

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO
MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH
REPORTS

Quarterly

KWARTALNIK

1



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2003

Rada Programowa: *prof. dr hab. inż. Jakub Siemek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźła, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. dr hab. inż. Korneliusz Miksch, prof. dr hab. inż. Joanna Pinińska, prof. dr hab. inż. Janusz Roszkowski, prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś, prof. dr hab. inż. Janusz W. Wandrasz, prof. dr hab. inż. Piotr Wolański*

Komitet Kwalifikacyjno-Opiniodawczy: *prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński (przewodniczący), doc. dr hab. inż. Krystyna Czaplicka, prof. dr hab. inż. Jan Hankus, prof. dr hab. inż. Władysław Konopko, prof. dr hab. inż. Jerzy Kwiatek, doc. dr hab. Kazimierz Lebecki, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, prof. dr hab. inż. Kazimierz Rulka, prof. dr hab. Jerzy Sablik, doc. dr hab. inż. Jan Wachowicz*

Redaktor Naczelny

prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Redakcja wydawnicza i korekta

Ewa Gliwa

Małgorzata Kuśmirek

Barbara Jarosz

Skład i łamanie

Krzysztof Gralikowski

ISSN 1643-7608

Nakład 100 egz.

Adres Redakcji:

Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych

Głównego Instytutu Górnictwa, 40-166 Katowice, Pl. Gwarków 1

tel. (0-32) 259-24-03, 259-24-04, 259-24-05

fax 032/259-65-33

e-mail: cintexmk@gig.katowice.pl

Spis treści

ANTONI KIDYBIŃSKI

Zagrożenie tapaniami w górnictwie światowym – rozpoznawanie i zapobieganie	5
Rockburst Mining hazard in the world mining industry – recognition and prevention methods	

RENATA PATYŃSKA

Tapnięcia a kierunki osłabienia górotworu	37
Rockbursts with regard to the directions of weakening the rock mass	

STANISŁAW CHALUPNIK, MAŁGORZATA WYSOCKA

Pomiary ekshalacji radonu z gruntu – opracowanie metodyki i wyniki wstępne	61
Measurements of radon exhalation from soil – elaboration of methodology and preliminary results	

LEOKADIA RÓG

Wpływ budowy petrograficznej i chemicznej węgla kamiennego na temperaturę topliwości popiołu	73
Effects of petrographic and chemical structure of coal on the fusion temperature of ash	

Antoni Kidybiński

ZAGROŻENIE TĄPANIAMI W GÓRNICTWIE ŚWIATOWYM – ROZPOZNAWANIE I ZAPOBIEGANIE

Streszczenie

Tąpania występują w kopalniach położonych na pięciu kontynentach, a mianowicie w Europie (Polska, Czechy, Niemcy, Francja i Słowenia), Azji (Rosja, Indie, Chiny), Ameryce (USA, Kanada, Chile), Afryce (RPA) oraz Australii (Nowa Południowa Walia, Queensland i zachodnia Australia). Aktywność sejsmiczna górotworu i tąpania są zjawiskami powszechnymi w górnictwie światowym i występują wszędzie tam, gdzie wysokie naprężenia w skorupie ziemskiej i znaczna wytrzymałość skał prowadzą do ich dynamicznego niszczenia. Aktywność sejsmiczna górotworu oraz zagrożenie tąpaniami są ogólnie przewidywalne na podstawie badania własności mechanicznych skał i pomiarów naprężeń w górotworze, mogą być także skutecznie monitorowane przy zastosowaniu regionalnej sieci sejsmometrów, lokalnego układu odbiorników seismoakustycznych (geofonów), wierceń testowych w złożu przed frontem eksploatacji, pomiarów prędkości osiadania stropu zasadniczego i innych metod. Szczególnie przydatne są metody lokalizacji położenia stref występowania wysokich naprężeń w górotworze, a mianowicie tomografia sejsmiczna oraz sejsmologiczna tomografia pasywna. W wielu zagłębiach górniczych występowanie tąpnięć miało swój początek po przekroczeniu pewnej, charakterystycznej dla skał tego zagłębia, głębokości eksploatacji. W przypadku skał osadowych formacji węglonośnych, pomimo występowania węgla nawet na wielkich głębokościach, nigdzie nie udało się wydobywać go poniżej poziomu około 1500 m, co ma bezpośredni związek ze skrajnie wysokim nasileniem tąpnięć na tej głębokości.

Współcześnie działające w skorupie ziemskiej siły tektoniczne nie mają istotnego wpływu na występowanie tąpnięć, nawet w obszarach, gdzie naprężenie poziome kilkakrotnie przewyższa składową grawitacyjną (wschodnia Australia, Anglia). Sposób eksploatacji złoża i kierowania stropem ma silny wpływ na częstość występowania oraz energię tąpnięć. Powszechnie stwierdza się korzystny wpływ łagodnego i ograniczonego opuszczania stropu (podsadzka, upodatkowane filary resztkowe) na ograniczenie zagrożenia tąpnięciami. Na podstawie ostatnich badań stwierdzono korzystny wpływ regularnego, całotygodniowego postępu frontu eksploatacji na ograniczenie liczby i energii wstrząsów sejsmicznych górotworu. Najbardziej powszechnym sposobem monitorowania zagrożenia tąpnięciami są rejestracje lokalizacji i energii źródeł wstrząsów sejsmicznych w regionalnych bądź lokalnych sieciach sejsmologicznych. Analiza struktury naruszonego górotworu na tej podstawie uwarunkowana jest jednak należyta dokładnością wyznaczenia lokalizacji pionowej źródeł – co często nie jest możliwe w sieciach płaskich, związanych ze złożami osadowymi. Sieci sejsmiczne należy utrzymywać przez wiele lat po zakończeniu eksploatacji złoża w danym rejonie – ze względu na sejsmiczną aktywność poeksploatacyjną i konieczność dysponowania materiałem dowodowym w przypadku procesów sądowych o odszkodowanie z tytułu szkód wyrządzonych wstrząsami.

Wśród metod aktywnej profilaktyki tąpniowej częstością stosowania wyróżniają się najtańsze metody odprężania robotami strzałowymi, o często niekontrolowanych skutkach w górotworze. Na szerokie upowszechnienie zasługują natomiast nowoczesne technologie inżynierii stropów, szczególnie ich ukierunkowane hydrauliczne szczelinowanie.

W przeciwieństwie do kopalń rud metali, w górnictwie węglowym często niedoceniana jest rola obudowy wyrobisk korytarzowych – jako środka zapobiegającego niszczącym skutkom tąpnięć. Do najbardziej zalecanych sposobów unikania wypadków związanych z tąpnięciami w tych wyrobiskach należy zaliczyć przykotwianie odrzwi obudowy łukowej do górotworu oraz zamiana obudowy odrzwiowej na kotwioną – co sprawdziło się wielokrotnie, szczególnie w kopalniach węglowych w USA oraz Francji.

Rockburst hazard in the world mining industry – recognition and prevention methods

Summary

Rockbursts (or coalbumps) are occurring in underground mines of five continents and namely in Europe (Poland, Czech Republic, Germany, France and Slovenia), Asia (Russia, India and China), America (USA, Canada and Chile), Africa (Republic of South Africa) and Australia (New South Wales, Queensland and Western Australia). Seismic activity of rock masses and rockbursts are therefore common phenomena and they are appearing everywhere when high stresses in the earthcrust as well as considerable strength of rocks are leading to their dynamic destruction. Generally speaking, seismicity of rock strata and rockbursts are predictable on the basis of testing mechanical properties of rocks and stress measurements and may be therefore monitored by using regional networks of seismometers, local systems of microseismic detectors (geophones), test drillings (with measuring unit drill cuttings volume) in seams being worked ahead of mining faces, measuring of roof sag gradients in time and other methods. Seismic tomography and seismologic passive tomography are most useful because they can precisely locate high stress concentration zones.

In several mining districts rockbursts occurring was preceded by trespassing by mining activity of certain characteristic for local conditions value of mining depth. For coal bearing sedimentary rocks for example never mining was possible below 1500 m level, although coal seams may occur even at lower horizons and this was caused by extremely high frequency of rockbursts occurrence at great depth. On the other hand contemporary tectonic forces in the earth crust do not have significant effect on rockbursts occurrence even in areas where horizontal stress component exceeds several times vertical stress such as eastern Australia and G. Britain. Mining system however and roof control method both have crucial effect on frequency and energy of occurring rockbursts. It has been found that limited and quiet roof subsidence due to backfilling or remnant pillars left has beneficial effect on numbers of rockbursts occurring. The latest research works have shown that regular advances of mining extraction fronts over a week also reduce number and energy of seismic events occurring.

The most popular method of monitoring seismic and rockburst hazard is to record locations and energy of seismic events through both regional and local seismic networks. Accuracy of rock mass structure analyses based on these records are highly dependent however on precision of vertical positioning of sources, which is rarely satisfactory in horizontal mining layouts due to horizontal network structure. Seismic networks should be maintained long time after closing the mines due to postmining seismicity which extends over several years and may cause damage to structures being a subject of claims.

Among methods of reducing rockburst hazard those less costly are usually preferred such as destressing by blasting, which is hard to control concerning its effect on rock masses. It is advisable therefore to more widely apply newly worked-out technologies of roof strata engineering and particularly directional hydraulic fracturing. As contrary to metal ore mines in coal mining often the role of rockbolting is undervalued in reducing the risk of roof and rib failure. It is advised to fix steel arches to adjacent rocks using resin bolts and to change generally support system in coal mines from steel arches in longwall gates and other roadways to rockbolting which proved to be successful in the USA and France in preventing accidents caused by rockbursts and roof falls.

1. WSTĘP

Od zarania swego istnienia górnictwo boryka się z objawami niestateczności górotworu otaczającego wyrobiska zarówno podziemne, jak i odkrywkowe. W miarę eksploataowania na coraz większych głębokościach i obejmowania eksploatacją skał o dużej wytrzymałości zjawiska te w coraz większym stopniu nabierały charakteru dynamicznego o wzrastającej energii odkształcenia. Postęp wiedzy o tąpniach związany z obserwacjami praktyków górniczych oraz systematycznymi badaniami naukowymi doprowadził stopniowo do zrozumienia istoty tępnię oraz ich typizacji

i klasyfikacji. Duży wkład w zrozumienie istoty tąpnięć wniosły szczególnie badania sejsmologiczne i sejsmiczne górotworu. W ostatnim 20-leciu – na podstawie dokonanych badań – pogłębiło się znacznie zrozumienie faktu, że tąpnięcia nie są nieuniknioną zemstą sił natury, z którą należy się pokornie pogodzić, lecz elementem eksploatacji górniczej, który może być w znacznym stopniu kontrolowany i eliminowany przez odpowiednie prowadzenie robót górniczych.

Ze względu na to, warto śledzić osiągnięcia światowego górnictwa oraz praktycznie wykorzystywać jego doświadczenia, pozwala to bowiem na szybsze wprowadzenie do praktyki sprawdzonych rozwiązań zapobiegającym skutkom tąpnięć, jak również samym tąpnięciom. Należy dodać, że znaczący wkład do poznania natury tąpnięć, jak również ich opanowywania – wniosły polska nauka i praktyka górnicza. Ze względu jednak na dobrą znajomość przez krajową górniczą kadrę inżyniersko-techniczną polskich dokonań w omawianej dziedzinie, w niniejszym opracowaniu uwaga została skupiona głównie na pracach zagranicznych. Poniżej omówiono krótko zasięg geograficzny zjawiska tąpnięć, następnie zaś przedyskutowano ważniejsze problemy i doświadczenia światowego górnictwa pod kątem poznania tąpnięć i przeciwdziałania ich skutkom.

2. ZASIĘG GEOGRAFICZNY ZJAWISKA TĄPNIEĆ

Tąpnięcia występują w kopalniach położonych na pięciu kontynentach, a mianowicie: w Europie (Polska, Czechy, Niemcy, Francja i Słowenia), Azji (Rosja, Indie, Chiny), Ameryce (USA, Kanada, Chile), Afryce (RPA) oraz Australii (Nowa Południowa Walia, Queensland i Zachodnia Australia). Poniżej omówiono w skrócie najbardziej charakterystyczne cechy tąpnięć i zjawisk dynamicznych w górotworze – występujących w poszczególnych krajach.

Polska

W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym największe nasilenie tąpnięć w kopalniach wystąpiło w latach 1950–1960, kiedy to ich liczba wynosiła maksymalnie około 300 rocznie. W późniejszych latach – wskutek porządkowania eksploatacji oraz prowadzenia licznych prac badawczo-wdrożeniowych z zakresu geofizyki i geomechaniki, liczba tąpnięć systematycznie zmniejszała się i obecnie wynosi kilka tąpnięć w skali roku.

Drugim obszarem występowania tąpnięć są kopalnie rud miedzi w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym, gdzie towarzyszą one silnym wstrząsom górotworu, mającym swoje ogniska w mocnych skałach stropowych.

Czechy

Miejscem występowania tąpnięć w Czechach są kopalnie Ostrawsko-Karwińskiego Okręgu Węglowego (OKR), stanowiącego geologicznie południową część niecki górnośląskiej. Od chwili rozpoczęcia eksploatacji pokładów węgla ponad 200 lat temu wystąpiło tam ogółem ponad 450 tąpnięć, zaś w latach 1989–1999 – łącznie 66 tąpnięć [37]. Typowa wytrzymałość na ściskanie skał tego rejonu górniczego wynosi: węgle 20÷35 MPa, ilowce 40÷60 MPa, mułowce 60÷120 MPa, piaskowce 70÷100 MPa, zlepieńce 60÷80 MPa, zaś głębokość eksploatacji wynosi obecnie około 700 m.

Niemcy

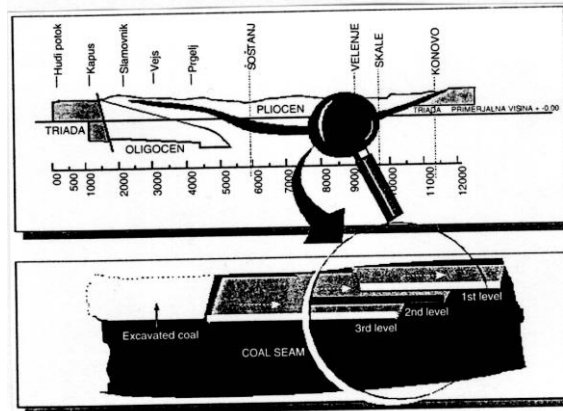
Miejszem najaktywniejszego występowania tąpnięć były i są kopalnie węgla w Zagłębiu Ruhry. W latach 1973–1992 w kopalniach tego zagłębia wystąpiło 50 tąpnięć (średnio 2-3 rocznie), w tym 9 poważnych – na głębokości eksploatacji 850÷960 m. Wydobycie w tym okresie wynosiło łącznie 1300 mln ton (średnio 65 mln t/rok) [4]. Po 1992 roku nastąpił spadek wydobycia, zaś niektóre z najbardziej zagrożonych tąpnięć kopalń zostały zamknięte pod naciskiem opinii publicznej. W wyniku tego liczba tąpnięć znacznie zmalała i obecnie występują one sporadycznie.

Francja

W 2001 roku tąpnięcie wystąpiło w jednej z trzech istniejących jeszcze kopalń węgla, a mianowicie, pracującej w Zagłębiu Lotaryńskim kopalni Merlebach. Było ono spowodowane wstrząsem sejsmicznym w leżącej pod pokładem Frieda 5 warstwie piaskowca i objawiło się wyrzuceniem 4-metrowej warstwy pokładu zalegającej w spodku chodnika podścianowego położonego na głębokości 1350 m [33]. Wraz z planowanym zamknięciem pozostałych kopalń węgla w 2004 roku problem tąpnięć przestanie w tym kraju istnieć.

Słowenia

Wstrząsy sejsmiczne oraz sporadycznie tąpnięcia występują w pracującej na głębokości 60÷460 m kopalni węgla brunatnego (lignitu) Velenje [45], wydobywającej węgiel o wytrzymałości na ściskanie 5,4÷8,4 MPa (strop – do 2,5 MPa, spąg 4,9 MPa) z plioceńskiego pokładu o grubości od 20 do 160 m. Złoże eksploatowane jest warstwami z góry na dół systemem ścianowym podbierkowym z tym, że z każdej warstwy jest wybierana tylko dolna ława, górna jest zaś zestrzeliwana przez okna w obudowie osłonowej. Tąpnięcia niszczą lub uszkadzają zarówno wyposażenie wyrobiska ścianowego, jak i przyległe chodniki w stalowej obudowie kołowej – głównie przez dynamiczne wypiętrzenia spągu. Schemat eksploatacji złoża w kopalni Velenje przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Szkic systemu eksploatacji węgla brunatnego w kopalni Velenje (Słowenia) [45]

Fig. 1. Sketch of lignite mining system at Velenje mine (Slovenia) [45]

Rosja

Po rozpadzie ZSRR w granicach Federacji Rosyjskiej znalazły się zagłębia: Kizielowskie, Prokopiewskie oraz Kuźnieckie. W zagłębiach tych, a zwłaszcza w Kizielowskim, od wielu lat występowały silne wstrząsy i tąpnięcia. W ostatnim dziesięcioleciu cały przemysł węglowy Rosji przechodził restrukturyzację i prywatyzację, wskutek czego brak jest publikacji przedstawiających systematycznie stan zagrożenia tąpnięciami w kopalniach wymienionych zagłębi węglowych.

W kopalniach rud metali działających od XVIII wieku w Altajsko-Sajańskim rejonie Syberii – w strefie sfałdowanej, charakteryzującej się silnymi wstrząsami tektonicznymi – najsilniejsze wstrząsy i tąpnięcia występują w kopalniach rejonów Tasztaoł, Szeregesz, Kaz i Abakan. W 1982 roku w złożu Tasztaoł wystąpił, spowodowany robotami górniczymi, wstrząs sejsmiczny o magnitudzie 9¹, który zniszczył dwa poziomy w lokalnej kopalni [39]. W pobliskiej kopalni eksploatującej złożę Koczurinsk zarejestrowano ostatnio tąpnięcie i wstrząs o energii sejsmicznej 10⁹ J. Ogólnie w latach 1988–2000 zarejestrowano na tym obszarze ponad 1500 zjawisk dynamicznych o energii od 10² do 10¹⁰ J.

Indie

Średnia głębokość kopalń węgla kamiennego w Indiach wynosi 180÷200 m, pretože problem tępnię nie jest w nich dominujący. Jednak w kilku miejscach zagłębia Raniganj (pokład Dishergarh w kopalniach Chinakuri i Parbelia, pokłady Koithi i Poniaty w kopalni Girimint) – gdzie głębokość przekracza 300÷500 m – tępnięcia występują od lat dwudziestych XX wieku. Dotyczy to 12 kopalń w wymienionym zagłębiu, w którym w latach 1944–1964 zaistniały 94 tępnięcia ze 136 wypadkami śmiertelnymi, zaś w latach 1976–1986 zaistniało 69 wypadków śmiertelnych oraz ciężkich, spowodowanych tępnięciami [18]. W celu ograniczenia liczby tępnięć, w kopalniach tych wprowadzono wiele zmian w systemie eksploatacji, a mianowicie zastosowano podszkłę w ścianach i polach filarów, eksploatację grubych pokładów na warstwy oraz częściowo zrezygnowano z systemu polegającego na rozszczepianiu filarów. Znaczne ograniczenie liczby tępnięć było głównie skutkiem wprowadzenia systemu ścianowego z podszkłą.

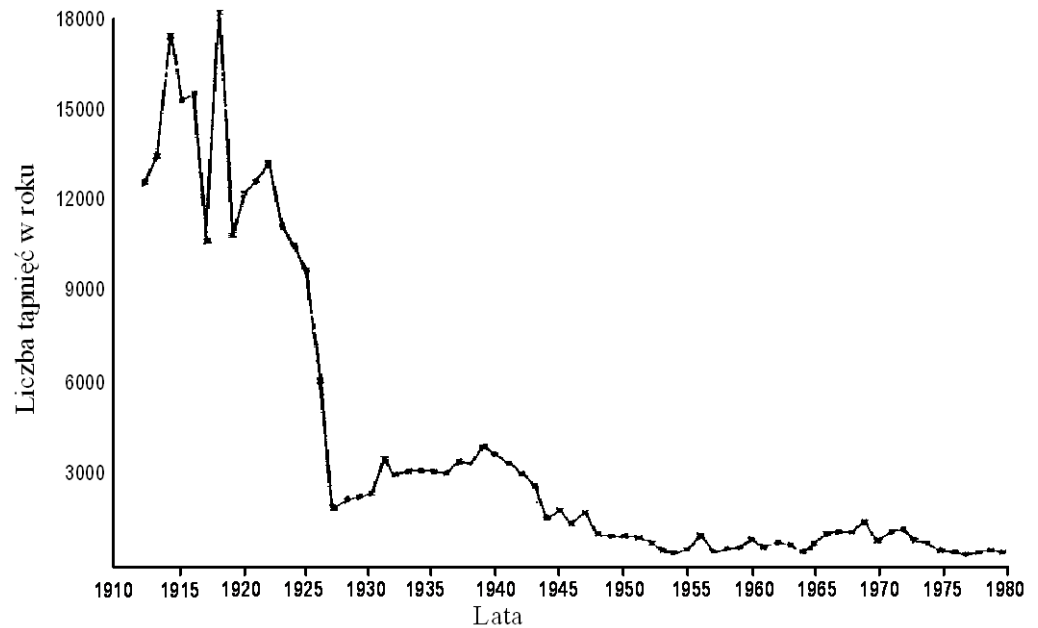
Drugim obszarem występowania tępnię w Indiach są (a raczej były) kopalnie złota zagłębia Kolar Gold Fields (KGF), będącego jednym z nielicznych w świecie historycznych przykładów eksploatacji podziemnej prowadzonej w sposób ciągły od 2000 lat. KGF jest położone 100 km na wschód od Bangalore w stanie Karnataka w południowych Indiach. Występowanie tępnięć w kopalniach KGF notowano od początku XX wieku, a największe ich nasilenie nastąpiło z chwilą osiągnięcia maksymalnej głębokości eksploatacji – około 3200 m.

Skały złotonośne występują w KGF w postaci stromych żył, a są to hornblenda łupkowa, pegmatyt i gnejs – ciągnące się pasem o długości 8 km, w obrębie którego znajdowały się do niedawna ostatnie trzy kopalnie (Mysore, Champion Reef i Nundydroog). Od czasu wystąpienia pierwszego tępnięcia (1898 rok, kopalnia

¹ Ta wartość magnitudy jest właściwa dla trzęsień Ziemi. Jest ona jednakże podana w cytowanym artykule Kurlenyi.

Oorgaum, poziom 960) obszar KGF, obok Ontario w Kanadzie i południowej Afryki, stał się centrum prac badawczych, technologicznych i metodycznych z zakresu tąpnięć, a liczne publikacje i podręczniki analizujące to zjawisko przez długi czas były wzorcem dla opracowań wydawanych na innych obszarach górniczych [43]. Charakterystyczne dla KGF jest to, że występowały tu wszystkie typy tąpnięć od naprężeniowych do wzbudzonych wstrząsem sejsmicznym, bądź będących samymi źródłem wstrząsu sejsmicznego. Zanotowano także kilka tąpnięć w szybach czynnych lub w czasie ich budowy.

Wykres przedstawiający liczbę tąpnięć i wstrząsów w kopalniach KGF w okresie 1910–1980 pokazano na rysunku 2 [38].



Rys. 2. Częstość występowania tąpnięć w kopalniach zagłębia Kolar Gold Fields w Indiach w latach 1910–1980 [38]

Fig. 2. Rockburst occurrence rate in the mines of the Kolar Gold Fields basin, India, over the years 1910–1980 [38]

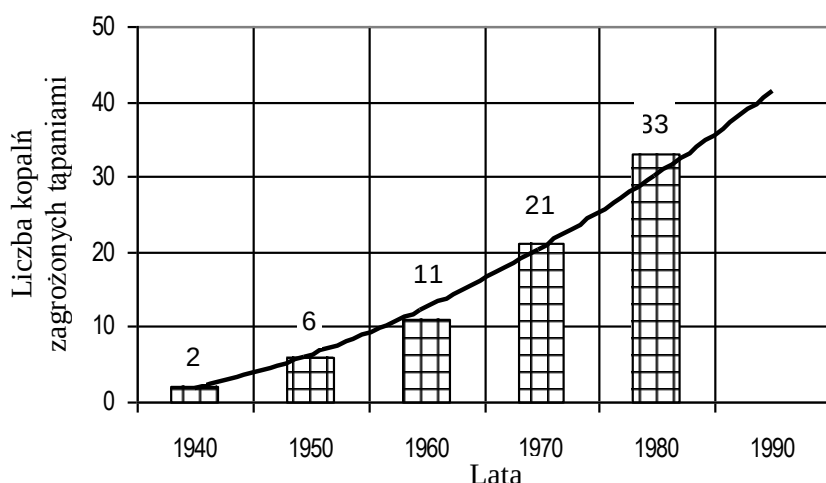
Chiny

W górnictwie węglowym Chin pierwsze tąpnięcie wystąpiło w kopalni SL w 1933 roku, na głębokości około 200 m, zaś w ciągu 49 lat, od 1949 do 1997, zdarzyło się ponad 2000 tąpnięć. Maksymalna magnituda wstrząsu sejsmicznego związanego z tąpnięciem wynosiła 4,2. W 33 kopalniach zagrożonych obecnie tąpnięciami występują następujące warunki geologiczno-górniczne:

- głębokość eksploatacji 200÷800 m,
- minimalna głębokość występowania tąpnięć 200÷620 m,
- typ węgla: energetyczny, koksowy, gazowy, antracyt,

- grubość pokładu węgla: 0,2÷19 m,
- nachylenie pokładu: 0÷90°,
- strop: piaskowiec, wapień, łupek,
- system eksploatacji (w przewadze): ściany z podsadzką urabiane strzałowo w systemie od pola, ściany zawałowe urabiane mechanicznie w systemie od pola, system schodowy z urabianiem strzałowym (przy dużych upadach pokładu).

Na rysunku 3 pokazano wzrost liczby kopalń węgla zagrożonych tąpnięciami w latach 1940–1990 [62].



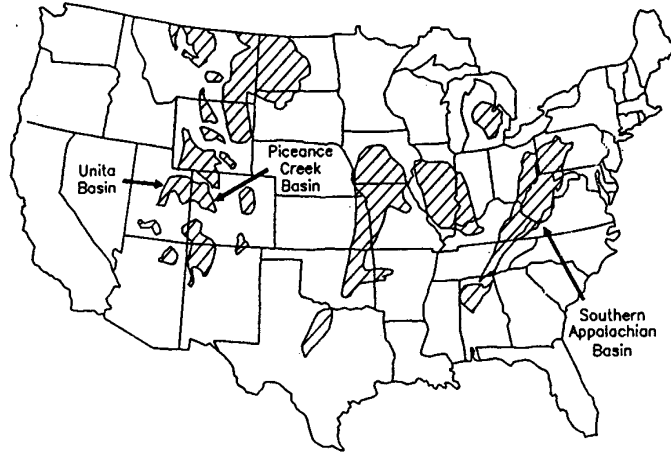
Rys. 3. Kopalnie węgla w Chinach zagrożone tąpnięciami w latach 1940–1980 [62]

Fig. 3. Coal mines in China endangered by rockburst hazard, over the years 1940–1980 [62]

Tąpnięcia w Chinach występują również w kopalniach rud metali [41]. Po raz pierwszy zaczęły się one pojawiać w latach siedemdziesiątych XX wieku w kopalniach rejonu północno-wschodniego, a mianowicie w kopalni rud antymonu Xikuangshan w prowincji Hunan, kopalni rud wolframu Pangushan w prowincji Jiangxi oraz kopalniach Yangjiazhangzi (rudę molibdenu) i Shizhuizi (rudę miedzi). Były to jednak zjawiska o małej energii. W ostatnich latach jednak (ok. 1990 r.) wiele kopalń rud metali nieżelaznych osiągnęło dużą głębokość – do 1000 m, na przykład kopalnia Dongguashan (miedź, 1074 m), kopalnia Hongtoushan (miedź, 1157÷1337 m – najgłębsza w Chinach) i na tych głębokościach tąpnięcia znacznie się nasiliły zarówno pod względem liczby, jak energii i zasięgu. Najgłębsze kopalnie rud cynkowo-ołowiowych (Fankou w prowincji Guangdong i Huize w prowincji Yunnan) osiągnęły głębokość odpowiednio: 906 i 1009 m, zaś tąpnięcia w nich występujące stały się główną przeszkodą w produkcji. Formy tąpnięć są różne od wyrzutów mas skalnych z ociosów chodników i komór do tąpnięć w szybach w czasie ich budowy oraz dynamicznych wypiętrzeń spągu wyrobisk. Charakterystyczne jest występowanie tąpnięć rozciągniętych w czasie (wielofazowych), trwających do 20 dni.

Stany Zjednoczone

W USA tapania występują w kopalniach węgla rejonu południowych Appalachów (stany Kentucky, Wirginia, Zachodnia Wirginia) i zagłębi zachodnich (stany Kolorado i Utah), a także w kopalniach rud ołowiu i srebra zagłębia Coeur d'Alene w stanie Idaho. Na rysunku 4 pokazano główne obszary występowania tapani w kopalniach węgla kamiennego [27].



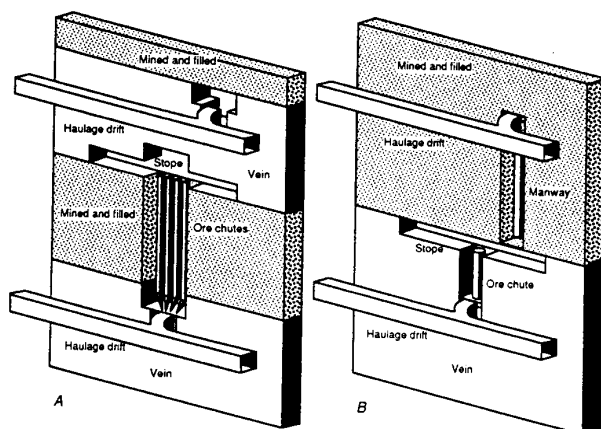
Rys. 4. Zagłębia węglowe oraz rejonu występowania tapani w USA [27]

Fig. 4. Coal basins and regions of rockburst occurrences in the USA [27]

Zagrożonych tapaniami jest około 60 kopalń węglowych stosujących system filarowo-komorowy bądź ścianowy, czynnikiem zaś sprzyjającym występowaniu tapani jest obecność w stropach pokładów węglowych grubych warstw mocnych piaskowców (o wytrzymałości na ściskanie 140–210 MPa), a także występowanie intruzji magmowych i uskoków w skałach otaczających pokłady węglowe. Pierwsze tapanie zarejestrowano w kopalni Sunnyside nr 1 w stanie Utah w 1918 roku, zaś w zagłębiach wschodnich – w latach 1923–1934. Już wtedy rozróżniano tzw. **tapanie ciśnieniowe** (w języku polskim – naprężeniowe) spowodowane przeciążeniem filara oraz **tapanie wstrząsowe** (w języku polskim – stropowe), spowodowane pękaniem grubych warstw piaskowców stropowych. W latach 1925–1950 zarejestrowano w kopalniach węgla łącznie 177 tapani, w latach 1950–1984 tapanie w kopalniach węgla spowodowały 28 wypadków śmiertelnych. Większość tapani wystąpiła na głębokości prowadzenia robót większej niż 300 m.

W zagłębiu rudnym Coeur d'Alene występują pionowe żyły kruszcowe w pre-kambryjskich kwarcytach i argilitach, ciągnące się wzdłuż strefy uskoku Osburn biegnącej z zachodu na wschód na długości około 30 km. Bezpośrednio po odkryciu tych złóż (1883 r.) nastąpił intensywny rozwój górnictwa w ośmiu kopalniach (Bunker Hill, Crescent, Sunshine, Silver Summit, Galena, Calladry, Star oraz Lucky Friday). Kiedy po około pięćdziesięcioletnim okresie eksploatacji kopalnie osiągnęły głębokość około 800 m nasiliły się dynamiczne przejawy ciśnienia górotworu i przybrały

formę tąpnięć (pierwsze 2 wypadki śmiertelne w 1941 r.). Ponieważ eksploatacja prowadzona jest z zastosowaniem strzałowego sposobu urabiania, tąpnięcia zachodzą z reguły wkrótce po strzelaniu i nie powodują wielu ofiar. W niektórych przypadkach jednak znacznie większe szkody występują na powierzchni ze względu na amplifikację energii wstrząsu przechodzącego przez silnie zwięzłe kwarcyty. Obecnie maksymalna głębokość eksploatacji przekroczyła 2500 m i prowadzenie jej byłoby niemożliwe bez profilaktyki tąpaniowej, którą są strzelania wstrząsowe, rozwiercanie wyprzedzające eksploatację, szczelinowanie oraz inne formy odprężania górotworu. Kopalnie zostały zmuszone do wprowadzenia tych środków od 1976 roku, kiedy maksymalna głębokość eksploatacji wynosiła około 2300 m. Na rysunku 5 pokazano dwa główne warianty stosowanego systemu eksploatacji złoży [46]. Najczęściej wysokość piętra wynosi 60 m, zaś podszatkę stanowi czysty piasek lub odpady skalne i przemysłowe.



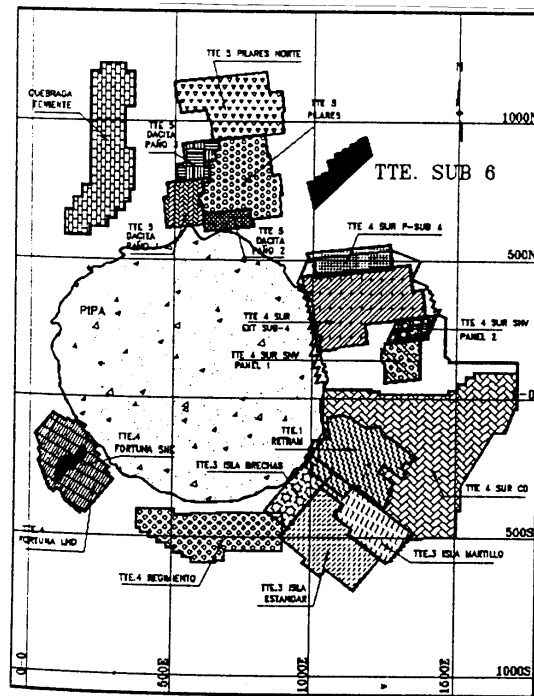
Rys. 5. Dwa systemy wybierania złóż rudy w zagłębiu Coeur d'Alene (USA) [46]

Fig. 5. Two systems for extraction of ore deposits in Coeur d'Alene basin (USA) [46]

Kanada

Pomimo istnienia czterech czynnych zagłębi węglowych (kolejno z zachodu na wschód: Rocky Mountains, Foothills, Plains i Nowa Szkocja) w kanadyjskich kopalniach węgla nie występują typowe tąpnięcia – co można wiązać z umiarkowaną maksymalną głębokością prowadzenia eksploatacji. W literaturze można jednak znaleźć wzmianki o historycznej kopalni w Nowej Szkocji, która osiągnęła głębokość eksploatacji około 1500 m i musiała w latach czterdziestych XX wieku zostać zamknięta z powodu skrajnego nasilenia tąpnięć. Można przypuszczać, że była to najgłębsza w świecie kopalnia węgla kamiennego.

