pomocą wiązań do odrzwia. Mieszaninę podawano poprzez stożkowy zawór zwrotny rękawa za pomocą dostosowanej pompy.

3.4. Zastosowanie podwójnej obudowy łukowej

W celu zapewnienia jak najlepszej współpracy górotworu z obudową, w związku ze wzrostem ciśnienia górotworu w strefie uskokowej, zastosowano podwójne odrzwia obudowy łukowej.

Obudowę łukową jako podwójną, budowano z odrzwia ŁP14/V36/4 oraz ŁP12/V36/4 o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych w odstępach co 0,6 m przesuniętych względem siebie o 0,3 m. W części stropowej wyrobiska obie obudowy wzmocniono dwoma podciągami z kształtownika V29. Łuki ociosowe stawiano na podkładkach stalowych o powierzchni 600 cm^2 wykonanych z blachy o grubości 12 mm.

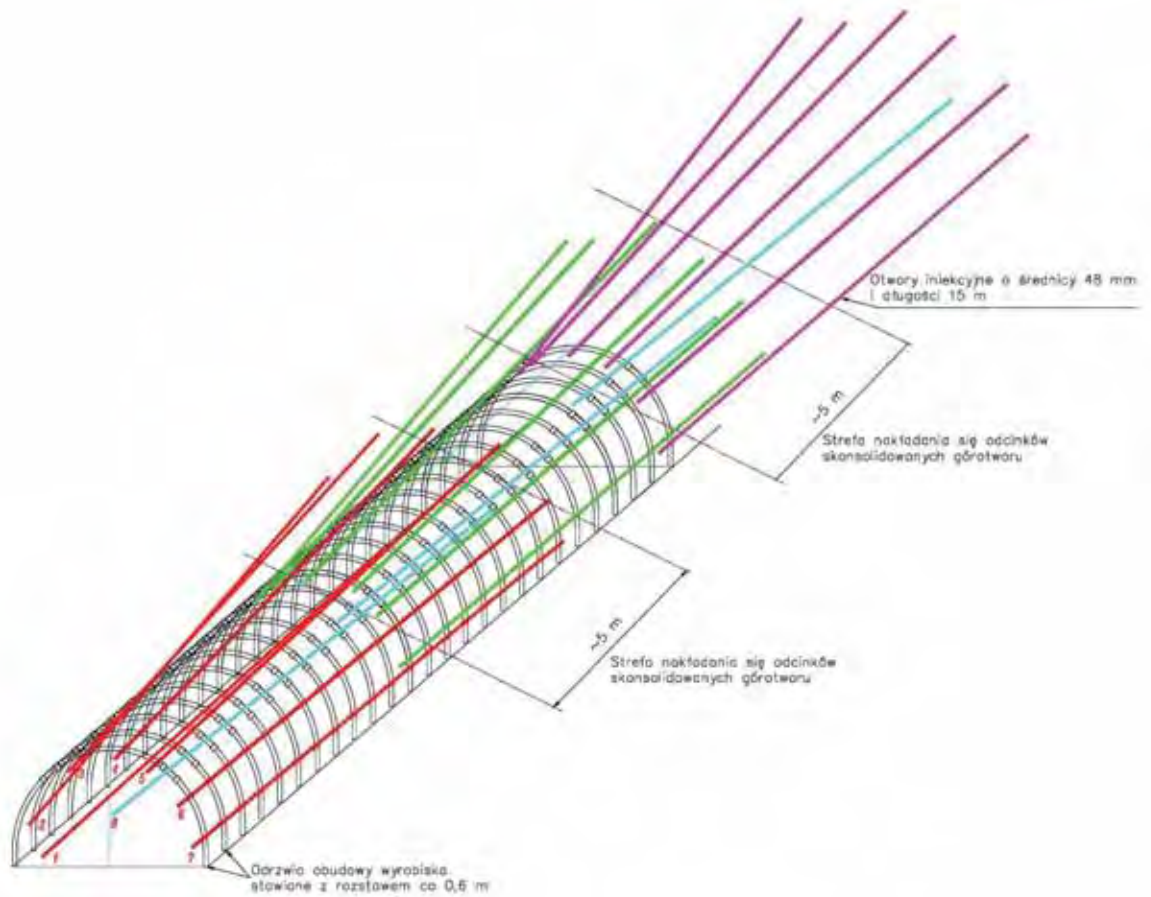
Przestrzeń między odrzwiami ŁP14/V36/4 a ŁP12/V36/4, tak jak przestrzeń pomiędzy górotworem a obudową, wypełniono rękawami ze spoiwem mineralno-cementowym Tekblend lub IzoliteX. Na rysunku 3 przedstawiono pogładowy przekrój poprzeczny upadowych w strefie uskokowej.

3.5. Zabudowa spągnic

Dla ograniczenia procesu zaciskania wyrobiska w strefie uskokowej, na odcinku występującego wzmożonego ciśnienia górotworu, zamknięto odrzwia obudowy łukowej za pomocą dwóch łuków spągnicowych zastabilizowanych rozporami. Łuki spągnicowe połączono z łukami ociosowymi za pomocą dwuelementowego łącznika spągnicowego (rys. 7), składającego się ze zmodyfikowanego strzemienia kabłąkowego, mocowanego na spągnicy oraz strzemienia mocowanego na łuku ociosowym. Przed zabudową spągnic, w celu dodatkowej stabilizacji poprzecznej obudowy, wzmocniono łuki ociosowe za pomocą podciągów z obudowy prostej, zabudowanych na wysokości 1 m. Łuki spągnicowe zabudowywano po zakończeniu drążenia w strefie uskokowej. Zastosowanie spągnic zatrzymało proces konwergencji spągu i ociosów w świetle wyrobiska.

4. Podsumowanie

W związku ze szczypaniem się złóż, współczesne górnictwo staje przed problemem poszukiwania nowych rozwiązań prowadzenia i utrzymania wyrobisk na coraz większych głębokościach i sięgania po trudnodostępne za-



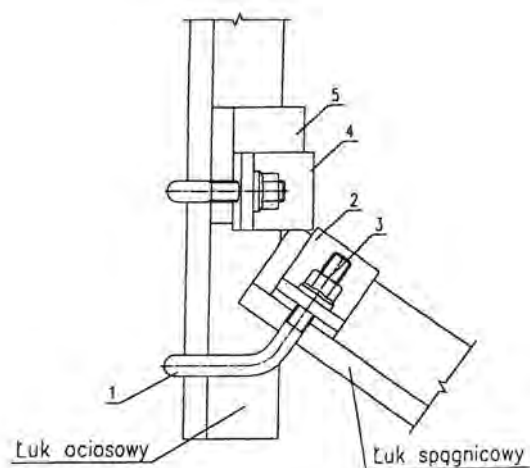
Rys. 4. Schemat rozmieszczenia otworów iniekcyjnych dla wykonania konsolidacji wyprzedzającej
 Fig. 4. Scheme of arrangement of injection wells for leading consolidation



Rys. 5. Rękaw używany do wykonania wykładki mechanicznej i wypełnienia przestrzeni międzyodrzwiowej.
 Fig. 5. Lining with inserted hose for mechanical filling and filling of the double timber space



Rys. 6. Przestrzeń między odrzwiami obudowy wypełniona rękawkami ze spoiwem mineralno-cementowym.
 Fig. 6. Double timber space filled with the cement-mineral binder by use of lining with inserted hose



Rys. 7. Łącznik spągnicowy (1. kablak łącznika, 2. jarzmo łącznika, 3. nakrętka specjalna M27, 4. strzemie SD, SDO lub KŁw, 5. kształtownik V – 100÷200 mm)

Fig. 7. Bottom sprag connector (1. Bow, 2. Yoke, 3. Special nut M27, 4. Stirrup SD, SDO or KŁw, 5. Shape V – 100÷200 mm)

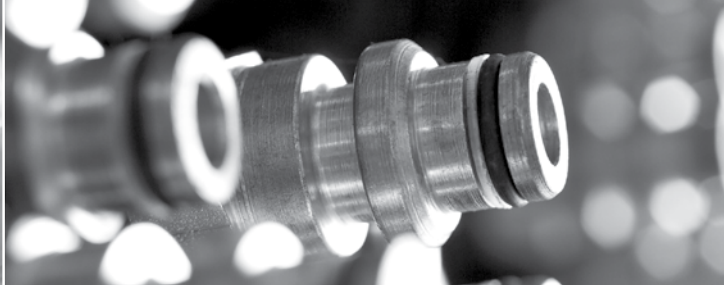
soby. Przedstawiona metoda drążenia i obudowy wyrobisk korytarzowych może zostać zastosowana w warunkach występowania wzmózonych ciśnień górotworu oraz zaburzeń geologicznych. Nie ma ona jednak charakteru uniwersalnego. Należy zauważyć, że w każdym wyrobisku prowadzonym w słabo rozpoznanej górotworze należy podczas drążenia sukcesywnie prowadzić weryfikację poprawności doboru obudowy. Proces projektowania nie może kończyć się w momencie rozpoczęcia drążenia. Istotny wpływ, na utrzymanie stateczności i funkcjonalności wyrobisk, ma uszczegółowienie aktualnych warunków i dostosowanie technologii.

W tak zmiennych warunkach w strefie uskoku Bzie-Czechowice wnikliwie analizowano i modyfikowano sposób prowadzenia wyrobisk. Aktualnie prowadzone obserwacje w upadowej taśmowej i upadowej równoległej do poz. 1110 potwierdziły słuszność wyboru metody drążenia w strefie nierozpoznanego uskoku Bzie-Czechowice z zastosowaniem: konsolidacji górotworu, podwójnej obudowy z wykładką mechaniczną, systematycznego wzmacniania skał stropowych oraz zabudowy spągnic. Podstawową zaletą konsolidacji górotworu jest poprawienie warunków drążenia. Wykładka mechaniczna zapewnia natychmiastowe podparcie stropu wyrobisk co ogranicza proces rozwarstwienia górotworu i propagacji strefy spękań. Podwójne odrzwia, zastosowanie stali o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych, 6 podciągów wzmacniających oraz łuki spągnicowe istotnie wzmocniły obudowę wyrobisk. Dzięki tym zabiegom zmniejszono ryzyko przerwania ciągłości warstw skalnych wyżej leżących, powstawania wzmózonych ciśnień na obudowę i ewentualnego niebezpieczeństwa wdarcia się wody do wyrobisk. Wszystkie podjęte działania mają duże znaczenie dla utrzymania stateczności przedmiotowych wyrobisk w dłuższym okresie ich użytkowania. Wykorzystana technologia pozwoliła wydrążyć wyrobiska w dużym zaburzeniu tektonicznym bez wystąpienia znacznych opadów skał stropowych. Napotkane warunki górnico-geologiczne oraz waga przedsięwzięcia wiązały się z koniecznością poniesienia pokaźnych nakładów finansowych.