Największe kanadyjskie doświadczenia w zakresie eksploatacji złóż w warunkach zagrożenia tąpnięciami pochodzą z kopalń rud polimetalicznych w prowincjach Ontario (Sudbury) i Nowy Brunzwik [55]. Dotyczą one w przeważającej mierze doskonalenia obudowy wyrobisk tak, aby mogła się ona przeciwstawić istotnej części sił dynamicznych wywieranych przez skały wskutek tąpnięcia (zostały omówione w dalszej części niniejszego artykułu).



Rys. 6. Mapa złoża rud miedzi kopalni El Teniente (Chile) [12]

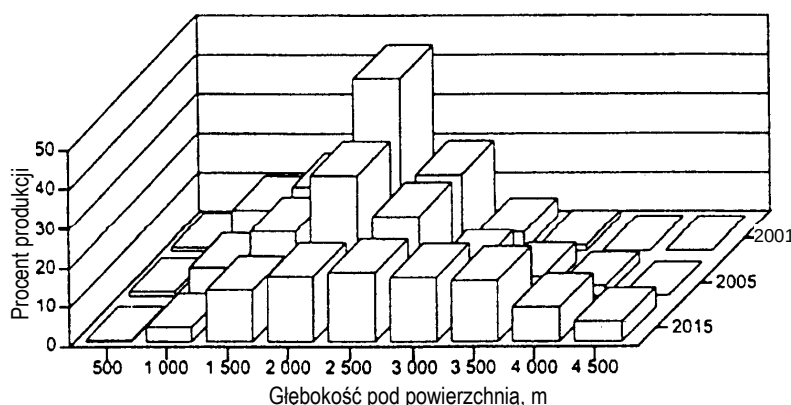
Fig. 6. Map of copper ore deposit at El Teniente mine (Chile) [12]

Kopalnia położona jest w terenie wysokogórskim w odległości około 70 km na południowy wschód od Santiago i w czasie jej istnienia wyeksploatowano 1100 mln ton rudy o średniej zawartości miedzi wynoszącej 1,1% [12]. Obecnie wydobywa i przetwarza 96 000 ton/dobę rudy złożonej głównie ze skał porfirowych, andezytów, diorytów oraz brekcji hydrotermalnej, przy czym strukturalnie złożę tworzy system wielokierunkowych żył i żyłek zcementowanych anhydrytem, kwarcem i siarczkami. W pierwszym okresie istnienia (do ok. 1975 r.) w kopalni wybierano płycej zalegające rudy wtórne – co nie pociągało za sobą zagrożeń tąpnięciami. Po serii badań i prób w 1982 roku przystąpiono do eksploatacji rudy pierwotnej. Od tego czasu pojawiła się wyraźna aktywność sejsmiczna górotworu oraz z tym związane występowanie tąpnięć. Stworzony w trzech etapach system rejestracji sejsmicznej zarejestrował w latach 1992–2001 prawie 140 000 zjawisk dynamicznych o energii od 0,1 do 10^8 J, zaś praktycznie każde ze zjawisk sejsmicznych o energii wyższej niż 10^6 J związane jest z tąpnięciem. Stosowany obecnie system komorowy z zestrzeliwaniem rudy na dno

komory prowadzi bowiem do wielkiej koncentracji naprężeń w bezpośrednim sąsiedztwie spodka komór, gdzie położone są chodniki odstawcze. Są one więc w pierwszej kolejności narażone na niszczące skutki tąpnięć, wymagają przeto specjalnej obudowy dostosowanej do lokalnych warunków.

Republika Południowej Afryki

Od czasu odkrycia złotonośnych formacji konglomeratów i rozpoczęcia ich eksploatacji na wychodniach (1886 r.) w zagłębiu Witwatersrandu spotykano się z przejawami niestateczności skał otaczających wyrobiska górnicze, jednak miały one początkowo charakter zawałów spowodowanych bezpośrednim działaniem siły ciężarnej. Kiedy w latach 1937–1938 głębokość eksploatacji osiągnęła około 1500 m zwiększyła się aktywność sejsmiczna górotworu, co doprowadziło do ustanowienia międzykopalnianej sieci obserwacji sejsmicznych (1969) [19]. Obecna maksymalna głębokość eksploatacji złóż złotonośnych w RPA sięga 4500 m, przy średniej głębokości wynoszącej około 2000÷2500 m [13] (rys. 7). Maksymalna głębokość występowania formacji złotonośnych przekracza 5000 m.

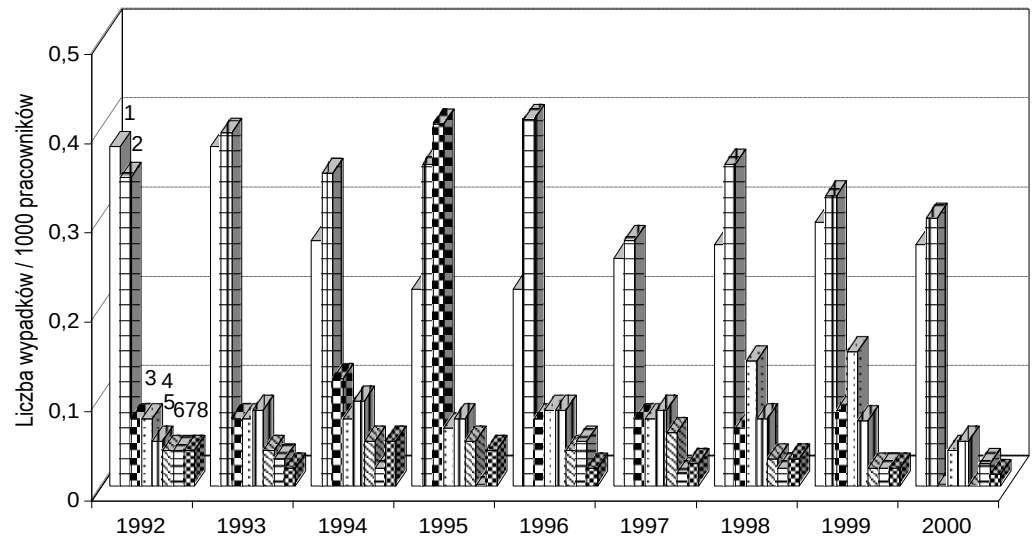


Rys. 7. Przewidywany rozkład głębokości eksploatacji rud złota w RPA (2001–2015) [13]

Fig. 7. Planned distribution of the depth of mining gold ores in RSA (2001–2015) [13]

Kopalnie złota w RPA należą do najbardziej zagrożonych tąpnięciami w świecie, czemu towarzyszy znaczna wypadkowość wyrażająca się wysokim wskaźnikiem wypadków śmiertelnych na tysiąc zatrudnionych, wynoszącym około 0,38 [1]. Na rysunku 8 przedstawiono przyczyny wypadków śmiertelnych w kopalniach złota w RPA w latach 1992–2000. Z przytoczonych na nim danych statystycznych wynika, że tąpnięcia i zawały skał stanowią równorzędne, najczęstsze przyczyny wypadków śmiertelnych w kopalniach złota, znacznie przewyższające nasileniem inne zagrożenia górnicze. Statystyka przyczyn poważnych uszkodzeń ciała w czasie wypadków wykazuje, że najwyższy wskaźnik (5–6 na 1000 zatrudnionych) charakteryzuje zawały skał, natomiast tąpnięcia powodują 1–2 wypadki na 1000 zatrudnionych. Oznacza to, że tąpnięcia powodują przede wszystkim wypadki najcięższe. Mając jednak na uwadze dużą częstość i wysoką energię wstrząsów sejsmicznych odnotowywanych w kopalniach złota, można przyjąć, że przynajmniej część wypadków zaliczonych

jako skutki zawałów skał może faktycznie wynikać z dużej aktywności sejsmicznej oraz tąpnięć, które powodują osłabienie i spękanie skał w dużym promieniu zasięgu wstrząsów.



Rys. 8. Wypadki śmiertelne w kopalniach rud złota RPA w latach 1992–2000 i ich przyczyny: 1 – tąpnięcia, 2 – zawały skał, 3 – transport, 4 – utopienie, 5 – upadek, 6 – gospodarka materiałami, 7 – zgarniarki, 8 – taśmociągi [1]

Fig. 8. Fatal accidents in gold ore mines in the RSA over the years 1992–2000, and their causes: 1 – rockburst, 2 – rock falls, 3 – transport, 4 – drowning, 5 – fall, 6 – material handling, 7 – scrapers, 8 – belt conveyor flights [1]

Australia

Specyfiką kontynentu australijskiego z uwagi na naprężenia panujące w górotworze jest znaczna przewaga składowej poziomej naprężenia w stosunku do składowej grawitacyjnej (pionowej). Sytuacja taka występuje zarówno w zagłębiach węglowych wschodniej Australii (stany: Queensland i Nowa Południowa Walia), jak i w kopalniach rud metali Zachodniej Australii.

O ile jednak niewielki udział gruboławicowych piaskowców w budowie górotworu wschodnich zagłębi węglowych oraz niezbyt duża głębokość eksploatacji złóż węglowych w tym obszarze (do ok. 500 m) wydaje się być przyczyną rzadkiego występowania i małej energii zjawisk dynamicznych (z wyjątkiem wyrzutów węgla i gazów) w kopalniach węgla, to w zachodniej Australii, gdzie w ogromnym archeozoicznym masywie granitowo-hornblendowym (800×1000 km) znajdują się kopalnie rud metali – niejednokrotnie na dużych głębokościach – tąpnięcia stanowią istotny element kompleksu zagrożeń górniczych. Ostatnio opisano siedem przypadków tąpnięć w głębokich kopalniach rud w zachodniej Australii, zaistniałych w ciągu ubiegłych dziesięciu lat [47]. Tąpnięcia te były spowodowane wstrząsem sejsmicznym i charakteryzowały się wyrzutem skał o masie od kilku do wielu setek ton. Możliwe było wyróżnienie następujących cech charakterystycznych poszczególnych tąpnięć:

- bezpośredni związek ze wstrząsem sejsmicznym (identyczność ogniska wstrząsu z miejscem wystąpienia szkód),
- wyrzut wcześniej spękanych skał wskutek pobliskiego wstrząsu sejsmicznego o magnitudzie $M = 2\div 3$,
- zniszczenie filara lub resztki eksploatacyjnej wskutek prowadzenia robót górniczych w ich bezpośrednim sąsiedztwie,
- zniszczenie filara wskutek wstrząsu sejsmicznego o ognisku położonym pod tym filarem (lub dynamiczne wciśnięcie filara w mniej wytrzymałe podłoże),
- dynamiczny poślizg na osłabiającym górotwór zaburzeniu geologicznym, takim jak uskoki lub żyły.

Tapnięcia charakteryzujące się ostatnią z wymienionych cech są najsilniejsze i mają bardzo wysoką magnitudę wstrząsu sejsmicznego (do $M = 5$).

Ze względu na charakter i wielkość skutków, tapnięcia w kopalniach rud w zachodniej Australii, można zaklasyfikować następująco:

- tapnięcia „bliskiego pola”, charakteryzujące się bliskim sąsiedztwem ogniska wstrząsu powstałego na znacznym zaburzeniu geologicznym, odznaczające się dużą masą wyrzuconych skał,
- tapnięcia „obtrzásające” – o mniejszej energii wstrząsów lecz dłuższym okresie ich trwania, charakteryzujące się poluzowaniem szeregu bloków skał stropowych i ociosowych, które były stateczne w warunkach braku wstrząsów,
- tapnięcia „konwergencyjne” – przy których wstrząs wywołuje tylko nieznaczne deformacje poprzecznego przekroju wyrobiska, bez zasadniczych uszkodzeń obudowy wyrobiska.

W podsumowaniu można stwierdzić, że tapnięcia są zjawiskiem powszechnym w górnictwie światowym i pojawiają się wszędzie tam, gdzie działalność człowieka i warunki naturalne stworzyły łącznie sprzyjające warunki do ich występowania. Przedział wytrzymałości skał na ściskanie w kopalniach, w których występują tapnięcia jest bardzo szeroki: od 0,85 MPa (Słowenia) do około 400 MPa (RPA), zaś głębokość położenia wyrobisk od powierzchni ziemi zmienia się od 60 do 4500 m.

3. WPŁYW GŁĘBOKOŚCI ORAZ SEJSMICZNOŚCI GÓROTWORU

Punktem wyjścia do oceny roli głębokości jest stwierdzenie, że podstawową statyczną przyczyną występowania tąpnięć jest koncentracja naprężeń spowodowana geometrią wyrobisk, natomiast wyjściowa wartość pionowej składowej stanu naprężenia bezpośrednio wynika z ciężaru nadkładu specyficznego dla danej głębokości prowadzenia wyrobisk. Statyczny stan wyężenia skał w bezpośrednim otoczeniu wyrobisk zależy również od pola naprężeń tektonicznych, szczególnie w obszarach, gdzie składowe poziome przewyższają wartość składowej pionowej (na przykład w zagłębieniach węglowych Wielkiej Brytanii, zagłębieniach węglowych i rudnych Australii). Znacznie mniejsze znaczenie mają zmiany siły grawitacji, wynikające z ruchu planet układu słonecznego [22], wywołujące pływy skorupy ziemskiej.

W wielu zagłębiach górniczych, w których eksploatacja trwała przez długi okres, zauważono, że tąpnięcia i aktywność sejsmiczna górotworu pojawiły się w miarę wzrostu średniej głębokości eksploatacji. Dotyczy to między innymi, zagłębia Coeur d'Alene w USA, południowoafrykańskich zagłębi złotonośnych, zagłębia Kolar Gold Fields w Indiach, Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz Zagłębia Ostrawsko-Karwińskiego.

W GZW gwałtowny wzrost liczby tąpnięć stwierdzono po II wojnie światowej, kiedy średnia głębokość eksploatacji przekroczyła około 400 m. Opracowane na podstawie długoletnich doświadczeń metody prognozowania stanu zagrożenia tąpnięciami uwzględniają – oprócz innych czynników – głębokość położenia wyrobisk górniczych [10].

W Zagłębiu Ostrawsko-Karwińskim, w miarę wzrostu głębokości eksploatacji, stwierdzono wyraźną zmianę charakteru tąpnięć. Zanikły typowe tąpnięcia naprężeniowe (pokładowe), a pojawiły się tąpnięcia zainicjowane bądź spowodowane wstrząsem sejsmicznym, powstałym wskutek załamывania się grubych kompleksów piaskowcowych, występujących w stropie eksploatowanych pokładów węgla [37].

Związana z występowaniem tąpnięć aktywność sejsmiczna górotworu przejawia się jako:

- naturalna aktywność tektoniczna w strefach współczesnych ruchów skorupy ziemskiej,
- aktywność indukowana eksploatacją górnictwem.

Naturalna aktywność występuje na przykład na Syberii, w fałdowym rejonie zagłębia Altajsko-Sajańskiego, gdzie od XVIII wieku zaczęły się silne trzęsienia ziemi [39]. Roboty strzałowe związane z prowadzeniem eksploatacji górniczej zaburzają pierwotny stan naprężeń w górotworze, co wymaga specjalnych badań w celu opracowania optymalnej technologii eksploatacji. W większości jednak obszarów górniczych świata pomimo, że niewątpliwie działają współczesne siły tektoniczne, nie występują warunki tak skrajne jak wspomniano powyżej i wstrząsy sejsmiczne można uważać w głównej mierze za rezultat prowadzonych robót górniczych. Badania z tego zakresu polegają więc na możliwie dokładnym wyjaśnieniu związków między parametrami eksploatacji i ewentualnych zaszłości górniczych a lokalizacją i energią wstrząsów.

Prowadzona w Głównym Instytucie Górnictwa wieloletnia statystyka tąpnięć w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazała, że współzależność tąpnięć i wstrząsów sejsmicznych górotworu pozwala na wydzielenie w tym obszarze, trzech typów tąpnięć, a mianowicie [31]:

1. tąpnięć pokładowych, spowodowanych przekroczeniem wytrzymałości calizny węglowej w strefie wysokiej koncentracji naprężeń,
2. tąpnięć pokładowych zainicjowanych wstrząsem sejsmicznym, lecz będących wynikiem głównie wysokiej koncentracji naprężeń w pokładzie węgla,
3. tąpnięć wstrząsowych, gdzie szkody w wyrobiskach są spowodowane w głównej mierze energią i bliskością ogniska wstrząsu sejsmicznego.

Można wysunąć hipotezę, że w miarę wzrostu średniej głębokości eksploatacji w kopalniach GZW tapania zmieniają swój charakter zgodnie z powyżej podaną klasyfikacją od 1 do 3 z tym, że obecnie tapania drugiej grupy stanowią około 70% ogółu tąpnięć.

Zagadnienie: w jakim stopniu wyrobisko może zostać uszkodzone lub zniszczone pod wpływem wstrząsu sejsmicznego, było przedmiotem licznych badań empirycznych w wielu krajach górniczych. Podsumowanie tych badań prowadzi do wniosku, że krytyczna wartość PPV (maksymalna prędkość ruchu cząstek skał wymuszonego wstrząsem), przy której następuje uszkodzenie wyrobiska, wynosi około 0,20 m/s, zaś zniszczenie wyrobiska – 0,60 m/s [32].

Wartość PPV oblicza się z równania tzw. skalowanej odległości – na podstawie odległości hipocentralnej oraz energii sejsmicznej (bądź magnitudy) wstrząsu.

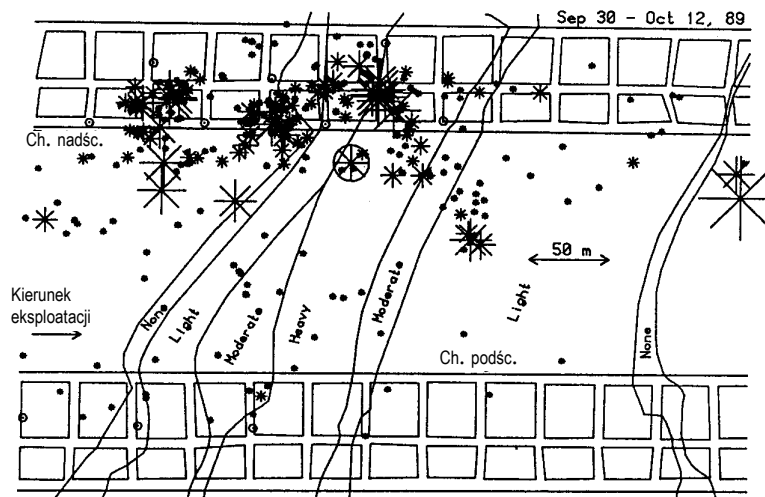
W badaniach położenia stref koncentracji naprężeń w górotworze pomocne są nowe osiągnięcia metodyczne i technologiczne z zakresu sejsmologii i sejsmoakustyki górniczej, takie jak na przykład metoda pasywnej tomografii sejsmicznej, w której wykorzystano do celów górniczych informację o prędkości „niesioną” przez wstrząsy rejestrowane przez sieć kopalnianą [9, 49].

Podstawowym zadaniem w zakresie sejsmiczności indukowanej jest ustalenie lokalizacji warstw wstrząsogennych w stropie bądź stref koncentracji naprężeń na poziomie eksploatowanego złoża – aby umożliwić ich ewentualną obróbkę geotechniczną. W kopalniach wielopoziomowych są po temu znacznie lepsze warunki ze względu na możliwość trójwymiarowego ukształtowania sieci sejsmometrycznej, co przy wykorzystaniu rejestratorów trójskładowych pozwala na dobrą dokładność lokalizacji [5].

Tradycyjne natomiast sieci płaskie, przeważające w kopalniach eksploatujących złoża jednopokładowe zarówno węgla, jak i rud metali pochodzenia osadowego – nie zapewniają na ogół zadowalającej dokładności lokalizacji pionowej, co prowadzi do przybliżonej bądź hipotetycznej lokalizacji stref koncentracji naprężeń w skałach otaczających złoża. Liczne przykłady szczegółowej lokalizacji, a następnie skutecznego strzelniczego odprężania stref skoncentrowanych naprężeń w skałach, znaleźć można w historii górnictwa rud metali w zagłębiu Coeur d’Alene [52] oraz Kolar Gold Fields [38].

Zapisy aktywności sejsmicznej górotworu towarzyszącej procesom górniczym mają ponadto inne zastosowania, a mianowicie wyjaśnienie fizycznej natury ognisk wstrząsów, kierowanie produkcją górniczą w celu zapewnienia jej bezawaryjnego przebiegu oraz bezpieczeństwa pracujących załóg górniczych (analiza ryzyka sejsmicznego oraz ryzyka tapania), wreszcie również poznanie zmienności geologicznej masywu skalnego i ustalenie lokalnych kryteriów uszkodzenia bądź zniszczenia wyrobisk górniczych w aspekcie granicznych wartości PPV [51]. Ważnym narzędziem pomocniczym w bieżącym kierowaniu eksploatacją może być również rejestracja impulsów sejsmoakustycznych w bezpośrednim sąsiedztwie prowadzonych przodków górniczych. Na rysunku 9 pokazano rozkład takich impulsów na wybiegu

ściany w kopalni węgla we wschodnim Kentucky [53], w sytuacji zbliżającego się załamania warstw stropu zasadniczego (tąpnięcia stropowego).



Rys. 9. Aktywność sejsmoakustyczna przed ścianą w kopalni węgla w Kentucky (USA) [53]

Fig. 9. Seismoacoustic activity in front of the longwall face at a coal mine, Kentucky, USA [53]

4. WPLYW SPOSOBU EKSPLOATACJI I WYPEŁNIENIA ZROBÓW

Występowanie zagrożenia tąpnięciami podczas eksploatacji złóż zarówno węglowych, jak i rudnych od dawna skłaniało inżynierów górniczych do prób modyfikacji systemu wybierania tak, aby obniżyć stopień zagrożenia. W górnictwie węglowym USA próby te przybierały charakter zaleceń wynikających bezpośrednio z doświadczenia kopalń. Zgodnie z pierwszym tego typu zaleceniem (Rice 1934), dotyczącym systemu filarowego, powinien być utrzymywany prosty front eksploatacji filarowej oraz stosowane stopy (kasztory) wypełnione skałą płoną – zamiast tzw. organów – w miejscach szczególnie narażonych [27]. Kolejne zalecenia (Holland i Thomas 1954) zostały ujęte w następujących punktach:

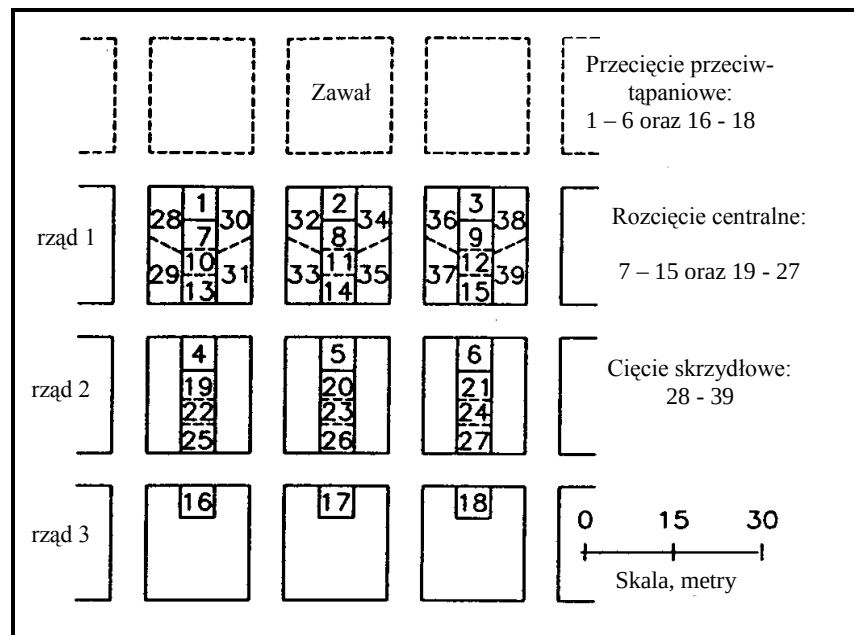
1. Czysto wybierać pole filarowe.
2. Unikać pozostawiania pojedynczych filarów poza linią podparcia.
3. Utrzymywać krótki wspornik (zawis) stropu w zrobach.
4. Nie prowadzić rozcinki w strefach ciśnienia eksploatacyjnego.
5. Nie rozcinać filarów w pobliżu frontu wybierania.
6. Przy eksploatacji warstwami nie przekraczać grubości warstwy 4,3 m.
7. Wzdłuż starych zrobów pozostawiać jeden lub dwa rzędy filarów.
8. Utrzymywać filary w jednakowej wielkości i kształcie.
9. Stosować wąskie chodniki przygotowawcze (ok. 4,3 m).
10. Zmiany parametrów systemu eksploatacji uzależniać od zaobserwowanych zafałdowań, zmian upadu oraz zmian miąższości i zwężłości pokładu.

Zmiany jakie nastąpiły współcześnie w technice górniczej, a zwłaszcza jej zmechanizowanie (np. wprowadzenie chodnikowych kombajnów bębnowych typu *continuous miner*) uniemożliwiły przestrzeganie niektórych z podanych wyżej zasad (np. drażenia chodników o szerokości 4,3 m), niemniej jednak większość z nich zachowuje swoją ważność do dzisiaj. Bezpośrednio przed upowszechnieniem się w kopalniach węglowych USA systemu ścianowego (1960) Peperakis (1958) sformułował zalecenia dotyczące głównie warunków panujących w kopalniach rejonu Sunnyside w stanie Utah. Obejmowały one następujące zasady:

1. W celu odprężenia górotworu stosować roboty strzałowe z wykorzystaniem długich otworów.
2. Przed frontem eksploatacji rozcinać większe bloki na mniejsze jednorodne filary.
3. Nie rozcinać wielkich bloków w czasie robót przygotowawczych.
4. Duże nieregularne bloki złożyć wycięte w czasie robót przygotowawczych formować przed frontem eksploatacji na regularnej wielkości bloki.
5. W celu ochrony przed skutkami tąpnięcia wprowadzić przed frontem silną obudowę dodatkową.
6. W celu minimalizacji opadu skał po tąpnięciu stosować obudowę z podatnych łuków stalowych.
7. Podsadzka hydrauliczna ogranicza transfer naprężeń podczas tąpnięcia.

Do zmiennych elementów systemu eksploatacji należy optymalna wielkość filarów, która często jest wynikiem lokalnych obserwacji praktyków górniczych. W stanie Zachodnia Wirginia zauważono na przykład, że filary węglowe o szerokości poniżej 14 m oraz powyżej 49 m nigdy nie były obiektem tąpnięcia, w związku z czym wprowadzono tzw. system wąskofilarowy, w którym podstawowe wymiary filarów były zawsze mniejsze od 14 m. Można stwierdzić, że w danych warunkach geomechanicznych był to wymiar zapewniający pokrytyczny stan filarów, podczas gdy wymiar 49 m zapewniał nieprzekraczanie krytycznego obciążenia filarów (utrzymywania filarów w stanie sprężystym).

Przy ścianowym systemie eksploatacji węgla w wariancie z kilkoma (2–5) chodnikami podścianowymi i nadścianowymi obiektem tapani są często tzw. filary łańcuchowe (*chain pillars*), znajdujące się pomiędzy poszczególnymi chodnikami przyścianowymi, podzielone przecinkami na całym wybiegu ściany. Tapania te zdarzają się zarówno w czasie prowadzenia ściany – kiedy najbardziej narażone są chodniki położone w jej bezpośrednim sąsiedztwie – jak i w czasie późniejszej fazy szybkiego wybierania samych filarów (15×30 m) kombajnami CM, kiedy tapania występują najczęściej przy krawędzi zrobów. W związku z tym w ostatnim 20-leciu opracowano nowy system wybierania filarów łańcuchowych polegający na sekwencyjnym urabianiu calizny równocześnie w 3 do 4 rzędach filarów w celu stopniowego przesuwania obciążenia nadkładem poza linię filarów, gdzie skupiona jest większość załogi i maszyn. Uproszczoną zasadę tego postępowania, w postaci karty kolejności urabiania segmentów filarów, pokazano na rysunku 10.



Rys. 10. Schemat kolejności wybierania filarów węglowych (Kentucky, USA) [53]

Fig. 10. Operational sequence for extraction of pillars (Kentucky, USA) [53]

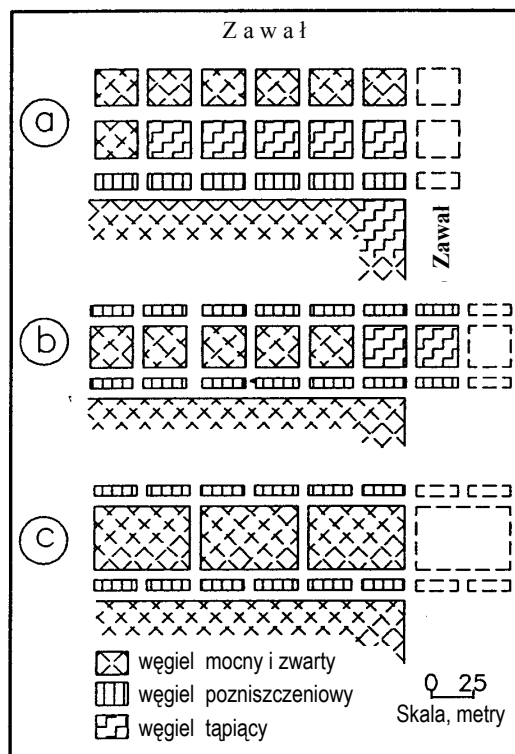
Przy wybieraniu pokładów węgla w warunkach zagrożenia tapaniami system ścianowy z wieloma chodnikami przyścianowymi **ma istotną przewagę** nad systemem z pojedynczymi chodnikami, stosowanym między innymi w Polsce. Pozwala on mianowicie w sposób planowy ukształtować układ obciążenia stropowego na poszczególne partie calizny węglowej, tak aby uniknąć tapani w wyrobiskach, w których aktualnie pracuje załoga i maszyny. Uwzględnia się przy tym trzy możliwe warianty zagrożenia, a mianowicie:

- tapania występują przed frontem ściany,
- tapania występują po przejściu ściany,
- nie było tapani w strefie frontu ścianowego.

Wymienionym trzem przypadkom odpowiadają trzy różne optymalne układy filarów łańcuchowych pokazane na rysunku 11. Trzeci z nich ma za zadanie stworzyć wstępne warunki do bezpiecznego wybierania filarów łańcuchowych po przejściu ściany i został stworzony dla warunków, gdzie dotychczas tapania występowały wyłącznie podczas wybieraniu tych filarów.

Z doświadczeń polskiego górnictwa węglowego (kopalnia „Mysłowice”) na podkreślenie zasługuje przypadek wybierania grubego (20 m) pokładu zagrożonego tapaniami (pokł. 510) na głębokości 500 m, w otoczonym zrobami filarze o wymiarach 1200×300 m, w warunkach koniecznej ochrony powierzchni [40]. Ten szczególnie trudny projekt zrealizowano, prowadząc w pierwszym etapie eksploatację podsadzkową dolnej warstwy o grubości 3 m, odpężającą cały pokład. Eksploatacji towarzyszyły pomiary aktywności sejsmicznej (4500 wstrząsów o magnitudzie od

0,18 do 2,17) oraz otworowe pomiary deformacji stropu do 80 m ponad pokładem – co pozwalało ocenić stopień zagrożenia w kolejnych fazach eksploatacji, zaś strefy szczególnego zagrożenia zlokalizowano metodami tomografii sejsmicznej oraz mikrograwimetrii. Modyfikacje systemu eksploatacji w miejscach podwyższonego poziomu zagrożenia polegały na zmianie wysokości ściany, jednostkowej objętości podsadzki, liczby i szerokości wyrobisk w warstwie wyższej oraz doborze parametrów strzelań profilaktycznych.

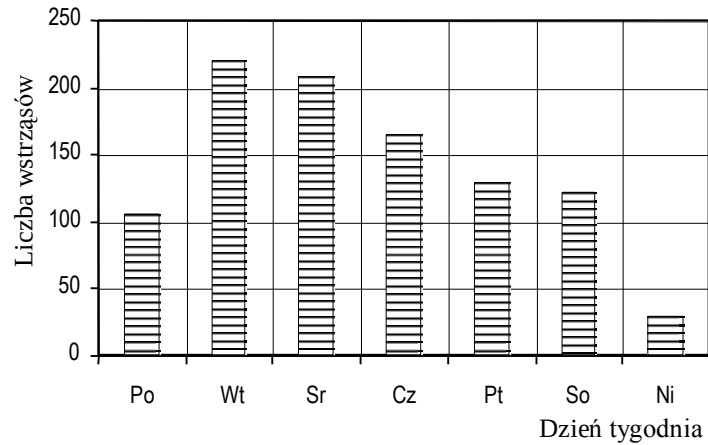


Rys. 11. Przykład trzech układów chodników przyścianowych (Kentucky, USA) [53]

Fig. 11. Example of three configurations of longwall entries (Kentucky, USA) [53]

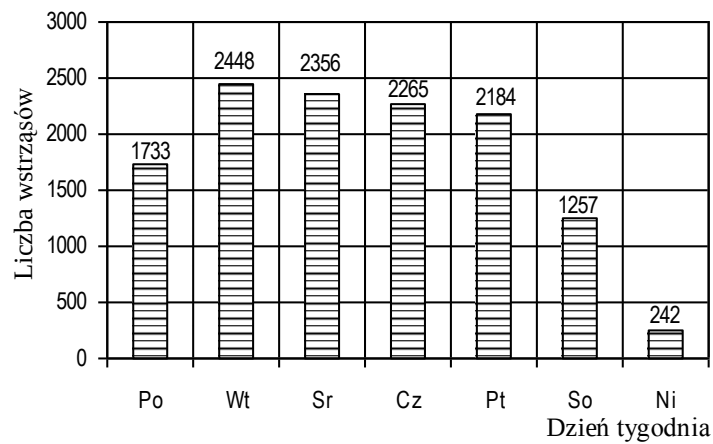
Istotnym, ostatnio zbadanym, elementem systemu eksploatacji pokładów węgla mającym poważny wpływ na liczbę i energię wyemitowanych wstrząsów sejsmicznych górotworu – a co za tym idzie i poziom zagrożenia tąpnięciami – jest regularność czasowa postępu frontu ścianowego. Jak wykazują badania teoretyczne, jak i wieloletnie obserwacje w kopalniach – prędkość przemieszczeń poziomych skał górotworu stropowego narasta skokowo w miarę przerywania eksploatacji i ponownego jej uruchamiania, na przykład w związku z cotygodniowymi sobotnio-niedzielnymi przerwami w pracy [15, 63]. Na rysunku 12 pokazano całkowitą liczbę wstrząsów w kopalni Niederberg w Zagłębiu Ruhry [17] w rozbiciu na dni tygodnia, za lata 1995–1999, zaś na rysunkach 13 i 14 podobny przykład z kopalni „Rydułtowy”

(odpowiednio: liczba wstrząsów i energia wstrząsów) [8], za okres 1988–1998. Przytoczone przykłady przemawiają na rzecz regularnego całotygodniowego postępu ścian węglowych – jako środka ograniczającego anomalie występowania wstrząsów oraz przyrosty zagrożenia tapaniami w środku tygodnia.