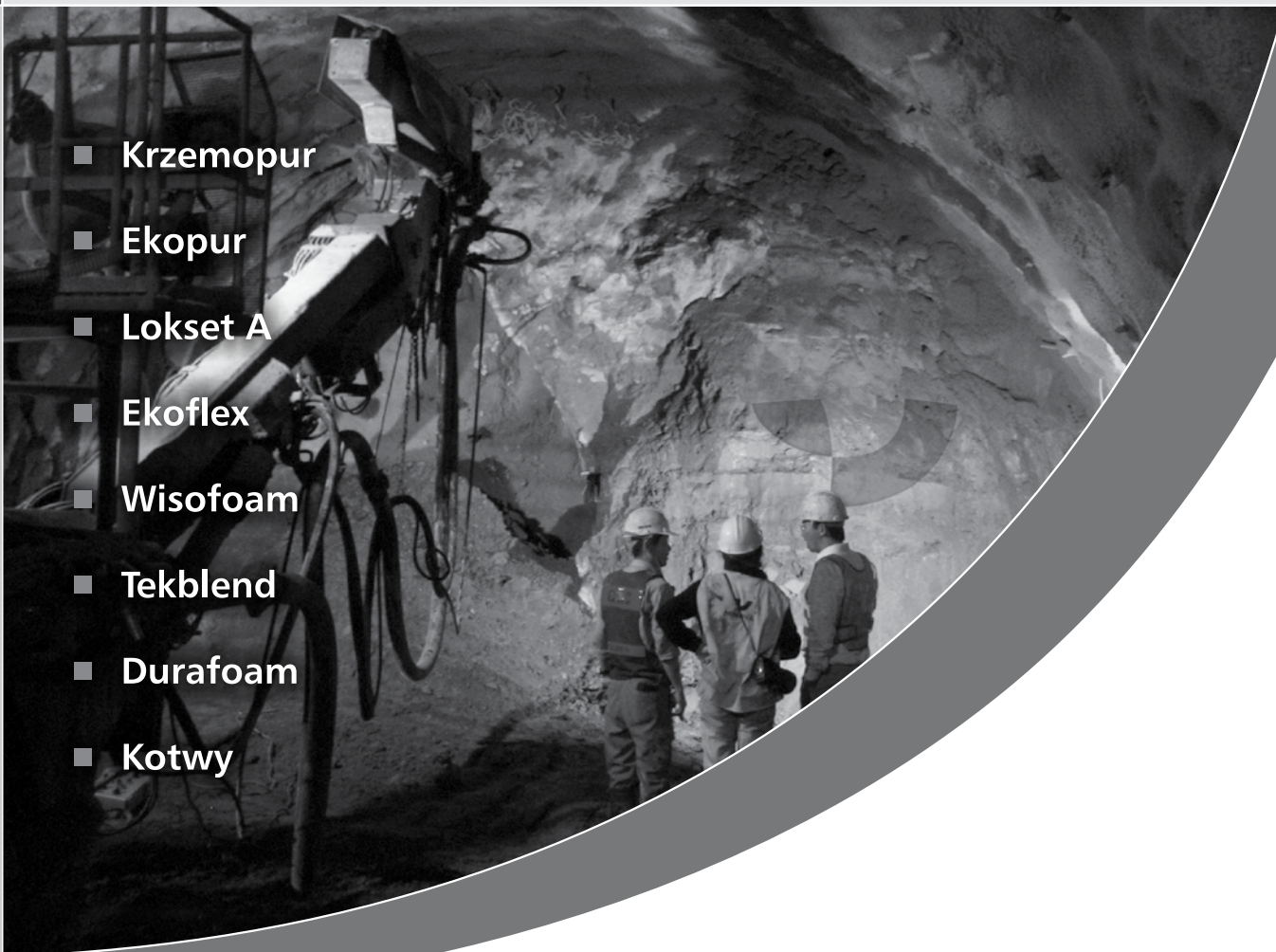
Z doświadczeń kopalni wynika, że koszty usuwania powstałych podczas drążenia wyrobisk zagrożeń, jak i w czasie ich użytkowania przewyższają wielokrotnie poniesione nakłady na profilaktykę. Postępy drążenia były regularne, średnio 25 m na miesiąc (bez zabudowy spągnic), co przy wykonywaniu tylu czynności na cykl drążenia oraz reżimie technologicznym można uznać za zadowalające. Zdobyte doświadczenia, podczas drążenia upadowych do poz. 1110 w strefie uskokowej są wykorzystywane z zadowalającymi rezultatami przy drążeniu innych wyrobisk w kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”.

Literatura

1. Chudek M., Janiczek K., Plewa F.: Materiały w budownictwie geotechnicznym. Gliwice 2001.
2. Chudek M.: Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Politechnika Śląska, Gliwice 1999.
3. Chudek M. +zespół: Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny. Politechnika Śląska, Gliwice 2000 r.
4. Dobór odbudowy dla upadowych taśmowej oraz upadowej równoległej do poz. 1110 dla zapewnienia bezpiecznego i długotrwałego utrzymania tych wyrobisk. Dokumentacja pracy badawczo-usługowej GIG nr 58143626-151, Katowice 2006.
5. Malkowski P.: Obserwacje stref spękań wokół wyrobisk korytarzowych dla oceny jakości górotworu. XXVII Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu, Kraków 2004.
6. Okoniewski M., Karwat, Macewicz K., Żyła S.: Scalanie górotworu za pomocą iniekcji przy drążeniu wyrobisk w trudnych warunkach górniczo – geologicznych. Sympozjum Głównej Komisji Budownictwa górnictwa 1988.
7. Określenie kosztów drążenia wyrobiska korytarzowego w obszarach zaburzeń geologicznych w warunkach KWK Zofiówka. Dokumentacja pracy badawczo-rozwojowej GIG nr 581 54376-151, Katowice 2011.
8. Palarski J.: Metody i środki stosowane w procesach utrzymania, wypełnienia i izolacji podziemnych wyrobisk górniczych. Prace GIG, Katowice 2006.
9. Postawa J.: Nowe elementy w zwalczaniu zagrożeń naturalnych poprzez wzmacnianie i uszczelnianie skał. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 1996.
10. Projekt techniczny drążenia upadowej równoległej do poz. 1110 w strefie uskoku Bzie-Czechowice, Bytom 2011.
11. Projekt techniczny drążenia upadowej taśmowej do poz. 1110 w strefie uskoku Bzie-Czechowice, Bytom 2011.
12. Rułka K. i inni: Uprozczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny. Główny Instytut Górnictwa seria Instrukcje nr 15, Katowice 2001.
13. Tajduś A.: Utrzymanie wyrobisk korytarzowych w świetle wpływu czasu na naprężenia, odkształcenia i strefy zniszczenia w górotworze. Zeszyty Naukowe AGH nr 154, Górnictwo, 1994.
14. Wykonanie badania introskopowego z przodka upadowej równoległej do poziomu 1110. Dokumentacja pracy badawczo-usługowej GIG nr 581 42001-152, Katowice 2011.
15. Wykonanie drugiego badania introskopowego z przodka upadowej równoległej do poziomu 1110 w KWK „Borynia-Zofiówka”, Ruch Zofiówka., Dokumentacja pracy badawczo-usługowej GIG nr 581 52221-152, Katowice 2006.
16. Zimonzyc J., Kielkowski A., Shöpp W.: Technologia wykonawstwa odrzwi ŁP z podpornością wstępną w oparciu o doświadczenia kopalni „Borynia”. Przegląd Górniczy nr 10/2004.



Grupa Kapitałowa Minova Ekochem S.A.



- Krzemopur
- Ekopur
- Lokset A
- Ekoflex
- Wisofoam
- Tekblend
- Durafoam
- Kotwy

Rozwiązywanie problemów

Grupa Kapitałowa Minova Ekochem S.A. jest wiodącym dostawcą materiałów stosowanych w podziemnym górnictwie. Firma odnosi sukcesy w rozwiązywaniu problemów zarówno na rynku polskim jak i międzynarodowym.

Wysoka jakość

Od wielu lat zaopatrujemy głównych dostawców węgla kamiennego, soli oraz rud metali w materiały i technologie najwyższej jakości. W naszych laboratoriach prowadzone są prace badawcze mające na celu modyfikację istniejących, jak również opracowywanie nowych, innowacyjnych produktów dla potrzeb Klienta.

Wiodącymi produktami Grupy Kapitałowej Minova Ekochem S.A. są kotwy, klejowe ładunki kotwowe, kleje do spajania i uszczelniania skał oraz tamowania wody, piany izolacyjne i wypełniające pustki, materiały mineralno – cementowe, pompy i osprzęt do aplikacji, a także środki ochrony osobistej.

Bezpieczeństwo przede wszystkim

Celem, do którego nieustannie dążymy, jest podnoszenie standardu świadczonych przez nas usług oraz poziomu satysfakcji naszych Odbiorców, z równoczesnym zapewnieniem maksymalnego bezpieczeństwa środowiska pracy Klienta oraz naszych pracowników.

The Ground Support Company



MINOVA

Minova Ekochem S.A.
ul. Budowlana 10, 41-100 Siemianowice Śląskie
tel.: +48 32 750 38 00, fax: +48 32 750 38 01
e-mail: minova.ekochem@minovaint.com

Minova Arnall Sp. z o.o.
Golce 100, 42-134 Truskolasy
tel.: +48 34 317 66 44, fax: +48 34 319 23 44
e-mail: minova.arnall@minovaint.com

Minova-Ksante Sp. z o.o.
ul. Polna 10, 59-100 Polkowice
tel.: +48 76 847 95 73, fax: +48 76 847 95 74
e-mail: minova.ksante@minovaint.com



A member of the Orica Group



Możliwość identyfikacji pochodzenia zanieczyszczenia wód podziemnych azotanami w obszarach odkrywkowej eksploatacji złóż surowców węglanowych

The possibility to identify the origin of groundwater nitrate pollution in the areas of carbonate open-pit mining

Dr inż. Anna Żurek^{*)}

Treść: W publikacji przedstawiono metody oceny pochodzenia azotanów w sytuacjach konfliktowych pomiędzy kopalniami odkrywkowymi surowców węglanowych a innymi użytkownikami ujęć wód podziemnych. Metodami takimi mogą być: metoda hydrodynamiczna, pozwalająca na analizę możliwych kierunków migracji zanieczyszczeń, metoda bilansu masy zanieczyszczeń azotanowych dopływających do odkrywki, oraz metoda interpretacji składu izotopowego azotu i tlenu w azotanach, pozwalająca na identyfikację ogniska zanieczyszczeń azotanami. Wykorzystanie tych metod zostało przedstawione na przykładzie kopalni wapienia w Tarnowie Opolskim.

Abstract: This paper presents the methods of identification of the origin of groundwater nitrate pollution in the areas of carbonate open-pit mining. In these areas the conflicts between mining companies and other groundwater users (water companies, local authorities) are common. Three possible methods of nitrate origin identification are presented: (i) hydrodynamic method in which the directions of pollutant migration are analyzed, (ii) balance method with the assessment of possible nitrogen load inflowing to the open-pit sink and (iii) the study of isotopic composition of nitrates dissolved in water. Application of these method has been presented on the example of the lime mine in Tarnów Opolski.

Słowa kluczowe:

azotany, zbiornik szczelinowo-krasowy, wyrobisko odkrywkowe, materiały wybuchowe, metody izotopowe

Key words:

nitrites, fissure-karstic aquifer, open-pit mining, explosives, isotopic methods

1. Wprowadzenie

Podwyższone stężenia azotanów w wodach podziemnych są głównym problemem jakościowym w obszarach odkrytych zbiorników szczelinowo-krasowych. Zbiorniki te są zbudowane ze skał węglanowych, głównie wapieni i dolomitów. Na obszarze Polski są to skały wieku: (i) dewońskiego (D_2 i D_3) w rejonie świętokrzyskim, (ii) triasowego (T_2) na obszarze Wyżyny Śląskiej oraz (iii) jurajskiego (J_3) na Wyżynie Krakowsko-Częstochowskiej i na Wyżynie Kieleckiej. Otwarte zbiorniki szczelinowo-krasowe, z racji wysokiej przepuszczalności skał, charakteryzują się znacznymi zasobami wód podziemnych i są często intensywnie eksploatowane. Wydatki ujęć eksploatujących wodę z tych zbiorników wynoszą przeciętnie dziesiątki tysięcy m^3/d i zaopatrują w wodę znaczną liczbę ludności, między innymi mieszkańców Częstochowy, Kielc i Opola [9, 10].

Na obszarach wychodni skał węglanowych budujących zbiorniki szczelinowo-krasowe często występują dogodne warunki do eksploatacji odkrywkowej surowców węglanowych dla potrzeb przemysłu cementowo-wapienniczego. W sytuacjach, gdy w odkrywkach schodzi się z pracami górniczymi poniżej istniejącego zwierciadła wód podziemnych, konieczne jest prowadzenie odwodnienia, które zuboża zasoby

dyspozycyjne zbiornika wód podziemnych. Stwarza to często sytuacje konfliktowe na tle ilości i jakości wód podziemnych z innymi ich użytkownikami w rejonie, głównie z właścicielami ujęć.