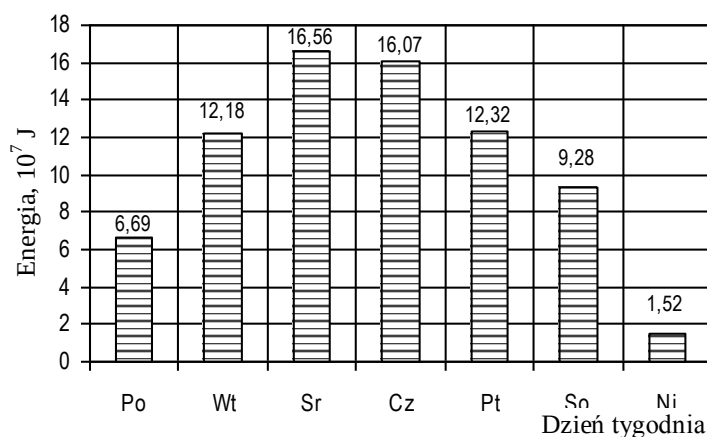
Rys. 12. Tygodniowy rozkład wstrząsów w kopalni Niederberg w zagłębiu Ruhry w latach 1995–1999 [17]

Fig. 12. Weekly distribution of tremors at Niederberg mine in the Ruhr basin, over the years 1995–1999 [17]



Rys. 13. Tygodniowy rozkład wstrząsów w kopalni „Rydułtowy” w latach 1988–1998 [8]

Fig. 13. Weekly distribution of tremors at Rydułtowy mine, over the years 1988–1998 [8]



Rys. 14. Tygodniowy rozkład sumarycznej energii wstrząsów w kopalni „Rydułtowy” w latach 1988–1998 [8]

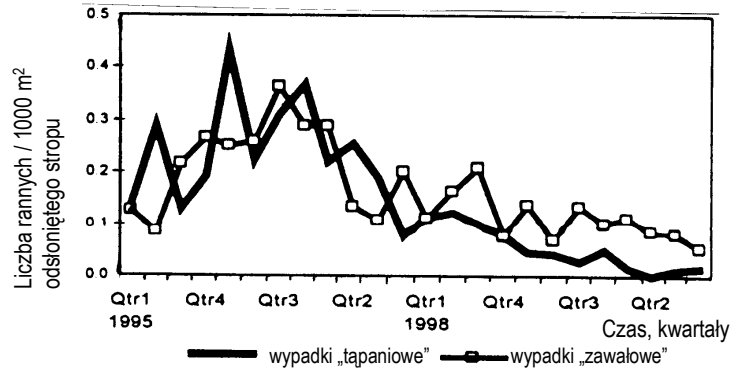
Fig. 14. Weekly distribution of total energy of tremors at Rydułtowy mine, over the years 1988–1998 [8]

W górnictwie rud metali są również modyfikowane systemy eksploatacji w celu ograniczenia zagrożenia wstrząsami i tąpnięciami. Najprostszą ich formą jest dostosowanie intensywności eksploatacji do dopuszczalnego poziomu zagrożenia sejsmicznego. W kopalni El Teniente (Chile) opracowano „indeks aktywności górniczej” obejmujący różne warianty systemu eksploatacji i skorelowano go empirycznie z aktywnością sejsmiczną – co pozwala na utrzymywanie jej na ustalonym, nieprzekraczalnym poziomie [12]. W chińskich kopalniach rud masowo stosuje się roboty strzałowe w celu odprężania zagrożonych partii górotworu, wytwarzając w ich miejscu upodatnione strefy *quasi*-plastyczne [61]. System eksploatacji został więc uzupełniony o stały element, jakim są roboty profilaktyczno-odprężające.

W kopalni złota TauTona (RPA) eksploatującej systemem ścian podłużnych dwie pokładowe żyły rudy na głębokości od 1593 (żyła VCR) do 3456 m (żyła CLR), przy nachyleniu obu żył wynoszącym 21° – rozpoczęto w 1995 roku intensywne próby z podsadzką jako środkiem zmniejszającym zagrożenie tąpnięciami. Ze względu na częste tąpnięcia, ściany prowadzi się w układzie „do pola” w celu ochrony chodników przed zniszczeniem, zaś pomiędzy ścianami pozostawia się 40-metrowej szerokości filary stabilizujące, z takim ich umiejscowieniem, aby obejmowały – o ile to możliwe – strefy większych zaburzeń i nieciągłości geologicznych, w których dotychczas najczęściej występują silne tąpnięcia. Szerokość filarów stabilizujących została powiększona z 20 do 40 m w celu zapobieżenia rozłamywaniu wąskich filarów – co zdarzało się uprzednio (w latach 1980–1985).

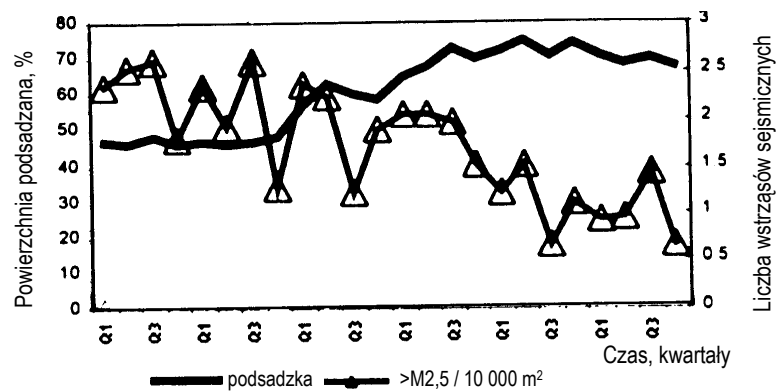
Wprowadzenie podsadzania ścian, najpierw na sucho (odpady skalne), a następnie hydraulicznie (odpady z przeróbki) przyczyniło się do zdecydowanego zmniejszenia aktywności sejsmicznej górotworu oraz liczby występujących tąpnięć. Na rysunku 15 pokazano spadek liczby uszkodzeń ciała w kopalni TauTona przypadających na

1000 m² odsłoniętego stropu w latach 1995–1998 (oddzielnie dla wypadków spowodowanych tąpnięciem oraz opadem skał). W omawianym okresie nastąpił wzrost procentowego udziału podsadzki w wybieranym złożu z 45 do 70%, a także skrócenie odsłoniętej przestrzeni po wybiegu (odległości podsadzki od frontu urabiania) poniżej 4,5 m. Na rysunku 16 przedstawiono spadek kwartalnej liczby silnych wstrząsów ($m > 2,5$) w omawianym okresie oraz wzrost procentowego udziału podsadzki w wypełnieniu zrobów [48].



Rys. 15. Natężenie wypadków związanych z ruchem skał w kopalni TauTona w RPA w latach 1995–1998 [48]

Fig. 15. Intensity of accidents connected with rock movements at Tau Tona mine, RSA, over the years 1995–1998 [48]



Rys. 16. Spadek liczby wstrząsów przy wzroście powierzchni podsadzanej (kopalnia TauTona, RPA) [48]

Fig. 16. Decrease of the number of tremors at increasing the backfilled area (Tau Tona mine, RSA) [48]

5. MONITOROWANIE ZAGROŻENIA ORAZ ZAPOBIEGANIE TĄPANIOM

Monitorowanie zagrożenia tąpaniami zaczyna się w momencie projektowania eksploatacji – przez badania skłonności węgla lub innej kopaliny do magazynowania energii sprężystości oraz gwałtownego jej wydzielania w momencie rozpadu. Istnieje wiele metod laboratoryjnych oraz wskaźników opisujących dynamiczne własności skał i umożliwiających – w pewnym stopniu – prognozę skłonności do tąpań partii złożeń przewidzianych do eksploatacji [3, 62]. W ostatnim okresie zyskują na popularności metody oceniania skłonności skał do tąpań według czasu ich dynamicznego rozpadu oraz tzw. modułu spadku, czyli nachylenia do osi odciętych opadającej części krzywej pokrywczego rozpadu próbek ściskanych jednoosiowo. Bardziej zbliżoną do skali naturalnej prognozę uzyskuje się, stosując wiercenia testowe (metoda pomiaru jednostkowej objętości zwiercin) w strefach koncentracji naprężeń eksploatowanego złoża (głównie węglowego), a także pomiary aktywności sejsmoakustycznej w strefach położonych przed frontem eksploatacji – o ile to możliwe – połączone z lokalizacją miejsc wystąpienia poszczególnych impulsów [53] (rys. 9). W przypadku zagrożenia wynikającego z nagłego, niekontrolowanego załamania się stropu, istotnym elementem systemu monitoringu jest pomiar prędkości osiadania stropu zasadniczego – prowadzony przez pionowe otwory małośrednicowe wykonane w stropie. Najdokładniejszymi jednak współcześnie metodami monitorowania położenia stref koncentracji naprężenia w górotworze jest tomografia sejsmiczna – wymagająca „obramowania” badanego pola wyrobiskami umożliwiającymi dostęp do punktów zamierzonego wzbudzenia oraz odbioru impulsów, a także sejsmologiczna tomografia pasywna – wykorzystująca banki danych o wstrząsach sejsmicznych do określenia pola prędkości w obrębie rozpatrywanego bloku górotworu [49]. Zapobieganie występowaniu tąpień w kopalniach węgla polega na:

- profilaktyce na etapie projektowania eksploatacji,
- strzelaniu odprężającym w pokładzie,
- strzelniczym lub hydraulicznym szczelinowaniu mocnych warstw stropowych,
- wtłaczaniu wody do pokładu,
- wtłaczaniu wody do skał stropowych [62],
- dostosowaniu średniego postępu ścian do stopnia zagrożenia,
- regularnym całotygodniowym postępie ścian [8],
- wzmocnieniu obudowy wyrobisk w strefie ciśnienia eksploatacyjnego.

W kopalniach rud metali monitorowanie stanu zagrożenia odbywa się najczęściej przez obliczanie bieżącej wartości jednego ze wskaźników równowagi. Przykładem może być wskaźnik ERR opracowany w kopalniach złota Południowej Afryki, a stosowany również w zagłębiu Coeur d’Alene [60]. Wartość tego wskaźnika – wyrażającego zmianę energii na jednostkę postępu frontu eksploatacji – oblicza się jako połowę iloczynu sumy sił działających na dany blok górotworu oraz zmiany jego konwergencji – przypadającej na jednostkę powierzchni wybieranego bloku. Śledzenie zmian tej wielkości pozwala na ocenę poziomu zagrożenia tąpaniami, jak również

ocenę wpływu zmian w systemie eksploatacji (np. parametry podsadzki) lub zmian w geologii złoża – na poziom zagrożenia.

Tapaniom pokładowym w kopalniach złota w RPA zapobiega się głównie przez stosowanie strzelań odpężających w przodku – przed rozpoczęciem cyklu urabiania. W ten sposób poszerzeniu do około 3,0 m ulega pas spękanych kwarcytów złożowych (przy grubości złoża $1,0 \div 1,5$ m) – co znacznie ogranicza lub całkowicie wyklucza występowanie tapnięć w przodkach ścianowych [59]. W innych wielkich zagłębiach rudnych natomiast (np. Coeur d'Alene w USA) podstawową formą profilaktyki tapaniowej jest stosowanie podsadzki.

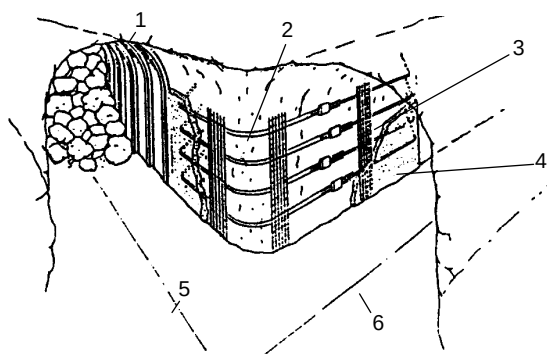
6. ROLA OBUDOWY W ZAPOBIEGANIU SKUTKOM TAPAŃ

W górnictwie panuje powszechne przekonanie, że obudowa nie jest w stanie zapobiec wystąpieniu tapnięcia, może jednak w znacznym stopniu ograniczyć jego skutki w wyrobiskach. Najlepszym przykładem skutecznego zabezpieczenia wyrobiska korytarzowego przed skutkami tapnięć jest system zaporowego zabezpieczenia chodników odstawczych wypracowany w kopalni El Teniente (Chile) [34]. Składa się on z czterech współpracujących ze sobą elementów obudowy, mianowicie:

- kotwi stalowych wklejanych na całej długości,
- siatki stalowej z grubego drutu, o oczku 10 cm,
- ciągów napiętych lin stalowych podtrzymujących siatkę,
- dodatkowej powłoki z betonu natryskowego o grubości około 10 cm.

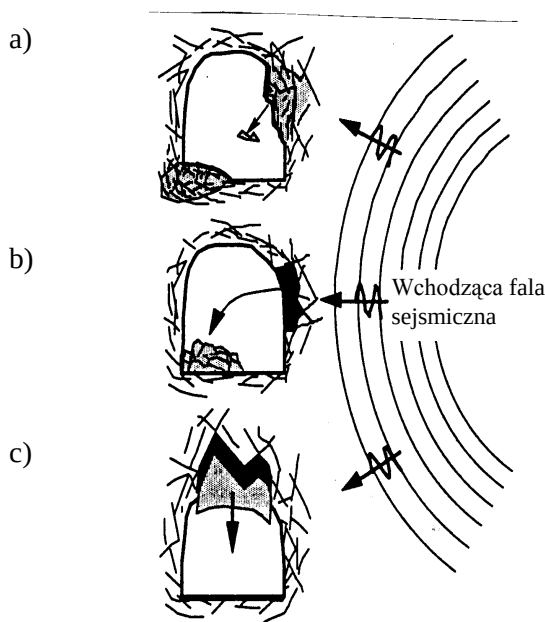
System ten zilustrowano na rysunku 17. W szeregu przypadków zaistniałych tapnięć stwierdzono, że chodniki zachowują nadal swoją funkcję – przy zmniejszonej nieco średnicy przekroju poprzecznego wyrobiska (o ok. 1 m), co jest skutkiem wyhamowania pędu skał ociosowych i stropowych w czasie tapnięcia, przez kotwie i system siatki z linami.

Podstawą doboru obudowy, mającej zabezpieczyć wyrobisko w istotnym stopniu przed skutkami tapnięć, jest analiza dynamicznego oddziaływania na nią mas skalnych odspojonych od calizny w czasie tapnięcia. Zakłada ona kolejno: wyzwajające tapnięcie działanie wstrząsu sejsmicznego, zniszczenie fragmentu calizny otaczającej przekrój poprzeczny wyrobiska, masę, prędkość i drogę przemieszczanych dynamicznie mas skalnych, wreszcie – ich uderzenie w obudowę o znanej charakterystyce podatnościowej i maksymalnej nośności. Szkic ideowy rozpadu masywu skalnego otaczającego wyrobisko pokazano na rysunku 18 [29]. Przybliżona znajomość parametrów dynamicznych typowego tapnięcia w danej kopalni umożliwia zaprojektowanie i wykonanie obudowy zaporowej, która będzie w stanie uchronić wyrobisko przed zniszczeniem albo znacznie ograniczyć wielkość i zasięg szkód spowodowanych przez tapnięcie [30]. Dla doboru trafnego rozwiązania obudowy duże znaczenie mają obserwacje kopalniane oraz opisy zachowania się różnych rodzajów obudowy podczas zaistniałych tapnięć [14, 21, 50].



Rys. 17. Czteroskładnikowa kotwiona obudowa zaporowa w kopalni El Teniente (Chile): 1 – komora podbierkowa (5 odrzwi stalowych), 2 – liny stalowe $\varnothing 0,6''$ (wytrzymałość na rozciąganie 0,1 MN), 3 – siatka stalowa zgrzewana (ACMA 3020), 4 – beton natryskowy (grubość 10 cm), 5 – przecinka, 6 – chodnik odstawczy [34]

Fig. 17. Four-component resistance roof bolting at El Teniente mine (Chile): 1 – underworking chamber (5 steel frames), 2 – 0.6" dia steel ropes (tensile strength 0,1 MN), – welded steel net (ACMA 3020), 4 – shotcrete (10 cm thick), 5 – cross heading, 6 – conveyor road [34]



Rys. 18. Schemat niszczenia wyrobiska przez wstrząs i tąpnięcie: a – wzrost objętości skał wskutek spękania, b – wyrzucenie skał wskutek transferu energii sejsmicznej, c – zawalenie stropu wskutek wstrząsu sejsmicznego [29]

Fig. 18. Scheme of destruction of an apening by tremor and rockburst: a – increase of rock volume due to cracking, b – rock outburst in consequence of seismic energy transfer, c – roof fall as a result of seismic tremor [29]

W kopalniach węgla kamiennego, gdzie wyrobiska wykonane są w skałach o małej lub średniej wytrzymałości – pierwszorzędne znaczenie dla ochrony załóg przed skutkami tąpnięć ma powiązanie obudowy łukowej z górotworem za pomocą kotwi bądź w ogóle zastąpienie obudowy odrzwiowej kotwioną, która znacznie wydajniej hamuje rozdrabnianie i ruch mas skalnych do wyrobiska. W kopalniach stosujących system ścianowy z chodnikami o przekroju prostokątnym (w USA) dobre wyniki uzyskiwano przy stosowaniu stosów wypełnionych skałą płonną lub łącznym stosowaniu obudowy podporowej i kotwienia górotworu [27]. Badania i obserwacje zachowania się różnych rodzajów obudowy chodnikowej w czterech zagrożonych tąpnięciami kopalniach węgla w stanie Utah (USA) na głębokości 450÷760 m pod górską powierzchnią – co znacznie nasila przejawy ciśnienia górotworu – wykazały ponadto, że duże znaczenie dla ochrony chodników przed skutkami tąpnięć mają [6]:

- podatność systemów obudowy (zarówno podporowej, jak i kotwionej),
- pokrytyczne (podatne, wąskie) filary węglowe tworzone wzdłuż chodników przyścianowych.

W tym świetle dużą wartość mają doświadczenia południowoafrykańskiego górnictwa złota, dotyczące kotwi podatnych (*cone-bolts*), a także europejskie doświadczenia ze stalowymi łukowymi obudowami podatnymi.

7. DYNAMICZNE ZJAWISKA O WIELKIEJ SKALI ORAZ SEJSMICZNOŚĆ POEKSPLOATACYJNA

Wieloletnia działalność górnicza, a zwłaszcza eksploatacja wielopoziomowa, prowadzić może do zjawisk dynamicznych w skali mega, takich jak zapadliska sięgające z głębi skorupy ziemskiej aż do powierzchni. W kopalniach eksploatujących żyły kwarcu złotonośnego w południowych Indiach (zagłębie Kolar Gold Fields) w drugiej połowie XX wieku zanotowano siedem takich zjawisk [38], którym towarzyszyły wstrząsy sejsmiczne o wielkości sięgającej od 4,5 do 5,0 w skali Richtera oraz liczne zniszczenia zarówno w strukturze kopalń, jak i na powierzchni. Wstrząsy te zostały zanotowane przez sejsmografy w odległości do 760 km od zagłębia górniczego.

Podobne zjawisko wystąpiło podczas eksploatacji złóż soli potasowych w rejonie Górnej Kamy w zachodnim Uralu. W dniu 9 stycznia 1995 roku w kopalni Solikamsk-2 wystąpił indukowany robotami górniczymi wstrząs sejsmiczny o magnitudzie 4,7. Towarzyszyło mu zapadnięcie się nadkładu złoża aż do powierzchni na obszarze 600×600 m oraz osiadanie powierzchni o wielkości 4,5 m na obszarze o wymiarach 700×850 m. Epicentrum wstrząsu pokrywało się z północno-wschodnią granicą kopalni. W związku z wysokim zasięgiem deformacji nieciągłych w obrębie zapadliska i zniszczeniem ciągłości nieprzepuszczalnych warstw w nadkładzie, wyłonił się problem zagrożenia zatopieniem wyrobisk całej kopalni.

Przez kilka lat po wystąpieniu tego zjawiska w kopalni stwierdzano uszkodzenia bądź zniszczenia filarów, konwergencję wyrobisk i wzmożoną lokalną aktywność sejsmiczną, pojawiło się również zagrożenie dla sąsiedniej kopalni Solikamsk-1.

Wstrząs i jego geomechaniczne następstwa wywołały nie tylko migrację wód podziemnych, lecz również wypływy gazów (mieszaniny metanu z wodorem, dwutlenku węgla, tlenu węgla i innych), co zagroziło nie tylko egzystencji miejscowych kopalń, lecz także bezpieczeństwu mieszkańców osiedli położonych w najbliższym obszarze [44]. Można przeto w tym wypadku mówić o zagrożeniach skojarzonych o znacznie szerszym zasięgu niż łącznie występujące zagrożenia górnicze [28].

Omówione powyżej w skrócie zdarzenia wywołują nieuniknioną refleksję o konieczności przewidywania zasięgu wpływów działalności górniczej, związanej zwłaszcza ze zjawiskami dynamicznymi w górotworze.

Autorzy podręczników z zakresu górnictwa i geomechaniki, wydanych w pierwszej połowie XX wieku, przypuszczali, że pływy skorupy ziemskiej oddziałują na tąpnięcia w głębokich kopalniach. Jak wiadomo chodzi tu o cyklicznie występujące siły wywołane grawitacyjnym przyciąganiem Słońca i Księżyca, które mogłyby wyzwać wstrząsy sejsmiczne powstające wskutek zwiększenia naprężeń występujących w skorupie ziemskiej w wyniku działalności górniczej. Gdyby istniała taka ewentualność, występowanie wstrząsów mogłoby być skutecznie prognozowane, bowiem pływy są dokładnie przewidywalne. Szczegółowe badania i analizy [22] wykazały jednak, że nie wykluczając pewnych związków małych przyrostów naprężenia w litosferze spowodowanych pływami z występowaniem niektórych wstrząsów sejsmicznych na obszarach górniczych – analiza statystyczna znanych przypadków nie wykazuje jednak istotności tych związków.

Długotrwała działalność górnicza skupiona na określonym obszarze może wywoływać wstrząsy sejsmiczne nawet po zamknięciu kopalń. Jest to spowodowane niecałkowitym zrównoważeniem się skorupy ziemskiej w rejonach dawnych robót górniczych. Przykładem są wstrząsy jakie wystąpiły w zagłębiu Kolar Gold Fields w Indiach, gdzie działalność górniczą zakończono w latach dziewięćdziesiątych XX wieku. Na obszarze tym po zakończeniu robót górniczych stwierdzono zanikającą powoli aktywność sejsmiczną.

W latach 1997–1999 na przykład w lokalnej sieci sejsmometrycznej zanotowano ogółem 609 wstrząsów o różnej energii sejsmicznej i lokalizacji ognisk. Stwierdzono, że są one w głównej mierze spowodowane bądź zainicjowane migracją wód opadowych wgłąb górotworu, co powoduje osłabienie skał znajdujących się w stanie wysokiego wyężenia wokół dawnych wyrobisk górniczych. Trudno jest określić jak długo może trwać proces całkowitego uspokojenia się górotworu, co spowodowałoby ustanie aktywności sejsmicznej. Stąd konieczne jest utrzymywanie sieci sejsmicznych w dawnych obszarach górniczych – do śledzenia częstości i intensywności sejsmicznej aktywności poeksploatacyjnej.

8. WNIOSKI

1. Aktywność sejsmiczna górotworu i tąpnięcia są zjawiskami powszechnymi w górnictwie światowym i występują wszędzie tam, gdzie wysokie naprężenia w skorupie ziemskiej i znaczna wytrzymałość skał, prowadzą do ich dynamicznej

go niszczenia. Występowanie tąpnięć w kopalniach ma miejsce na wszystkich pięciu kontynentach (Europa, Azja, Ameryka, Afryka i Australia) i dotyczy najczęściej głębszych partii kopalń węgla kamiennego oraz głębokich kopalń rud metali.

2. Aktywność sejsmiczna górotworu oraz zagrożenie tąpnięciami są ogólnie przewidywalne na podstawie badania własności mechanicznych skał i pomiarów naprężeń w górotworze, mogą być także skutecznie monitorowane przy zastosowaniu regionalnej sieci sejsmometrów, lokalnego układu odbiorników sejsmoakustycznych (geofonów), wierceń testowych w złożu przed frontem eksploatacji, pomiarów prędkości osiadania stropu zasadniczego i innych metod. Szczególnie przydatne są metody lokalizacji położenia stref występowania wysokich naprężeń w górotworze, a mianowicie tomografia sejsmiczna oraz sejsmologiczna tomografia pasywna.
3. W wielu zagłębiach górniczych występowanie tąpnięć miało swój początek po przekroczeniu pewnej, charakterystycznej dla skał tego zagłębia, głębokości eksploatacji. Dla skał osadowych formacji węglonośnych, pomimo występowania węgla nawet na dużych głębokościach, nigdzie nie udało się prowadzić wydobywania poniżej poziomu około 1500 m, co ma bezpośredni związek ze skrajnie wysokim nasileniem tąpnięć na tej głębokości.
4. Współcześnie działające w skorupie ziemskiej siły tektoniczne nie mają istotnego wpływu na występowanie tąpnięć, nawet w obszarach, gdzie naprężenie poziome kilkakrotnie przewyższa składową grawitacyjną (wschodnia Australia, Anglia). Jedynym znanym autorowi wyjątkiem są kopalnie fosforytów na półwyspie Kola w Rosji.
5. Sposób eksploatacji złożeń i kierowania stropem ma znaczny wpływ na częstość występowania oraz energię tąpnięć. Powszechnie stwierdza się korzystny wpływ łagodnego i ograniczonego opuszczania stropu (podsadzka, upodatkowane filary resztkowe) na ograniczenie zagrożenia tąpnięciami. Ostatnie badania wykazały ponad wszelką wątpliwość korzystny wpływ regularnego, całotygodniowego postępu frontu eksploatacji na ograniczenie liczby i energii wstrząsów sejsmicznych górotworu.
6. Najbardziej powszechnym sposobem monitorowania zagrożenia tąpnięciami są rejestracje lokalizacji i energii źródeł wstrząsów sejsmicznych w regionalnych bądź lokalnych sieciach sejsmologicznych. Analiza struktury naruszonego górotworu na tej podstawie uwarunkowana jest jednak należyłą dokładnością wyznaczania lokalizacji pionowej źródeł – co często nie jest możliwe w sieciach płaskich, związanych ze złożami osadowymi. Sieci sejsmiczne należy utrzymywać przez wiele lat po zakończeniu eksploatacji złoża w danym rejonie – ze względu na sejsmiczną aktywność poeksploatacyjną i konieczność zachowania materiału dowodowego w przypadku procesów sądowych o odszkodowanie z tytułu szkód wyrządzonych wstrząsami.
7. Wśród metod aktywnej profilaktyki tąpniowej częstością stosowania wyróżniają się najtańsze metody odprężania robotami strzałowymi, o często niekontrolowanych skutkach w górotworze. Na szerokie upowszechnienie zasługują natomiast

nowoczesne **technologie inżynierii stropów**, szczególnie ich ukierunkowane hydrauliczne szczelinowanie.

8. W przeciwieństwie do kopalń rud metali, w górnictwie węglowym często niedoceniana jest rola obudowy wyrobisk korytarzowych – jako środka zapobiegającego niszczącym skutkom tąpnięć. Do najbardziej zalecanych sposobów unikania wypadków, związanych z tąpnięciami w tych wyrobiskach, należy zaliczyć przykotwianie odrzwi obudowy łukowej do górotworu oraz zamianę obudowy odrzwiowej na kotwioną – co sprawdziło się wielokrotnie, szczególnie w kopalniach węglowych w USA oraz Francji.

Literatura

1. Adams D.J., van der Heever P.: *An overview of seismic research co-ordinated by SIMRAC since its inception*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
2. Arabasz W.J., Nava S.J., Phelps W.T.: *Mining seismicity in the Wasatch Plateau and Book Cliffs coal mining districts*. Utah, USA. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
3. Bicz J.A.: *Metody prognoza udaropasności plastów*. Ugol 1994 nr 7.
4. Bräuner G.: *Rockbursts in coal mines and their prevention*. Balkema 1994.
5. Brink A.Z., O'Connor D.M.: *Research on the prediction of rockbursts at Western Deep Levels*. J. South Afr. Inst. Min. Met. 1983 (Jan.).
6. DeMarco M.J., Barron L.R., Kneisley R.O.: *comparative analysis of longwall gateroad design in four deep, Bump-Prone Western U.S. Coal Mines*. 12th Conf. Ground Control in Mining. WVU, Morgantown 1993.
7. Domański B., Gibowicz S.J., Wiejacz P.: *Source time functions of seismic events induced at a copper mine in Poland: Empirical Green's function approach in the frequency and time domains*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
8. Drzęzła B.: *Geomechaniczne i ekonomiczne aspekty przerw w eksploatacji górniczej*. Prace Naukowe GIG, Seria: Konferencje 2002 nr 41, s. 85-93.
9. Dubiński J.: *Geomechanical and geophysical aspects of the seismicity and rockbursts in N-303 longwall of Bielszowice coal mine*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
10. Dubiński J., Konopko W.: *Tąpnięcia: ocena, prognoza, zwalczanie*. Katowice, GIG 2000.
11. Dunlop R., Gaete S.: *Controlling induced seismicity at El Teniente Mine: The Sub6 sector case history*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
12. Dunlop R., Gaete B.S.: *An estimation of the induced seismicity related to a caving method*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
13. Durrheim R.J.: *Management of mining-induced seismicity in ultra-deep South African Gold Mines*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
14. Durrheim R.J., Handley M.F., Haile A., Roberts M.K.C.: *Rockburst damage to tunnels in a deep South African gold mine caused by $M_s = 3.6$ seismic event*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
15. Dżegniuk B., Sroka A.: *Prędkość i przyspieszenie procesu osiadania w aspekcie przerw w prowadzeniu eksploatacji górniczej*. Prace Naukowe GIG, Seria: Konferencje 2002, nr 41, s. 105-110.
16. Ebrahim-Trollope R.: *Gutenberg-Richter relationship and mine-induced seismicity as observed at the African Rainbow Minerals Mines – Klerksdorp*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
17. Fritschen R.: *Prognose bergbauinduzierter Erderschütterungen im deutschen Steinkohlenbergbau*. Freiberg, TU Bergakademie (rozprawa doktorska).
18. Ghose A.K.: *Bumps and rockbursts in Indian Coal Mines – an overview*. W: Rockbursts - Global Experiences. Edit. A.K. Ghose, H.S. Seshagiri Rao. Oxford & IBH Publ. Co., N. Delhi-Bombay.
19. Glazer S.N.: *Applied mine seismology: A Vaal Reefs perspective*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
20. Hagan T.O., v.Z. Brink A.: *Ideas for seismic risk assessment in South African Gold and Platinum Mines*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
21. Haile A.T.: *Observations of the dynamic performance of South African tunnel support systems*. Proc. Conf. Rock Support and Reinforcement in Practice, Balkema 1999.

22. Handley M.F.: *The significance of Earth Tides as a trigger of seismicity in deep level mines*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
23. Haramy K.Y., Kneisley R.O., Brady B.T.: *Analysis of major failure through integration of static and dynamic rock mechanics investigation*. 7th Int. Conf. Ground Control in Mining, WVU, Morgantown.
24. Haramy K.Y., Magers J.A., McDonnell J.P.: *Mining under strong roof*. 7th Int. Conf. Ground Control in Mining, Morgantown, WVU 1988.
25. Haramy K.Y., McDonnell J.P.: *Causes and Control of Coal Mine Bumps*. BoM RI 9225, 1988.
26. Hudyma M.R., Mikula P.A.: *Quantifying seismic hazard using neural networks*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
27. Iannacchione A.T., Marco M.J.: *Optimum mine designs to minimize coal bumps: A review of past and present U.S. practices*. Conf. Deposit Expl. in Natural Hazard Conditions. Kraków, Wydaw. AGH 1991.
28. Kabiesz J.: *Charakterystyka skojarzonych zagrożeń górniczych w aspekcie ich oceny oraz doboru metod prewencji*. Prace Naukowe GIG 2002 nr 849.
29. Kaiser P.K., Maloney S.M.: *Ground motion parameters for design of support in burst-prone ground*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
30. Kidybiński A.: *Design criteria for roadway supports to resist dynamic loads*. J. Mining & Geological Engng 1986 Vol. 4, s. 91–109.
31. Kidybiński A.: *Geomechaniczna klasyfikacja tępań w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym – środki zabezpieczenia wyrobisk korytarzowych*. Przegląd Górniczy 1994 nr 2, s. 11–13.
32. Kidybiński A.: *Kryteria uszkodzenia lub zniszczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych wskutek wstrząsów*. Bezp. Pracy i Ochr. Środ. w Górn. 1999 nr 5 (57).
33. Kidybiński A., Amartin J.P., Takla G.: *Tapnięcie spagowe w kopalni Merlebach – przyczyny i środki zapobiegawcze na przyszłość*. Prace Naukowe GIG, Seria: Konferencje 2001 nr 39, s. 69–74.
34. Kidybiński A., Smółka J., Nierobisz A., Rojas E.: *Rozwiązania systemów obudowy kotwionej stosowane w kopalni El Teniente dla ochrony wyrobisk przed skutkami tępań*. Prace Naukowe GIG, Seria: Konferencje 1995 nr 1, s. 101–125.
35. Kneisley R.O.: *Microseismic data analysis of failure occurrence in a deep*. Western U.S. Coal Mine: A Case Study. BoM RI 9228, 1988.
36. Konečný P.: *Mining-induced seismicity and rockbursts in the Czech part of the Upper Silesian Coal Basin*. UN ECE Seminar on Rock Bursts and Sudden Outbursts. St. Petersburg. Genewa Wydaw. ONZ ECE 1993.
37. Konečný P.: *Changes of nature of rockbursts with increasing mining depth in Czech part of Upper Silesian Coal Basin*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
38. Krishna Murthy R., Nagarajan K.S.: *Rockbursts in Kolar Gold Fields*. Conf. Mining Practice, Rockburst Hazard, Rock Mechanics, Febr., Edit. Bharat Gold Mines Ltd. 1988.
39. Kurlenya M.V., Yeryomenko A.A.: *Features of ore mining in Siberia under conditions of seismic-active folded region*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
40. Lasek S., Matwiejszyn A., Ptak M.: *Completing exploitation with hydraulic backfilling in conditions of coexisting natural hazards: A case study*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
41. Li S.L., Guo R.: *Development of rockburst research for metal mines in China*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
42. Luo X., Hatherly P., Ross J.: *Microseismic mapping of floor fracturing for longwall planning at South Blackwater Colliery (Australia)*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
43. Mahtab M.A.: *Rockbursts in Kolar Gold Fields in India*. Rep. to the USBM 1990 Jan.
44. Malovichko A.A., Shulakov D.Y., Dyaguilev R.A., Sabirov R.H., Ahmetov B.S.: *Comprehensive monitoring of the large mine-collapse at the Upper Kama potash deposit in Western Ural*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
45. Mayer J., Mavec M., Kočevár M., Uran B.: *Seismicity pattern in the Velenje coal mine, Slovenia*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
46. McMahon T.: *Rock burst research and the Coeur d'Alene District*. BoM. IC 9186, 1988.
47. Misich I., Lang A.: *Examples of rockburst damage in Western Australia*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.