Podstawową przyczyną konfliktów związanych z kwestiami ilościowymi jest trwale obniżenie zwierciadła wody. W przypadku niewielkich studni gospodarskich, zlokalizowanych w zasięgu leja depresji, doprowadza to do ich wysychania. Natomiast w przypadku dużych ujęć grupowych, obniżenie zwierciadła wody powoduje wzrost kosztów eksploatacji, gdyż wymusza pompowanie wody z większych głębokości w celu zapewnienia planowego poziomu uzysku wody. Konflikty takie powinny być przewidywane już na etapie dokumentowania i jednoznacznie rozwiązywane wg zaproponowanego scenariusza, którego efektywność powinna być potwierdzona modelowaniem hydrodynamicznym.

Konflikty związane z jakością wody są często trudniejsze do jednoznacznego rozwiązania, gdyż procesy hydrogeochemiczne są bardzo złożone i warunkowane wieloma czynnikami. W obszarach lejów depresji dochodzi do zmian kierunków i prędkości przepływu wód podziemnych a wraz z nimi zanieczyszczeń. W obszarze lejów depresyjnych odkrywek zanieczyszczenia mogą szybciej przenikać do wód podziemnych, a skrócone czasy dopływu ograniczają procesy samooczyszczania się wód. Ostatecznie efekt jest taki, że do centrum leja, czyli do rząpia w odkrywce sphywa woda wraz z zanieczyszczeniami.

^{*)} AGH w Krakowie, Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska

W przypadku powszechnego w obszarach eksploatacji surowców węglanowych zanieczyszczenia wód podziemnych azotanami sugeruje się często, że decydujący wpływ na poziom zanieczyszczenia ma stosowanie materiałów wybuchowych do robót strzałowych. Bezzasadność takich zarzutów można wykazać na kilka sposobów.

2. Metody identyfikacji pochodzenia zanieczyszczeń wód podziemnych azotanami

Istnieje wiele ognisk zanieczyszczeń emitujących związki azotu do wód podziemnych. Największe ładunki azotu przenikają do wód podziemnych z obszarów zagospodarowanych rolniczo wskutek nieprawidłowego nawożenia lub stosowania niewłaściwego sposobu uprawy, oraz z terenów zabudowanych, szczególnie tych z nieuporządkowaną gospodarką wodno-ściekową [14]. Azotany są końcowym produktem procesu nitrifikacji jonów amonowych i są trwałym zanieczyszczeniem w warunkach utleniających. Jedynym naturalnym procesem, mogącym obniżyć stężenia azotanów w wodach podziemnych jest proces denitryfikacji, którego ostatecznym produktem jest azot gazowy N_2 . Proces denitryfikacji następuje przy współdziałaniu mikroorganizmów w warunkach obniżonego potencjału redox.

Stosowane w odkrywkowej eksploatacji surowców węglanowych materiały wybuchowe to głównie MW typu ANFO tzw. saletrole oraz MW emulsyjne MWE. Podstawową zaletą MWE jest wodoodporność. Używane do robót strzałowych materiały wybuchowe zawierają różne związki azotu, głównie saletrę amonową NH_4NO_3 i mogą być także przyczyną zanieczyszczenia azotem wód przesiąkających przez eksploatowane skały i dopływających do wyrobiska.

Zanieczyszczenie związkami azotu wywołane przez stosowane przy eksploatacji górniczej materiały wybuchowe jest zanieczyszczeniem lokalnym i praktycznie może oddziaływać na jakość wody podziemnej jedynie w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska. Można to potwierdzić stosując: (i) metodę hydrodynamiczną, (ii) metodę bilansu masy oraz (iii) analizując skład izotopowy azotu i tlenu w azotanach występujących w zanieczyszczonej wodzie podziemnej.

2.1. Metoda hydrodynamiczna

Wymaga analizy kształtu zwierciadła wody podziemnej w rejonie kopalni odkrywkowej na podstawie szczegółowych pomiarów w sieci monitoringowej. Rozkład hydroizohips odzwierciedla kierunki przepływu wód podziemnych i możliwe drogi migracji zanieczyszczeń. Jeżeli odkrywka jest odwadniana to wytwarza się wokół niej lej depresyjny z najniżej położonym zwierciadłem wody w rząpiu. Wody podziemne, a wraz z nimi zanieczyszczenia, będą zawsze sływały do centrum leja depresyjnego. Nie ma takiej hydrodynamicznej możliwości, żeby zanieczyszczenia rozprzestrzeniły się przeciwnie do kierunków sływu, czyli na zewnątrz wyrobiska. Odmienna sytuacja może mieć miejsce w przypadku eksploatacji, która jest prowadzona powyżej zwierciadła wody podziemnej i gdy odkrywka nie jest odwadniana. W takim przypadku powstałe w wyniku robót strzałowych zanieczyszczenia związkami azotu będą infiltrować wraz z wodami opadowymi w głąb strefy aeracji i po przeniknięciu do warstwy wodonośnej migrować zgodnie z naturalnymi kierunkami przepływu wód podziemnych.

2.2. Metoda bilansu masy

Polega na określeniu ładunku azotu dopływającego do

odkrywki i odprowadzanego wraz z odpompowywaną wodą z rząpia, oraz na porównaniu tego ładunku z ilością azotu w wykorzystanych materiałach wybuchowych. Wyraźne dysproporcje pozwalają wykluczyć istotny udział technik eksploatacji w zanieczyszczeniu wód podziemnych azotanami w danym regionie. W przypadku odkrywek nieodwadnianych, konieczne jest dla potrzeb tej metody oszacowanie sumarycznego ładunku azotu w wodach podziemnych struktury wodonośnej, do której mogą przenikać zanieczyszczenia z eksploatowanej odkrywkowo kopalni i porównanie z ładunkiem azotu mogącym przeniknąć z materiałów wybuchowych. W sytuacji braku odwodnienia metoda bilansu masy powinna być wsparta szczegółowym monitoringiem jakościowym wód podziemnych na drodze przepływu wód od wyrobiska. Jeśli monitoring wykaże wyraźny wzrost stężeń azotanów w wodach podziemnych przepływających pod wyrobiskiem to może to oznaczać, że eksploatacja górnicza generuje zanieczyszczenie.

2.3. Metoda oceny składu izotopowego azotanów

Metoda daje możliwość szczegółowej identyfikacji pochodzenia zanieczyszczeń azotanami, które stwierdzono w wodach podziemnych. Skład izotopowy azotu i tlenu w azotanach jest zróżnicowany i związane jest to z procesami cyklu azotowego. Przykładowo azotany pochodzące z nawożenia mineralnego mają inny skład izotopowy niż azotany ze ścieków hodowlanych. To zróżnicowanie pozwala identyfikować pochodzenie azotanów, a w efekcie typować te ogniska zanieczyszczeń, które stanowią największe zagrożenie.

3. Zróżnicowanie składu izotopowego związków azotu

Azot występuje w przyrodzie w postaci dwóch izotopów trwałych: ^{14}N (99,63 %) i ^{15}N (0,37 %). Tlen występujący w niektórych związkach azotu posiada trzy izotopy: ^{16}O (99,75 %), ^{17}O (0,04 %) i ^{18}O (0,2%). Skład izotopowy azotu atmosferycznego ($^{15}N/^{14}N_{AIR}$) jest stały i stąd skład izotopowy azotu w jego związkach (δ^{15}) wyraża się poprzez odchylenie w promilach względem składu izotopowego azotu atmosferycznego.

Skład izotopowy tlenu w azotanach jest również wyrażany poprzez wielkość δ , a dokładniej $\delta^{18}O$. Standardem dla pomiarów składu izotopowego tlenu jest V-SMOW – Vienna Standard Mean Ocean Water [12]. Skład izotopowy tlenu i azotu mierzy się przy pomocy spektrometrii masowej.

Zróżnicowanie izotopowe związków azotu może być wynikiem frakcjonowania równowagowego (reakcje wymiany izotopowej zachodzą w warunkach równowagi termodynamicznej) bądź kinetycznego (reakcje lub procesy zachodzą przy braku równowagi termodynamicznej). W procesach metabolicznych, a takimi jest większość procesów transformacji związków azotu, dominuje frakcjonowanie kinetyczne. Generalnie, lżejsze molekuly izotopowe reagują szybciej, dając produkt reakcji o niższym stosunku izotopowym $^{15}N/^{14}N$ niż ten charakteryzujący substraty. Na przykład w procesie nitrifikacji, czyli utleniania jonów amonowych do azotanów, powstający azotan ma niższą wartość $\delta^{15}N$ (jest izotopowo lżejszy) niż pozostały w glebie jon amonowy. W procesach równowagowych produkty reakcji mogą być izotopowo lżejsze lub cięższe od substratów.

Wszystkie podstawowe procesy biologiczne, fizyczne i chemiczne kontrolujące obieg azotu w glebie i w wodach podziemnych, czyli wiązanie azotu, mineralizacja, nitrifikacja i denitryfikacja wpływają znacząco na skład izotopowy rozpuszczonych azotanów. Z reguły prowadzą one do wzbogacenia w ^{15}N substratów a zubożenia produktów reakcji.

Proces wiązania azotu, czyli asymilacji, nie zmienia w znaczący sposób składu izotopowego azotu w materii organicznej gleby oraz azotu w azotanach wprowadzanych do gleby w formie nawozów mineralnych azotanowych (rys. 1).

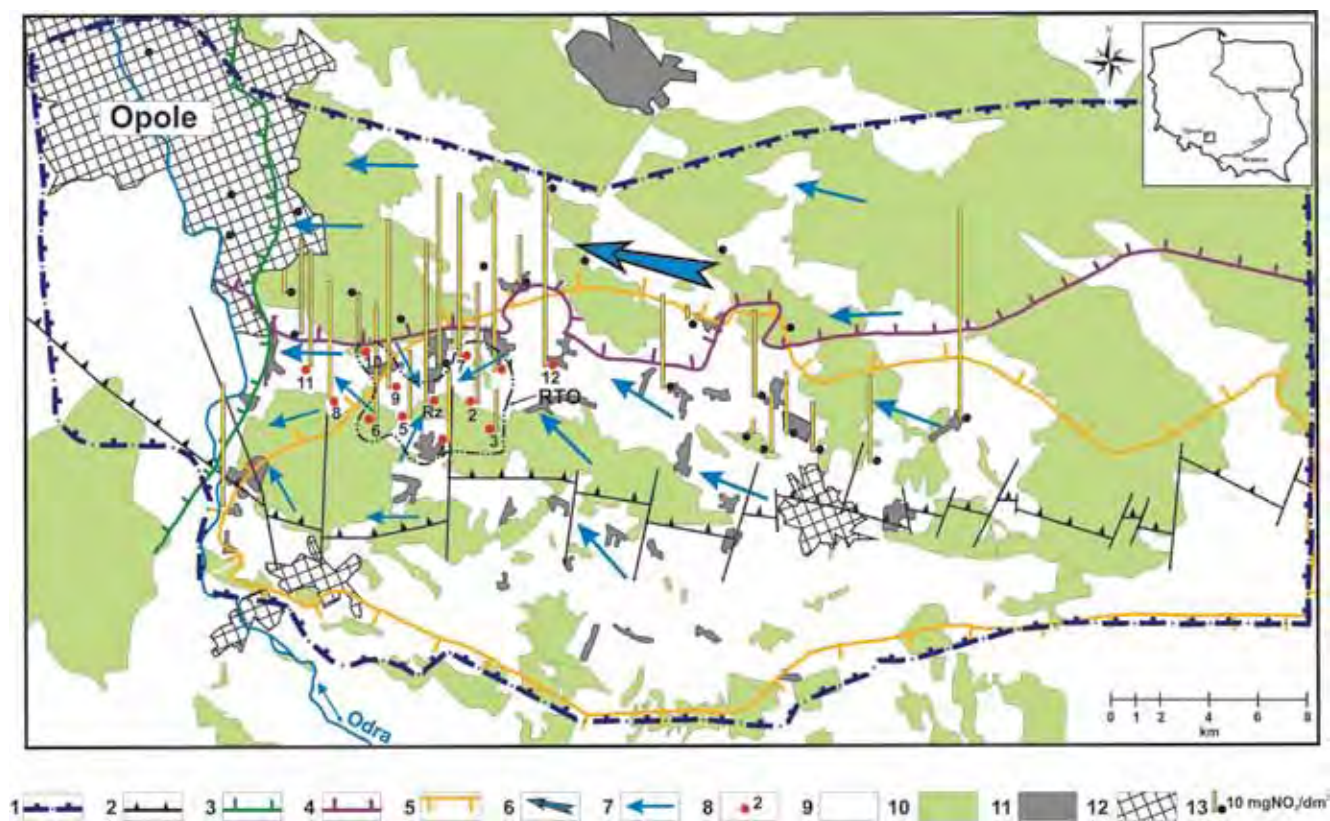
Nitryfikacja jest dwuetapowym procesem utleniania jonów amonowych do azotanów z udziałem nitryfikujących bakterii glebowych, a sumaryczny efekt izotopowy zależy od szeregu czynników środowiskowych. Najsilniejsze frakcjonowanie następuje dla etapu utlenienia jonów amonowych do azotanów, gdyż etap ten trwa zdecydowanie dłużej niż utlenianie azotanów do azotanów. Efekt frakcjonowania izotopowego jest szczególnie wyraźny w sytuacji, gdy dostarczany ładunek azotu w formie amonowej jest znaczny, np. przy zastosowaniu nawozów amonowych [6].

Denitryfikacja to wieloetapowy proces redukcji azotanów do N_2 z udziałem mikroorganizmów. Redukcja azotanów przez heterotroficzne bakterie denitryfikacyjne, towarzysząca procesowi utlenienia substancji organicznej, zachodzi w glebach i płytkich wodach gruntowych. W przypadku braku substancji organicznej, w warunkach obniżonego Eh, możliwa jest denitryfikacja z udziałem bakterii autotroficznych połączona z utlenianiem siarczków do siarczanów oraz Fe^{2+} do Fe^{3+} jako $Fe(OH)_3$.

Proces denitryfikacji powoduje wykładniczy wzrost $\delta^{15}N$ w azotanach, które pozostały w wodzie. Wzbogacenie w cięższy izotop obserwuje się także dla $\delta^{18}O$, przy czym jest ono około dwukrotnie niższe niż dla $\delta^{15}N$ [1]. Proces denitryfikacji może być więc rozpoznany poprzez charakterystyczną ewolucję stosunków izotopowych N i O w azotanach, której towarzyszy spadek stężeń NO_3 [12] (rys. 1).

4. Metodyka pomiarów składu izotopowego

W celu wykonania oznaczenia składu izotopowego konieczne jest pobranie w terenie próby wody o odpowiedniej wielkości w zależności od przyjętej metody laboratoryjnej. W metodzie oznaczenia z wykorzystaniem żywic jonowymiennych wielkość próby wody zależy od stężenia azotanów [3,4]. Generalna zasada jest taka, że dla wykonania oznaczenia potrzebne jest około 20 mg NO_3 , czyli próba wody o stężeniu 1 mg NO_3 /dm³ musi wynosić 20 litrów, a dla stężenia 100 mg NO_3 /dm³ jedynie 0,2 litra. W trakcie poboru prób wody należy dokonać pomiarów podstawowych parametrów fizykochemicznych wody oraz spektrofotometrycznego pomiaru stężenia azotanów w celu określenia właściwej objętości pró-



Rys. 1. Lokalizacja punktów monitoringowych kopalni „Tarnów Opolski” (RTO) na tle warunków hydrogeologicznych i charakteru zagospodarowania terenu GZWP 333 Opole – Zawadzkie

Objaśnienia: 1 – granica GZWP 333; 2 – zasięg utworów wapienia muszlowego (Tm); 3 – zasięg utworów kredy (Cr); 4 – zasięg izolujących utworów kajpru (Tk); 5 – zasięg pokrywy utworów czwartorzędowych (Q); 6 – regionalny kierunek przepływu wód podziemnych; 7 – lokalne kierunki przepływu wód podziemnych; 8 – lokalizacja punktów monitoringowych kopalni „Tarnów Opolski”; 9 – tereny rolnicze; 10 – lasy; 11 – tereny zabudowane, bez kanalizacji; 12 – tereny zabudowane z kanalizacją; 13 – pozostałe punkty monitoringu jakości wód GZWP 333 i stężenie azotanów (wysokość słupka w legendzie odpowiada 10 mg NO_3 /dm³)

Fig. 1. Hydrogeological and land-use map of the tested area with localization of monitoring points of “Tarnów Opolski” open-pit mine
 Explanations: 1 – boundaries of the aquifer; 2 – range of Muschelkalk formation; 3 – range of Cretaceous formation; 4 – range of impermeable Keuper deposits; 5 – range of Quaternary cover; 6 – regional directions of groundwater flow; 7 – local directions of groundwater flow; 8 – monitoring points of “Tarnów Opolski” open-pit mine; 9 - agricultural areas; 10 – forests; 11 – rural areas without sewage system; 12 – towns with central sewage system; 13 – other monitoring points with nitrate concentration in mg NO_3 /dm³

by. Próby wody powinny być poddane wstępnej preparatyce w ciągu 48 godzin. Jeżeli nie jest to możliwe to próbę wody należy zakonserwować kwasem siarkowym (obniżyć pH do około 3) i chloroformem w celu ograniczenia aktywności biologicznej mikroorganizmów.

Równoległe oznaczenia składu izotopowego azotu i tlenu w azotanach realizowane są w laboratorium Katedry Zastosowań Fizyki Jądrowej Wydziału Fizyki i Informatyki Stosowanej AGH w Krakowie.

5. Identyfikacja pochodzenia zanieczyszczeń azotanami w rejonie kopalni wapienia na terenie Głównego Zbiornika Wód Podziemnych Opole-Zawadzkie

GZWP 333 Opole-Zawadzkie budują utwory wapienia muszlowego, głównie wapienie i dolomity. Obecność szczylin i spękań oraz pustek krasowych w skałach zbiornika jest podstawowym czynnikiem warunkującym przepływ wody i determinującym jego charakter jako szczelinowo-krasowy.

Warunki hydrogeologiczne na obszarze badań determinuje monoklinalny układ warstw geologicznych. Wychodnie poszczególnych warstw wodonośnych znajdują się na południe od Opola, w rejonie Strzelec Opolskich (rys. 2). Zaznacza się wyraźna dwudzielność GZWP 333. W części południowej (odkrytej) zbiornika, będącej silnie przepuszczalną strefą wychodni wapienia muszlowego, jedynie częściowo przykryta cienkim nakładem czwartorzędowym i pozbawioną izolującej pokrywy kajprzej, występują dogodne warunki zasilania i przepływu, pozwalające na powstanie znacznych zasobów wód podziemnych. Jednocześnie w tej części zbiornika, bardzo podatnej na przenikanie zanieczyszczeń rejestruje się podwyższone stężenia azotanów, często przekraczające dopuszczalne w wodach pitnych stężenie $50 \text{ mg NO}_3/\text{dm}^3$ [11].

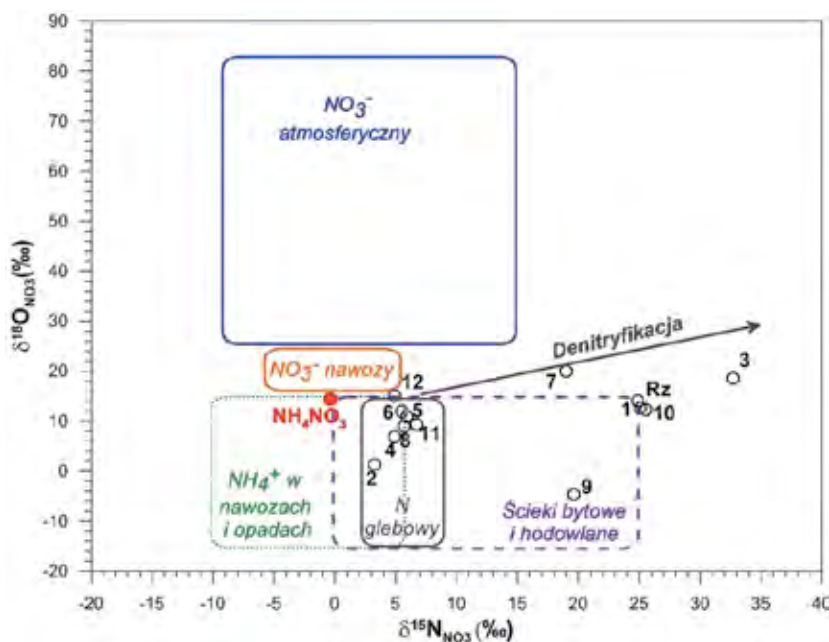
W części północnej (zakrytej) zbiornika, pokrytej elastycznymi osadami kajpru, których miąższość wzrasta do ponad 100 m w rejonie Opola, warunki przepływu istotnie się pogarszają, ale jednocześnie stężenia azotanów wyraźnie się obniżają.

Wiąże się to zarówno z wiekiem wody (wody bez trytu, czyli „starsze” niż 60 lat, nie zawierają azotanów) oraz z procesem denitryfikacji [13].

W warunkach naturalnych, w okresie sprzed intensywnej eksploatacji wód zbiornika, strumień wód podziemnych był skierowany generalnie na północny-zachód, ku Odrze (rys. 2). Naturalne warunki przepływu wód podziemnych zostały istotnie zaburzone przez rosnącą eksploatację wód studniami zasilającymi wodociągi, oraz przez intensywne odwodnienie odkrywek dostarczających surowiec dla przemysłu cementowo-wapienniczego. Rozległe leje depresji, wyraźnie modyfikujące pierwotne kierunki przepływu, zaznaczają się w rejonie Tarnowa Opolskiego, Górażdży i Strzelec Opolskich.

Szczegółowe badania nad identyfikacją pochodzenia zanieczyszczeń azotanowych zostały zrealizowane przez autorkę w rejonie oddziaływania leja depresji kopalni odkrywkowej wapienia „Tarnów Opolski” i przedstawione w niniejszej pracy.

Eksploatowane w kopalni wapienie charakteryzują się znaczącą porowatością i bardzo dobrą przepuszczalnością, w wyniku czego dopływy do systemu odwadniania kopalni „Tarnów Opolski” są stosunkowo wysokie. Ilości wody odpompowywane z rżnięcia kopalni wahają się przeciętnie w granicach $45\div 65 \text{ tys. m}^3/\text{d}$ ($31\div 45 \text{ m}^3/\text{min}$). Duże wahania dopływu mają ścisły związek z sezonowymi, a także wieloletnimi zmianami średnich wielkości opadów atmosferycznych. Dopływ do kamieniołomu „Tarnów Opolski” należy uznać za znaczący zważywszy na niewielką depresję, która wynosi około 10 m [5]. Przybliżony zasięg leja depresji w rejonie kopalni „Tarnów Opolski” jest oznaczony na rysunku 2 jako RTO. W obszarze oddziaływania kopalni funkcjonuje lokalna sieć monitoringu wód podziemnych, której punkty są zaznaczone na mapie kolorem czerwonym. Stężenia azotanów w studniach monitoringowych są znacznie zróżnicowane przestrzennie oraz czasowo i wahają się w granicach od $20+n \text{ mgNO}_3/\text{dm}^3$ do ponad $90 \text{ mgNO}_3/\text{dm}^3$. Na mapie są przedstawione w formie wykresów słupkowych. Widać wyraźnie, że w wielu punktach pomiarowych stężenia azotanów w wodzie



Rys. 2. Zmienność składu izotopowego azotu i tlenu w azotanach w wodach podziemnych w rejonie kopalni odkrywkowej wapienia „Tarnów Opolski”. Zróżnicowanie składu izotopowego w zależności od pochodzenia azotanów wg Kendall i innych [7]
Fig. 2. $\delta^{15}\text{N}(\text{NO}_3) - \delta^{18}\text{O}(\text{NO}_3)$ relationship for the monitoring points of “Tarnów Opolski” open-pit mine. Ranges of ^{15}N and ^{18}O isotope signatures of different sources of nitrate according to Kendall et al [7]

przekraczając dopuszczalną dla wód pitnych zawartość równą $50 \text{ mgNO}_3/\text{dm}^3$, a zanieczyszczenie ma regionalny charakter. Przekroczenia dopuszczalnej zawartości azotanów występują także w wodzie z rząpia (punkt Rz na rys.2)

Do robót strzałowych w kopalni używa się saletroli, zawierających 94,5 % saletry amonowej.