48. Murphy S.K.: *An evaluation of the effect of extensive backfilling on seismicity in longwall mining*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
49. Mutke G., Lurka A., Mirek A., Bargiel K., Wróbel J.: *Temporal changes in seismicity and passive tomography images: a case study of Rudna copper ore mine – Poland*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
50. Ortlepp W.D., Stacey T.R.: *Rockburst mechanisms in tunnels and shafts*. Tunnelling and Underground Space Technology 1994 Vol. 9, nr 1.
51. Potvin Y., Hudyma M.R.: *Seismic monitoring in highly mechanized hardrock mines in Canada and Australia*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
52. Riefenberg J.: *Statistical evaluation and time series analysis of microseismicity*. Mining and Rock Bursts in a Hard-Rock Mine. BoM RI 9379, 1991.
53. Rowell G.A., Lemons J.S.: *Microseismic analysis of a mountain bump*. 5th Conf. Acoustic Emission/Microseismic Activity in Geologic Structures and Materials. Penn. State Univ., June.
54. Rymon-Lipinski W.K., Bakker D.: *The development of government rockburst and rockfall hazard monitoring system for South African mines*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
55. Simser B., Joughin W.C., Ortlepp W.D.: *The performance of Brunswick Mine's rockburst support system during a severe seismic episode*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
56. Scott D.F., Williams T.J.: *Investigation of a rock-burst site*. Sunshine Mine, Kellog, Idaho. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
57. Srinivasan C., Willy Y.A., Benady S.: *Rockburst seismic intensity attenuation for the Kolar Gold Fields hard rock mining region*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
58. Talebi S., Mottahed P., Pritchard C.J.: *Monitoring seismicity in some mining camps of Ontario and Quebec*. Proc. RaSiM4, Balkema.
59. Toper A.Z., Grodner M., Lightfoot N.: *Preconditioning: A rockburst control technique*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
60. Whyatt J.K., Williams T.I., Board M.P.: *Rock mechanics investigations at the Lucky Friday Mine. 2nd part: Evaluation of underhand backfill practice for rock burst control*. BoM RI 9433, 1992.
61. Wu A.X., Sun Y.Z., Gour S.: *Mining technology to reduce rockburst energy*. Proc. RaSiM5, SAIMM 2001.
62. Wu Y., 1997 Zhang W.: *Prevention of rockbursts in coal mines in China*. Proc. RaSiM4, Balkema 1997.
63. Zych J.: *Wpływ dużego postępu frontu i przerw w eksploatacji na przemieszczenia i odkształcenia poziome na powierzchni*. Prace Naukowe GIG, Seria: Konferencje 2002 nr 41, s. 429-447.

Recenzent: Prof. dr hab. inż. Władysław Konopko

Renata Patyńska

TĄPIŃCIA A KIERUNKI OSŁABIENIA GÓROTWORU

Streszczenie

Na zagrożenie tąpnięciami, poza warunkami geologicznymi, istotny wpływ mają roboty górnicze zarówno w pokładzie, jak i pokładach wyżej i niżej zalegających. Zakłócenia w sejsmiczności indukowanej powodowane są między innymi przez resztki, krawędzie, czy nadmierne rozciągnięcie pokładu wyrobiskami korytarzowymi. Skutki zaszłości eksploatacyjnych w większości pól wybierkowych spełniają istotną rolę odprężającą bądź koncentrują naprężenia, często na znacznych powierzchniach pól ścianowych.

Dodatkowy problem – w tym duże prawdopodobieństwo generowania licznych wstrząsów, także wysokoenergetycznych – stanowi występowanie uskoków w polu ścianowym, o zrzutach możliwych do przejścia frontem ściany. W związku z powyższym, w celu prawidłowego dobrania rodzaju i zakresu metod profilaktyki tąpniowej, ważne jest ustalenie odległości frontu eksploatacyjnego od płaszczyzny uskoku, przy której zmienia się aktywność sejsmiczna górotworu, a tym samym i stan zagrożenia tąpnięciami.

Jednoznaczne informacje z tego zakresu uzyskano z analizy warunków zaistniałych tąpnięć w strefach uskoku i poza nimi. Tąpnięcia jakie wystąpiły w rejonach skutków związanych z tektoniką lokalną wykazały, że aktywność sejsmiczna indukowana w odległości ± 50 m od uskoku jest porównywalna, co wskazuje na zasięg oddziaływania uskoku.

W celu zobrazowania oddziaływań górotworu na wyrobiska górnicze ważna jest dobra znajomość warunków zalegania nadkładu w rejonach eksploatacji, w tym przestrzenna orientacja stanu zagrożenia tąpnięciami oraz właściwego projektowania i usytuowania frontów eksploatacyjnych. Zazwyczaj zmniejszanie zagrożenia tąpnięciami uzyskuje się przez stosowanie profilaktyki, polegającej na dezintegracji ośrodka skalnego w otoczeniu wyrobiska. Dlatego właściwe zorientowanie frontów eksploatacyjnych względem kierunków rzeczywistego osłabienia górotworu może także w całym cyklu prowadzonych prac powodować zmniejszenie stanu zagrożenia.

Istotne do określenia wpływu kierunku eksploatacji pokładów węgla na stan zagrożenia tąpnięciami były dane statystyczne o tąpnięciach zaistniałych w kopalniach węgla kamiennego w latach 1989–2001. Konfrontacja udziału łupności czy uskoków z geologiczno-górnictwymi uwarunkowaniami eksploatacji wskazuje na możliwość ograniczania zagrożenia tąpnięciami, poprzez właściwe ustalenie kierunku biegu ścian względem zalegania pokładu, szczególnie zaś przy uwzględnianiu płaszczyzn strukturalnych osłabień naturalnych i eksploatacyjnych.

Wnioski zawarte w pracy odnoszą się do sposobu określania stref zaangażowania tektoniki lokalnej, warunków dopuszczalnych i zalecanych kierunków zorientowania frontów eksploatacyjnych względem kierunków zalegania płaszczyzn osłabienia spoistości górotworu.

Uwzględnienie powyższych ustaleń przy opracowywaniu projektów eksploatacji pozwoli na poprawę bezpieczeństwa pracy i umożliwi selektywny dobór aktywnej profilaktyki tąpniowej.

Rockbursts with regard to the directions of weakening the rock mass

Summary

The rockburst hazard is significantly influenced, apart from geological conditions, by underground working, both in the seam and in those located below and above. The disturbance in the induced seismicity result from, among the other things, the remainders, edges or excessive splitting of the seam

with headings. The consequences of former mining events play, in the majority of panels, an important stress – relieving role or concentrate the stress, often over large surfaces of longwall panels.

An additional problem, including the probability of generation of numerous tremors, also high-energy ones, is the presence of faults in the longwall panel with the thrusts likely to be passed by the longwall front. In this connection, with the aim to select properly the sort and scope of the rockburst prevention methods, it is important to determine the distance of the mining front from the fault plane, at which the seismic activity of the rock mass changes, and thereby the rockburst hazard condition. The unambiguous information in this field was obtained from analyses of the conditions of rockbursts that occurred in the fault zones and outside them. The rockbursts which occurred in the regions of the effects connected with local tectonics have revealed that the induced seismic activity at a distance of ± 50 m from the fault is comparable, which points at the range of influence of the fault.

With the aim to illustrate the effects of the rock mass on mine workings, of importance is the knowledge of conditions of the overburden deposition in the regions of mining, in that spatial orientation of the rockburst hazard condition, and of proper designing and location of mining fronts. As a rule, the reduction of the rockburst hazard is obtained through the use of prevention relying on disintegration of the rock environment in the surroundings of the working. Therefore, an adequate orientation of mining fronts in relation to real weakening of the rock mass can also result in reduction of the level of hazard, in the entire cycle of the work performed.

Important for determining the effects of the direction of extraction of coal seams were the statistical data on the rockbursts that occurred in the hard coal mines over the years 1989–2001. The share of cleavage or faults confronted with the geological – mining condition of mining operations conducted points at the possibility of limiting the rockburst hazard through proper determining the directions of the longwall advance in relation to the seam deposition, and, in particular when taking into account the planes of structural weakening, both natural and resulting from mining.

The conclusions included in the study relate to the method of defining the zones of engagement of local tectonics, admissible conditions and recommended directions of orientation of mining fronts in relation to directions of deposition of the planes of weakened cohesion of the rock mass.

The consideration of these findings in designing the plans of mining will enable to improve the safety at work and will make the selective selection of rockburst prevention possible.

1. WPROWADZENIE

W opracowaniach poświęconych tematyce tąpnięć prawie zawsze jako przyczyna zagrożenia tąpnięciami są podawane niekorzystne warunki zalegania pokładu. Dlatego też dobra znajomość warunków zalegania nadkładu w rejonach eksploatacji, w tym przestrzennej orientacji sieci osłabionej spójności skał, powinna być czynnikiem niezbędnym do właściwej oceny stanu zagrożenia tąpnięciami oraz właściwego zaprojektowania i usytuowania frontów eksploatacyjnych. W praktyce górniczej zmniejszenie zagrożenia tąpnięciami uzyskuje się przez stosowanie profilaktyki, polegającej na dezintegracji ośrodka skalnego w otoczeniu wyrobiska. A zatem właściwe zorientowanie frontów eksploatacji względem kierunków osłabienia górotworu może w całym cyklu prowadzonych prac eksploatacyjnych spowodować zmniejszenie stanu zagrożenia tąpnięciami.

Stan zagrożenia tąpnięciami ma złożony charakter i nie ma uniwersalnej teorii, zgodnie z którą we wszystkich przypadkach geologiczno-górnich można by uzyskać zgodność wyników badań modelowych z uzyskiwanymi w praktyce. Od lat obserwuje się więc ciągłe poszukiwania, zmierzające do wyjaśnienia związków sejsmiczności z tektoniką w sąsiedztwie wyrobisk ścianowych.

Celem analizy płaszczyzn osłabionej spoistości górotworu, przedstawionej w niniejszym artykule jest zwrócenie uwagi na problem zagrożenia wstrząsami, których wielkość i częstość zależą od struktury górotworu, wzajemnego usytuowania płaszczyzn osłabionej spoistości górotworu i kierunku przemieszczania się frontów ścian.

Podstawę do określania wpływu kierunku eksploatacji pokładów węgla na stan zagrożenia tąpnięciami stanowią dane o tąpnięciach, zbierane w ramach statystyki tąpnięć. Konfrontacja uzyskiwanych wyników z geologiczno-górnictwymi uwarunkowaniami eksploatacji wskazuje na możliwość ograniczenia zagrożenia tąpnięciami przez właściwe usytuowanie kierunku biegu ścian względem zalegania pokładu, szczególnie zaś przy uwzględnieniu płaszczyzn strukturalnych osłabień górotworu, naturalnych i eksploatacyjnych. Najistotniejszym problemem, powodującym zakłócenia właściwego biegu ścian we wszystkich niemalże warunkach dołowych i polach eksploatacyjnych, są znaczące i najbardziej widoczne zmiany struktury górotworu, w tym głównie łupność i uskoki. Przechodzenie frontem ścian przez strefy uskokowe, w istotny sposób zaburza ich planowy bieg.

Występowanie dużej liczby spękań naturalnych (pierwotnych) w czole ściany i jej otoczeniu należy traktować jako czynnik korzystny. Przekonanie, że strefy odprężone to strefy spękane, w których zagrożenie tąpnięciami nie występuje lub występuje w stopniu ograniczonym jest słuszne. Należy jednak zaznaczyć, że liczba spękań eksploatacyjnych jako wtórnych, wynikających z naruszenia równowagi górotworu przy wybieraniu pokładu, zależy przede wszystkim od usytuowania linii frontu eksploatacji w stosunku do kąta nachylenia systemów nieciągłych górotworu. Znajomość zależności przestrzennej sieci powierzchni osłabionej spoistości, nieudostępnionych pól jest sprawą ważną i daje możliwość właściwego zaprojektowania kierunku eksploatacji. Wiąże się to zarówno z bezpieczeństwem pracy, jak i obniżeniem kosztów profilaktyki, stosowanej w czasie biegu ścian zagrożonych wstrząsami.

W związku z powyższym, rezultatem proponowanych rozwiązań, jest sposób określania stref zaangażowania tektoniki lokalnej i warunków dopuszczalnych oraz zalecanych kierunków zorientowania frontów eksploatacyjnych względem kierunków naturalnego osłabienia górotworu.

Wnioski odnoszą się do zaistniałych tąpnięć z ostatnich 11 lat. Podstawą do uogólnienia kryteriów doboru kierunku biegu ścian w zależności od cech strukturalnych górotworu był obszerny materiał archiwalny w postaci *Katalogu tąpnięć w GZW...* [39].

2. KONCEPCJA ROZWIĄZANIA PROBLEMU

Przeważa pogląd, że zjawiska sejsmiczne indukowane w kopalniach działalnością człowieka mają związek z kierunkiem biegu ścian w stosunku do kierunku nieciągłości tektonicznej oraz struktury górotworu. Pomimo istniejącego przekonania o decydującej roli czynników geologiczno-górnictwowych w generowaniu wstrząsów, zaproponowane i często spotykane modele, metody lub sposoby klasyfikacji dotyczą wycinkowych aspektów tego zjawiska. Analizując wpływ czynników naturalnych na

stan zagrożenia tapaniami w większości opracowań autorzy nie poświęcają należytej uwagi spękanom górotworu. Najczęściej pojawia się tylko stwierdzenie, że przyczyną niekorzystnego zachowania górotworu w otoczeniu wyrobisk eksploatacyjnych, są jego spękania. Są one jednak pomijane w projektach, pomimo, że należą do najważniejszych pod względem praktycznym, elementów środowiska geologicznego zarówno w górnictwie węglowym, jak i rud miedzi. Nie zagłębiając się w obszerną tematykę zależności kierunków osłabionej struktury i kierunków prowadzenia prac górniczych, można stwierdzić, że znajomość kierunków spękań, rodzaju i gęstości szczelin, morfologii, a także genezy, jest i będzie niezbędna do ekonomicznego i bezpiecznego prowadzenia prac górniczych w każdych warunkach dołowych.

Brak kompleksowych rozwiązań praktycznych, dotyczących wpływu kierunku eksploatacji na zagrożenie tapaniami, był przyczyną podjęcia takiego tematu pracy. Podstawę jej stanowiła obszerna dokumentacja tępnięć zaistniałych w latach 1989–2001.

Dokładne określenie zasięgu stref naprężeniowo-deformacyjnych wokół wyrobisk wybierkowych jest jak dotąd skomplikowane. Wynika to przede wszystkim z oddziaływań wyrobisk wybierkowych na górotwór, różnorodności skał i ich własności geomechanicznych. Warunki górniczo-geologiczne czynią problematycznymi założenia co do jednorodności, izotropowości i (często też) ciągłości analizowanego masywu górotworu. Sam system eksploatacji, a ściślej mówiąc, systemy kierowania stropem (podsadzka, zawał) zmuszają do przyjmowania uproszczonych założeń i modeli. Analizując zjawiska występujące w górotworze w sąsiedztwie wyrobisk wybierkowych coraz częściej odchodzi się od klasycznych rozwiązań analitycznych, wykorzystując analizę stanu naprężeń i wyniki pomiarów z obserwacji prowadzonych w kopalniach.

Upowszechnienie uzyskanych wyników z pracy może przyczynić się do ograniczenia występowania wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu i wynikających stąd zagrożeń załóg górniczych.

3. TEKTONIKA GÓRNOŚLĄSKIEGO ZAGŁĘBIA WĘGLOWEGO

Badania [12, 13, 45], a następnie wyjaśnienie związków między sejsmicznością obszarów górniczych a własnościami i parametrami systemów spękań oraz uskoków, pozwalają na określenie wielkości zagrożenia wstrząsami indukowanymi eksploatacją złożeń.

Znajomość struktury górotworu, także optymalne i bezpieczne rozcięcie i eksploatacja złożeń są ważne szczególnie w pobliżu stref uskokowych. Można przypuszczać, że dokładne poznanie tektoniki, w połączeniu z odpowiednio zaprojektowaną profilaktyką, pozwolą na ograniczenie oraz zmniejszenie energii generowanych wstrząsów. Przy prowadzeniu eksploatacji na dużych głębokościach, w warunkach wysokich naprężeń tektonicznych, pomocne jest formowanie odpowiedniej strefy spękań wokół wyrobisk górniczych, zwłaszcza z uwzględnieniem pierwotnej struktury górotworu, przy dochodzeniu frontów eksploatacji do uskoków.

W większości publikacji [15, 25, 29, 31, 44], gdzie analizowano wpływ czynników naturalnych na stan zagrożenia tąpnięciami, nie poświęcono należytej uwagi płaszczyznom osłabionej spoistości górotworu. Mimo to A. Goszcz i M. Kuś [30] twierdzą, że na pewno wpływają one na jego wytrzymałość – ich analiza umożliwiła jakościową ocenę pól naprężeń i warunkuje optymalną orientację frontów eksploatacyjnych.

Obserwacje kopalniane wskazują na niewątpliwy związek wstrząsów, których konsekwencją są tąpnięcia, z załamywaniem się grubych i mocnych warstw skalnych, a także wpływ pierwotnej i wtórnej strefy spękań na intensywność tego zjawiska. Zaobserwowano [8, 24], o czym wspominał także A. Sałustowicz [59], że niejednokrotnie po zaistnieniu zjawiska dynamicznego widocznie są w stropie głębokie szczeliny, których przed tąpnięciem nie było. Wcześniejsze badania W. Budryka [6] także wykazały, że spękania takie tworzą się regularnie co 80 m wzdłuż linii łupności górotworu, a miejsca tąpnięć pokrywają się dokładnie z tymi liniami.

W wyniku procesów tektonicznych pierwotne formy zalegania złóż skalnych uległy zakłóceniom [56, 57], wytworzyły się bowiem w nich sfałdowania, spękania, uskoki, intruzje. Spękania powstały w wyniku działania dużych naprężeń rozciągających lub ścinających, które nie zawsze muszą ujawniać się w postaci szczelin. Mogą to być jedynie układy powierzchni osłabionej spójności, bez dostrzegalnego rozdzielania materiału pierwotnego. Powierzchnie spękań grupują się przeważnie w różne układy w przybliżeniu równoległych płaszczyzn z określoną orientacją przestrzenną. Ilościowo stopień spękania masywu skalnego można określić wskaźnikiem gęstości spękań, który stanowi średnią odległość między płaszczyznami spękań w wyróżnionym układzie jego płaszczyzn. Jeżeli spękanie jest rozwarte – tworzą one szczelinę. W zasadzie każdy masyw skalny jest w mniejszym lub większym stopniu spękany.

3.1. Deformacje nieciągłe – uskoki

Uskok to struktura utworzona w wyniku przerwania ciągłości skał i przesunięcia rozspojonych części wzdłuż tak zwanej powierzchni uskokowej lub strefy uskokowej, powstających w procesie ścinania. Proces ten dokonuje się dwoma sposobami: przez rozspojenie ośrodka pierwotnie ciągłego – wówczas mówi się o uskoku pierwotnym – lub przez ślizg wzdłuż istniejącej powierzchni nieciągłości, którego rezultatem jest uskok wtórny. Warstwy skalne przesunięte wzdłuż płaszczyzny uskoku w dół noszą nazwę skrzydła zrzuconego, warstwy nienaruszone lub podniesione – skrzydła wiszącego. Ilościowo uskok charakteryzują: kąt kierunkowy rozciągłości, kąt upadu powierzchni uskokowej oraz wysokość zrzutu uskoku, tzn. pionowa odległość skrzydeł. Uskoki występują przeważnie w zespołach, tworząc rozległe strefy uskokowe.

Analiza mapy tektonicznej północnej części GZW, na której zaznaczono uskoki o zrzucie większym od 1 m, pozwoliła na wydzielenie czterech ich systemów [34, 35]:

- system 1 o orientacji azymutalnej kierunku upadu $2 \div 182^\circ$,
- system 2 o orientacji azymutalnej kierunku upadu $135 \div 315^\circ$,
- system 3 o orientacji azymutalnej kierunku upadu $50 \div 230^\circ$,
- system 4 o orientacji azymutalnej kierunku upadu $95 \div 275^\circ$.

Wyznaczone kierunki odpowiadają czterem różnym fazom górotwórczym. W praktyce oznacza to, że jeżeli wyrobiskiem górniczym napotka się na nieudokumentowany dotychczas uskok, można z dużym prawdopodobieństwem przewidzieć jego przebieg, przypisując go do jednego z wyżej wymienionych systemów. Dowiedziano także, że istnieje wyraźna zgodność pomiędzy orientacją uskoków a orientacją spękań kliważowych (łupności). Dlatego też istnieje możliwość optymalnego zaprojektowania eksploatacji w stosunku do występującego kliważu.

Dotychczasowe obserwacje uskoków, polegające na określaniu ich przestrzenniego rozmieszczenia i położenia względem głównych struktur fałdowych, pozwalają na znalezienie zależności genetycznych między strukturami tektonicznymi w badanym górotworze. Sporządzenie charakterystyki powierzchni stref uskokowych umożliwia prześledzenie przebiegu dyslokacji w przekroju pionowym i w płaszczyźnie poziomej. Obserwowano i opisano [66] cechy geometryczne uskoków we wszystkich badanych obszarach górniczych oraz pomierzono ich orientację przestrzenną. Pobieżna analiza wykazała, że zdecydowana większość z nich zapada pod bardzo stromymi kątami (powyżej 95% ogólnej liczby pomierzonych powierzchni uskoków ma kąt upadu nie mniejszy od 75°). Są to systemy uskoków o kierunkach:

- NW-SE – które mają orientację zbliżoną do dyslokacji podłużnych względem osi struktur fałdowych, są to przede wszystkim strome uskoki normalne.
- SW-NE – które zajmują pozycję uskoków poprzecznych do osi struktur fałdowych.
- N-S – które stanowią najliczniejszą grupę dyslokacji w badanym terenie. Charakterystyczną cechą tych struktur jest szeroka, dochodząca nawet do 300 m strefa uskokowa, złożona z wielu szczelin, z przestrzenią międzyszczelinową wypełnioną brekcją tektoniczną lub iłem tektonicznym i silnie zaangażowanym tektonicznie węglem ze skupieniami pirytu. Warstwy skał karbońskich w sąsiedztwie uskoków są wyraźnie zaburzone. Węgiel kamienny jest pocięty na płyty o formach wykluczających pochodzenie sedymentacyjno-erozyjne deformacji. Silnie zaangażowane tektonicznie są także skały płonne, zwłaszcza iłowce i mułowce. Widoczne są ugięcia przyuskokowe. Spotykana jest zmienność upadu powierzchni uskokowych w pionie. Omówione cechy strefy ślizgowej pozwoliły na zaszeregowanie uskoków do grupy struktur pierwotnych [38]. Większość nieciągłości południkowych składa się niemal w 100% z uskoków normalnych. Tworzą one system skomplikowanych rowów i zrębów tektonicznych, którego oś jest zbliżona do przebiegu uskoku wojkowicko-będzińskiego. Tego typu szereg tworzył się w przesuwczym okresie deformacyjnym.
- W-E – które mają niewielki procentowy udział w tektonice dysjunktywnej zbadanego obszaru. Ich bezpośrednie obserwacje wykazały różnice charakteru pod względem nieciągłości. W konsekwencji ich obecność uzupełnia obraz nieciągłej deformacji górotworu karbońskiego.

Mając na uwadze duże zróżnicowanie form stref uskokowych, liczni badacze zaproponowali różne klasyfikacje uskoków. I tak, A. Kidybiński [41], na podstawie wyników badań prowadzonych między innymi przez M. Skinderowicza [60],

opracował podział nieciągłych deformacji tektonicznych z uwzględnieniem kryterium geometrycznego. Wydzielił on siedem głównych form deformacji, a w nich uskoki: normalne, odwrócone, pionowe, poziome, leżące, spękania oraz zgniecenia warstw.

Badania W. Wojnara [69] pozwoliły na opracowanie geotechnicznej klasyfikacji uskoków, obejmującej cztery główne klasy, tj.: uskoki regionalne, lokalne, miejscowe oraz pokładowe.

Próbę podziału uskoków podjął także J. Górecki [36], dzieląc je na dwie klasy:

Klasa I – to uskoki regionalne, o zasięgu przekraczającym rozmiary obszarów górniczych i rzutcie $h \gg 10$ m (najczęściej od kilkudziesięciu do kilkuset metrów),

Klasa II – to lokalne uskoki właściwe danemu obszarowi górnictwu, które podzielone są na grupy:

- grupa 1 - uskoki o rzutach $h > 10$ m,
- grupa 2 - uskoki o rzutach od 10 do kilku metrów,
- grupa 3 - uskoki pokładowe, o rzutach od kilku m (na ogół nie więcej niż $2\div 3$ m) do 0,2 m,
- grupa 4 i 5 - uskoki o rzutach $h < 0,2$ m i paraklasy, nierejestrowane na mapach górniczych, praktycznie bez znaczenia jako elementy tektoniczne naruszające ciągłość złoża.

Na podstawie najnowszej klasyfikacji uskoków R. Dadleza i W. Jaroszewskiego [9] sporządzono geometryczny ich podział według:

- kąta upadu powierzchni uskokowej: uskoki pionowe, strome, połogie (lisferyczne) i poziome,
- kierunku ruchu uskokowego względem orientacji powierzchni uskokowej: uskok zrzutowy w tym uskok normalny, odwrócony i progowy; uskok przesuwczy, lewoskrętny lub prawoskrętny, uskok zrzutowo-przesuwczy jako: normalno-przesuwczy, inwersyjno-przesuwczy, progowo-przesuwczy,
- toru ruchu uskokowego: uskok translacyjny, rotacyjny,
- zwrotu ruchu uskokowego względem struktury ogólnej: uskok antytetyczny, homotetyczny,
- przebiegu uskoku względem ogólnego trendu strukturalnego: uskok podłużny, poprzeczny, skośny.

Uskoki regionalne i duże lokalne rozgraniczają obszary górnicze i dzielą je na bloki eksploatacyjne. Każdy z bloków zazwyczaj wymaga osobnego udostępnienia, wobec czego ilościowa charakterystyka intensywności występowania uskoków regionalnych i dużych lokalnych nabiera istotnego znaczenia w pracach projektowych.

3.2. Strukturalne osłabienie skał – spękania i lupność

Budowę wewnętrzną skał charakteryzuje struktura i tekstura. Według T. Ryncarza [57] pod pojęciem struktury skały rozumie się te właściwości jej budowy, które uwarunkowane są rozmiarami oraz kształtem i charakterem powierzchni ziaren mineralnych (dla skał spoistych i zwięzłych) lub okruchów skalnych (dla skał okruchowych). Z kolei pod pojęciem tekstury skał rozumie się te ich właściwości,

które uwarunkowane są sposobem przestrzennego ułożenia ziaren oraz stopniem wypełnienia przez nie przestrzeni zajmowanej przez skałę. Do cech tekstury zalicza się między innymi łupność (cios) i uwarstwienie. Zgodnie z tą definicją, łupność jest zdolnością skał do łatwiejszego pęknięcia (pod działaniem sił) wzdłuż określonego układu płaszczyzn, w którym występuje osłabiona spójność między ziarnami. Łupność jest wynikiem różnych procesów fizycznych, którym podlegały skały w czasie tworzenia się i w okresie późniejszym, na przykład: kurczenia się magmy podczas stygnięcia lub poślizgu wywołanego ruchami tektonicznymi. Drugą cechą tekstury jest uwarstwienie skał uwarunkowane kolejnością powstawania nakładających się utworów skalnych o różnym składzie chemicznym i mineralnym, różnej ziarnistości lub różnej orientacji ziaren. Płaszczyzny rozdzielające poszczególne warstwy, czyli płaszczyzny uwarstwienia, są przeważnie również płaszczyznami o osłabionej spójności. Zwykle układ płaszczyzn łupności nie pokrywa się z układem płaszczyzn uwarstwienia.

Łupność skał stropowych określona *in situ* [27], która dla procesu ruchu skał w otoczeniu wyrobiska wybierkowego ma znaczenie podstawowe, jest od dawna przedmiotem zainteresowania górników. Według K. Pawłowicza [55] łupność górotworu zależy od:

- własności fizykomechanicznych skał, a przede wszystkim ich wytrzymałości na ściskanie, ścinanie oraz zginanie,
- występujących w górotworze płaszczyzn o osłabionej spójności:
 - w postaci powierzchni równoległych do powierzchni ograniczających warstwy skalne,
 - w postaci powierzchni nieregularnych spękań (cios-łupność, szczelinowatość),
- układu i nachylenia warstw w rozumieniu różnego usytuowania względem pokładu warstw o rozmaitej grubości, wytrzymałości, sztywności i tym podobnych.

Zdolność skał do dzielenia się na bloki wzdłuż pewnych płaszczyzn scharakteryzował M. Nieć [52] i nazwał ją podzielnością. Podzielność pierwotną związaną z budową skały określa się jako teksturalną. W skałach magmowych podzielność taką nazywa się łupnością, a w skałach osadowych warstwowaniem lub łupkowatością. Skoro podzielność pierwotna ma charakter utajony, tzn. nie jest widoczna gołym okiem i ujawnia się dopiero w czasie dezintegracji (odspojenia) skały, w postaci gładkich i regularnych powierzchni odspojenia, a podzielność wtórna ma charakter jawny i występuje w postaci spękań i szczelin, to często terminu łupność używa się na oznaczenie wszelkich form podzielności utajonej, a terminu spękania na oznaczenie jawnych, lecz zwartych typów powierzchni podzielności.

Łupność opisana została także przez W. Jaroszewskiego [37] jako skłonność masywu skalnego do podziału na mniej lub bardziej regularne bloki. Podzielność nie będąca cechą teksturalną skały nazywa się spękaniami lub podzielnością spękaniami, jest ona jawna. Podzielność spękaniami wyrażona w postaci wzajemnie prawie równoległych płaszczyzn rozwiniętych na większych przestrzeniach i powtarzających się w pewnych odstępach, nazywa się ciosami. Spękania ciosowe, ułożone względem

siebie prawie równolegle, tworzą zespół ciosowy, natomiast spękania należące do kilku zespołów występujących obok siebie – system (układ) ciosowy. Spękania występujące bardzo blisko siebie (w odległościach mniejszych niż 2 cm) nazywa się kliważem. Płaszczyzny spękań kliważowych odznaczają się na ogół dużą regularnością. Dla spękań ciosowych rozmieszczonych w odległościach co 2÷20 cm proponuje się nazwę cios-kliważ. Zjawiska ciosowej podzielności skał nazywa się tektoniką spękania. Obok regularnych spękań ciosowych obserwuje się w skałach wiele spękań nieregularnych, nietworzących wyraźnych zespołów. Są to zwykle spękania wtórne.

Oprócz podzielności geologicznie pierwotnej i wtórnej w najbliższym otoczeniu wyrobisk podziemnych występują z reguły spękania wywołane odprężeniem górotworu wokół wyrobiska i przebiegające w przybliżeniu równolegle do jego ociosów. Noszą one nazwę spękań eksploatacyjnych lub wyprzedzających (w przypadku frontu wyrobisk eksploatacyjnych) bądź spękań ociosowych (w przypadku ociosów chodników) i przebiegają najczęściej wzdłuż linii kliważu.

Należy również wspomnieć o jeszcze jednej z cech skał osadowych – warstwowaniu, polegającym na występowaniu płaszczyzn, na których gromadzą się minerały lub szczątki organiczne niewystępujące w reszcie skały bądź płaszczyzn, które oddzielają warstwy o różnym charakterze petrograficznym. Gdy płaszczyzny uwarstwienia są do siebie równoległe na znacznej przestrzeni, mówi się wtedy o podzielności płytowej, a przy bardzo gęstym warstwowaniu – o łupkowatości.

Najnowszą teorią opisującą strukturę górotworu jest teoria przyjęta przez R. Dadleza i W. Jaroszewskiego [9], zgodnie z którą spękanie to powierzchnia nieciągłości mechanicznej utworzona przez przerwanie ciągłości (skały), bez makroskopowo dostrzegalnego przemieszczania wzdłuż tej powierzchni. Jeżeli takie przemieszczenie występuje, ma się do czynienia z uskokiem, choćby było to wcześniejsze spękanie wykorzystane przez ruch uskokowy. Według autorów [9] spękania są nie tylko tektoniczne. Należą do nich na przykład rozspojenia powodowane wysychaniem osadu, termicznym skurczem skał magmowych i inne.

Szczegółowe badania terenowe prowadzone przez L. Tepera [66] dotyczyły określania powierzchni spękań i drobnych ślizgów oraz ich orientacji przestrzennej. Mierzona była wyłącznie orientacja spękań pokładów węgla jako ośrodka względnie jednorodnego ze względu na własności fizykomechaniczne. Wiadomo bowiem, że różniące się między sobą litologiczne odmiany skał karbońskich cechują się innymi rozkładami pękania, wywołanymi odmiennymi wartościami kąta ścinania i tarcia wewnętrznego [40] oraz wytrzymałości na ściskanie [5]. W pomiarach uwzględniono uwagę W. Jaroszewskiego [38], to znaczy spękania były mierzone na różnie zorientowanych ścianach i ociosach w celu uniknięcia błędu wyeksponowania jednych kierunków względem innych.

Wiadome jest, że górotwór karboński w otoczeniu wyrobisk górniczych przecina ją różnego rodzaju powierzchnie osłabionej spoistości. Masowością występowania, a tym samym podkreślanym już znaczeniem górniczym, charakteryzują się głównie powierzchnie o osłabionej spoistości typu warstwowanie i spękanie. Ukształtowanie powierzchni, przede wszystkim zaś wzajemne ich odległości są na ogół różne dla

różnych skał. W wyniku badań struktury górotworu K. Pawłowicz [55] podał następującą charakterystykę powierzchni osłabionej spoistości następujących skał:

- węgiel
najczęściej powierzchniami osłabionej spoistości są granice zmian petrograficznych, chociaż zdarza się, że dwie odmienne petrograficznie warstwy węgla są ze sobą scalone, a przenikając w siebie poszczególnymi składnikami – zatracają powierzchnie rozdziału;
- łupki węglowe
występujący w stropach pokładów węgla oraz w ich spągach tuż nad lub pod pokładem – powierzchnie o osłabionej spoistości to miejsca zetknięcia się węgla i skały płonnej;
- łowce
szczególnie wyraźnymi powierzchniami o osłabionej spoistości są powierzchnie stropowe i spagowe warstw, pocięte i pofałdowane, niejednokrotnie ze śladami poślizgu;
- mułowce
regularność budowy i zalegania mułowców jest stosunkowo duża; poza normalnymi powierzchniami o osłabionej spoistości – powierzchniami stropowymi i spagowymi warstw – obserwuje się w masie skalnej nieregularne wkładki węgla, wzdłuż których lokalnie dochodzi łatwo do rozpadu;
- piaskowce
powierzchnie o osłabionej spoistości są regularne i ciągłe na większym obszarze; powierzchnie stropowe i spagowe nie zawsze stanowią powierzchnie o osłabionej spoistości.