Sytuację hydrodynamiczną w rejonie odkrywki obrazują kierunki przepływu zaznaczone strzałkami (rys. 2). Ponieważ kopalnia jest odwadniana, to kierunki przepływu wód podziemnych są skierowane do centrum odkrywki. Zanieczyszczona azotanami woda podziemna spływa z obszaru leja depresji do rząpia odkrywki i nie ma ryzyka, że zanieczyszczenia powstałe w trakcie robót strzałowych będą rozpryskiwać się poza zasięg oddziaływania kopalni.

Bilans masy azotu dopływającego do kopalni „Tarnów Opolski” wraz z drenowaną wodą podziemną kształtuje się następująco:

$$M_N = C_{\text{NNO}_3} \cdot Q_{\text{odw}}$$

gdzie:

M_N – masa azotu

C_{NNO_3} – stężenie azotu azotanowego w wodzie z rząpia ($50 \div 65 \text{ mgNO}_3/\text{dm}^3$ czyli około $11 \div 15 \text{ mgNNO}_3/\text{dm}^3$)

Q_{odw} – ilość odprowadzanej wody z rząpia ($45\,000 \div 65\,000 \text{ m}^3/\text{d}$)

Zakładając wartości skrajne zakresu stężeń i wielkości odwodnienia uzyskuje się masę azotu $M_N = 495 \div 975 \text{ kgN/d}$. Odpowiada to w przybliżeniu $1400 \div 2800 \text{ kg/d}$ saletry amonowej. Są to ilości wielokrotnie przekraczające średnie dobowe zużycie MW w kopalni.

Badania **składu izotopowego azotanów** w wodach GZWP 333, w tym także w rejonie kopalni „Tarnów Opolski” były prowadzone przez kilku lat [2, 8, 11, 13].

Wyniki pomiarów w punktach sieci monitoringu w rejonie kopalni (RTO), zaznaczonych numerami 1 – 12 (rys. 2) oraz w wodzie dopływające do odkrywki z obszaru leja depresji (rząpie oznaczono jako RZ) są przedstawione na wykresie zmienności składu izotopowego azotu i tlenu w azotanach (rys. 2).

Skład izotopowy większości prób wody (pkt. 2, 4, 5, 6, 8, 11, 12) wykazał mieszane pochodzenie azotanów, częściowo z nawozów sztucznych, azotu glebowego i ścieków. W punktach 1, 10, Rz (rząpie), a szczególnie w punkcie 9, leżącym na drodze spływu wody od pobliskiej miejscowości do rząpia, wskazuje na jednoznaczne pochodzenie azotanów ze ścieków bytowych i hodowlanych. Efekt denitryfikacji zaobserwowany w punkcie 3 jest możliwy, gdyż stężenie azotanów jest tu wyraźnie obniżone ($22,8 \text{ mgNO}_3/\text{dm}^3$). Natomiast w przypadku piezometru z punktu 7, dla którego stężenie azotanów w pobranej wodzie było bardzo wysokie ($78 \text{ mgNO}_3/\text{dm}^3$), widoczne na wykresie przesunięcie w kierunku denitryfikacji należy wiązać raczej z niewłaściwą procedurą poboru prób (przykładowo nie spompowano odpowiednio wody stagnującej w otworze).

Badania składu izotopowego azotanów w rejonie kopalni „Tarnów Opolski” pozwoliły na jednoznaczne potwierdzenie, że stosowane w kopalni materiały wybuchowe (saletra amonowa – NH_4NO_3) nie są na badanym obszarze przyczyną zanieczyszczenia wód podziemnych azotanami. Skład izotopowy saletry różni się diametralnie od składu izotopowego azotanów z wody pobranej z rząpia kamieniołomu (punkt Rz), gdzie dopływają zanieczyszczenia z obszaru leja depresji kopalni.

6. Podsumowanie

Na obszarach wychodni skał węglanowych, budujących zasobne w wodę podziemną zbiorniki szczelinowo-krasowe,

często występują dogodne warunki do eksploatacji odkrywkowej surowców węglanowych dla potrzeb przemysłu cementowo-wapienniczego. Eksploatacja górnicza stwarza często sytuacje konfliktowe z innymi użytkownikami wód podziemnych związane ze szczypaniem zasobów oraz z pogorszeniem jakości wód.

W obszarach eksploatacji surowców węglanowych powszechne jest zanieczyszczenie wód podziemnych azotanami. Pojawiają się także sugestie, że decydujący wpływ na poziom zanieczyszczenia ma stosowanie materiałów wybuchowych, w których składzie dominują związki azotu, głównie saletra amonowa, do robót strzałowych.

Obronę przed takimi zarzutami można przeprowadzić posługując się (i) metodą hydrodynamiczną, pozwalającą na analizę możliwych kierunków migracji zanieczyszczeń, (ii) metodą bilansu masy zanieczyszczeń azotanowych dopływających do odkrywki, oraz (iii) poprzez interpretację składu izotopowego azotu i tlenu w azotanach, pozwalającą na identyfikację ogniska zanieczyszczeń azotanami.

W przypadku kopalni odkrywkowej wapienia „Tarnów Opolski”, zlokalizowanej na terenie szczelinowo-krasowego zbiornika wód podziemnych GZWP 333 Opole-Zawadzkie, metody te pozwoliły na wykazanie bezzasadności zarzutów, że przyczyną zanieczyszczenia azotanami w rejonie oddziaływania odkrywki, są stosowane do eksploatacji materiały wybuchowe.

Zaprezentowane w pracy metody mogą być wykorzystywane także w innych obszarach odkrywkowej eksploatacji złóż surowców węglanowych, w których występują problemy zanieczyszczenia wód podziemnych azotanami.

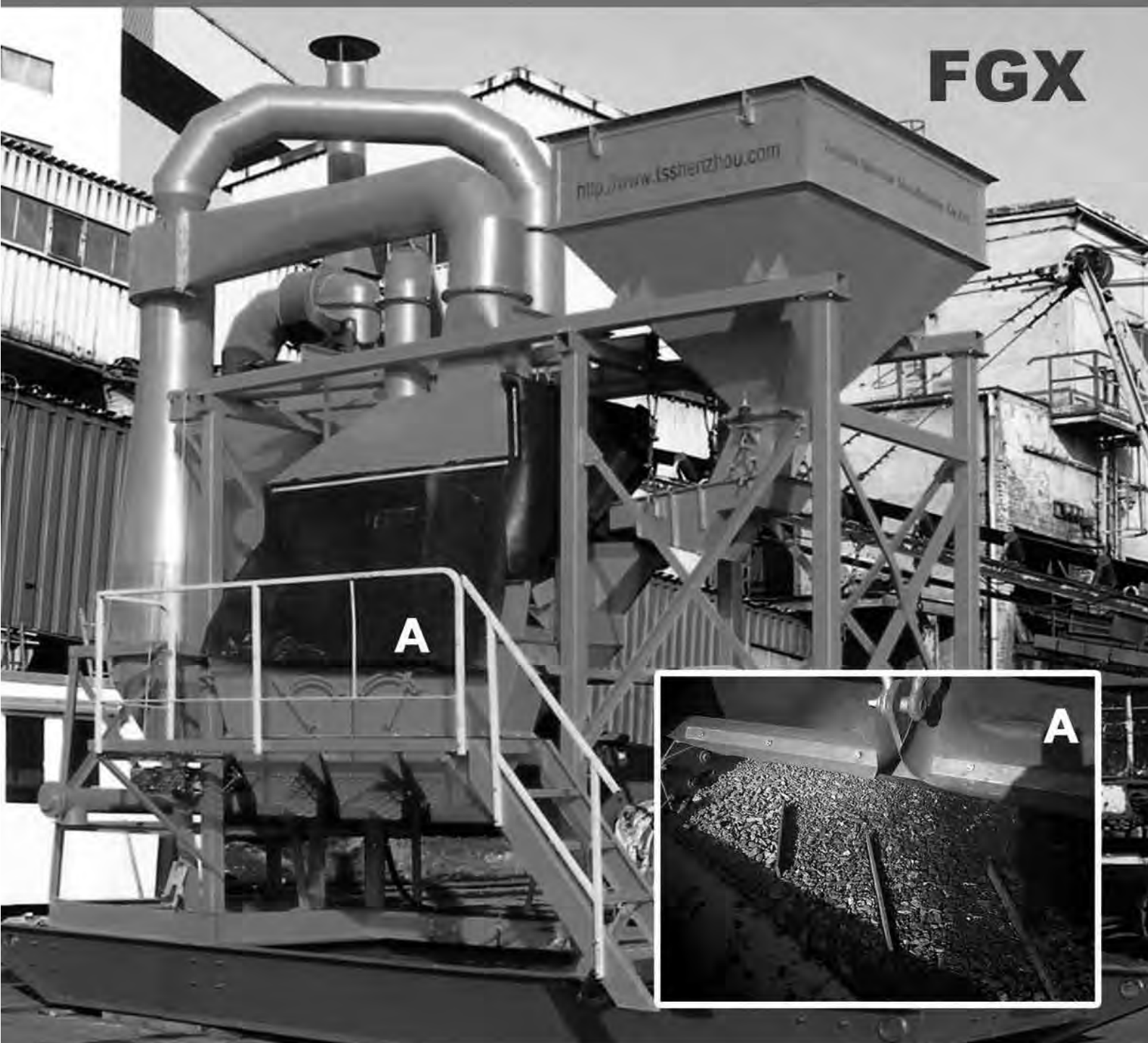
Praca została częściowo sfinansowana z funduszu statutowego Katedry Hydrogeologii i Geologii Inżynierskiej WGGiOŚ AGH (umowa nr 11.11.140.026).

Literatura

1. Aravena R., Robertson W.D.: Use of multiple isotope tracers to evaluate denitrification in groundwater: case study of nitrate from a large-flux septic system plume. *Ground Water*, 1998, vol. 36, p. 975÷982.
2. Chmura W., Duliński M., Różański K., Żurek A., Kryza J., Weise S.: Wstępne wyniki pomiarów składu izotopowego azotanów rozpuszczonych w wodach podziemnych GZWP 333, *Współczesne Problemy Hydrogeologii*, 2003, Gdańsk, t.11, cz.2, s. 73÷80.
3. Chmura W., Różański K., Kuc T., Chmiel M., Żurek A.: Analiza izotopowa azotanów rozpuszczonych w wodzie: aspekty metodyczne. [W:] Chmura L. i in. (red.), *Technika jądrowa w przemyśle, medycynie, rolnictwie i ochronie środowiska : krajowe sympozjum*. Wydział Fizyki i Informatyki Stosowanej AGH Kraków, 2005, s. 120÷125.
4. Chmura W.: Badania składu izotopowego azotanów w wodach podziemnych i powierzchniowych – aspekty metodyczne i zastosowania. Wydział Fizyki i Informatyki Stosowanej AGH Kraków, praca doktorska, 2008, s.113.
5. Czop M., Motyka J., Rózkowski K., Borczak S., Rossa M. R.: Wyniki badań składu chemicznego wód podziemnych z sieci monitoringowej w rejonie kopalni wapienia „Tarnów Opolski”. *Współczesne Problemy Hydrogeologii*, UMK Toruń, 2005, t. XII 771÷776
6. Kenall C., Aravena R.: Nitrate isotopes in groundwater systems [w:] Cook W. P., Herczeg A.L.(Eds.), *Environmental Tracers in Subsurface Hydrology*, Kluwer Academic Publishers, Boston, 2000, p. 261÷297.
7. Kendall C., Elliott E.M., Wankel S.D.: Tracing anthropogenic inputs of nitrogen to ecosystems, W: *Stable Isotopes in Ecology and Environmental Science* (eds. Michener R. & Lajtha K.), Blackwell Publishing, 2007 375÷449.
8. Kuc T., Rozanski K., Chmura W., Klisch M., Żurek A., Chmiel M.: Nitrates in the Opole – Zawadzkie Groundwater System, South-Western Poland:

- an Isotopic Study, Polish Journal of Environmental Studies, 2007, vol.16, No 3B, p. 261÷266.
9. *Nowicki Z. (red.):* Wody podziemne miast wojewódzkich Polski. Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, 2007, s. 280.
 10. *Nowicki Z. (red.):* Wody podziemne miast Polski. Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, 2009, s. 498.
 11. *Rózański K., Kuc T., Chmura W., Klisch M., Żurek A., Chmiel M.:* Zanieczyszczenie azotanami zbiornika wód podziemnych GZWP 333 Opole-Zawadzkie w świetle badań izotopowych, Współczesne Problemy Hydrogeologii, 2007, t.13, cz.3, s. 313÷324.
 12. *Rózański K., Żurek A.:* Identyfikacja pochodzenia azotanów w wodach podziemnych na podstawie ich składu izotopowego, Współczesne Problemy Hydrogeologii, Wrocław, 2001, t.10, cz.2, s. 403÷412.
 13. *Żurek A., Rózański K., Mochalski P., Kuc T.:* Assessment of denitrification rates in fissured-karstic aquifer near Opole (south-west Poland): combined use of gaseous and isotope tracers. Biuletyn PIG, 2010, t. 441, z.10, s. 209÷216.
 14. *Żurek A.:* Azotany w wodach podziemnych. Biuletyn PIG, 2002, t. 400, s. 114÷141.
-
-

FGX



**Instytut
Mechanizacji Budownictwa
i Górnictwa Skalnego**

Oddział Zamiejscowy w Katowicach

**Centrum Gospodarki Odpadami
i Zarządzania Środowiskowego**

ul. Al. Korfantego 193 A, 40-157 Katowice
dr inż. Ireneusz Baic
tel. 32 2517-454; fax 32 2517-591
tel./fax 32 2583 553; tel. 32 2581 373
e-mail: i.baic@imbigs.pl

Suche odkamienianie węgli surowych

IMBiGS prowadzi badania związane z możliwością wykorzystania technologii suchej separacji na powietrznych stołach koncentracyjnych typu FGX do:

- odkamieniania węgla energetycznych i koksujących
- odzysku węgla z materiałów zdeponowanych w środowisku
- produkcji wysokojakościowych koncentratów węglowych
- odsiarczania węgla energetycznych i koksujących,
- usunięcia klasy ziarnowej poniżej 0,5 mm z nadawy węgla surowych

**ORGANIZATORZY
„SZKOŁY” 2013**



**SPONSORZY
„SZKOŁY” 2013**

ZŁOTY SPONSOR



PGE Górnictwo i Energetyka
Konwencjonalna SA

BRAZOWI SPONSORZY



SPONSORZY



SZKOŁA EKONOMIKI I ZARZĄDZANIA W GÓRNICTWIE 2013

Konferencja odbędzie się w dniach 18-20.09.2013 r. w Krynicy

ZAKRES TEMATYCZNY „SZKOŁY”

zarządzanie finansami kopalń
efektywność ekonomiczna kopalń
organizacja i zarządzanie w przemyśle wydobywczym
przemysł wydobywczy w aspekcie integracji z Unią Europejską
prywatyzacja, restrukturyzacja przemysłu wydobywczego, koszty społeczne
ochrona środowiska w przemyśle wydobywczym
marketing w przemyśle wydobywczym
technika komputerowa w górnictwie
rynek i ceny surowców mineralnych
koszty wydobycia surowców

ARTYKUŁY ZOSTANĄ OPUBLIKOWANE W „PRZEGLĄDZIE GÓRNICZYM”

RAMOWY PROGRAM „SZKOŁY” 2013

środa 18 września:

- godziny przedpołudniowe: - rejestracja
i zakwaterowanie
Uczestników
- godziny popołudniowe: - obiad
- obrady plenarne
- uroczyste spotkanie
towarzyskie

czwartek 19 września:

- godziny przedpołudniowe: - śniadanie
- program turystyczny
- godziny popołudniowe: - obiad
- obrady
- kolacja

piątek 20 września:

- godziny przedpołudniowe: - śniadanie
- obrady
- godziny popołudniowe: - obiad
- pożegnanie Uczestników

MIEJSCE KONFERENCJI

**Centrum Wypoczynku i Rehabilitacji
„DAMIS”
33-380 KRYNICA
ul. Pułaskiego 71/1**

KONTAKT Z ORGANIZATORAMI

Katedra Ekonomiki i Zarządzania w Przemysle
Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
Akademia Górniczo-Hutnicza
Kraków 30-059, Al. Mickiewicza 30
tel. (12) 617 45 09, 617 20 77, 617 20 72,
617 21 00, 617 21 30
fax. (12) 633 90 26
e-mail: szkolaez@agh.edu.pl

Termin nadsyłania zgłoszeń: 7.06.2013 r.

Szczegóły na stronie internetowej: www.szkoła.gorn.agh.edu.pl

Wskazówki dla Autorów współpracujących z „Przełędem Górniczym”

Przełęd Górniczy (The Polish Mining Review) jest czasopismem naukowo-technicznym, merytorycznie obejmującym całokształt zagadnień związanych z górnictwem kopaliny stałych i jest organem Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa.

Przełęd Górniczy w zakresie problematyki górniczej, jest bezpośrednim kontynuatorem Przełędu Górniczo-Hutniczego założonego w dniu 1.10.1903 r.

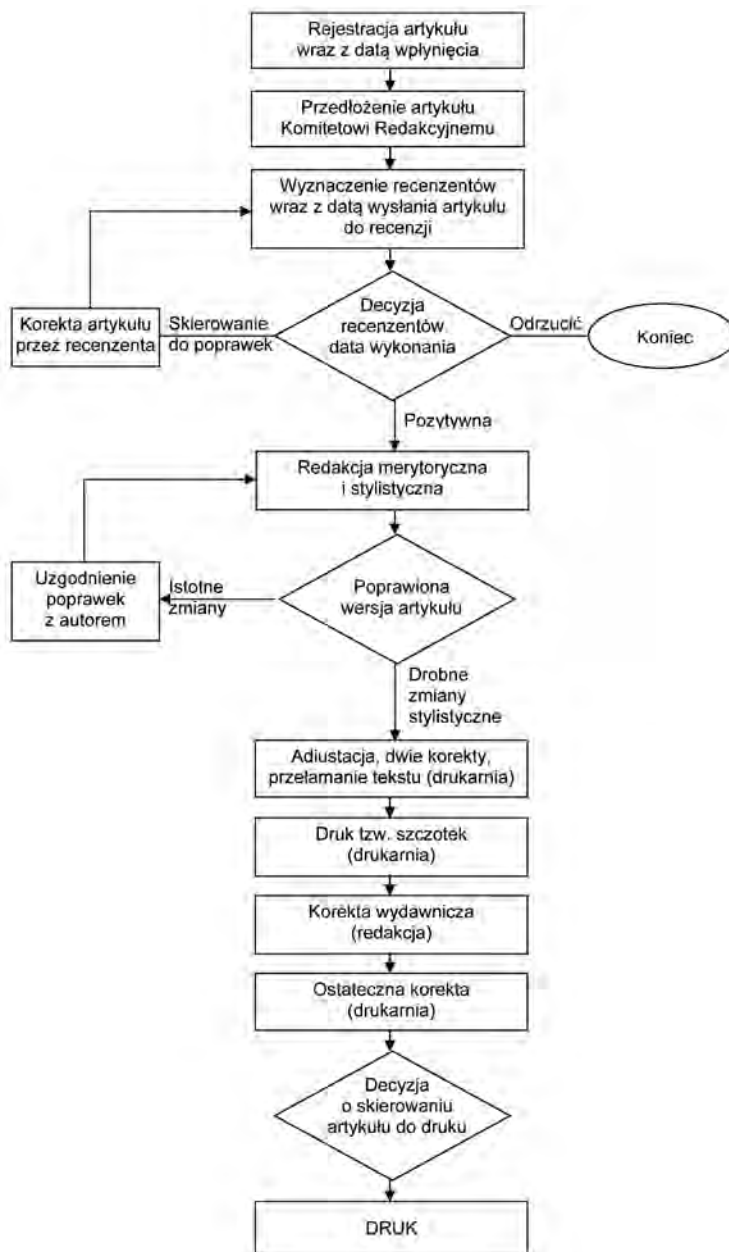
Miesięcznik Przełęd Górniczy znajduje się w wykazie, Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego, wybranych czasopism punktowanych. Zgodnie z najnowszymi zmianami MNiSzW (załącznik do komunikatu MNiSzW z dnia 17 września 2012 r.) za umieszczenie w PG publikacje naukowe uzyskuje się 7 punktów.

Przełęd Górniczy podlega ocenie przez Zespół ekspertów afiliowanych przy Komitecie Ewaluacji Jednostek Naukowych, w tym celu Redakcja wypełnia, w terminach ustalonych przez MNiSzW, generator ankiety aplikacyjnej czasopisma naukowego. Nowa ankieta – kreator czasopisma Przełęd Górniczy, w systemie PBN/New journal question-naire submitted to the Polish Scholarly Bibliography, została złożona 9 lutego 2012 r.

Redakcja – Komitet Redakcyjny i Rada Naukowa – przestrzega zasad opracowanych przez MNiSzW przyjmowania i przygotowania do druku zgłaszanych do publikacji artykułów – szczegółowa procedura pokazana jest w niniejszej informacji dla Autorów.

I. Schemat cyklu wydawniczego w Przełędzie Górniczym.

Wydawca Przełędu Górniczego (ZG SITG) opracował instrukcję wydawniczą obowiązującą od roku 2011 do 2015. Obowiązuje ona Redakcję PG i jest także informacją dla Autorów.



II Zgłaszanie artykułów do druku.

Redakcja prosi Autorów zgłaszających artykuły do druku w Przełędzie Górniczym o przestrzeganie poniższych zaleceń. Przyspieszy to istotnie datę opublikowania artykułu.

1. Treść artykułów i sposób ich ujęcia powinny odpowiadać poziomowi i profilowi tematycznemu publikacji w „PG”.
2. Nadsyłane artykuły powinny stanowić zamkniętą tematycznie całość i ujmować w zasadzie tylko jedno zagadnienie czy też przełęd stanu i perspektyw jakiegoś działu nauki, techniki, czy (lub) technologii górniczej.