Obecność w masywie powierzchni o zmniejszonej spoistości typu uławicenia i kławażu, a tym bardziej spękań i szczelin, powoduje często znaczny spadek wytrzymałości i wzrost odkształcalności skał. Istotny wpływ na zachowanie się skał mają: kąt nachylenia powierzchni spękań w stosunku do kierunków działających obciążeń, liczba i układ systemów spękań, relief powierzchni spękań, stopień wypełnienia szczelin, materiał wypełniający szczeliny, wytrzymałość i współczynnik tarcia skał otaczających szczelinę oraz inne czynniki.

Według A. Sałustowicza [59] płaszczyzny łupności przebiegają zwykle w kierunku zbliżonym do kierunków prostopadłych ($70\div 85^\circ$) do uwarstwienia i są płaszczyznami o osłabionej spoistości. **Mogą przebiegać w masywie od spągu ku caliznie w kierunku eksploatacji albo odwrotnie od calizny ku spągowi.** W pierwszym przypadku jest to łupność leżąca, która powoduje obsuwanie się ku wyrobisku (poślizg) grubych brył skalnych (nasila się zjawisko opadu stropu). W drugim przypadku ma się do czynienia z łupnością wiszącą, która jest groźniejsza od łupności leżącej ponieważ proces niszczenia warstw skalnych zachodzi gwałtowniej (nasila się liczba wstrząsów i zjawisk dynamicznych calizny węglowej między innymi w postaci wyrzutu calizny). Stąd teza A. Sałustowicza: **Urabianie węgla w ścianie jest dużo łatwiejsze, wtedy gdy jest ona równoległa do jednego kierunku łupności, aniżeli wtedy gdy jest skośna lub prostopadła.** A. Sałustowicz zalecał usytuowanie frontu ściany równoległe do łupności, co ułatwiałoby prowadzenie

systematycznych zawałów stropu. Przy stropie słabym, trudnym do utrzymania, ściana powinna przebiegać pod pewnym kątem do łupności, co zapobiega przedwczesnemu zawałowi. Uważał, że utrzymanie stropu chodnika jest łatwiejsze, gdy oś chodnika jest prostopadła do łupności. Chodniki takie utrzymują się nawet bez obudowy.

Duże znaczenie dla urabiania i utrzymania stropu, według A. Sałustowicza, ma również kierunek nachylenia płaszczyzn łupności w przekroju pionowym. Przy łupności leżącej urabianie jest daleko łatwiejsze, a wydajność większa niż przy łupności wiszącej. Jeżeli chodzi o utrzymanie stropu w ścianie, to łupność leżąca zwiększa jego wytrzymałość dzięki dobremu oparciu o caliznę. Przeciwnie przy łupności wiszącej strop zawala się łatwo i przy słabych skałach jest trudniejszy do utrzymania.

4. SEJSMICZNOŚĆ INDUKOWANA A ZAGROŻENIE TĄPANIAMI

W związku z tym, że polskie górnictwo charakteryzuje się wysokim poziomem aktywności sejsmicznej indukowanej działalnością górniczą, dla osiągnięcia postępu, niezbędne jest bardziej wszechstronne rozpoznanie zarówno strukturalnych cech górotworu, jak i mechanizmu procesów zachodzących bezpośrednio w ognisku wstrząsu [14]). Zależności między rodzajem mechanizmu a położeniem ogniska wstrząsu w stosunku do frontu ściany potwierdzają tworzenie się blokowej struktury górotworu odprężonego, szczególnie przed frontem eksploatacji, przejawiającej się jako rozspajanie mocnych i grubych kompleksów skalnych i jako poprzeczne pęknięcia.

Wielu badaczy problem ognisk wstrząsów górniczych rozumie jako określenie przestrzennego położenia płaszczyzny pęknięcia w ognisku lub wywołujących go sił. Dotychczasowe badania dowodzą, że źródła sejsmiczne mogą być podzielone na objętościowe i na te, które wywołane są procesami poślizgu. Analogią pierwszego typu źródeł są eksplozje materiałów wybuchowych. Drugi typ źródeł sejsmicznych związanych z procesami poślizgu charakterystyczny jest dla samowyzwalających się procesów dynamicznych, na przykład zjawisk sejsmicznych pochodzenia górniczego, które są przedmiotem badań mikrograwimetrycznych [18, 19, 23], sejsmologii i sejsmoakustyki górniczej.

Według A. Goszcza [34] sama tektonika nie ma bezpośredniego wpływu na występowanie wstrząsów. Wyraźny wpływ mają natomiast naprężenia tektoniczne, które w przeszłości spowodowały zmianę własności geomechanicznych górotworu. Pod wpływem naprężeń tektonicznych w masywie skalnym, powstały spękania o różnych wymiarach, i uporządkowanej orientacji przestrzennej, wymuszonej przez rozkład naprężeń głównych. Konsekwencją tych spękań jest anizotropia wytrzymałościowa górotworu. Dlatego skały o większej wytrzymałości załamują się wzdłuż kierunków osłabienia, a ponieważ pęknięcie wyższego stropu jest jedną z przyczyn wstrząsów, należy oczekiwać, że ogniska wstrząsów powinny się układać wzdłuż tych kierunków.

A. Goszcz [34] wykazał, że w rejonach, w których występowały wstrząsy górnicze i tąpnięcia, podczas ruchów górotwórczych wszystkie trzy główne naprężenia w skałach były ściskające, następowała kompakcja skał, która powodowała wzrost ich wytrzymałości i sprężystości. Tym samym naturalna predyspozycja skał do akumulacji energii i nagłego jej wyzwolenia została zwiększona. W takich rejonach koncentrują się ogniska wstrząsów górniczych.

W wyniku badań nad mechanizmami powstawania wstrząsów w przypadkach podwyższonego stanu zagrożenia sejsmicznego K. Stec [62] stwierdziła, że:

1. W przypadku eksploatacji prowadzonej w warunkach nienaruszonego górotworu – dominującym typem ognisk są ogniska charakteryzujące się mechanizmem poślizgowym z poziomym kierunkiem ruchu w ognisku. Procesy pękania zachodzące w górotworze można korelować z I i II początkową fazą pękania górotworu w rozumieniu J. Drzewieckiego [10].
2. Jeżeli eksploatacja prowadzona jest w rejonach odprężonych przez wybranie pokładów leżących powyżej rejonów eksploatacji – to zaistniałe wstrząsy określa mechanizm ognisk typu poślizgowego normalnego. Procesy pękania zachodzące w górotworze odzwierciedlają procesy wyższej fazy niszczenia skał stropowych jako III faza pękania górotworu [10].
3. Przy eksploatacji prowadzonej pod krawędziami pokładów nadległych – występujące wstrząsy są wynikiem ognisk poślizgowych normalnych lub odwróconych, o azymutach płaszczyzn pękania równoległych do rozciągłości uskoków oraz o upadach odpowiadających upadom płaszczyzn uskokowych.
4. W przypadku prowadzenia eksploatacji w strefach uskokowych, szczególnie niebezpieczną sytuację dla wyrobisk ścianowych obserwowano wówczas, gdy zaczynały dominować wstrząsy o charakterze poślizgowym odwróconym, których oś skierowana była w stronę wyrobisk.

Z. Kłeczek i A. Zorychta [43], na podstawie mechanizmu i warunków powstawania wstrząsów, dokonali ich podziału na:

- wstrząsy powstające nad calizną – będące skutkiem zginania warstw stropowych i ich pękania,
- wstrząsy powstające w zrobach – będące efektem utraty stateczności blokowej struktury górotworu, wynikającej ze spękania warstwy o dużej wytrzymałości i sztywności,
- wstrząsy będące skutkiem uaktywniania się zaburzeń uskokowych; wstrząsy te należą do najrzadziej analizowanych; próba wyjaśnienia tego typu zjawiska polegała dotychczas na potraktowaniu uskoku jako propagacji szczeliny.

Dotychczasowe badania nad mechanizmem tworzenia się ognisk wstrząsów wskazują, że jest on matematycznie opisywany podwójną parą sił, działających w ognisku punktowym, co najlepiej odpowiada modelowi ogniska wstrząsu górniczego i warunkom geomechanicznym, tworzącym się w strefie formowania ogniska [26, 50, 61]. Zatem mechanizm tworzenia się ogniska odpowiadający modelowi ścinania stanowił, w tym przypadku, podstawę rozwoju metod określania parametrów płaszczyzny ścinania.

Szczegółową analizą wstrząsów górniczych w strefie bliskiej uskoku zajął się G. Mutke [51], który dowiódł, że zapisy takich wstrząsów stanowią doskonały materiał do weryfikacji badań nad mechanizmami tworzenia się ognisk wstrząsów górniczych i wyznaczonymi dla nich parametrami.

Analiza związku sejsmiczności z budową tektoniczną i przebiegiem eksploatacji w obszarze górniczym wykonana przez G. Sagana i W. Zuberka [58] wykazała, że głównymi czynnikami odpowiedzialnymi za występowanie wstrząsów są: wielkość

wyekspluowanej powierzchni, stopień zaangażowania tektonicznego i głębokość eksploatacji. Według tych badaczy wstrząsy występują zarówno w strefach zaangażowanych tektonicznie, jak i w strefach niezaburzonych tektonicznie. Ogniska zarejestrowanych wstrząsów koncentrowały się przede wszystkim:

- w strefie aktualnie prowadzonej eksploatacji, bez względu na stopień zaangażowania tektonicznego,
- przed frontem eksploatacji, w przypadku gdy eksploatacja prowadzona była w strefie zaangażowanej tektonicznie, przy czym wśród nich wystąpiły wstrząsy o wysokich energiach sejsmicznych,
- w starych zrobach i rejonach niedawno prowadzonej eksploatacji w przypadku sąsiedztwa znacznych obszarów starych zrobów,
- w starych zrobach w strefach zaangażowanych tektonicznie,
- na uskokach, o zrzutach co najmniej kilku metrów, gdy w jednym ze skrzydeł prowadzona jest eksploatacja.

Ponadto stwierdzono, że liczne wstrząsy wystąpiły poza obszarami prowadzonej eksploatacji i zwykle lokalizowały się na liniach deformacji tektonicznych.

Badania geofizyczne wykonywane przez A. Goszcza [33] i L. Tepera [66] nie wykazały korelacji między dyspersją ognisk wstrząsów a strukturą masywu skalnego. Rozmieszczenie ognisk wstrząsów pokrywało się z kierunkiem osłabienia górotworu, i tym samym wskazywało na deformację nieciągłą danego rejonu. Według A. Goszcza [35], ogniska wszystkich wstrząsów o energiach większych od 10^5 J, zlokalizowane są wewnątrz obszarów kompaktacji.

Badania korelacji między tektoniką a aktywnością sejsmiczną górotworu prowadził J. Dubiński [17]. Wykazał istnienie związku między geomechaniczną strukturą górotworu a poziomem sejsmiczności indukowanej robotami górniczymi. W celu określenia stanu struktury geomechanicznej oraz jej zmian zastosował sejsmiczną technikę pomiarową połączoną z tomograficznym odwzorowaniem pola prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych. Wyniki dołowych pomiarów sejsmicznych prowadzonych w celu wyprzedzającego rozpoznania geotechnicznej struktury górotworu przed frontem ścianowym wykazały wyraźny związek tej struktury z charakterem aktywności sejsmologicznej.

Próbie korelacji parametrów zuskokowania obszarów niecki bytomskiej i siodła głównego z parametrami aktywności sejsmicznej odpowiednich obszarów przeprowadzili G. Sagan i W. Zuberek [58]. Na podstawie analizy związków statystycznych między wskaźnikami budowy tektonicznej a wskaźnikami aktywności sejsmicznej wykazali ścisłe zależności między obydwoma zjawiskami (bez i z uwzględnieniem wielkości zrzutu), wynikające przede wszystkim z liczby wstrząsów oraz z wielkości wyzwolonej energii sejsmicznej. Zjawiska sejsmiczne silne, ale rzadkie, koncentrują się w pobliżu uskoków, zaś niskoenergetyczne, ale częste, związane są głównie z eksploatacją. Dominujące pod względem liczby wstrząsy pojawiają się głównie w obszarach niezaburzonych tektonicznie.

H. Marcak [48, 49] uważał, że każdy wstrząs jest skutkiem przebiegającego w górotworze określonego procesu pękania. Zjawiska poprzedzające wystąpienie wstrząsu, charakteryzują się odpowiednimi własnościami i mogą być uznane za jego prekursorzy.

Obserwowany w ostatnich latach rozwój metod pomiarowych [8] umożliwia lepsze rozpoznanie procesów (geodynamicznych) pęknięcia, zachodzących w górotworze otaczającym wyrobiska górnicze. Jednym z głównych nośników informacji o rozwoju pęknięcia jest sejsmiczna emisja górotworu. Emisja ta zawiera prekursorzy, które mogą być wykorzystane do określenia ryzyka wystąpienia wstrząsu [7].

M. Kwaśniewski [46], korzystając z programu komputerowego metody elementów odrębnych UDEC, zbudował płaski, strukturalny i fizyczny, numeryczny model wycinka górotworu z kopalni „Staszic”. Była to prostokątna tarcza grubości 1 m, długości (szerokości) 500 m i wysokości 150 m. Warstwy zawarte w modelu podzielono czterema płaszczyznami osłabienia na 4497 bloków kontaktujących się na stykach. Symulując stopniowe wybieranie pokładu systemem ścianowym z zawałem stropu M. Kwaśniewski badał pola deformacji ciągłych i nieciągłych w górotworze w sąsiedztwie wyrobiska ścianowego, ze szczególnym uwzględnieniem formowania się strefy zawału i przemieszczania się bloków skalnych do wyrobiska oraz pęknięcia styków między blokami i rozwarstwiania się bloków skalnych przed frontem eksploatacji.

Wyniki obliczeń posłużyły M. Kwaśniewskiemu do wykonania modelu graficznego. Przedstawia on stan naprężeniowo-deformacyjny dla każdego przyjętego kroku symulowanej eksploatacji. Po wyeksploatowaniu pokładu nastąpiły rotacje bloków deformowalnych. Zwrócono uwagę na fakt, że strefy styków pomiędzy blokami skalnymi pokrywają się z rejonami, w których w górotworze występują naprężenia rozciągające [1, 2, 3].

Obliczenia numeryczne wykonane przez zespół, w skład którego wchodził: T. Majcherczyk, A. Tajduś i M. Cała [47], potwierdziły wpływ płaszczyzn osłabionej spoistości, ze szczególnym uwzględnieniem uskoków, na wzrost zagrożenia wstrząsami i tąpnięciami. Dowiodły istnienia wyraźnego wpływu uskoku na stan naprężeń w stropowych warstwach piaskowca, występującego w otoczeniu wyrobisk. Stwierdzono także, że koncentracja naprężeń może doprowadzić do nagłego zniszczenia warstwy piaskowca połączonego z dynamicznym wyładowaniem energii (tąpnięciem). Z graficznych obrazów rozkładów naprężeń w modelu wynika, że strefy maksymalnych koncentracji naprężeń, a tym samym największego zagrożenia tąpnięciami, występują w odległości do około 40 m od uskoku.

Podobne analizy prowadził A. Tyrała z zespołem w 1975 roku [67], a wyniki ich doświadczeń z zakresu oddziaływania uskoku tektonicznego na przebieg deformacji wskazały na zależność tego procesu od cech geologicznych i geometrycznych, charakteryzujących uskok oraz od usytuowania pola eksploatacyjnego względem płaszczyzny uskoku.

Powyższe doświadczenia wykazały, że w przypadku eksploatacji pokładów węgla w rowie tektonicznym złożonym z dwóch uskoku, z uwagi na zagrożenie tąpnięciami, bezpieczniej jest najpierw prowadzić eksploatację po obu stronach uskoku, a następnie między nimi.

Badania nad sejsmicznością indukowaną działalnością górniczą kopalń wykazały istnienie wstrząsów wynikających z różnych przyczyn i procesów ich powstawania [11, 20, 21, 22]. Najwięcej wstrząsów indukowanych jest eksploatacją górniczą. Ogniska ich leżą w pobliżu wyrobisk górniczych. Ten rodzaj sejsmiczności

w warunkach GZW był przedmiotem szczegółowych badań Z. Wierzchowskiej [68], A. Kijki [42], B. Syrka i A. Kijki [63] oraz innych badaczy i praktyków (A. Bilińskiego [4], H. Marcaka [48], A. Goszcza [33], J. Dubińskiego [17], E. Głowackiej i A. Kijki [28]). Specyfika prowadzonej eksploatacji oraz lokalne stany naprężeniowo-deformacyjne ukształtowane przez sytuację geologiczno-górnica mają istotny wpływ na poziom i rozkład przestrzenny oraz energetyczno-ilościowy tego rodzaju sejsmiczności. Stąd wynika wniosek o istnieniu zależności pomiędzy aktywnością sejsmiczną górotworu a działalnością górnica. Rzadziej wstrząsy są związane z występowaniem aktywności sejsmicznej pozostającej tylko w częściowej zależności z eksploatacją górnica. Przyczyn jej wystąpienia należy dopatrywać się zarówno w regionalnych zmianach naprężeń wynikających z działalności górniczej w dużych polach eksploatacyjnych: kilka ścian, oddziałów wydobywczych, kopalń, jak i w istniejących naprężeniach tektonicznych powiązanych ze strefami zaburzeń geologicznych tektoniki pierwotnej (uskoki) [32, 41, 64, 65, 70].

5. TĄPIANIA A KIERUNKI OSŁABIENIA GÓROTWORU

Rezultaty badań empirycznych uzyskane w konkretnych warunkach geologiczno-górnich, nawet potwierdzone wynikami badań analitycznych, mogą mieć wartość ogólną tylko w przypadku ich zgodności z szeroko rozumianą działalnością górnica. Dlatego też w celu zweryfikowania poglądów literaturowych oraz uzyskania ilościowych ocen wpływu nieciągłości na występowanie tąpnięć przeprowadzono analizę uwarunkowań geologiczno-górnich tąpnięć zaistniałych w kopalniach węgla kamiennego w latach 1989–2001. Warunki ich występowania, udokumentowane w *Katalogu tąpnięć w GZW* [39, 53], zestawiono syntetycznie w pracy doktor-skiej autorki [54].

5.1. Analiza warunków występowania tąpnięć

W latach 1989–2001, zgodnie ze statystyką tąpnięć [39], w kopalniach węgla kamiennego wydarzyły się 102 tąpnięcia. W większości przypadków skutki tego zjawiska wystąpiły w wyrobiskach wykonywanych w pokładach grupy 500, tylko dwa w pokładzie 414/1 w kopalni „Śląsk” oraz trzy w pokładach grupy 600. Głębokość zalegania pokładów wynosiła $400 \div 1120$ m, a grubość $1,2 \div 14,4$ m. Tąpnięciom towarzyszyły wstrząsy górotworu o energii rzędu $10^4 \div 10^8$ J. Kąt upadu pokładów wynosił $3 \div 20^\circ$, tylko w przypadku pokładu 620 ZWSM Jadwiga był większy i wynosił $20 \div 31^\circ$. Kierunki upadu warstw w rejonach, w których obserwowano skutki tąpnięć były następujące:

- południowy – 36 tąpnięć,
- południowo-wschodni – 11 tąpnięć,
- południowo-zachodni – 55 tąpnięć.

Charakterystyczna dla tąpnięć wysokość wyrobisk wynosiła $1,5 \div 3,6$ m, przy czym w większości, bo w 64 przypadkach, skutki stwierdzono w otoczeniu ścian (tj. w chodnikach przyścianowych oraz przecinkach ścianowych). Pozostałe 38

tapnięć wystąpiło w wyrobiskach chodnikowych drążonych lub istniejących, niezwiązanych bezpośrednio z robotami eksploatacyjnymi. Z zestawienia tapnięć wynika, że skutki w postaci uszkodzonych wyrobisk lub ich zniszczenia wystąpiły w 43 ścianach zawałowych i 21 ścianach podsadzkowych.

Analiza wpływu uskoków lokalnych znajdujących się najbliżej miejsc skutków tapnięć pozwala na następujące stwierdzenia:

- 81 tapnięć zlokalizowano w strefach uskoków lokalnych o zrzutach dochodzących do kilkunastu metrów,
- 14 tapnięć zaistniało w otoczeniu dużych uskoków (charakterystycznych dla struktury tektoniki pierwotnej) o zrzutach dochodzących do 140 m,
- 7 tapnięć nie dotyczyło otoczenia uskoków.

Charakterystyka miejsc tapnięć na podstawie zebranych materiałów opisowych i map górniczych pozwala na usystematyzowanie usytuowania frontu robót (ścian lub chodników) względem najbliższego uskoku. Stąd jednoznaczna ocena dotycząca zaliczania frontów do skrzydeł wiszących lub zrzuconych, a określona na podstawie zalegania płaszczyzn uskokowych w ich bezpośrednim otoczeniu. Odnotowano 53 przypadki, w których front robót górniczych znajdował się w skrzydle zrzuconym, natomiast w skrzydle wiszącym zaistniały 42 tapnięcia. W pozostałych pięciu przypadkach tapnięcia nie były związane z uskokami. Dwa tapnięcia spowodowały skutki w ścianach, w których front pól ścianowych znajdował się w otoczeniu, ale wzdłuż płaszczyzn uskokowych.

Analizowane tapnięcia wystąpiły w następujących odległościach od płaszczyzny uskokowej:

- do 25 m – 38 tapnięć,
- 26÷50 m – 10 tapnięć,
- 51÷100 m – 5 tapnięć,
- 101÷150 m – 9 tapnięć,
- 151÷200 m – 8 tapnięć,
- >201 m – 23 tapnięcia.

W 9 przypadkach brak jest dokładnych danych odnoszących się do odległości miejsca położenia skutków tapnięcia od uskoku.

Z powyższego zestawienia wynika, że 48 tapnięć (co stanowi 47% rozpatrywanych) spowodowało skutki w wyrobiskach w odległości do 50 m od płaszczyzny najbliższego uskoku. W odległości od uskoku wynoszącej od 51 do 150 m, było 12 tapnięć, w odległości powyżej 201 m – 23.

Ponieważ przeciętny wybieg ścian w kopalniach węgla kamiennego wynosi 600÷700 m, z powyższego zestawienia wynika, że częstość występowania tapnięć, przy odległości frontu ściany od uskoku do 50 m, jest około 10-krotnie większa niż w pozostałym polu wybiegu ściany. W większości przypadków kąt upadu powierzchni tychże uskoków wynosi 30÷60°, w nielicznych przypadkach 90°.

Z map pokładów, w których wystąpiły tapnięcia wynika, że uskoki w 79 przypadkach miały azymut rozciągłości południkowy, w pozostałych 16 – azymut równoleżnikowy.

Ocena ł u p n o ś c i wiszącej lub leżącej w miejscu skutków tąpnięć w stosunku do linii przemieszczającego się frontu robót pozwala na sformułowanie następujących wniosków:

- 53 tąpnięcia zaistniały w przypadku wiszącej łupności stropu w stosunku do kierunku eksploatacji,
- 18 tąpnięć zaistniało w przypadku łupności leżącej,
- stwierdzono 28 tąpnięć:
 - w przypadku kierunków łupności w przybliżeniu równoległych rozciągłością do frontu ścianowego,
 - w przypadku kierunków łupności stropu w przybliżeniu prostopadłych rozciągłością do frontu ścianowego; ten układ spełniał rolę łupności wzdłużnej.

Zestawienie wartości kątów między linią frontu ściany (przodkiem wyrobisk) a rozciągłością łupności (rozumianej jako pionowa podzielność pierwotna górotworu) pozwala na wysunięcie następujących stwierdzeń (tabl. 1):

- 17 tąpnięć zaistniało w warunkach, kiedy kąt pomiędzy azymutem frontu robót a azymutem rozciągłości łupności górotworu był niewielki i wynosił do 10° ,
- przy kącie wynoszącym $21 \div 40^\circ$ zanotowano 29 tąpnięć,
- przy kącie $71 \div 90^\circ$ zanotowano 30 tąpnięć.

Tablica 1. Zależność liczby tąpnięć od kąta zawartego między frontem robót górniczych a łupnością górotworu w rejonie tąpnięcia

Kąt front-łupność, stopnie	Liczba tąpnięć	Udział liczby tąpnięć, %
0÷10	17	17,3
11÷20	2	2,05
21÷30	13	13,3
31÷40	16	16,3
41÷50	10	10,2
51÷60	8	8,2
61÷70	2	2,05
71÷80	14	14,3
81÷90	16	16,3

Na podstawie analizy górotworu w otoczeniu zaistniałych skutków tąpnięć, stwierdzono, że najbezpieczniejsza dla eksploatacji jest rozciągłość łupności, której kąt w płaszczyźnie poziomej w stosunku do linii frontu wynosi $51 \div 70^\circ$ i/lub $11 \div 20^\circ$.

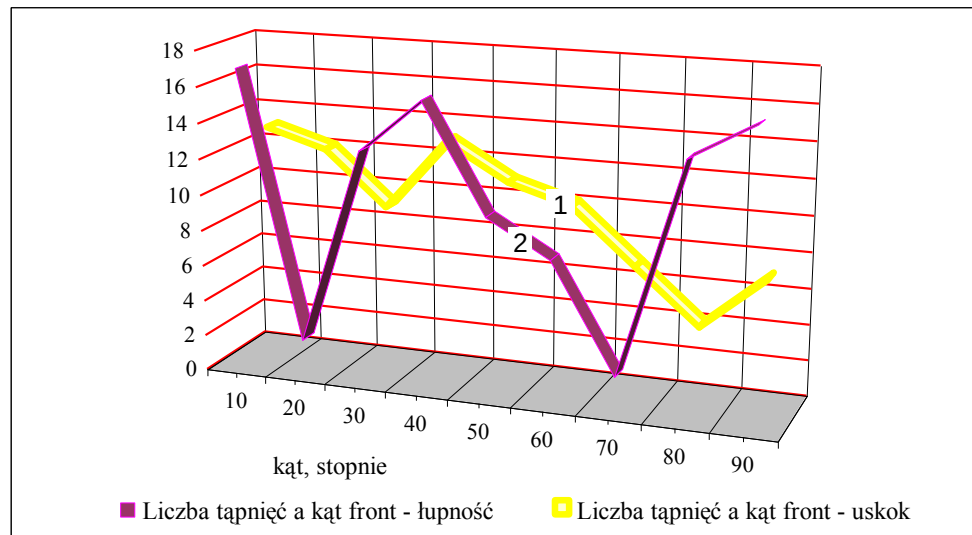
Określenie struktury pierwotnej górotworu w otoczeniu tąpnięć pozwala na ogólną jego charakterystykę, także ocenę azymutów uskoków pierwotnych.

Warunki w jakich zaistniały tąpnięcia w ostatnich trzynastu latach w GZW to przypadki, w których strop cechowała łupność o azymucie rozciągłości zbliżonej lub pokrywającej się z kierunkiem równoleżnikowym – 47 tąpnięć, natomiast z kierunkiem południkowym – 55 tąpnięć.

Liczba tąpnięć jest zależna także od wielkości kąta zawartego między linią frontu a najbliższym uskokiem (tabl. 2, rys. 1). Kąt zawarty między linią frontu ściany lub przodka a płaszczyzną uskoku lokalnego jest najbardziej niebezpieczny, gdy ma wartość $0 \div 20^\circ$ oraz $31 \div 40^\circ$. Generalnie kąt powyżej 60° to udział tąpnięć $4 \div 7\%$. Najmniejsza liczba tąpnięć występuje, gdy wartość kąta wynosi $71 \div 80^\circ$, z czego można wnosić, że wraz ze wzrostem kąta front-uskok maleje liczba tąpnięć. Im kąt front-uskok mniejszy tym większe prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia.

Tablica 2. Zależność liczby tąpnięć od wartości kąta układu front-uskok

Wartość kąta front-uskok, stopień	Liczba tąpnięć	Udział liczby tąpnięć, %
<10	13	12,7
11÷20	12	11,8
21÷30	9	8,8
31÷40	13	12,7
41÷50	11	10,8
51÷60	10	9,8
61÷70	7	6,9
71÷80	4	3,9
81÷90	7	6,9
Brak układu front-uskok	16	15,7



Rys. 1. Zależność liczby tąpnięć od kąta zawartego między linią frontu a najbliższym uskokiem oraz linią frontu (1) a łupnością skał stropowych (2)

Fig. 1. Relationship of the number of rockbursts vs. the angle between the front line and the nearest fault and the front line (1) and cleavage of the roof rock (2)

Ocena wpływu odległości skutków tąpnięć oraz ognisk wstrząsów, prowadzi do wniosku, że im odległość mniejsza tym więcej jest tąpnięć (tabl. 3).

Tablica 3. Zależność liczby tąpnięć od odległości ogniska wstrząsów i jego skutków

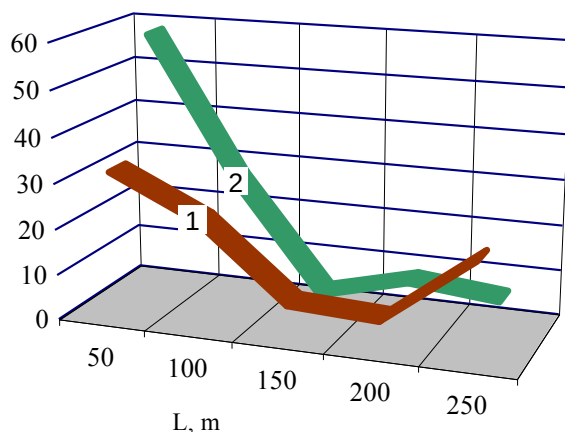
Odległość ognisko-skutek, m	Liczba tąpnięć	Udział liczby tąpnięć, %
<25	28	27,5
26÷50	30	29,4
51÷100	27	26,5
101÷150	3	2,9
151÷200	8	7,8
>200	6	5,9

Z zestawienia (tabl. 3) wynika, że spośród 102 tąpnięć aż 85 zaistniało w odległości do 100 m między epicentrum ogniska wstrząsu i jego skutkiem.

Tablica 4. Zależność liczby tąpnięć od odległości ogniska wstrząsów i uskoku

Odległość ognisko-uskok, m	Liczba tąpnięć	Udział liczby tąpnięć, %
<50	32	31,4
51÷100	23	22,5
101÷150	7	6,9
151÷200	6	5,9
>200	21	20,6
* brak danych, bez uskoku	13	12,7

W strefie uskoku (do 100 m) zaistniało 54% tąpnięć ze skutkami w postaci uszkodzeń i/lub zawałów przestrzeni roboczej wyrobisk górniczych. Statystyki wykazały, że w 60 przypadkach skutki tąpnięć zaistniały w ścianach i/lub chodnikach ścianowych, pozostałe 42 tąpnięcia spowodowały skutki w wyrobiskach chodnikowych. Duża liczba bo 21 wstrząsów, spowodowała skutki w odległości większej niż 200 m od najbliższego uskoku (tabl. 4).



Rys. 2. Wpływ odległości epicentrum ogniska wstrząsu od uskoku na występowanie tąpnięć:
1 – liczba tąpnięć a ognisko – uskok, 2 – liczba tąpnięć a ognisko – skutek

Fig. 2. Effect of the distance of the epicentre of the tremor centre from the fault on the occurrence of rockbursts: 1 – number of rockbursts and tremor centre, 2 – number of rockbursts and tremor centre – effect

Na podstawie powyższej analizy tąpnięć, zaistniałych w kopalniach węgla kamiennego w latach 1989–2001, można stwierdzić pewną zależność między usytuowaniem linii frontu eksploatacji względem kierunków płaszczyzn osłabionej spistości i powierzchni uskokowych a zagrożeniem tapaniami.

6. WNIOSKI

Omówione w artykule badania nad uskokami oraz płaszczyznami o pomniejszonej spistości i ich związkiem z zagrożeniem tapaniami umożliwiły sformułowanie następujących prawidłowości:

- Kierunek naturalnej łupności górotworu w otoczeniu pokładu zwykle ma nachylenie $70\div 85^\circ$ i jest tożsamy z kierunkiem spękań naturalnych górotworu.
- Najmniejszą aktywność sejsmiczną oraz najkorzystniejszy rozkład naprężeń w stropie w otoczeniu wyrobiska notuje się przy kącie zawartym między linią frontu ściany a poziomym rzutem płaszczyzn łupności wynoszącym $51\div 70^\circ$.
- Zbliżanie się frontem eksploatacyjnym do strefy lokalnego zaburzenia tektonicznego od strony skrzydła zrzuconego uskoku spowodowało o około 10% większą liczbę tąpnięć niż dochodzenie tym frontem do uskoku od strony skrzydła wiszącego.
- Aktywność sejsmiczna, a także liczba tąpnięć wskazuje na około 50-metrową strefę podwyższonego ryzyka w obu skrzydłach uskoku. W strefach tych zanotowano około 44% wszystkich tąpnięć w kopalniach węgla kamiennego w analizowanym okresie. Biorąc pod uwagę przeciętne wybiegi ścian w przemyśle węglowym rzędu $600\div 700$ m, oznacza to około 10-krotny wzrost stanu zagrożenia tapaniami w odniesieniu do tego zagrożenia w polu eksploatacyjnym bez zaburzeń.
- W odniesieniu do pokładu najmniejsze zagrożenie tapaniami występuje przy nachyleniu płaszczyzn uskokowych względnie płaszczyzn łupności leżącej rzędu $60\div 70^\circ$ (10 tąpnięć). W przypadku łupności wiszącej zagrożenie tapaniami jest wyższe (53 tąpnięcia), przy czym dla tych warunków stosunkowo najmniejsze występuje przy nachyleniu tychże płaszczyzn wynoszącym $60\div 80^\circ$.

Wykorzystanie powyższych ustaleń podczas opracowywania projektów eksploatacji pozwoli na poprawę bezpieczeństwa pracy i umożliwi selektywny dobór aktywnej profilaktyki tapaniowej do lokalnych warunków geologiczno-górnictwowych.

Literatura

1. Bahat D.: *Criteria for the differentiation of en echelons and hackles in fractured rocks*. Tectonophysics 1986 121, s. 197-206.
2. Bayly B.: *Mechanics in structural geology*. New York, Springer-Varlag 1992.
3. Bieniawski Z.T.: *Eine Studie des Bruch Mechanismus von Kohle in situ*. Bericht über das 9. Langertreffen des Internationalen Biuro für Gebirgmechaniks. Leipzig 1967.
4. Biliński A.: *Tapania w świetle mechaniki górotworu odprężonego*. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo 1985 z. 2.
5. Borecki M., Chudek M.: *Mechanika górotworu*. Katowice, Wydaw. „Śląsk” 1972.

6. Budryk W.: *Zjawiska tąpnięć i zapobieganie ich skutkom*. Przegląd Górniczo-Hutniczy 1938 nr 12.
7. Cianciara A., Cianciara B.: *Model funkcji ryzyka wystąpienia wstrząsu*. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, CPPGSMiE PAN 1994.
8. Cianciara B.: *Sejsmiczne prekursorzy wstrząsów górniczych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Seria Wykłady nr 8. Kraków, CPPGSMiE PAN 1995.
9. Dadlez R., Jaroszewski W.: *Tektonika*. Warszawa, PWN 1994.
10. Drzewiecki J.: *Metoda określania miejsc i warunków pęknięcia podbieranych warstw skał mocnych – wyniki badań dołowych*. Praca badawcza Zakładu Tąpnięć i Mechaniki Górotworu. Katowice, GIG 1991 (niepublikowana).
11. Drzęźła B., Białek J., Jaworski A., Bańka P., Słapa W.: *Analiza przestrzennych rozkładów wstrząsów górniczych w rejonie wyrobisk ścianowych prowadzonych z podszadką hydrauliczną*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo 1990 z. 188.
12. Drzęźła B., Dubiński J.: *Lokalizacja ognisk wstrząsów górniczych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Seria Wykłady nr 8. Kraków, CPPGSMiE PAN 1995.
13. Drzęźła B., Kołodziejczyk P.: *Problem niejednorodności lokalizacji ognisk górotworu*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo 1990 z. 188.
14. Dubiński J., Nowak J., Stec K.: *Zwiększenie informatywności sejsmologii górniczej przez określenie parametrów mechanizmu ogniska wstrząsów*. Materiały III Konferencji Naukowo-Technicznej nt. Zastosowanie metod geofizycznych w górnictwie kopalń stałych, Jaworze 1991. Kraków, AGH 1991.
15. Dubiński J., Mutke G.: *Charakterystyka zagrożenia wstrząsami górniczymi w GZW*. Seminarium Sekcji Tąpnięć Komisji Górniczej PAN nt.: Ocena przydatności stalowej, odrzwiowej obudowy chodnikowej do zabezpieczania wyrobisk górniczych zagrożonych tąpnięciami, Promnice 1993. Katowice, PAN 1993.
16. Dubiński J., Konopko W.: *Tąpnięcia – ocena – prognoza – zwalczanie*. Katowice, Wydaw. GIG 2000.
17. Dubiński J.: *Związek geomechanicznej struktury górotworu z indukowaną aktywnością sejsmiczną*. IV Konferencja nt.: Postęp naukowy i techniczny w geologii górniczej węgla kamiennego, Szczyrk 1992. Katowice, SITG 1992.
18. Fajkiewicz Z., Jakiel K.: *Prognozowanie metodą mikrograwimetryczną zagrożeń wstrząsami górniczymi w KWK Pstrowski*. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. 1986 M-8 (191).
19. Fajkiewicz Z., Jakiel K., Ostrowski C.: *Wyniki prognozowania wstrząsów górniczych i deformacji górotworu metodą mikrograwimetryczną w kopalni Szombierki*. Przegląd Górniczy 1981 nr 10.
20. Fajkiewicz Z.: *Geneza czasowych zmian siły ciężkości poprzedzających wstrząsy górnicze*. Ochrona Terenów Górniczych 1983a nr 64.
21. Fajkiewicz Z.: *Mechanizm powstawania wstrząsów górniczych w świetle badań mikrograwimetrycznych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Seria Wykłady nr 8. Kraków, CPPGSMiE PAN 1995.
22. Fajkiewicz Z.: *Pierwsze próby prognozowania wstrząsów górniczych metodą mikrograwimetryczną*. Przegląd Górniczy 1981 nr 10.
23. Fajkiewicz Z.: *Rock burst forecasting and genetic research in coal mines by microgravity method*. Geophys. Prosp. 1983b nr 31.
24. Ferenc W.: *Zagadnienia ciągłości struktury w pokładach zagrożonych wyrzutami gazów i skał*. Przegląd Górniczy 1981 nr 6.
25. Gibowicz S., Cichowicz A.: *Parametry fizyczne i mechanizm ogniska wstrząsów górniczych w kopalni Nowa Ruda*. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-8 1986.
26. Gibowicz S.J.: *Mechanizm ognisk wstrząsów górniczych*. Warszawa-Lódź, PWN 1989.
27. Gieżyński A.: *Szybkościowa metoda ustalania orientacji łupności skał w kopalniach węgla kamiennego*. Prace GIG, Komunikat nr 465. Katowice, GIG 1969.
28. Głowacka E., Kijko A.: *Continuous evaluation of seismic hazard induced by the deposit extraction in selected coal mines in Poland*. Pure and Applied Geophysics 1989 Vol. 129.
29. Godula T.: *Charakterystyka geologiczno-inżynierska górotworu karbońskiego obszaru górniczego kopalni Krupiński*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo 1993.
30. Goszcz A., Kuś R.: *Obserwacje spękań i innych struktur tektonicznych w pokładach węgla zagrożonych wstrząsami górotworu*. X Szkoła Mechaniki Górotworu nt.: Zjawiska dynamiczne w górotworze. Kraków, PAN 1987.

31. Goszcz A., Dworak J.: *Określenie skłonności węgla do tąpnięć na podstawie analizy tektonofizycznej oraz pomiarów parametrów sprężystych pokładu metodą sejsmiczną w wyrobiskach górniczych*. Archiwum Górnictwa 1982 z. 1-2.
32. Goszcz A.: *Kompakcja tektoniczna jako przyczyna naturalnej skłonności skał do wstrząsów górniczych i tąpnięć*. Przegląd Górniczy 1985 nr 7-8, s. 239-244.
33. Goszcz A.: *Wpływ niektórych czynników technologicznych na stan zagrożenia wstrząsami górniczymi i tąpnięciami*. Publs. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. 1988 M-10 (213), s. 141-153.
34. Goszcz A.: *Niektóre zagadnienia geodynamiki górotworu karbońskiego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na tle nowych interpretacji prac badawczych z zakresu geofizyki i tektonofizyki*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo 1986 z. 149.
35. Goszcz A.: *Tektonofizyczne przyczyny występowania wstrząsów górniczych*. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. 1986 M-8 (191).
36. Górecki J.: *Ocena stopnia zaangażowania tektonicznego złóż węgla kamiennego*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo 1986, z. 149.
37. Jaroszewski W.: *Tektonika uskoków i fałdów*. Warszawa, Wydaw. Geologiczne 1990.
38. Jaroszewski W. i inni.: *Przewodnik do ćwiczeń i geologii dynamicznej*. Wyd. 4. Warszawa 1978.
39. Katalog tąpnięć GZW za lata 1986–2001. Katowice, GIG (niepublikowana).
40. Kidybiński A., Biliński A.: *Zależność wystąpienia łupliwości skał karbońskich od warunków naturalnych środowiska*. Prace GIG, A, 266. Katowice 1960, s. 3-11.
41. Kidybiński A.: *Podstawy geotechniki kopalnianej*. Katowice, Wydaw. „Śląsk” 1982.
42. Kijko A.: *Theoretical model for relationship between mining seismicity and excavation area*. Acta Geoph. Pol., 1985, 33, s. 231-142.
43. Kłeczek Z., Zorychta A.: *Geomechaniczne warunki powstawania wstrząsów górniczych*. Materiały III Krajowej Konferencji Naukowo-Technicznej nt.: Zastosowanie metod geofizycznych w górnictwie kopalni stałych. T. I. Kraków, Wydaw. AGH 1991.
44. Konopko W.: *Klasyfikacja tąpnięć*. Przegląd Górniczy 1991 nr 7.
45. Kornowski J., Trombik H., Zuberek W.: *Lokalizacja stref koncentracji ognisk impulsów sejsmoakustycznych*. Przegląd Górniczy 1978 nr 2.
46. Kwaśniewski M.: *Modelowanie numeryczne górotworu o budowie warstwowo-blokowej i badanie deformacji nieciągłych towarzyszących eksploatacji ścianowej prowadzonej z zawalem stropu*. XXII Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu. Karpacz 1999.
47. Majcherczyk T., Tajduś., Cała M.: *Wpływ uskoków na stan zagrożenia tąpnięciami pokładów węgla*. Materiały Sympozjum Naukowo-Technicznego Tąpnięcia'94 nt. Rozwiązania inżynierskie w problematyce tąpnięć. Katowice, GIG 1994.
48. Marczak H.: *Geofizyczne modele rozwoju procesu niszczenia górotworu poprzedzające tąpnięcie i wstrząsy w kopalniach*. Publs. Inst. Geophys. Ac. Sc. 1985 M-6, (176), 149-173, s. 115-128.
49. Marczak H.: *Wpływ struktury górotworu naruszonego robotami górniczymi na tworzenie sekwencji wstrząsów górniczych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Seria Wykłady nr 8 Kraków, CPPGSMiE PAN 1995.
50. McGarr A., Bicknell J., Sembera E., Green R.: *Analysis of exceptionally large tremors in two gold mining districts of South Africa*, in: Seismicity in Mines, S.J. Gibowicz (ed.), Pure Appl. Geophys. 1989 129, 3/4.
51. Mutke G.: *Results of ground motion measurements close to the sources of mining tremors*. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. 1999 M-22 (310).
52. Nieć M.: *Geologia kopalniana*. Warszawa, Wydaw. Geologiczne 1990.
53. Patyńska R.: *Zagrożenie tąpnięciami*, w: Raport roczny o stanie zagrożeń naturalnych i technicznych w przemyśle węglowym, ich ocena oraz kierunki ulepszania i profilaktyki. Praca zbiorowa pod kierunkiem W. Konopko. Katowice, GIG 1997–2001.
54. Patyńska R.: *Wpływ kierunku eksploatacji pokładów węgla na zagrożenie tąpnięciami*. Katowice, GIG 2001 (praca doktorska).
55. Pawłowicz K.: *Rozkład powierzchni osłabionej spoiwości w skałach, metoda oznaczania trwałości i próba klasyfikacji stropów pokładów węgla w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym*. Katowice 1966.
56. Reading H.G.: *Sedimentary basins and global tectonics*. Proc. Geol. Ass. 1982, 93, nr 4.
57. Ryncarz T.: *Zarys fizyki górotworu*. Katowice, Śląskie Wydaw. Techniczne 1993.

58. Sagan G., Zuberek W.: *Analiza związku sejsmiczności z tektoniką i przebiegiem eksploatacji w obszarze górniczym kopalni Polkowice*. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. 1986 M-8 (191).
59. Sałustowicz A.: *Mechanika górotworu*. Górnictwo T. III. Stalinogród 1955.
60. Skinderowicz B.: *Wpływ czasu na kształtowanie się dynamicznych niecek osiadania*. Katowice, GIG 1976.
61. Spottiswoode S.M., McGarr A.: *Source parameters of tremors in a deep-level gold mine*. Bull. Seism. Soc. Am. 1975, 65.
62. Stec K.: *Wpływ parametrów mechanicznych ognisk wstrząsów górniczych na ocenę zagrożenia sejsmicznego w kopalni węgla kamiennego*. Katowice, GIG 1994 (praca doktorska).
63. Syrek B., Kijko A.: *Energetyczno-częstotliwościowe rozkłady aktywności sejsmicznej i ich związki z zagrożeniem tąpnięciami*. Publs. Inst. Geophys. Ac. Sc. 1988 M-10 (213), 281-298.
64. Teisseyre R.: *Indukowana sejsmiczność i wstrząsy pochodzenia eksploatacyjnego*, w: Fizyka i ewolucja wnętrza Ziemi. Warszawa, PWN 1983.
65. Teper L., Idziak A., Sagan., Zuberek W.: *Celowość badań nad wpływem tektoniki na występowanie wstrząsów górniczych w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym*. Materiały IV Konferencji Naukowo-Technicznej nt.: Postęp naukowy i techniczny w geologii górniczej węgla kamiennego. Katowice, GIG 1992.
66. Teper L.: *Określenie charakteru deformacji górotworu karbońskiego na podstawie badań niektórych geomechanicznych cech skał w północno-wschodniej części GZW*. Sosnowiec 1988 (praca doktorska).
67. Tyrała A., Szwedzicka M., Szukalski S.: *Klasyfikacja uskoków tektonicznych w badaniach nad ich oddziaływaniem na proces deformacji powierzchni*. Prace GIG, Komunikat nr 652. Katowice 1975.
68. Wierzchowska Z.: *Mikrosejsmologiczne kryteria oceny stanu zagrożenia tąpnięciami w kopalniach*. Przegląd Górniczy 1978 nr 9.
69. Wojnar W.: *Związek naprężeń poziomych z budową geologiczną oraz ilością wstrząsów w górotworze północno-wschodniej części GZW*. Katowice, GIG 1985 (praca doktorska).
70. Zuberek W.: *Wpływ tektoniki na występowanie sejsmiczności indukowanej eksploatacją górniczą*. Sympozja i Konferencje VI. Kraków, PAN 1993.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński

Stanisław Chałupnik, Małgorzata Wysocka

POMIARY EKSHALACJI RADONU Z GRUNTU – OPRACOWANIE METODYKI I WYNIKI WSTĘPNE

Streszczenie

Radon jest gazem szlachetnym i dzięki temu, po opuszczeniu siatki krystalicznej minerału zawierającego izotop macierzysty rad ^{226}Ra , z dużą łatwością przemieszcza się najpierw w przestrzeni międzymiastkowej, a następnie przedostaje się do szczelin i spękań, i razem z innymi gazami szuka najłatwiejszych dróg migracji. Czas półrozpadu radonu jest dostatecznie długi, by zdążył on przebyć drogę od miejsca, gdzie powstał w wyniku rozpadu izotopu macierzystego, do spękań w fundamentach budynków, a przez nie do mieszkań. W przypadku, kiedy ze skał lub gleby przedostaje się do powietrza atmosferycznego, ma mniejsze znaczenie z uwagi na ochronę radiologiczną, gdyż szybko zostaje rozcieńczony w bardzo dużej objętości powietrza. W przestrzeniach zamkniętych, jakimi są jaskinie, tunele i domy mieszkalne może dojść do znacznych koncentracji radonu „produkowanego” przez izotop macierzysty.

Badania stężeń radonu w budynkach na obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW) prowadzone przez Główny Instytut Górnictwa wykazały, że w pewnych obszarach Zagłębia możliwe jest występowanie podwyższonych koncentracji tego gazu [19]. Eksploatacja węgla kamiennego oraz indukowane przez nią zjawiska geodynamiczne, takie jak wstrząsy i tąpnięcia, są przyczyną występowania pęknięć poeksploatacyjnych, szczelin i spękań górotworu, co z kolei powoduje osiadanie powierzchni i zniszczenie struktury budynków. Procesy te ułatwiają przemieszczanie się radonu w górotworze. Wskaźnikiem zagrożenia radonowego w badanym terenie jest stężenie tego gazu w powietrzu glebowym. Istotnym czynnikiem, wpływającym na wartość stężenia radonu w budynkach jest przepuszczalność gleby. Pomiary tej wielkości są utrudnione w warunkach terenowych, dlatego część naukowców uważa, że zamiast (lub oprócz) pomiarów stężeń radonu w glebie powinno wykonywać się pomiary ekshalacji radonu z gleby. Przedstawione w artykule badania miały na celu opracowanie metodyki pomiaru ekshalacji oraz kalibrację opracowanej metody. Do pomiarów terenowych skonstruowano komorę kumulacyjną (rys. 1). Kalibrację metody prowadzono w komorze radonowej znajdującej się w Laboratorium Radiometrii Głównego Instytutu Górnictwa (fot. 1). Po wykonaniu pomiarów kalibracyjnych rozpoczęto badania na wytypowanych terenach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. W celu zbadania związku między lokalną budową geologiczną, a poziomem ekshalacji radonu prowadzono pomiary w rejonach o odmiennej budowie geologicznej. Ponadto, badaniami objęto wybrane rekultywowane tereny pogórnice. Wyniki badań wykazały, że w pewnych przypadkach na terenach pogórnich można spodziewać się wzmózonej ekshalacji radonu.

Measurements of radon exhalation from the ground – development of the method and preliminary results

Summary

Radon is a noble gas, therefore after recoil from the lattice, in which radium ^{226}Ra was embedded, relatively easy moves in the fissures and cracks. The half-life of radon is long enough (3.83 days) to enable movement of this radionuclide for relatively long distances in soil, to reach the surface or enter inner spaces of buildings. Of course, when radon exhales into atmospheric air, the radiation hazard is negligible due to fast dilution in big volume of outdoor air. In confined spaces as caves, underground mines or dwellings radon concentrations may sometimes reach high level.

During our investigations in Upper Silesian Coal Basin (USCB), it has been revealed, that in some parts of the basin radon concentrations in dwellings are enhanced [19]. Coal mining in this area leads to specific geodynamic phenomena, as quakes and tremors. On the other hand, underground exploitation induces the presence of emptiness, cracks and fissures in the strata. All mentioned above factors cause very often subsidence of the surface and damages of buildings, located in affected zones. Radon migration in fractured rocks and soil is much easier.

One of possible indicators of radon risk is radon concentration in soil gas, commonly used in many countries. Very important factor, affecting radon levels in dwellings, is permeability of the soil. Measurements of soil permeability are rather difficult, therefore in our opinion a better indicator of radon risk is exhalation rate from the ground.

We decided to implement such technique of measurements in our laboratory in the Central Mining Institute (Phot. 1.). Firstly, an exhalation (accumulation) chamber has been constructed (Fig. 1.). At first, Lucas cells have been applied for measurement of radon concentration in exhalation chambers. Preliminary results showed, that such method has relatively high detection limit – 2 mBq/m²*s for accumulation time 3-4 hours. Therefore we started investigations of possible application of activated charcoal for radon accumulation and liquid scintillation counting of charcoal detectors. A calibration of charcoal detectors is difficult, a lot of efforts have been made to develop the proper calibration procedure.

Afterwards, preliminary field measurements have been started, to investigate relationship between radon exhalation rates and local geological structure in different regions of USCB. Additionally, some areas after ground reclamation have been tested, because we predicted enhanced radon exhalation rates in some specific sites like abandoned settling ponds or waste piles.

1. RADON JAKO ŹRÓDŁO ZAGROŻENIA RADIACYJNEGO W DOMACH – MIGRACJA I WNIKANIE DO BUDYNKÓW

Radon jest gazem powszechnie obecnym w środowisku naturalnym. Występuje zarówno w litosferze, jak i hydrosferze i atmosferze. Ze względu na stosunkowo krótki okres połowicznego zaniku (3,83 dnia) w powietrzu atmosferycznym stężenia radonu nie przekraczają zazwyczaj kilku czy kilkunastu bekereli w metrze sześciennym. W przestrzeniach zamkniętych, o ograniczonej wentylacji, takich jak wyrobiska górnicze, piwnice czy mieszkania, radon może występować w znacznie większych stężeniach, mogących wpływać na zdrowie pracowników czy mieszkańców.

Najważniejszymi źródłami radonu w budynkach są skały budujące podłoże i gleba, skąd dzięki dyfuzji i konwekcji przedostaje się przez naturalne szczeliny i spękania bezpośrednio do pomieszczeń mieszkalnych. Innym, mogącym mieć pewne znaczenie źródłem radonu są materiały budowlane. Zawartość radonu w wodzie wodociągowej i gazie ziemnym jest w zasadzie do pominięcia.

Stężenie radonu w glebie jest pochodną promieniotwórczości naturalnej skał macierzystych, z których gleba powstała. Według danych literaturowych średnie stężenie radonu w glebie, na przykład w poszczególnych stanach Ameryki, waha się w granicach od 5000 do około 200 000 Bq/m³. W pewnych przypadkach, na przykład w podłożu zbudowanym z mylonitów, stężenie tego gazu w powietrzu glebowym może osiągnąć wysokie 450 000 Bq/m³ [3]. W krajach skandynawskich za „normalne” uważa się stężenie radonu 4000÷50 000 Bq/m³, za podwyższone od 100 000 do 200 000 Bq/m³. W ograniczonych obszarach występowania rud uranowych lub łupków aluminowych stężenia radonu przewyższają wartość 1 000 000 Bq/m³ [8].

Na terenie Polski badaniami stężenia radonu w powietrzu glebowym zajmował się między innymi zespół naukowców z Państwowego Instytutu Geologicznego

w Warszawie. Stwierdzili oni, że jedynie w południowo-zachodniej części kraju, w obrębie masywu karkonosko-izerskiego, występują duże stężenia radonu w powietrzu glebowym, wynoszące średnio $300\,000\text{ Bq/m}^3$ [5]. Według tych samych badaczy na obszarze Suwalszczyzny stężenia radonu w glebie mieszczą się w przedziale od $10\,000$ do $50\,000\text{ Bq/m}^3$ [4]. Z kolei w obrębie aglomeracji krakowskiej średnie stężenia radonu w powietrzu glebowym wynoszą około $15\,000\text{ Bq/m}^3$. Jedynie w wybranych miejscach, gdzie budowa geologiczna sprzyja migracji i gromadzeniu się radonu, stwierdzono większe stężenie tego gazu: średnio około $38\,000\text{ Bq/m}^3$ [13]. Występowanie w naszym kraju rejonów, w których stężenia radonu w glebie przekraczają $100\,000\text{ Bq/m}^3$ potwierdziły również badania prowadzone przez D. Mazura [7].

Analizując potencjalne źródła radonu w budynkach, należy w zasadzie ograniczyć się do gleby i osadów znajdujących się pod budynkami lub w ich bezpośrednim sąsiedztwie, gdyż według Nazaroffa droga, jaką może przebyć radon jest nie dłuższa niż kilkanaście metrów w czasie od kilku dni do kilku tygodni [10]. W Polsce problemem migracji radonu w górotworze w aspekcie wykorzystania tego zjawiska do prognozowania wyrzutów i tąpnięć w kopalniach węgla kamiennego zajmowała się J. Lebecka wraz z zespołem [6]. W jednej z dolnośląskich kopalń węgla na podstawie wydatku wypływu radonu, a także na podstawie natężenia wypływu gazu oraz stopnia nasycenia górotworu gazem, obliczyła, że droga migracji radonu wynosi około 10 metrów.

1.1. Zjawiska powodujące uwolnienie radonu z siatki krystalicznej minerałów

Pierwszym etapem procesów powodujących uwalnianie się radonu z minerałów jest **emanacja**. Jest to uwalnianie gazowego radonu z ziaren substancji stałych do powietrza, znajdującego się w porach tych minerałów.

Współczynnik emanacji definiuje się jako stosunek liczby atomów wydostających się z ziaren substancji stałej do liczby atomów powstających w nich w wyniku rozpadu promieniotwórczego [11]. Liczbowo współczynnik emanacji ϵ określa ilość radonu uwalnianego z siatki krystalicznej do przestrzeni międzyziarnowej. Energia odrzutu uzyskiwana w czasie rozpadu izotopu macierzystego radonu (czyli radu) ma zasadniczy wpływ na wielkość współczynnika emanacji. Dla radonu ^{222}Rn jest to energia równa $0,086\text{ MeV}$, co pozwala na pokonanie drogi w większości minerałów od 20 do 70 nm. Dla porównania w powietrzu odległość ta wynosi $63\text{ }\mu\text{m}$. W wyniku emanacji w porach międzyziarnowych gromadzi się określona ilość radonu, pozostającego w dynamicznej równowadze promieniotwórczej z izotopem macierzystym, jak i izotopami pochodnymi.

Atom radonu uwolniony z siatki krystalicznej przemieszcza się zarówno w przestrzeniach międzyziarnowych, czy dalej w spękaniach skalnych lub w glebie dzięki dyfuzji i konwekcji. Droga, jaką przebywa zależna jest od środowiska, w którym porusza się. Zdolność migracji radonu określa tzw. współczynnik dyfuzji, który według Tannera [14] wynosi odpowiednio:

- $0,1\text{ cm}^2\cdot\text{s}^{-1}$ – dla migracji w powietrzu,

- $10^{-5} \text{ cm}^2 \cdot \text{s}^{-1}$ – dla migracji w wodzie,
- $10^{-2} \text{ cm}^2 \cdot \text{s}^{-1}$ – dla migracji w glebie.

Oznacza to, że radon rozpada się do 10% swej początkowej objętości po przejściu:

- 5 metrów w powietrzu,
- 5 centymetrów w wodzie,
- 2 metrów w glebie.

Niezwykle często zdarza się, że wartość zmierzona współczynnika emanacji różni się w sposób istotny od wartości obliczonej teoretycznie. Badacze tłumaczą to zjawisko dwojako:

- izotop macierzysty – rad – nie jest rozprzestrzeniony równomiernie w materiale skalnym, lecz jest skupiony w części powierzchniowej,
- rozpad promieniotwórczy radu powoduje zniszczenie siatki krystalicznej, tzw. korozję chemiczną, i dzięki temu nowo powstałe atomy radonu mają ułatwioną drogę migracji [14, 15].

W czasie kolejnego etapu wędrówki radon może opuścić materiał, w którym powstał dzięki przemianom promieniotwórczym. Część atomów radonu znajdującego się w przestrzeni międzyziarnowej wydostaje się na zewnątrz drogą dyfuzji i konwekcji. Zjawisko to nazywa się **ekshalacją**. Według Nazaroffa [10] współczynnik ekshalacji można obliczyć ze wzoru:

$$\varphi_{Rn} = \varepsilon A_{\text{rad}} \rho \lambda R_B$$

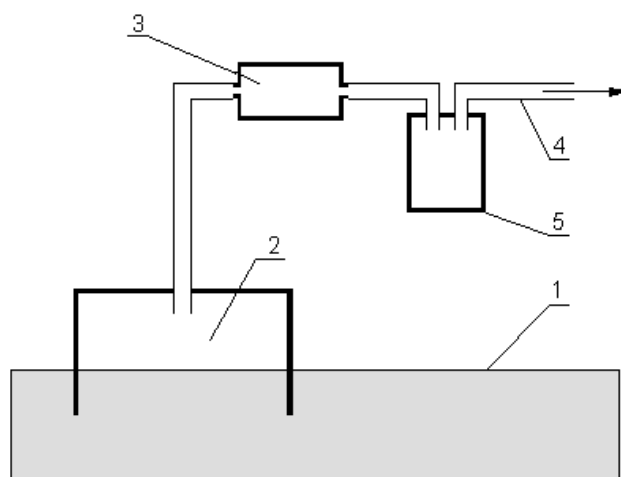
gdzie:

- ε – współczynnik emanacji,
- A_{rad} – zawartość radu w glebie,
- ρ – gęstość materiału,
- λ – stała rozpadu promieniotwórczego,
- R_B – długość dyfuzji.

Współczynnik ekshalacji radonu z gleby w warunkach normalnych wynosi – na przykład według Wilkeninga – $17 \text{ mBq} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$ [16]. Porstendorfer natomiast stwierdził, że średni współczynnik ekshalacji z gleby wynosi $26 \text{ mBq} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$ [11]. Do obliczeń współczynnika ekshalacji autor ten wprowadził następujące założenia: współczynnik emanacji równa się 0,1, zawartość radu w glebie wynosi 40 Bq/kg , gęstość gleby $2 \cdot 10^3 \text{ kg/m}^3$, a długość dyfuzji 1,5 m. Z kolei według Colle’a [1] zakres zmienności współczynnika ekshalacji wynosi od 2 do $50 \text{ mBq} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$.

2. METODYKA BADANIA EKSHALACJI RADONU Z GRUNTU

Znajomość współczynnika ekshalacji radonu z gruntu jest pomocna przy szacowaniu ryzyka radonowego badanych obszarów. Teoretyczne obliczanie współczynnika ekshalacji radonu z podłoża wymaga znajomości wielu czynników charakteryzujących badany obszar. Obliczenia teoretyczne mogą prowadzić do grubych błędów, na przykład dla terenów górniczych, gdzie struktura warstwy przypowierzchniowej może być zaburzona. Podobnie w miejscach gromadzenia odpadowych mas skalnych lub odpadów pohutniczych o niejednorodnej strukturze wyznaczenie porowatości i przepuszczalności, niezbędnych do obliczenia współczynnika ekshalacji jest niezwykle trudne. Z tego względu podjęto próbę opracowania metodyki pomiarów współczynnika ekshalacji w warunkach polowych. Skonstruowano komorę kumulacyjną, której schemat przedstawiono na rysunku 1. Komorę stanowi otwarty z jednej strony cylinder aluminiowy, z zamontowanymi dwoma zaworami gazowymi typu Swagelock. Podczas pomiarów cylinder wbija się na kilka centymetrów w glebę, co umożliwia gromadzenie się w nim radonu, wydzielającego się z podłoża. Po określonym czasie, zwykle nie krótszym niż 2,5 i nie dłuższym niż 4 godziny, powietrze z komory kumulacyjnej przepompowuje się do obiegu zamkniętego urządzenia przez komorę Lucasa, a następnie wykonuje pomiar stężenia radonu.



Rys. 1. Sposób wykonywania pomiaru ekshalacji radonu z gleby: 1 – gleba, 2 – komora kumulacyjna, 3 – suszka, 4 – pompka, 5 – komora Lucasa

Fig. 1. Method to perform the measurements of radon exhalation from soil: 1 – soil, 2 – cumulation chamber, 3 – drier, 4 – pump, 5 – Lucas cell

Zasada wykonywania pomiarów współczynnika ekshalacji za pomocą powyżej przedstawionego urządzenia opiera się na założeniu, że czas pomiaru t jest krótki w porównaniu z czasem połowicznego zaniku $T_{1/2Rn}$ i w związku z tym można pominąć poprawkę na rozpad promieniotwórczy: $t \ll T_{1/2Rn}$.

Pomiar współczynnika ekshalacji wykonuje się w następujących etapach:

- komorę kumulacyjną instaluje się w wybranym miejscu na około 3 godziny,

- za pomocą komór Lucasa, wykonuje się pomiar stężenia radonu w powietrzu wewnątrz komory kumulacyjnej i oblicza aktywność radonu w całej jej objętości,
- znając czas trwania ekshalacji, powierzchnię, z której następuje oraz wymiary (przekrój) naczynia pomiarowego oblicza się współczynnik ekshalacji.

$$\Phi_{Rn} = A_{Rn}/(St)$$

gdzie:

- A_{Rn} – aktywność radonu w komorze kumulacyjnej, Bq;
- S – powierzchnia ekshalacji (pole przekroju komory kumulacyjnej), m^2 ;
- t – czas kumulacji, s.



Fot. 1. Pomiar ekshalacji radonu z gleby wewnątrz komory radonowej z zastosowaniem przyrządu AB-5 firmy Pylon i komory Lucasa

Phot. 1. Measurements of radon exhalation from soil inside the radon chamber with use of PYLON AB-5 monitor and Lucas cell

Do określania stężenia radonu ^{222}Rn w powietrzu stosowanych jest kilka metod. Jedną z nich, stosunkowo prostą, jest metoda komór scyntylacyjnych (fot. 1). Tę właśnie metodę stosowano początkowo do określania współczynników ekshalacji radonu z gleby. Próg wykrywalności radonu w powietrzu dla tej metody wynosi około $50\div 100 \text{ Bq/m}^3$. Przy czasie kumulacji radonu w komorze przez okres 3 godzin odpowiada to limitowi detekcji współczynnika ekshalacji na poziomie $1,0 \text{ mBq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$. Dążąc do poprawy obniżenia progu detekcji, podjęto się opracowania innej metodyki prowadzenia badań ekshalacji radonu, z zastosowaniem alternatywnej metody oznaczania stężenia radonu.

Do pomiaru stężenia radonu wykorzystano detektory z węgla aktywnych. Detektory tego typu stosowane są przez Laboratorium Radiometrii GIG do wstępnego mocowania poziomu stężeń radonu w mieszkaniach [18]. Niektórzy z badaczy stosują technikę węgla aktywnych także do badań ekshalacji [2]. Odczyt detektorów z węgla

aktywnego wykonuje się bądź za pomocą spektrometrii promieniowania gamma, bądź z wykorzystaniem spektrometrii ciekłoscyntylacyjnej. Metoda ciekłoscyntylacyjna zapewnia próg detekcji dla oznaczania współczynnika ekshalacji radonu z gleby na poziomie $0,1 \text{ mBq} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$.

Najpoważniejszą trudność przy wdrażaniu tej metodyki, stanowiła kalibracja zestawu pomiarowego. W przypadku standardowych pomiarów radonu w mieszkaniach kalibrację prowadzono w komorze radonowej o objętości $7,25 \text{ m}^3$, przy stałym stężeniu radonu. Początkowo w taki sam sposób kalibrowano detektory przeznaczone do badań ekshalacji, z tą różnicą, że czas ekspozycji detektorów w komorze radonowej był znacznie krótszy i wynosił od 2 do 4,5 godziny. Z eksponowanych detektorów radon był wymywany za pomocą scyntylatora toluenowego [17], a następnie próbki były mierzone w spektrometrze ciekłoscyntylacyjnym Quantulus. Równocześnie wykonywano ciągły pomiar stężenia radonu w komorze za pomocą przyrządu Pylon z bierną sondą radonową PRD. Porównując wyniki z radiometru Pylon z odczytami detektorów węglowych otrzymano krzywą kalibracji metody. Uzyskane w taki sposób wartości współczynnika kalibracji były zależne od czasu ekspozycji detektora. Zależność ta wynikała z faktu, że detektory węglowe osiągają stan nasycenia po upływie kilkudziesięciu godzin ekspozycji w warunkach stałego stężenia radonu.

Zmianę częstości zliczeń dla kalibrowanych w komorze radonowej detektorów węglowych opisuje poniższa formuła

$$C = 425t$$

gdzie

C – częstość zliczeń dla detektorów węglowych, cpm;

t – czas ekspozycji, h.

Liniowy współczynnik kalibracji można wyznaczyć ze wzoru

$$K(t) = C_{\text{Rn}} / (425t)$$

gdzie: C_{Rn} – jest stężeniem radonu.

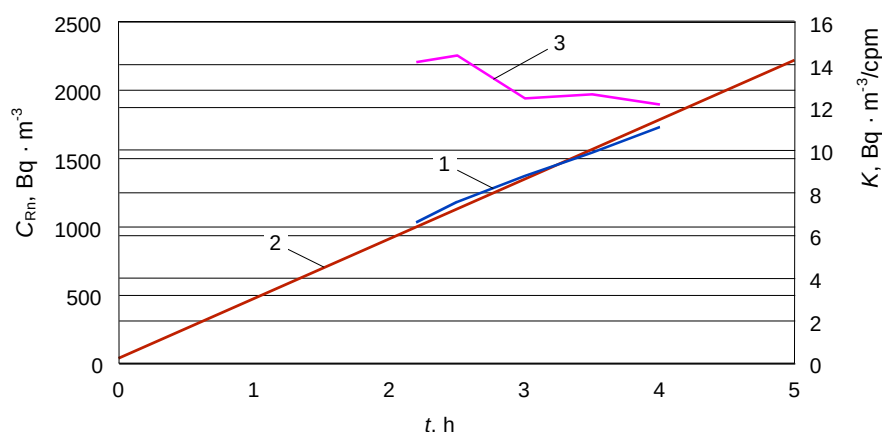
Dla standardowo prowadzonej kalibracji, tzn. trzygodzinnej ekspozycji ($t = 3 \text{ h}$) i stężenia radonu w komorze równego $C_{\text{Rn}} = 13,5 \text{ kBq/m}^3$, liniowy współczynnik kalibracji jest równy

$$K(3) \approx 9 \text{ Bq} \cdot \text{m}^{-3} / \text{cpm}$$

Następnym etapem prac było porównanie wyników metody, w której wykorzystano komory Lucasa i metody z zastosowaniem detektorów węglowych w pomiarach terenowych. Komory kumulacyjne umieszczano parami w określonych punktach pomiarowych, a w jednej z nich umieszczano detektor węglowy. Po kilku godzinach z drugiej komory pobierano próbkę powietrza do komory Lucasa, w której określono stężenie radonu. Detektory węglowe następnie poddawano procedurze pomiarowej w laboratorium. Wstępne wyniki porównań ujawniły bardzo dużą, sięgającą 50%, rozbieżność między oznaczeniami wykonanymi obiema metodami. Utwierdziło nas to w przekonaniu, że był to skutek niezbyt prawidłowej kalibracji metody węgla aktywnych. Przypuszczalną przyczyną rozbieżności był fakt, że w czasie ekspozycji detektora w komorze kumulacyjnej stężenie radonu nie jest stałe. W momencie

umieszczania detektora w komorze kumulacyjnej początkowe stężenie radonu odpowiada jego koncentracji w atmosferze, a więc wynosi zaledwie kilka czy kilkanaście Bq/m^3 . Od tej chwili, w czasie ekspozycji detektora wydobywający się z gleby radon kumuluje się w komorze i wzrasta jego stężenie. Ponadto, detektor węglowy wychwytuje radon i końcowe stężenie radonu w komorze kumulacyjnej z węglem aktywnym jest znacznie niższe, niż w sąsiedniej komorze bez detektora. Powyższe obserwacje spowodowały wprowadzenie zmian w procedurze kalibracji.