3. Każdy artykuł należy rozpocząć krótkim wprowadzeniem i zakończyć wnioskami lub podsumowaniem. Podać należy obowiązkowo słowa kluczowe.
4. Na końcu artykułu na oddzielnej karcie zatytułowanej Literatura, należy obowiązkowo podać ponumerowany wykaz literatury. Należy zamieścić tytuły artykułów związanych z prezentowaną tematyką publikowanych w Przeglądzie Górniczym. Wykaz artykułów, wraz ze streszczeniami, znajduje się na stronie internetowej PG pod adresem www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html
5. Objętość artykułów powinna mieścić się w granicach 12÷14 stron maszynopisu; jedynie wyjątkowo objętość ta może być większa, jeżeli redaktor działowy uzna to za konieczne ze względu na celowość ujęcia w jednorazowej publikacji tematycznej całości zagadnienia, a naczelny redaktor wyrazi na to zgodę.
6. Do każdego artykułu należy obowiązkowo dołączyć streszczenie o objętości około 20 wierszy. Streszczenia tłumaczone są na języki: angielski, rosyjski, niemiecki i francuski. Należy je tak przygotować, aby obcojęzyczni czytelnicy abstraktów mieli jasną informację co do treści artykułu. W streszczeniu można powołać się na wykresy, tabele, wzory. Zaleca się dołączenie tłumaczenia w języku angielskim. Mile widziane będą tłumaczenia streszczeń na inne ww. języki.
7. Tytuły artykułów, tytuły tablic, podpisy pod rysunkami, fotografiami i innymi ilustracjami oraz słowa kluczowe obowiązkowo należy podać w językach polskim i angielskim.
8. Do artykułów należy dołączyć fotografię Autora (Autorów) formatu 4 × 5 cm barwną lub czarno-białą (ze względu na naukowy charakter Wydawnictwa wymaga się zdjęć w odpowiednim ubiorze). Nie będą publikowane artykuły gdy nie będzie kompletu zdjęć autorów. Zdjęcia należy podpisać tytułami, imionami i nazwiskami. Przy każdym nazwisku gwiazdkami należy podać afiliację autorów, której pełny tekst zamieszczony zostanie u dołu pierwszej kolumny tekstu. Zaleca się podawanie adresów e-mailowych, które ułatwią kontakt czytelników z autorem (autorami). Adresy te umieszczane będą pod nazwiskami autorów.
9. Tekst należy przygotować w edycji komputerowej, stosując jeden z edytorów tekstu: (Word 97, Word XP) z oznaczeniem wersji edytora tekstu i rysunków. Do maszynopisu należy dołączyć płytę CD z plikiem tekstowym i rysunkami. Kompletny artykuł należy także przesłać pocztą elektroniczną na adres zgsekretariat@sitg.pl. Wersję poprawioną jeżeli będzie taki wymóg recenzentów, wraz z płytą CD należy przesłać pocztą na adres: Redakcja Przegląd Górniczy, ul. Powstańców 25, 40-952 Katowice lub dostarczyć osobiście.
10. Warunkiem opublikowania artykułu jest uzyskanie dwóch pozytywnych recenzji. Recenzentów wyznacza Komitet Redakcyjny.
11. Autorzy obowiązkowo składają oświadczenie, że praca nie była i nie będzie w tej samej postaci publikowana w innym czasopiśmie, a także oświadczenia o przenoszeniu autorskich praw majątkowych i niewystępowania przypadków „ghostwriting” i „guest authorship”. Formularze oświadczeń są w niniejszej informacji oraz do pobrania na stronie internetowej PG.
12. W przypadku konieczności wykorzystania w innych czasopismach wykresów, tablic, rysunków, fotografii, schematów itp., zamieszczonych w artykule opublikowanym w Przeglądzie Górniczym, autorzy zobowiązują się zwrócić do Redakcji PG o wyrażenie na to zgody. Cytowane w innych czasopismach materiały opublikowane w PG należy zaopatrzyć w informację (Przegląd Górniczy, rok, nr zeszytu, strona, nr np. fot.).
13. W artykułach nadsyłanych do PG należy stosować jednostki systemu SI (System International).
14. Autor wydrukowanego artykułu otrzymuje bezpłatnie jeden egzemplarz czasopisma. Nie dotyczy to recenzentów (opiniodawców). Redakcja nie przewiduje honorariów autorskich.

III Zasady recenzowania artykułów.

Procedura recenzowania artykułów do druku w Przeglądzie Górniczym jest zgodna z kryteriami i trybem czasopism naukowych podanymi w załączniku Komunikatu Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego z dnia 4 września 2012 r. Podstawowe zasady recenzowania publikacji podano poniżej oraz udostępniono na stronie internetowej Przeglądu Górniczego.

1. Do oceny każdej publikacji powołuje się co najmniej dwóch Recenzentów spoza jednostki naukowej afiliowanej przez Autora (Autorów) publikacji.
2. W przypadku publikacji w języku obcym, co najmniej jeden z Recenzentów jest afiliowany w instytucji zagranicznej mającej siedzibę w innym państwie niż państwo pochodzenia Autora publikacji.
3. Autor lub Autorzy publikacji i Recenzenci nie znają swoich tożsamości (tzw. „double-blind review proces”); w innych rozwiązaniach Recenzent musi podpisać deklarację o niewystępowaniu konfliktu interesów, przy czym za konflikt interesów uznaje się zachodzące między Recenzentem a Autorem bezpośrednie relacje osobiste (pokrewieństwo do drugiego stopnia, związki prawne, związek małżeński), relacje podległości zawodowej lub bezpośrednią współpracę naukową w ciągu ostatnich dwóch lat poprzedzających rok przygotowania recenzji.
4. Większość (co najmniej 75 %) Recenzentów zgłoszonych publikacji stanowią Recenzenci zewnątrzni, czyli osoby nie będące członkami Rady Naukowej Przeglądu Górniczego, niezatrudnione w redakcji Przeglądu Górniczego lub w podmiocie, w którym afiliowany jest redaktor naczelny Przeglądu Górniczego.
5. Nazwiska Recenzentów poszczególnych publikacji lub numerów wydań Przeglądu Górniczego nie są ujawniane; raz w roku Przegląd Górniczy podaje do publicznej wiadomości listę współpracujących Recenzentów; lista publikowana jest w zeszycie 12/danego roku i na stronie internetowej PG.
6. Kryteria kwalifikowania lub odrzucenia publikacji i formularz recenzji są podane do publicznej wiadomości na stronie internetowej Przeglądu Górniczego oraz zamieszczone poniżej.
7. Recenzja ma formę pisemną i zawiera jednoznaczny wniosek Recenzenta dotyczący dopuszczenia artykułu do publikacji lub jego odrzucenia.
8. Artykuły informacyjne, reklamowe, teksty polemik i dyskusji nie wymagają recenzji.

IV Formularz recenzji.

Redakcja Przeglądu Górniczego przygotowała formularz recenzji maszynopisu przesłanego do opublikowania w Przeglądzie Górniczym. Formularz ten wypełniają powołani przez kolegium redakcyjne Recenzenci. Formularz zawiera odpowiedzi na podane następujące pytania.

1. Kategoria rękopisu/artykułu naukowy/ przeglądowy/ opis doświadczeń/.....
2. Zakres / uniwersalny/ lokalny/ ściśle lokalny/.....
3. Czy tytuł jest zwięzły i właściwy w stosunku do treści – (tak, nie).....
4. Czy tekst jest uporządkowany i napisany w sposób jasny – (tak, nie).....
5. Czy jasno określone są główne argumenty – (tak, nie).....
6. Czy wyniki są oryginalne – (tak, nie).....
7. Czy wnioski są logiczne i uzasadnione – (tak, nie).....
8. Czy dane są dokumentowane – (tabelarycznie lub graficznie) – (tak, nie).....
9. Czy rysunki i tablice są właściwe i czytelne – (tak, nie).....
10. Czy rysunki i tablice zawierają podpisy również w języku angielskim – (tak, nie).....
11. Czy streszczenie wystarczająco informuje o treści artykułu – (tak, nie).....
12. Czy objętość artykułu jest właściwa – czy wymaga drobnych / znacznych zmian.....
13. Czy literatura jest – (optymalna/ częściowo niepotrzebna/ występują pewne braki).....
14. Czy artykuł można opublikować – (w obecnej formie/z poprawkami/po całkowitym przeredagowaniu).....
15. Czy artykuł należy odrzucić – (tak, nie).....

Recenzent przekazuje sporządzoną na formularzu recenzję do redakcji Przeglądu Górniczego. Każda odpowiedź „nie” (za wyjątkiem pkt. 10, 11) wymaga uzasadnienia lub zalecenia dołączonego do recenzji (na odwrocie formularza). Sekretarz redakcji kieruje recenzję zawierającą uwagi krytyczne do Autora (zgłaszającego artykuł do druku).

Autor powinien w ciągu jednego miesiąca dokonać wymaganych poprawek. Autor może nie zgodzić się z uwagami Recenzenta – w takim przypadku przygotowuje pisemną odpowiedź na recenzję. Jeżeli Recenzent stwierdzi konieczność, po wprowadzeniu poprawek przez autora lub nie zgodzeniu się z uwagami powtórnej recenzji, sekretarz redakcji kieruje ponownie artykuł do Recenzenta. Nie ustosunkowanie się do propozycji Recenzenta lub brak odpowiedzi na uwagi przez Autora po miesiącu uważane będzie automatycznie – bez powiadomienia Autora za rezygnację z publikacji.

W przypadku recenzji negatywnej (odrzućcie artykułu) Kolegium Redakcyjne podejmuje decyzję o odrzuceniu pracy lub może skierować artykuł do kolejnego Recenzenta.

Uwaga. Formularz recenzji jest do pobrania na stronie internetowej www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html

V. Procedura zabezpieczająca przed zjawiskiem ghostwriting i guest authorship.

Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego żąda wdrożenia procedury ujawniania wkładu poszczególnych Autorów w powstanie publikacji. W Komunikacie z dnia 4.10.2012 roku podano, że ocena czasopisma zależeć będzie od wprowadzenia tzw. zapory ghostwriting.

„Rzetelność w nauce stanowi jeden z jej jakościowych fundamentów. Czytelnicy powinni mieć pewność, iż Autorzy publikacji w sposób przejrzysty, rzetelny i uczciwy prezentują rezultaty swojej pracy, niezależnie od tego czy są jej bezpośrednimi autorami, czy też korzystali z pomocy wyspecjalizowanego podmiotu (osoby fizycznej lub prawnej).

Dowodem etycznej postawy pracownika naukowego oraz najwyższych standardów redakcyjnych powinna być jawność informacji o podmiotach przyczyniających się do powstania publikacji (wkład merytoryczny, rzeczowy, finansowy ect.), co jest przejawem nie tylko dobrych obyczajów, ale także społecznej odpowiedzialności”.

Redakcja Przeglądu Górniczego wprowadza więc odpowiednie procedury aby przeciwdziałać przypadkom:

- ghostwriting – z przypadkiem tym mamy do czynienia wówczas, gdy ktoś wniósł istotny wkład w powstanie publikacji, bez ujawnienia swojego udziału jako jeden z Autorów lub bez jego roli w podziękowaniach zamieszczonych w publikacji,
- guest authorship (honorary autorship) – z przypadkiem takim mamy do czynienia wówczas, gdy udział Autora jest znikomy lub wogóle nie miał miejsca, a pomimo to jest autorem/współautorem publikacji.

Redakcja Przeglądu Górniczego wymagać będzie od Autorów publikacji ujawnienia wkładu poszczególnych Autorów w powstanie publikacji (z podaniem ich afiliacji oraz kontrybucji tj. kto jest autorem koncepcji, założeń, metod, protokołu itp. wykorzystywanych przy przygotowaniu publikacji); przy czym główną odpowiedzialność ponosi Autor zgłaszający manuskrypt i podpisujący stosowne oświadczenie.

Osoba wnosząca istotny wkład w powstanie publikacji, a nie będąca współautorem, powinna być wymieniona w podziękowaniach zamieszczonych w publikacji.

Redakcja powinna uzyskać informację o źródłach finansowania publikacji, wkładzie instytucji naukowo-badawczych, stowarzyszeń i innych podmiotów („financial disclosure”). Informacje te są jawne i powinny się znaleźć w tekście artykułu, przed spisem literatury, w „Podziękowaniach”.

Zgodnie z tekstem Komunikatu MNiSzW redakcja będzie dokumentować wszelkie przejawy nierzetelności naukowej, zwłaszcza łamanie i naruszanie zasad etyki obowiązującej w nauce. Wszelkie wykryte przypadki „ghostwriting” lub „guest authorship” będą demaskowane, włącznie z powiadomieniem odpowiednich podmiotów (instytucje zatrudniające autorów, towarzystwa naukowe, stowarzyszenia edytorów naukowych itp.).

Uwaga. Formularz oświadczenia jest do pobrania na stronie internetowej www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html.

VI. Instrukcja sposobu przygotowania maszynopisu artykułu.

- Praca powinna być napisana jednostronnie piśmem maszynowym, na ponumerowanych arkuszach A-4, na stronie około 30 wierszy pisma z około 60 znakami w wierszu; margines z lewej strony powinien mieć szerokość 3÷3,5 cm, natomiast z prawej strony około 1 cm.
- W miejscu tekstu, gdzie ma być umieszczony rysunek lub tablica, należy podać na marginesie z lewej strony: Rys. 1, Rys. 2, Tabl. 1, Tabl. 2 itd.
- Wszelkie rysunki, wykresy, schematy, fotografie należy nazywać w tekście rysunkami i numerować kolejnymi cyframi arabskimi; tablice i tabele także numerować kolejnymi cyframi arabskimi. Pod nimi należy podać źródło pochodzenia (np. opracowanie własne lub nazwisko i pozycja literatury z której zostało zacytowane).
- Na zacytowanie (w formie ich przedrukowania) rysunków, wykresów, schematów, tabel itp. z publikacji innych Autorów należy uzyskać zgodę redakcji czasopisma, w którym były zamieszczone i opatrzyć podpisem „Za zgodą Redakcji czasopisma”.
- Nazwy użytych liter greckich należy podawać na lewym marginesie w brzmieniu fonetycznym np. α – alfa; γ – gamma.
- Do każdej pracy powinien być dołączony na oddzielnych arkuszach spis podpisów pod rysunkami i spis tablic.
- Rysunki należy wykonać w edycji komputerowej, przestrzegając obowiązujących zasad rysunkowych. Opis rysunków powinien być wykonany piśmem prostym Times o wysokości 10p. (przy założeniu, że rysunek zostanie wydrukowany w skali 1:1; maksymalna szerokość z opisem rysunku jednoszpaltowego wynosi 8,5 cm, a dwuszpaltowego 17,5 cm).
- Tablice powinny być wykonane na oddzielnych arkuszach formatu A4.
- Przy cytowaniu wzorów należy stosować podany schemat np.:

$$R_m = \frac{P}{F} \quad (1) \quad \text{gdzie: } R_m - \text{wytrzymałość na rozciąganie, MPa}$$

$$P - \text{siła MN}$$

$$F - \text{pole przekroju próbki, m}^2.$$

Indeksy górne, dolne i wykładniki potęgowe należy pisać szczególnie dokładnie i wyraźnie.