W komorze radonowej starano się stworzyć podobne warunki, jak w terenie podczas rzeczywistych pomiarów współczynników ekshalacji. W tym celu początkowe stężenie radonu w komorze zmniejszono do wartości podobnych jak na otwartym powietrzu, a następnie włożono do niej detektory węglowe i przepływowe źródło radonowe firmy Pylon. Wcześniej, na podstawie atestu źródła, określono jego wydatek oraz szybkość narastania stężenia radonu w komorze, przy ciągłym przepływie powietrza. Ze źródła uprzednio usunięto cały nagromadzony w nim radon. Kalibracja trwała około 4,5 godziny – w komorze umieszczono kilkanaście detektorów węglowych i począwszy od drugiej godziny z komory wyjmowano co pół godziny po dwa lub trzy detektory węglowe. Wyjęte detektory poddawano odpowiedniej obróbce, a w otrzymanych próbkach określano stężenie radonu. Równocześnie w tym samym czasie pobierano próbki powietrza z komory radonowej do komór Lucasa. Wyniki odczytów komór Lucasa porównano z wynikami odczytów detektorów węglowych. Ku pewnemu zaskoczeniu okazało się, że wyznaczony w ten sposób współczynnik kalibracji nie był w znaczący sposób zależny od czasu ekspozycji detektorów węglowych (rys. 2). Należy przypuszczać, że mogło to być spowodowane faktem dość szybkiej sorpcji radonu na detektorach. W warunkach terenowych przeważająca część radonu z komory kumulacyjnej jest adsorbowana przez detektor, a wypadkowe stężenie radonu wewnątrz komory jest niskie.



Rys. 2. Kalibracja detektorów węglowych do badań ekshalacji: t – czas, C_{Rn} – stężenie radonu, K – współczynnik kalibracji, 1 – liniowy współczynnik kalibracji, 2 – krzywa aproksymacji, 3 – współczynnik kalibracji dla detektorów węglowych

Fig. 2. Calibration of carbon detectors for exhalation measurements: t – time, C_{Rn} – radon concentration, K – conversion coefficient, 1 – linear calibration coefficient, 2 – approximation curve, 3 – calibration coefficient for activated charcoal detectors

3. WSTĘPNE WYNIKI POMIARÓW WSPÓŁCZYNNIKA EKSHALACJI RADONU Z GLEBY NA TERENIE GÓRNEGO ŚLĄSKA

Pomiary ekshalacji radonu z gleby wykonano na terenach charakteryzujących się odmienną budową geologiczną skał budujących nadkład utworów karbońskich. Do pomiarów wytypowano następujące obszary:

- obszar występowania wychodni osadów triasowych – Jaworzno i Piekary Śląskie,
- obszar występowania utworów miocenu – okolice Bierunia,
- obszar występowania wychodni utworów karbońskich – Katowice,
- obszar osadnika kopalnianego, przeznaczonego do rekultywacji.

W większości przypadków równocześnie z pomiarami współczynnika ekshalacji wykonywano pomiary stężenia radonu w powietrzu glebowym.

Uzyskane wyniki przeciętnie zawierały się w zakresie $2\div 50 \text{ mBq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$ podawanym w literaturze jako wartości charakterystyczne dla różnych typów gleb w warunkach normalnych [16]. Ekstremalne wartości współczynnika ekshalacji stwierdzono w Jaworznie w obszarze występowania wychodni utworów triasowych: $0,4$ i $79,4 \text{ mBq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$. Wartości współczynników ekshalacji mierzonych na wychodniach triasowych zarówno w Jaworznie, jak i w Piekarach Śląskich wahały się w znacznych zakresach, a ich wartość średnia wynosiła $14,7 \text{ mBq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$. Porównywalną wartość średnią współczynnika ekshalacji obliczono na podstawie pomiarów wykonanych na wychodniach utworów karbońskich: $15,6 \text{ Bq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$. W tym przypadku zakres mierzonych wartości nie był tak szeroki, jak w przypadku wychodni triasowych.

W obszarach, w których utwory karbońskie nie tworzą wychodni na powierzchni, lecz przykryte są osadami czwartorzędowymi o miąższościach przekraczających 10 metrów, stwierdzono niskie wartości współczynnika ekshalacji, średnio $3,4 \text{ mBq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$. Najniższe wartości współczynnika, od $0,7$ do $2,4 \text{ mBq}\cdot\text{m}^{-2}\cdot\text{s}^{-1}$ zmierzono w okolicach, gdzie występują utwory trzeciorzędowe, wykształcone jako ilaste osady miocenu. Mimo, że stężenia radonu w powietrzu glebowym mierzone w tym obszarze wahały się w dość szerokim zakresie, bo od 300 do 7500 Bq/m^3 , to w każdym przypadku współczynniki ekshalacji były niskie.

Uzyskane wyniki potwierdzają tezę, że budowa geologiczna warstwy przypowierzchniowej ma zasadniczy wpływ na tempo migracji radonu. Ze względu na krótki czas półrozpadu radonu, najistotniejsza jest warstwa skał zalegających na głębokościach nieprzekraczających kilkudziesięciu metrów.

Metoda określania współczynnika ekshalacji została zastosowana także w jednym dość nietypowym przypadku. Wykonywano badania ekshalacji radonu z osadów dennych osadnika kopalnianego, przeznaczonego do rekultywacji (fot. 2). Maksymalne stężenie radu ^{226}Ra w zalegających na dnie osadach o podwyższonej promieniotwórczości wynosiło $2,0 \text{ kBq/m}^3$, a radu ^{226}Ra prawie $4,0 \text{ kBq/m}^3$. Mimo upływu około pół roku od spuszczenia wody z osadnika, osady dennie były nadal nią nasiąknięte i próby pomiaru stężeń radonu w powietrzu glebowym w osadach nie powiodły się. W niektórych partiach osadnika powierzchnia osadów wyschła na tyle, że na

niewielkim obszarze i blisko brzegu był możliwy pomiar ekshalacji radonu. Maksymalna wartość współczynnika ekshalacji zmierzonego w osadniku to ponad $200 \text{ mBq} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{s}^{-1}$. Była to najwyższa wartość współczynnika ekshalacji, jaką uzyskano dotychczas w badaniach prowadzonych w obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Po całkowitym wysuszeniu osadów dyfuzja, a następnie ekshalacja radonu do atmosfery będzie zachodzić ze znacznie grubszej warstwy, niż w chwili wykonywania pomiarów. Oznacza to, że współczynniki ekshalacji radonu z wysuszonego osadu mogą być kilkukrotnie wyższe od aktualnie mierzonych. Wzmożona ekshalacja radonu może stanowić zagrożenie radiacyjne dla potencjalnych mieszkańców i użytkowników budynków, posadowionych na terenie zrehabilitowanego zbiornika.



Fot. 2. Pomiar ekshalacji radonu w opróżnionym osadniku kopalnianym

Phot. 2. Measurements of radon exhalation in an empty mine settling pond

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Opracowana metoda pomiaru współczynnika ekshalacji radonu z gleby umożliwia wykorzystanie różnego typu detektorów radonu, a mianowicie:

- komór Lucasa,
- detektorów z węgla aktywnego.

Zastosowanie węgli aktywnych umożliwiło obniżenie progu detekcji metody, ale wiązało się z koniecznością przeprowadzenia kalibracji detektorów w sposób odbiegający od standardowych procedur.

Wyniki wykonanych dotychczas pomiarów wykazały, że istnieje związek między wielkością współczynników ekshalacji radonu, a budową geologiczną warstwy przypowierzchniowej. Skutki działalności górniczej, obserwowane na powierzchni, mogą dodatkowo powodować wzrost ekshalacji radonu.

Najwyższą wartość współczynnika ekshalacji zmierzono w rejonie likwidowanego osadnika wód kopalnianych. Przykład ten wskazuje, że w obszarach likwidowanych kopalń mogą występować miejsca o wzmożonej ekshalacji radonu, stanowiące potencjalne źródła zagrożenia radiacyjnego.

Literatura

1. Colle R., Rubin R.J., Knab L.I., Hutchins T.M.R.: *Radon transport through and exhalation from building materials*. National Bureau of Standards Technical Note 1139 Springfield, Virginia. National Technical Information Service, 1981.
2. Cosma C., Van Deynse A., Poffijn A.: *A passive radon dosimeter based on the combination of the track etched detector and activated charcoal*. Radiation Measurements 1999 vol. 31, s. 325-330.
3. Geological Control on Radon. The Geological Society of America. Special Paper 271, eds. A.E. Gates, L.C.S. Gundersen, Denver, Co, 1992.
4. Karpińska M., Wołkowicz S., Mnich Z., Zalewski M., Mamont-Cieśla K., Antonowicz K.: *Ocena zagrożenia radonem w wybranych obszarach Suwalszczyzny*. Sesja naukowa „Radon w Środowisku”. Kraków, AGH IFJ 2000.
5. Kusiak M., Wołkowicz S., Strzelecki R., Mamont-Cieśla K.: *Identifying enhanced radon in homes on the geological and physical basis in selected regions in Poland*. Workshop: Radon in the Living Environment. Ateny, Technical University of Athens 1999.
6. Lebecka J., Goszcz A., Lebecki K., Kobiela Z., Mnich K.: *Metody radiometryczne w badaniach wyrzutów i tapani*. Zeszyty Naukowe AGH 1988 nr 1218, Geofizyka Stosowana z. 1, s. 503-513.
7. Mazur D., Janik M., Łoskiewicz J., Olko P., Swakoń J.: *Measurements of radon concentration in soil gas by CR-39 detectors*. Radiation Measurements 1999 No 31, s. 295-300.
8. Myrick T.E., Berven B.A., Haywood A.A.: *Determination of concentration of selected radionuclides in surface soil in U.S.* Health Physics 1983 Vol. 45, s. 631.
9. *Naturally Occurring Radioactivity in the Nordic Countries – Recommendations*. The Radiation Protection Authorities in Denmark, Finland, Iceland, Norway and Sweden, 2000.
10. Nazaroff W.W., Nero A.V. (eds): *Radon and its decay products in indoor air*. New York, John Wiley&Sons, Inc. 1988.
11. Porstendorfer J.: *Radon and thoron and their decay products*. Proc. of the 5th Internat. Conf. on Natural Radiation Environment. Salzburg, Austria, Vienna IAEA 1991.
12. *Radiologiczny atlas Polski*. Biblioteka Monitoringu Środowiska, Warszawa 1998.
13. Swakoń J., Paszkowski M., Horwacik T., Janik M., Mazur D., Łoskiewicz J., Olko P.: *Pomiary stężenia radonu w powietrzu glebowym*. Sesja naukowa „Radon w Środowisku”. Kraków, IFJ AGH 2000.
14. Tanner A.B.: *Radon migration in the ground: a review*. Proc. of a Symposium on the Natural Radiation Environment. Huston, Texas. J.A.S., Adams and W.M. Lowder (eds.). US Dep. University of Chicago Press 1964, s. 161-190.
15. Tanner A.B.: *Radon migration in the ground*. A supplementary review, In T.F. Gesell and W.M. Lowder (eds). Proc. Natural Environment III, Conf-780422, US Dept. Of Commerce, National Information Service, Springfield, VA 1980.
16. Wilkening M., Clements W.E., Stanley D.: *Radon-222 flux measurements in widely separated regions*. The Natural Radiation Environment II, Adams J.A.S., Lowder W.M., Gasell T.F. (eds). USAEC Report Conf-720805-P2. Springfield, Virginia, National Technical Information Service 1972.
17. Wysocka M., Lebecka J., Chałupnik S., Mielnikow A.: *Survey of radon in houses in an area strongly affected by mining activity*. Gas Geochemistry, C. Dubois ed., Northwood, Science Reviews 1995.

18. Wysocka M., Mielnikow A., Chałupnik S.: *Radon in houses of the Upper Silesian Coal Basin*. Proc. of the 7th Tohwa University International Symposium Radon and Thoron in the Human Environment, Singapore, World Scientific 1998.
19. Wysocka M. i inni: *Changes of Radon Concentration in Soil Gas over Some Main Faults in Upper Silesian Coal Basin*. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. 1999 M-22 (310).
20. Wysocka M.: *Zależność poziomu stężeń radonu na terenie Górnego Śląska od warunków geologiczno-górnictwowych*. Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2002 (praca doktorska).

Recenzent: dr inż. Leszek Drobek

Leokadia Róg

WPLYW BUDOWY PETROGRAFICZNEJ I CHEMICZNEJ WĘGLA KAMIENNEGO NA TEMPERATURĘ TOPLIWOŚCI POPIOŁU

Streszczenie

Spalaniu węgla w paleniskach kotłowych towarzyszą często negatywne zjawiska, do których zaliczyć można między innymi powstawanie osadów na zewnętrznych powierzchniach wymiany ciepła oraz występowanie żużlowania. Na zjawiska te ma wpływ nie tylko konstrukcja i sposób eksploatacji kotła, ale także gatunek spalanego węgla, jego jakość i skład zawartej w nim substancji mineralnej oraz temperatura topliwości popiołu, powstającego w procesie spalania.

W wyniku przeprowadzonych badań stwierdzono, że istnieje zależność między parametrami jakościowymi a temperaturą topnienia popiołu i w konsekwencji skłonnością węgla do zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotła i żużlowania.

Dla 56% popiołów badanych w atmosferze redukującej i dla 13% popiołów badanych w atmosferze utleniającej temperatura topnienia popiołu była niższa od 1300°C (rys. 1–4).

Temperatura topnienia popiołu oznaczona w atmosferze redukującej i utleniającej wykazywała wprost proporcjonalną zależność. Współczynnik korelacji wynosił 0,88. W przypadku każdego popiołu temperatura topliwości oznaczona w atmosferze redukującej była zawsze niższa od uzyskanej w atmosferze utleniającej. Największe różnice między temperaturą topnienia popiołu uzyskaną w tych atmosferach występują w przypadku popiołów łatwo topliwych (rys. 5).

Stwierdzono także, że najwyższą temperaturę topnienia popiołu, powyżej 1400°C, wykazywały węgle, w których zawartość macerałów grupy wityrytu wynosiła powyżej 60% obj., a zawartość macerałów grupy inertynitu była mniejsza niż 28% obj. (rys. 6 i 7).

Na temperaturę topliwości popiołu ma również wpływ skład chemiczny popiołu. Większa zawartość takich składników popiołu, jak: SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O (rys. 8, 9, 10) powodowała wzrost temperatury topnienia popiołu. Bardziej skomplikowany wpływ na tę temperaturę miały: Fe_2O_3 , CaO , MgO , SO_3 , Mn_3O_4 (rys. 11, 12, 13, 14, 15). W miarę wzrostu zawartości tych składników następowało najpierw obniżenie, a następnie wzrost temperatury topnienia popiołu. W przypadku pozostałych składników nie stwierdzono znaczącego wpływu (rys. 16, 17, 18, 19). Stwierdzono słabą zależność między temperaturą topnienia popiołu a zawartością popiołu w węglu (rys. 20). W miarę wzrostu zawartości popiołu wzrasta nieznacznie temperatura topnienia popiołu.

Istnieje również zależność między zawartością chloru a temperaturą topnienia popiołu (rys. 21). Popioły otrzymane z węgla o najniższej zawartości chloru, poniżej 0,15% (według klasyfikacji Crossleya – węgle o małej skłonności do żużlowania) wykazały najwyższą temperaturę topnienia popiołu – 1500°C lub większą (zalicza się je do popiołów wysoko topliwych).

Wzrost zawartości siarki całkowitej i pirytovej powodował podwyższenie temperatury topnienia popiołu (rys. 22 i 23). Odmienne wpływała na tę temperaturę obecność siarki popiołowej, wzrost jej zawartości powodował obniżenie temperatury topnienia popiołu (rys. 24).

Najwyższy współczynnik korelacji uzyskano dla zależności temperatury topnienia od zawartości CaO , SO_3 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , Mn_3O_4 (rys. 25). Istotny wpływ na tę temperaturę ma również zawartość manganu. Współczynnik korelacji R wynosi dla tej zależności 0,72 (rys. 26).

Wyniki badań uzyskane dla frakcji wydzielonych metodą wzbogacania w cieczach ciężkich wykazały, że frakcje o gęstości $1,26 \div 1,40 \text{ g/cm}^3$ w węglach z kopalń 2 i 3 oraz frakcje o gęstości poniżej $1,36 \text{ g/cm}^3$ w węglach z kopalń 1 i 4 charakteryzuje niska zawartość chloru, popiołu i siarki, wyższa zawartość macerałów grupy wityrytu oraz najwyższa temperatura topnienia popiołu zarówno w temperaturze utleniającej, jak i redukującej.

Effects of petrographic and chemical structure of coal on the fusion temperature of ash

Summary

The process of coal burning in boiler furnaces is often accompanied by adverse phenomena, among which, among the others, such ones can be counted as formation of deposits on external heat exchanging surfaces, and occurrence of slags. These effects are influenced not only by the structure and way of boiler utilisation, but also the grade of the burnt coal, its quality and composition of mineral substance contained in it, as well as the fusion temperature of the ash produced in the process of combustion.

As a result of the investigations performed, it was found that there is a relationship between the quality parameters and fusion temperature of the ash, and, in consequence, the susceptibility of coal to contamination of the heating surfaces of the boiler and to formation of slags.

For 56% of ashes tested in the reducing atmosphere, and for 13% of ashes tested in the oxidising atmosphere, the fusion temperature of the ash was lower than 1300°C (Figs. 1–4).

The fusion temperature of the ash, determined in the reducing and oxidising atmospheres, proved to follow a direct proportionality. The correlation coefficient was 0,88. In the case of each ash, the temperature of fusion determined in the reducing atmosphere was always lower than that obtained in the oxidising atmosphere. The largest differences between the temperatures of fusion obtained in these atmospheres occur in the case of fusible ashes (Fig. 5).

It has been also found that the highest fusion temperature of the ash, above 1400°C, was shown by the coals in which the vitrinite macerals content was over 60% by volume, and the content of macerals of the inertinite group was lower than 28% vol. (Figs. 6 and 7).

The fusion temperature is also influenced by the chemical composition of ash. A higher content of such ash components as SiO_2 , CaO , MgO , SO_3 , Mn_3O_4 (Figs. 11–15). As the content of these components increased, first a drop and then a rise of the ash fusion temperature were recorded. In the case of the remaining components, no significant effect was found (Figs. 16–19). Slight relationship was found between the fusion temperature of ash and the ash content in coal (Fig. 20). With increasing ash content, the fusion temperature of ash slightly increases.

There is also a relationship between chlorine content and fusion temperature of ash (Fig. 21). The ashes obtained from coals with the lowest chlorine content, below 0,15% (in accordance with the Crossley's classification, the coals with low susceptibility to ash formation) revealed the highest ash fusion temperature – 1500°C or higher (they are counted into high – fusible ashes).

The rise of total and pyrite sulphur resulted in increasing ash fusion temperature (Figs. 22 and 23). The presence of ash sulphur influenced this temperature in a different way, the rise in its content resulted in lowering of the ash fusion temperature (Fig. 24).

The highest correlation coefficient was obtained for the dependence of fusion temperature on the content of CaO , SO_3 , Al_2O_3 , Mn_3O_4 (Fig. 25). Also, the content of manganese has a significant effect on this temperature. The correlation coefficient R for this relationship is 0,72 (Fig. 26).

The results of tests obtained for the fractions separated using dense liquid separation have shown that the fractions with density range 1,26 to 1,40 g/cm³ in coals from No. 2 and 3 mines, and fractions with the density below 1,36 g/cm³ in coals from No. 1 and 4 mines are characterised by low chlorine, ash and sulphur contents, higher content of macerals of vitrinite group, and highest ash fusion temperature both in oxidising and reducing atmospheres.

WSTĘP

Istotny wpływ na fizykochemiczne właściwości węgla i sposób jego zachowania się w wielu procesach technologicznych ma zawarta w nim substancja mineralna [9, 12]. W procesie spalania węgla na przykład następują przemiany niektórych składników mineralnych, między innymi: piryt przechodzi w tlenek żelazowy z wydzieleniem dwutlenku siarki, z glinokrzemianów zostaje uwolniona woda

krystalizacyjna, węglany przechodzą w tlenki wapnia, a następnie w siarczany, związki wapnia wiążą tlenki siarki, a chlorki metali alkalicznych ulatniają się [4, 6].

Spalaniu węgla w paleniskach kotłowych (warstwowych) i zawieszinowych (pyłowych) towarzyszą często negatywne zjawiska, do których zaliczyć można między innymi powstawanie osadów (nalepów) na powierzchniach wymiany ciepła oraz żużlowanie. Na zjawiska te ma wpływ nie tylko konstrukcja i sposób eksploatacji kotła, ale również gatunek spalanego węgla, jego jakość i skład zawartej w nim substancji mineralnej [2, 5]. Nalepy powodowane są często przez lotne alkalia. Powoduje to pogorszenie przewodnictwa cieplnego, a także szybką korozję części metalowych i ogniotrwałych kotłów na skutek wydzielania się agresywnych związków chloru [8]. Przyczyną żużlowania może być również niska temperatura topliwości popiołu powstającego w procesie spalania węgla.

W znanych z literatury klasyfikacjach węgla, ze względu na skłonność do żużlowania, uwzględniane są takie jego parametry, jak zawartość siarki, fosforu, chloru, skład chemiczny popiołu oraz charakterystyczna temperatura topliwości popiołu [2, 4].

Skład chemiczny popiołu wynika z budowy petrograficznej węgla [3]. Z danych literaturowych wiadomo, że substancja mineralna najczęściej związana jest z fuzytem. Stanowi ona wypełnienia komórek semifuzynitu i fuzytnitu. W składzie chemicznym popiołu dominuje wtedy CaO i SO_3 . W popiele powstającym z substancji mineralnej związanej z durytem przeważa SiO_2 i Al_2O_3 , a w klarycie i witrycie jest to najczęściej Al_2O_3 i CaO.

Szybkość oklejania powierzchni grzewczych może wzrosnąć, jeżeli temperatura topnienia popiołu jest niższa od temperatury panującej w palenisku, a obciążenie komory paleniskowej duże. Z uwagi na charakterystyczną temperaturę topliwości, popiół uważa się za łatwo topliwy, jeżeli jego temperatura topnienia jest niższa od 1200°C , średnio topliwy jeżeli mieści się w przedziale $1200\div 1350^\circ\text{C}$, a za trudno topliwy – gdy temperatura ta wynosi powyżej 1350°C .

1. PRZEDMIOT I METODYKA BADAŃ

Badania wykonano w dwóch etapach. W pierwszym etapie przeprowadzono analizę wyników uzyskanych dla węgla kamiennych o różnym stopniu uwęglenia z kopalń GZW, zgromadzonych w banku informacji o jakości polskich węgla, w celu określenia zmienności temperatury topliwości popiołu. Bank ten prowadzony jest od wielu lat przez Zakład Oceny Jakości Paliw Stałych Głównego Instytutu Górnictwa. W badaniach zmienności temperatury topliwości popiołu wykorzystano 250 próbek węgla, które scharakteryzowano następującymi parametrami jakościowymi:

- zawartość popiołu A^a ,
- zawartość części lotnych V^{daf} ,
- zawartość siarki całkowitej S_t^a , siarki pirytowej S_p^a , siarczanowej $S_{\text{SO}_4}^a$ i popiołowej S_A^a ,
- zawartość chloru Cl^a ,
- wskaźnik refleksyjności witrytnu,

- skład maceralny – zawartość grup macerałów: witrynu i inertynu,
- temperatura topliwości popiołu – temperatura spiekania T_s , temperatura mięknięcia T_A , temperatura topnienia T_B , temperatura płynięcia T_C ,
- skład tlenkowy popiołu,
- zawartość pierwiastków śladowych.

W drugim etapie wykonano badania wzbogacania węgla. Pobrano cztery próbki węgla energetycznego, z których po zmieleniu do uziarnienia poniżej 0,2 mm wydzielono frakcje o gęstości: poniżej 1,26 g/cm³, 1,26÷1,36 g/cm³, 1,36÷1,40 g/cm³, 1,40÷1,46 g/cm³ i powyżej 1,46 g/cm³. W ten sposób z każdego badanego węgla otrzymano pięć frakcji różniących się budową petrograficzną, zawartością popiołu i właściwościami fizykochemicznymi. Gęstość cieczy, w których wzbogacano węgiel wytypowano na podstawie danych literaturowych [10, 11, 14]. Węgłe wyjściowe i otrzymane z nich frakcje poddano badaniom w celu określenia zawartości wilgoci, popiołu, siarki całkowitej i piritowej, chloru, budowy petrograficznej i temperatury topliwości popiołu.

Wszystkie badania wykonano według aktualnie obowiązujących polskich norm. Do oznaczania temperatury topliwości popiołu sporządzono kształtki w formie walca. Charakterystyczną temperaturę topliwości popiołu oznaczono w atmosferach: utleniającej (powietrze) oraz redukującej (mieszanka CO i CO₂ w stosunku 3:2). Obserwacje zmian kształtki popiołu prowadzono do temperatury 1500°C, gdyż tylko takie są możliwości stosowanej obecnie aparatury. W czasie obserwacji, w kilkunastu przypadkach stwierdzono, że w temperaturze 1500°C nie wystąpiły jeszcze zmiany odpowiadające temperaturze topnienia. Należy zaznaczyć, że w tych przypadkach temperatura nie została określona precyzyjnie i przyjęto ją jako równą 1500°C.

Na podstawie uzyskanych wyników badań dokonano oceny skłonności węgla do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni wymiany ciepła w urządzeniach energetycznych według dostępnych w literaturze klasyfikacji [5, 7, 13]. Według H.E. Crossley'a węgiel można sklasyfikować ze względu na skłonność do tworzenia nalepów na podstawie zawartości siarki i chloru (tabl. 1) [5, 7].

Tablica 1. Klasyfikacja paliwa ze względu na skłonność do tworzenia nalepów

Skłonność do tworzenia nalepów	Zawartość, %	
	siarki	chloru
duża	>1,8	>0,3
średnia	1,3÷1,8	0,15÷0,3
mała	<1,3	<0,15

Skłonność do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni można ocenić także na podstawie wskaźników, obliczanych z uwzględnieniem między innymi składu chemicznego popiołu. Wybrane wskaźniki przedstawiono poniżej:

a) Liczba stosunku SiO₂

$$SR = \frac{\text{SiO}_2}{\text{SiO}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CaO} / \text{MgO}} 100\%$$

$SR > 72$ – mała zdolność żużlowania,

SR 72÷65 – średnia zdolność żużlowania,
 SR < 65 – duża zdolność do żużlowania.

b) Indeks żużlowania

$$R_s = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO} + \text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}}{\text{SiO}_2} \text{ siarka całkowita}$$

R_s < 0,6 – mała zdolność żużlowania,
 R_s 0,6÷2,0 – średnia zdolność żużlowania,
 R_s 2,0÷2,6 – duża zdolność żużlowania,
 R_s > 2,6 – bardzo duża zdolność żużlowania.

c) Liczba alkaliczności

$$A = (\text{Na}_2\text{O} + 0,9659 \text{ K}_2\text{O}) \frac{\text{zawartość popiołu}}{100}$$

A < 0,3 – mała zdolność żużlowania,
 A 0,3÷0,45 – średnia zdolność żużlowania,
 A 0,46÷0,6 – duża zdolność żużlowania,
 A > 0,6 – bardzo duża zdolność żużlowania.

2. WYNIKI BADAŃ

2.1. Temperatura topliwości popiołu z węgla kamiennych

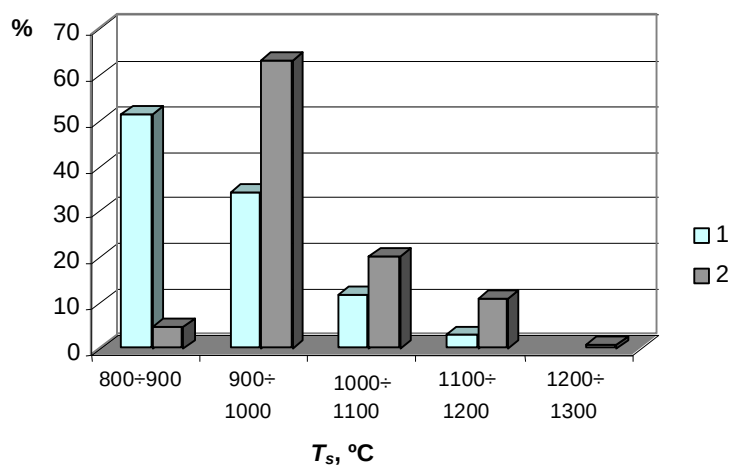
Zróznicowanie temperatury topliwości popiołów z badanych węgla przedstawiają rysunki od 1 do 5.

Temperatura spiekania T_s , oznaczona w atmosferze redukującej, zmieniała się w granicach od 830 do 1150°C, natomiast oznaczona w atmosferze utleniającej od 860 do 1200°C (rys. 1). Większość węgla, bo aż 85% badanych w atmosferze redukującej i 68% w atmosferze utleniającej, wykazywała temperaturę spiekania mniejszą lub równą 1000°C.

Temperatura mięknięcia T_A , czyli temperatura, w której pojawiają się pierwsze oznaki mięknięcia kształtki popiołu, zmieniała się w badanych węglach od 1080 do 1350°C w przypadku atmosfery redukującej oraz od 1190 do 1440°C w przypadku atmosfery utleniającej (rys. 2). Dla większości popiołów wynosiła ona w atmosferze redukującej 1100÷1200°C, a w atmosferze utleniającej 1200÷1300°C.

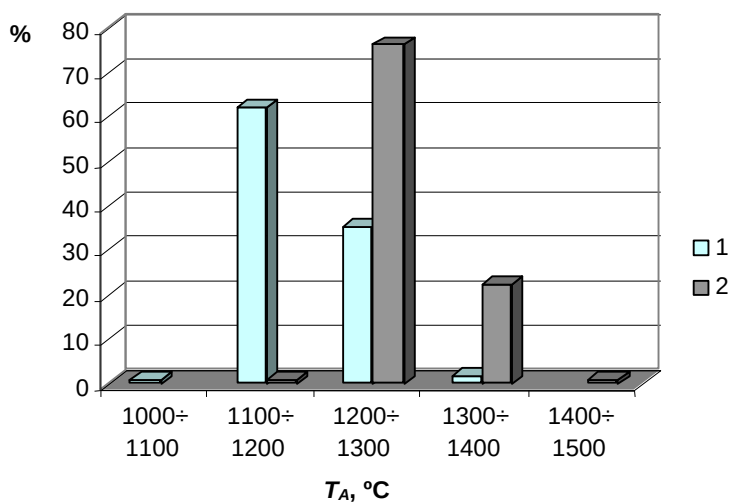
Najważniejsza, z uwagi na tworzenie się nalepów i żużlowania, jest temperatura topnienia popiołu T_B , która dla uniknięcia tych niekorzystnych zjawisk powinna być wyższa od temperatury panującej w palenisku podczas spalania danego węgla. W przypadku atmosfery redukującej zmieniała się ona w badanych węglach od 1130°C do powyżej 1500°C, a w przypadku atmosfery utleniającej od 1240°C również do powyżej 1500°C (rys. 3). Dla 56% węgla badanych w atmosferze redukującej i dla 13% badanych w atmosferze utleniającej była niższa od 1300°C. Dla większości węgla

(68% w atmosferze redukującej i 69% w atmosferze utleniającej) mieściła się w granicach 1200÷1400°C.