Wzory numerować kolejno cyframi arabskimi w nawiasach okrągłych.

- Fotografie powinny być wykonane kontrastowo na papierze gładkim, błyszczącym z delikatnym, wykonanym ołówkiem, opisem zawierającym numer rysunku, nazwisko Autora (Autorów) i pierwsze tytuły opracowania, umieszczonym na odwrocie zdjęcia. Gdy zachodzi obawa odwrócenia fotografii lub rysunku, należy strzałkami zaznaczyć prawidłowe jego usytuowanie (G – góra, D – dół). Minimalne wymiary fotografii (z wyjątkiem mikroskopowych) 9×12 cm. Na fotografii mikroskopowej pożądane jest umieszczenie odcinka z określeniem jego rzeczywistej długości.
- Literaturę, której wykaz podaje Autor artykułu cytuje się następujący sposób:

Książki: Nazwisko i inicjały imion autora; dwukropek; tytuł pracy (pełny); kropka; Oznaczenie wydania (np. Wyd. 3); Miejsce wydania; nazwa wydawcy (np. Wydawn. Geologiczne) rok wydania; przecinek; liczba stronic; jeżeli cytujemy fragment tekstu (np. s. 170-173).

Przykład: Broen A.: Kombajny chodnikowe. Wyd. 2. Katowice Śl. Wydawn. Techn. 1992

Czasopisma: Nazwisko i inicjały imion autora; dwukropek; tytuł artykułu; kropka; nazwa czasopisma (ew. obowiązujący skrót) rok wydania (ew. tom lub wolumin; t., vol); numer zeszytu ew. numer stronicy lub stronic (pierwszej i ostatniej).

Przykład: Winter K.: Desorbierbarer Methan gehalt und ausgasungs verhalten von Kohle. Glückauf-Forschungshefte 1975, Nr 3.

Uwaga: Wszystkie elementy opisu podajemy w języku oryginału (poza oznaczeniem stronic). W przypadku alfabetów cyrylickich np. jęz. rosyjski, ukraiński, bułgarski) stosuje się transliterację – zgodnie z normą PN-70/N-01201.

Powołania się w tekście na literaturę dokonuje się wyłącznie przez podanie w nawiasie kwadratowym numeru zgodnego ze spisem literatury, np. [3]. **Nie będą przyjmowane artykuły**, w których cytowanie literatury odbywa się poprzez wymienianie w tekście nazwisk autorów i roku publikacji (sposób stosowany w niektórych czasopismach).

Oświadczenie Autorów w sprawie przeniesienia praw autorskich i majątkowych

1. Podpisani poniżej Autor/Autorzy oświadczają, że napisali zgłoszony do druku w Przeglądzie Górniczym artykuł zwany dalej „utworem” p.t:
.....
.....
2. Autorzy/Autor przenosi(szą) na Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa Wydawcę Przeglądu Górniczego w Katowicach autorskie prawa majątkowe do utworu bez honorarium autorskiego w zakresie opublikowania w wersji papierowej i elektronicznej utworu, w miesięczniku Przegląd Górniczy. Prawa obejmują następujące pola eksploatacyjne:
 - utrwalanie i zwielokrotnianie utworu za pomocą techniki drukowanej, reprograficznej, zapisu cyfrowego, zapisu magnetycznego,
 - obrót oryginałem wydrukowanego w Przeglądzie Górniczym utworu, egzemplarzami jego kopii, ich wynajmowanie, użyczenie, udostępnianie,
 - udostępnianie utworu w taki sposób, że każdy zainteresowany może mieć do niego dostęp w czasie i miejscu przez siebie wybranym,
3. Autor/ Autorzy zapewnia(ją), że utwór jest całkowicie oryginalny i nie był do tej pory publikowany i nie zawiera żadnych zapożyczeń z innego dzieła, które mogłyby spowodować odpowiedzialność Wydawcy, oraz że prawa autorskie Autora/ Współautorów do tego utworu nie są ograniczone w zakresie objętym niniejszym oświadczeniem.
4. W przypadku gdy Autor/Autorzy włączył(li) do utworu ilustracje lub inne materiały chronione prawem autorskim, to obowiązany(ni) jest (są) do uzyskania pisemnego zezwolenia, od osoby uprawnionej, do ich wykorzystania przez Wydawcę oraz zobowiązuje(ją) się do uregulowania w własnym zakresie związanych z tym kosztów.
5. Wydawca ma prawo dokonania koniecznych zmian utworu wynikających z opracowania redakcyjnego. Nie narusza ono praw autora w zakresie autorskich praw osobistych.
6. Współautorzy oświadczają, że Autorem głównym (do korespondencji) jest:
.....tel. kontaktowy

Imię i Nazwisko	Adres zamieszkania (z kodem)	Afiliacja	Podpis

Katowice, dnia

OŚWIADCZENIE AUTORÓW W SPRAWIE ZAPÓR „GOSTHWITING” I „GUEST AUTHORSHIP”

1. Tytuł artykułu do opublikowania w Przeglądzie Górniczym

.....

2. Autor/Autorzy artykułu (podać imię i nazwisko, tytuły naukowe, email)

.....

Na podstawie Komunikatu Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego z dnia 4 września 2012 r. wyjaśniającego pojęcia „ghostwriting” i „guest authorship” opublikowane w Informacji dla Autorów Przeglądu Górniczego Autorzy składają poniższe oświadczenia.

3. Oświadczenie w związku z zaporą „ghostwriting”

Autor(autorzy) oświadcza(ją), że nie zachodzi przypadek pominięcia osoby, wnoszącej istotny wkład w powstanie publikacji, w składzie autorów. Osoby pomagające w badaniach będących podstawą publikacji są wymienione w „Podziękowaniach”.

[Uwaga: jeżeli taki przypadek nie zachodzi proszę przekreślić ostatnie zdanie i parafować przez głównego Autora].

4. Oświadczenie w związku z zaporą „guest authorship”

Autor (autorzy) oświadcza(ją), że wśród współautorów nie ma osoby, której udział w przygotowaniu publikacji nie miał miejsca lub jej udział był znikomy.

5. Oświadczenie o źródłach finansowania publikacji

Autor (autorzy) oświadcza(ją), że jednostki będące źródłem finansowania publikacji „financial disclosure” oraz podmioty mające istotny wkład w przygotowanie publikacji są wymienione w „Podziękowaniach”

[Uwaga: jeżeli takie przypadki nie występują proszę przekreślić to oświadczenie i parafować przez głównego Autora].

6. Oświadczenie ujawniające wkład poszczególnych Autorów w powstanie publikacji

Autor (autorzy) oświadcza(ją) zgodnie, że ich udział procentowy w powstaniu publikacji wynosi:

– Autor główny udział%

Imię i Nazwisko

– Współautorzy:

.....udział%

Imię i Nazwisko

.....udział%

Imię i Nazwisko

.....udział%

Imię i Nazwisko

.....udział%

Imię i Nazwisko

7. Autor (autorzy) oświadcza(ją), że powyższe informacje są zgodne z rzeczywistością oraz zdają sobie sprawę, że nieprawdziwe oświadczenia będą, zgodnie z tekstem Komunikatu MNiSzW, „demaskowane włącznie z powiadomieniem odpowiednich podmiotów”.

Podpisy

Autor główny

Współautorzy

.....

.....

.....

.....

.....

Warunki prenumeraty i reklam „Przełądu Górniczego” w roku 2013

Zamówienia na prenumeratę czasopisma wydawanego przez SITG można składać w dowolnym terminie. Mogą one obejmować dowolny okres, tzn. dotyczyć dowolnej liczby kolejnych zeszytów czasopisma. Zamawiający może otrzymać zaprenumerowany przez siebie tytuł począwszy od następnego miesiąca po dokonaniu wpłaty. Warunkiem przyjęcia do realizacji zamówienia jest otrzymanie z banku potwierdzenia dokonania wpłaty przez prenumeratora. Wpłaty na prenumeratę można dokonywać na ogólnie dostępnych blankietach w Urzędach Poczтовых (przekazy pieniężne) lub Bankach (polecenie przelewu) przekazując środki na adres:

Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa
Zarząd Główny
40-952 Katowice, ul. Powstańców 25
ING Bank: Śląski o/Katowice
konto: 63 1050 1214 1000 0007 0005 6898

Na blankiecie wpłaty należy czytelnie podać nazwę zamawianego czasopisma, liczbę zamawianych egzemplarzy, okres prenumeraty oraz własny adres. Istnieje możliwość zaprenumerowania do 5 egz. czasopisma po cenie ulgowej przez indywidualnych członków stowarzyszeń naukowo-technicznych zrzeszonych w FSNT oraz przez uczniów szkół zawodowych i studentów szkół wyższych. Blankiet wpłaty na prenumeratę ulgową musi być opatrzony na wszystkich odcinkach pieczęcią koła SNT lub szkoły. Egzemplarze pojedyncze oraz archiwalne (sprzedaż przelewem lub za zaliczeniem pocztowym) można zamawiać pisemnie, kierując zamówienia na ww. adres.

Warunki prenumeraty w 2013 r.	Cena egz. łączonego* zł	Cena egz. pojedynczego zł	Cena egz. ulgowa**
Cena 1 egzemplarza	50,- zł	25,- zł	-
Prenumerata półroczna	150,- zł	-	75,- zł
Prenumerata roczna	300,- zł	-	150,- zł

* Jeden egzemplarz łączony zawiera dwa kolejne numery (przykł. 11-12/2009)

** Prenumerata indywidualna dla członków SITG i FSNT.

Dla odbiorców zagranicznych cena jest dwukrotnie wyższa.

Redakcja przyjmuje zamówienia **reklam i ogłoszeń**. Cena jednej strony A-4 w manierze czarno-białej wynosi 1000,- zł. Koszt reklamy lub ogłoszenia w manierze barwnej jest wyższy i uzależniony od liczby kolorów, indywidualnie każdorazowo kalkulowany. Do podanej ceny dolicza się 23 % podatku VAT.

Za treść reklam i ogłoszeń redakcja nie odpowiada.



Prenumerata na 2013 rok

Cena jednego egzemplarza pojedynczego 25 zł + 5% VAT

Prenumerata całoroczna 300 zł + 5% VAT

..... dnia

Zamawiający

Dokładny adres

Nr NIP

Redakcja miesięcznika
„Przegląd Górniczy”
ul. Powstańców 25
40-952 Katowice

Zamówienie

na prenumeratę (liczba egzemplarzy) miesięcznika „Przegląd Górniczy”
na 2013 rok

Kwotę zł
(słownie)

wpłacono na konto: ING Bank Śląski o/Katowice 63 1050 1214 1000 0007 0005 6898

Załączamy kopię dowodu wpłaty.

Oświadczamy, że jesteśmy płatnikami podatku VAT i upoważniamy Was do wystawienia faktur VAT bez podpisu osoby uprawnionej z naszej strony.

Zamówione egzemplarze miesięcznika proszę przesłać na adres:

.....
.....
.....

Imię i nazwisko oraz telefon osoby kontaktowej

Pieczątka i podpis