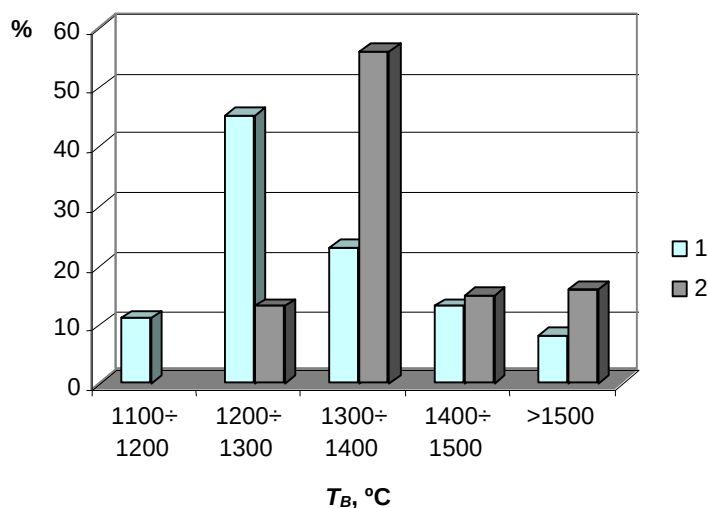
Rys. 1. Temperatura spiekania T_s popiołu z badanych węgla kamiennych:
1 – atmosfera redukująca, 2 – atmosfera utleniająca

Fig. 1. Sintering temperature T_s of ash from tested hard coals: 1 – reducing atmosphere, 2 – oxidising atmosphere



Rys. 2. Temperatura mięknięcia T_A popiołu z badanych węgla kamiennych:
1 – atmosfera redukująca, 2 – atmosfera utleniająca

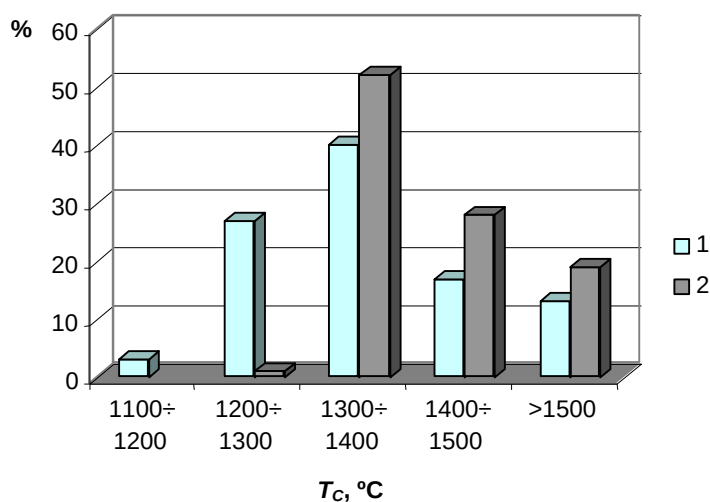
Fig. 2. Softening temperature T_A of ash from tested hard coals: 1 – reducing atmosphere, 2 – oxidising atmosphere



Rys. 3. Temperatura topnienia popiołu T_B z badanych węgli kamiennych:
1 – atmosfera redukująca, 2 – atmosfera utleniająca

Fig. 3. Fusion temperature T_B of ash from tested hard coals: 1 – reducing atmosphere, 2 – oxidising atmosphere

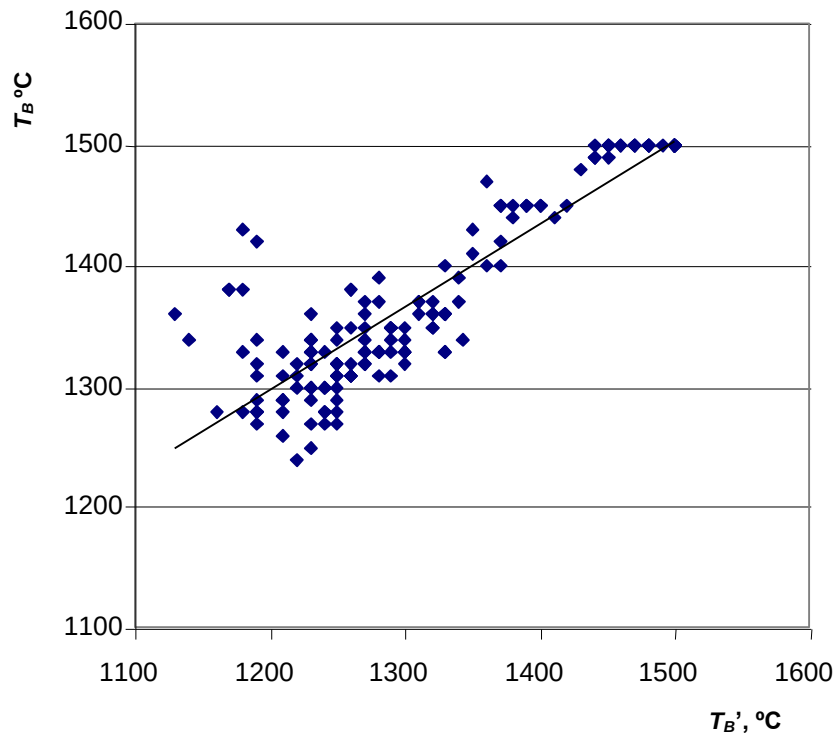
Temperatura płynięcia T_C jest tą temperaturą, w której popiół rozplywa się całkowicie. Najwięcej węgli badanych zarówno w atmosferze redukującej, jak i utleniającej, wykazywała temperaturę płynięcia w granicach 1300÷1400°C (rys. 4).



Rys. 4. Temperatura płynięcia popiołu T_C z badanych węgli kamiennych:
1 – atmosfera redukująca, 2 – atmosfera utleniająca

Fig. 4. Flowing temperature T_C of ash from tested hard coals: 1 – reducing atmosphere, 2 – oxidising atmosphere

Na rysunku 5 przedstawiono zależność temperatury topnienia popiołu w atmosferze redukującej od temperatury topnienia w atmosferze utleniającej. W przypadku każdego popiołu zarówno temperatura topnienia, jak i temperatura spiekania, mięknienia i płynięcia, uzyskana w atmosferze redukującej, była zawsze niższa od uzyskanej w atmosferze utleniającej. Największe różnice między temperaturą topnienia uzyskaną przy dwóch atmosferach charakteryzują się popioły łatwo topliwe, których temperatura topnienia w atmosferze redukującej była niższa od 1200°C.



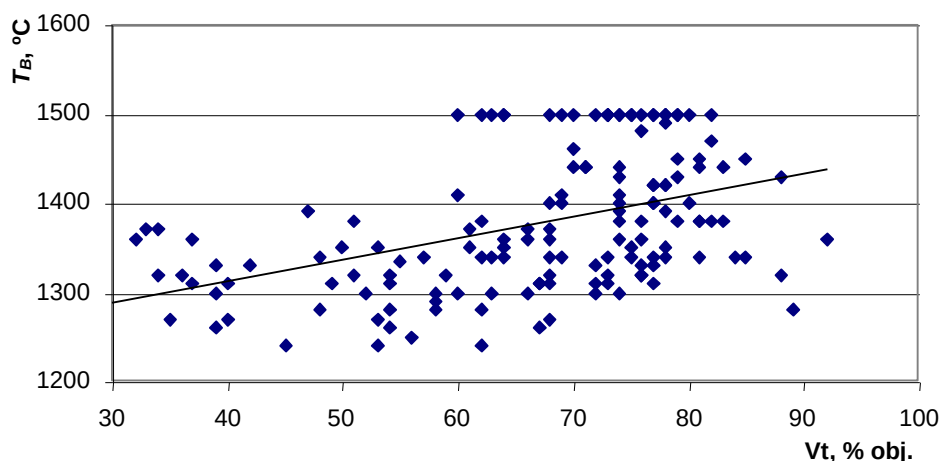
Rys. 5. Temperatura topnienia popiołu w atmosferze redukującej T_B' i utleniającej T_B''

Fig. 5. Fusion temperature of ash in reducing atmosphere T_B' and oxidising atmosphere T_B''

2.2. Zależność temperatury topnienia popiołu od budowy petrograficznej węgla kamiennego

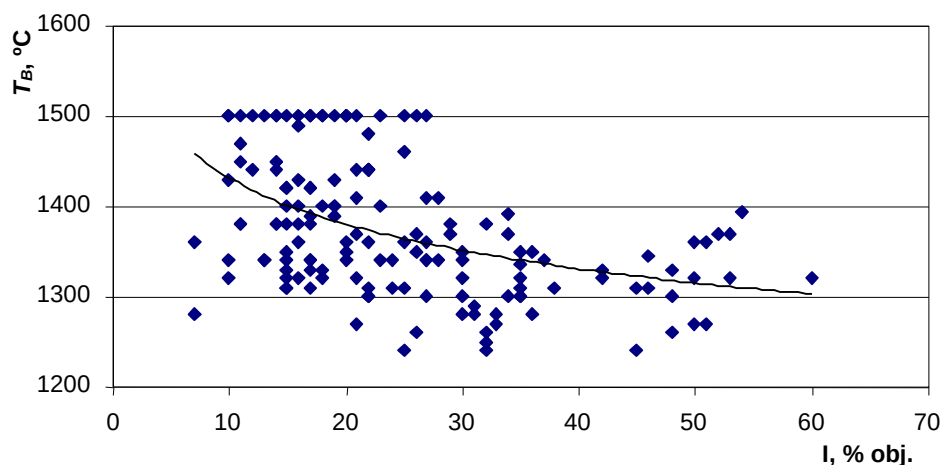
Na rysunku 6 przedstawiono zależność temperatury topnienia popiołu od zawartości macerałów grupy witrinitu, a na rysunku 7 od zawartości macerałów grupy inertynitu. W badanych węglach zawartość witrinitu wahała się od 32 do 92% obj. Średnia zawartość wynosi 66% obj. Zawartość inertynitu natomiast zmieniała się od 7 do 60% obj.

Najwyższą temperaturę topnienia popiołu, powyżej 1400°C, wykazały węgle, w których zawartość macerałów grupy witrinitu wynosiła ponad 60% obj., a zawartość macerałów grupy inertynitu była mniejsza niż 28% obj.



Rys. 6. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości macerałów grupy wityrynytu Vt

Fig. 6. Fusion temperature T_B of ash from coals with various contents of macerals of vitrinite group

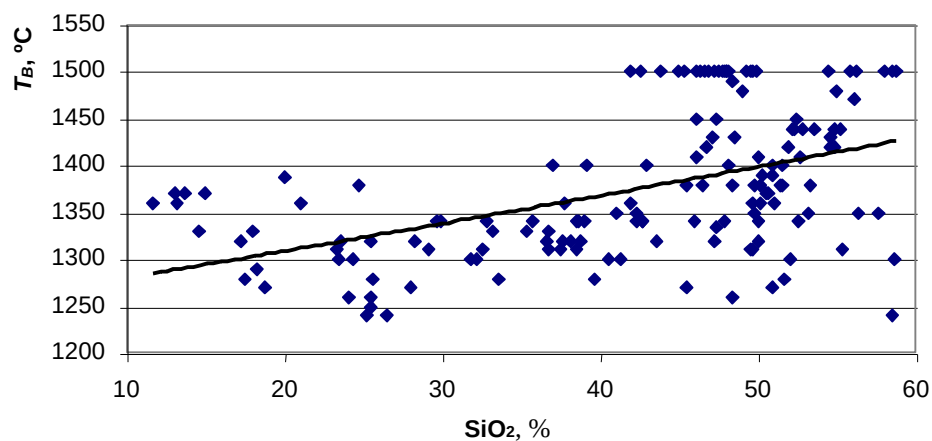


Rys. 7. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości macerałów grupy inertynitu I

Fig. 7. Fusion temperature T_B of ash from coals with various contents of macerals of inertinite group

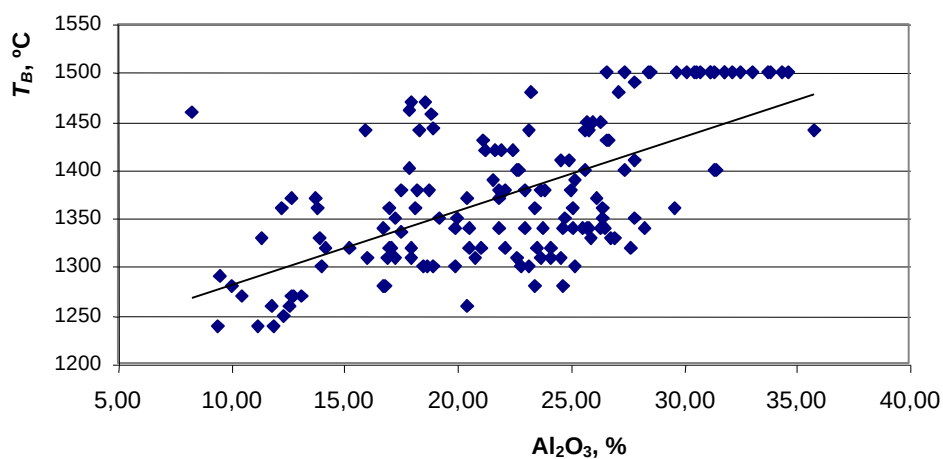
2.3. Zależność temperatury topnienia popiołu od jego składu chemicznego

Stwierdzono, że w miarę wzrostu zawartości SiO_2 następował nieznaczny wzrost temperatury topnienia popiołu (rys. 8). Najwyższą temperaturę topnienia, powyżej 1400°C miały popioły, w których zawartość SiO_2 przekraczała 45%. Podobne zależności zaobserwowano w przypadku Al_2O_3 i K_2O (rys. 9 i 10). Najwyższą temperaturę topnienia popiołu, powyżej 1500°C , odnotowano dla popiołu, w którym zawartość Al_2O_3 przekraczała 25%, a zawartość K_2O była większa od 2,5%.



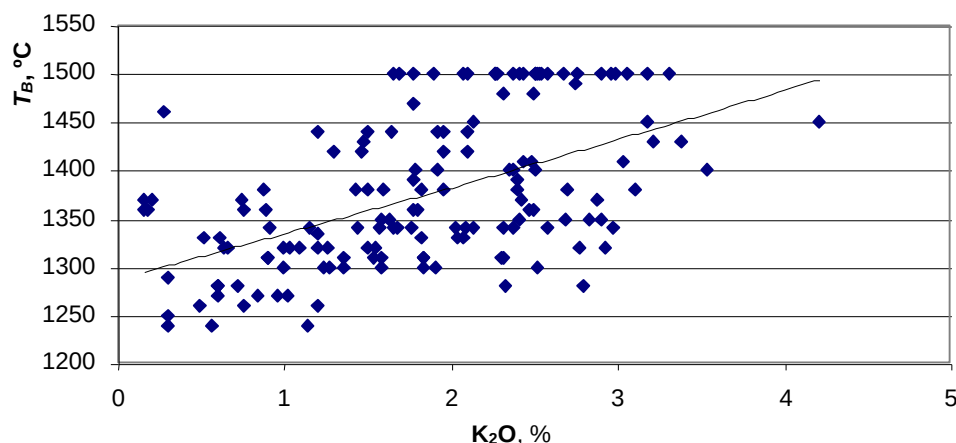
Rys. 8. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości SiO_2

Fig. 8. Fusion temperature T_B of ash from coals with various SiO_2 content



Rys. 9. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości Al_2O_3

Fig. 9. Fusion temperature T_B of ash from coals with various Al_2O_3 content

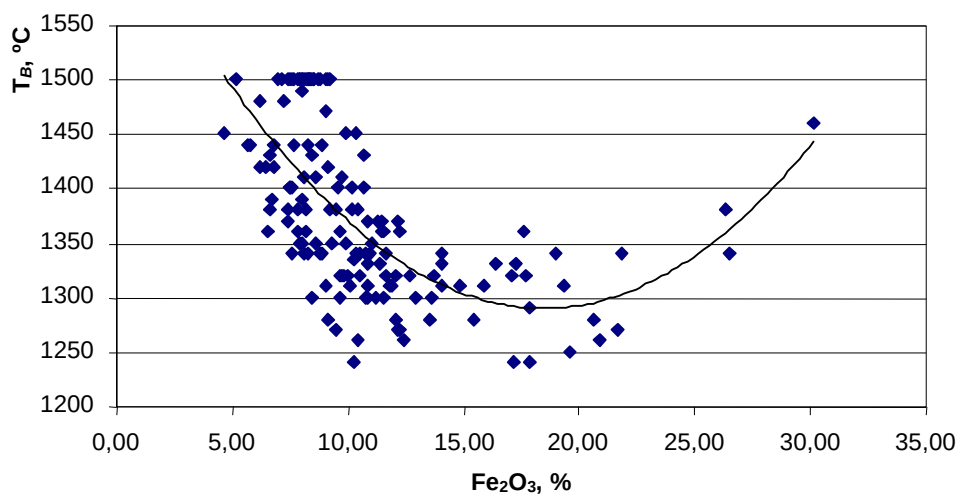


Rys. 10. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości K_2O

Fig. 10. Fusion temperature T_B of ash from coals with various K_2O content

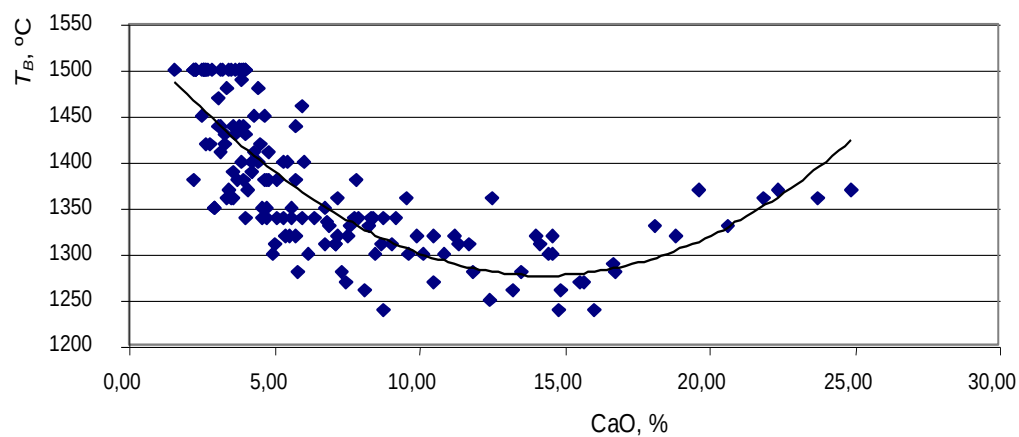
Stwierdzono także, że wraz ze wzrostem zawartości Fe_2O_3 , CaO , MgO , SO_3 , Mn_3O_4 temperatura topnienia popiołu najpierw malała, a następnie zwiększała się (rys. 11, 12, 13, 14, 15). Najwyższą temperaturą topnienia, powyżej $1400^\circ C$, charakteryzowały się węgle, których popioły zawierały poniżej 10% Fe_2O_3 , poniżej 6% CaO , poniżej 4% MgO , poniżej 7% SO_3 oraz poniżej 0,15% Mn_3O_4 .

Słaby wpływ na temperaturę topnienia popiołu miała obecność: Na_2O , TiO_2 , P_2O_5 i BaO (rys. 16, 17, 18 i 19).



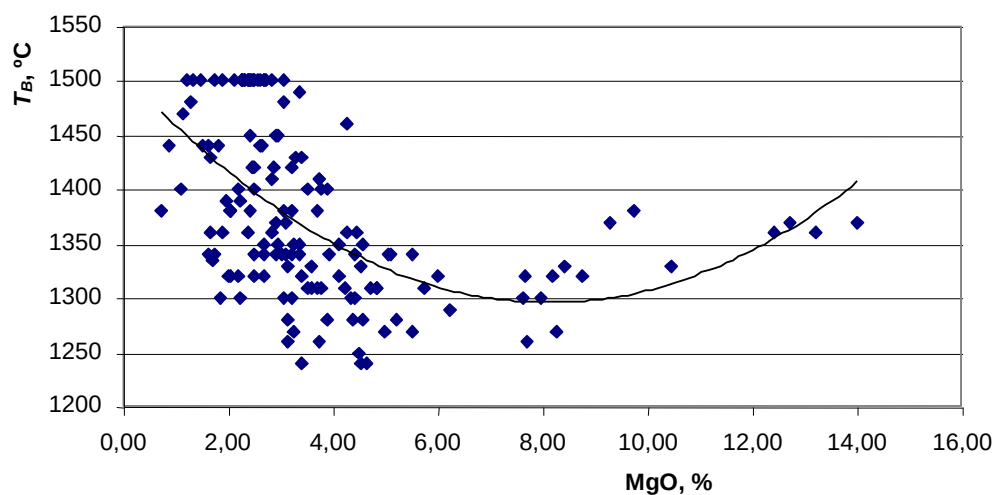
Rys. 11. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości Fe_2O_3

Fig. 11. Fusion temperature T_B of ash from coals with various Fe_2O_3 content



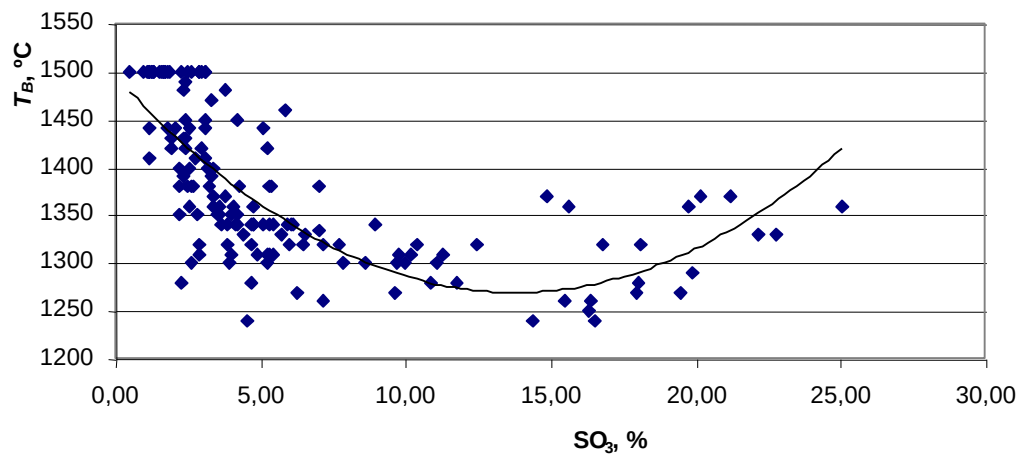
Rys. 12. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości CaO

Fig. 12. Fusion temperature T_B of ash from coals with various CaO content



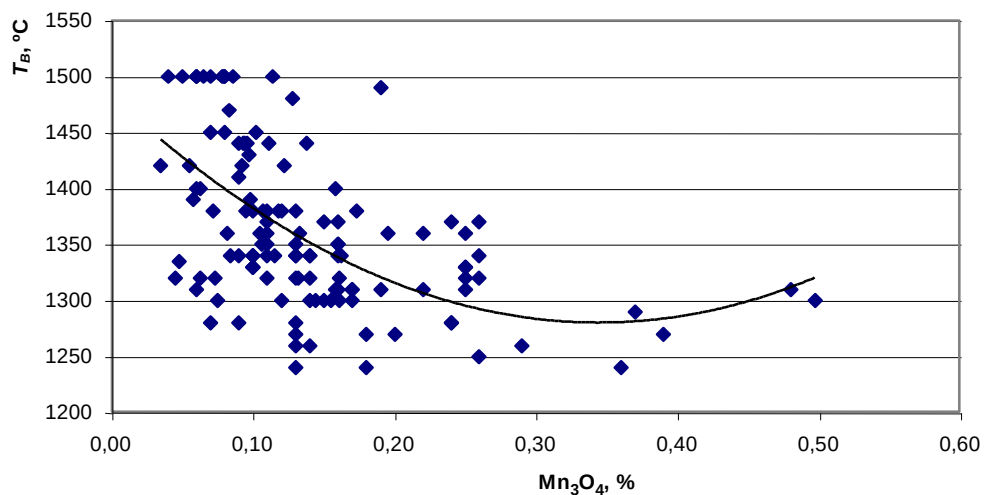
Rys. 13. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości MgO

Fig. 13. Fusion temperature T_B of ash from coals with various MgO content



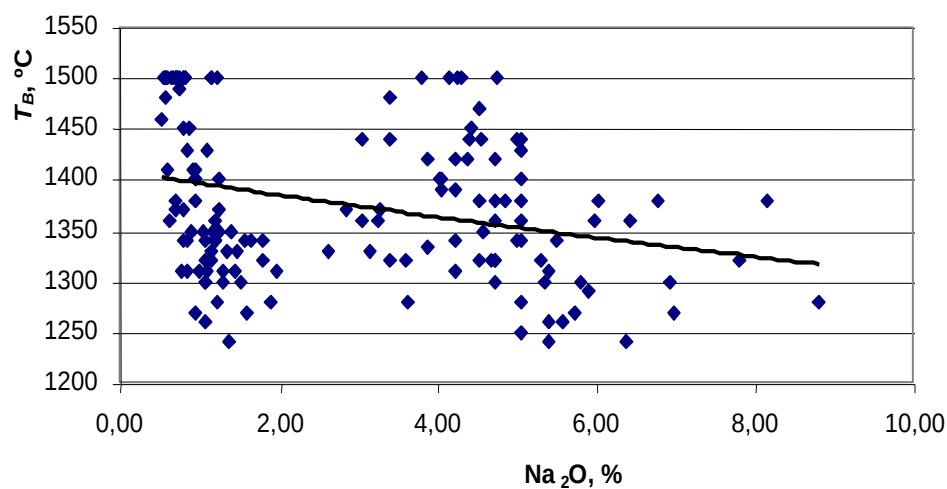
Rys. 14. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości SO_3

Fig. 14. Fusion temperature T_B of ash from coals with various SO_3 content



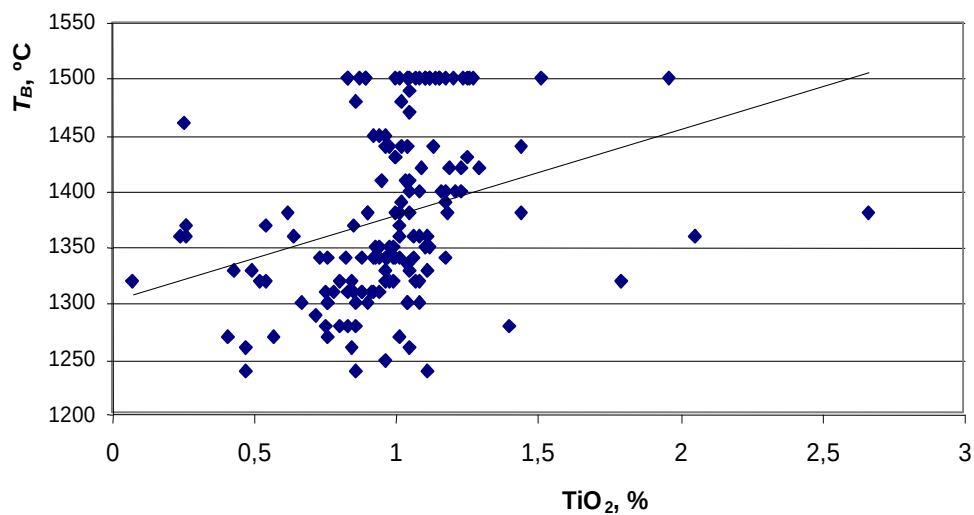
Rys. 15. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości Mn_3O_4

Fig. 15. Fusion temperature T_B of ash from coals with various Mn_3O_4 content



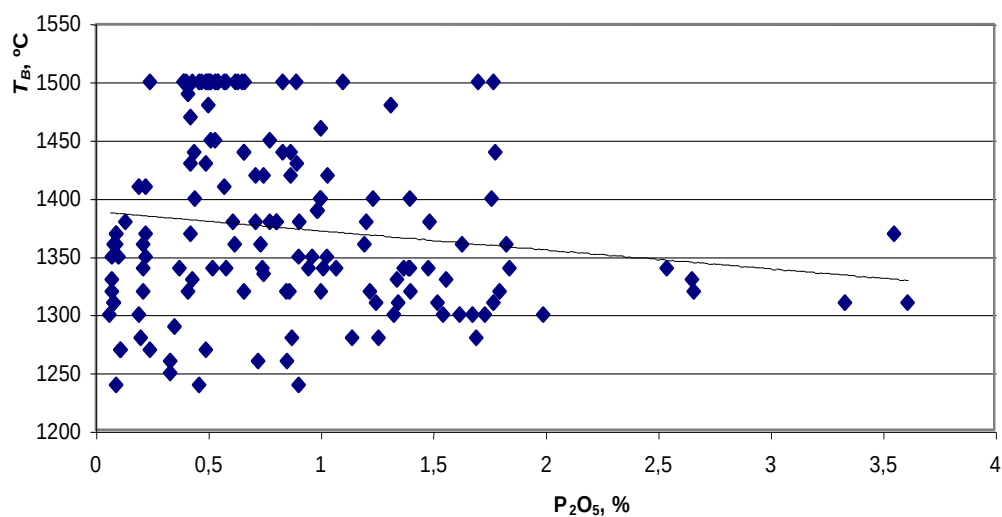
Rys. 16. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości Na_2O

Fig. 16. Fusion temperature T_B of ash from coals with various Na_2O content



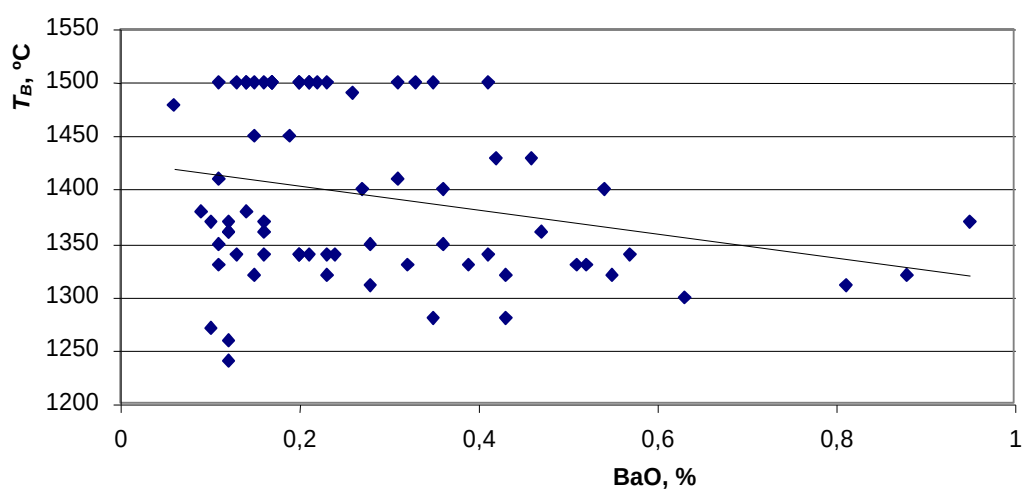
Rys. 17. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości TiO_2

Fig. 17. Fusion temperature T_B of ash from coals with various TiO_2 content



Rys. 18. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości P_2O_5

Fig. 18. Fusion temperature T_B of ash from coals with various P_2O_5 content



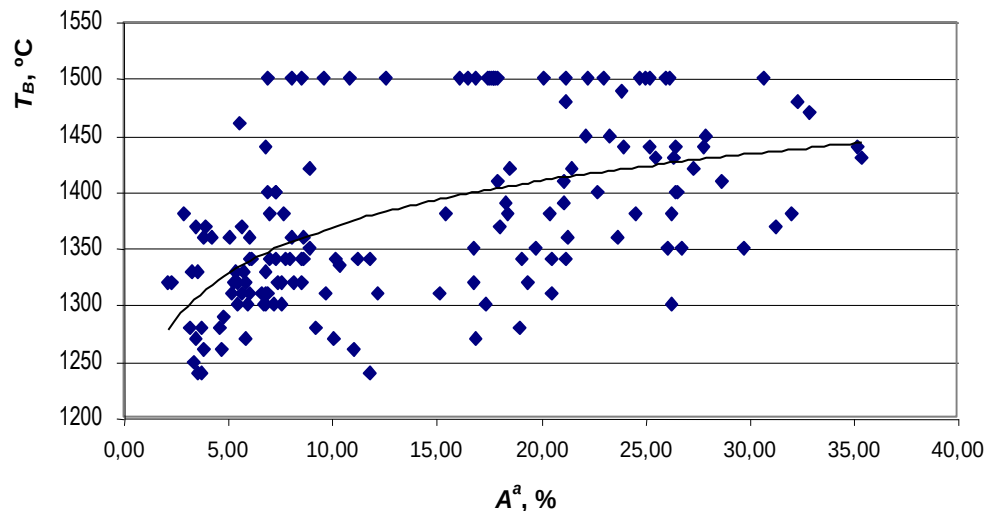
Rys. 19. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości BaO

Fig. 19. Fusion temperature T_B of ash from coals with various BaO content

2.4. Zależność temperatury topnienia popiołu od innych parametrów jakościowych węgla wpływających na zanieczyszczanie powierzchni grzewczych kotłów

Badane węgle wykazywały różny stopień uwęglenia. Wskaźnik refleksyjności wityritu zmieniał się w granicach $0,57 \div 1,25\%$, a zawartość części lotnych od 28 do 46%, co odpowiada węglom typu od 31 do 34. Nie stwierdzono zależności między temperaturą topnienia popiołu a stopniem uwęglenia węgla, z którego on pochodzi.

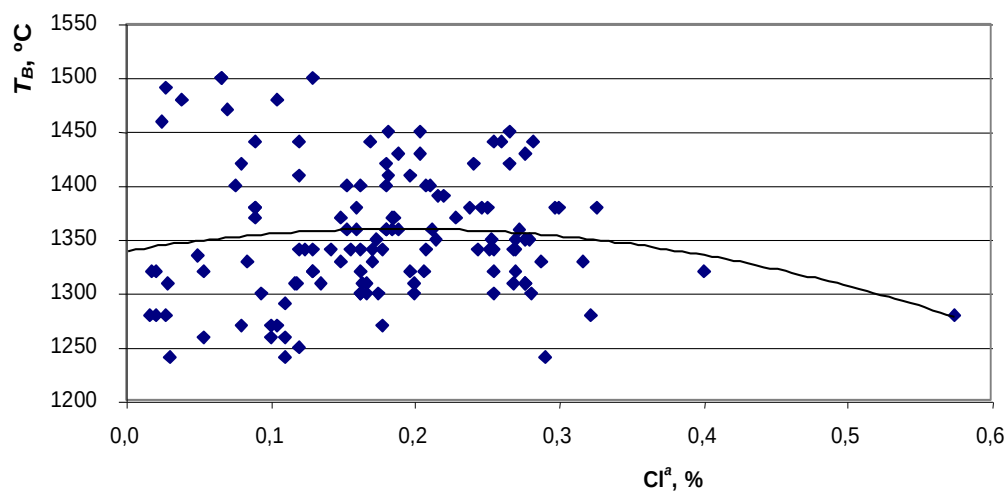
Z wykresu (rys. 20) zależności temperatury topnienia popiołu od zawartości popiołu w węglu z pominięciem punktów odpowiadających temperaturze 1500°C i wyższej wynika, że w miarę wzrostu zawartości popiołu nieznacznie wzrasta jego temperatura topnienia.



Rys. 20. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości popiołu A^a

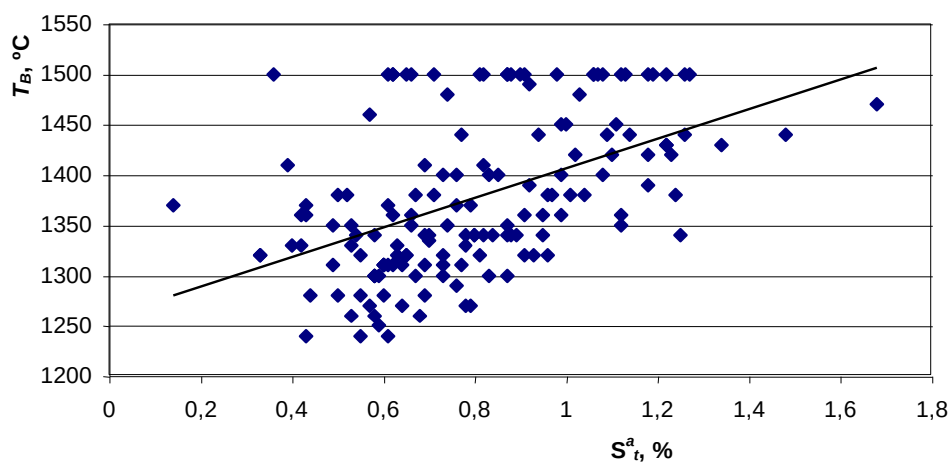
Fig. 20. Fusion temperature T_B of ash from coals with various ash A^a content

Istnieje również słaba zależność między zawartością chloru a temperaturą topnienia popiołu. Dla analizowanych węgla zależność tę przedstawia rysunek 21. Węgle o najniższej zawartości chloru, poniżej $0,15\%$ (według klasyfikacji Crossley'a węgle o małej skłonności do żużlowania), wykazują najwyższą temperaturę topnienia popiołu – 1500°C lub wyższą. W miarę wzrostu zawartości siarki całkowitej w badanych węglach wzrasta temperatura topnienia popiołu (rys. 22). Podobna sytuacja występuje w przypadku siarki pirytowej (rys. 23). Odminną sytuację zaobserwowano w przypadku siarki popiołowej (rys. 24). W miarę wzrostu jej zawartości temperatura topnienia popiołu maleje.



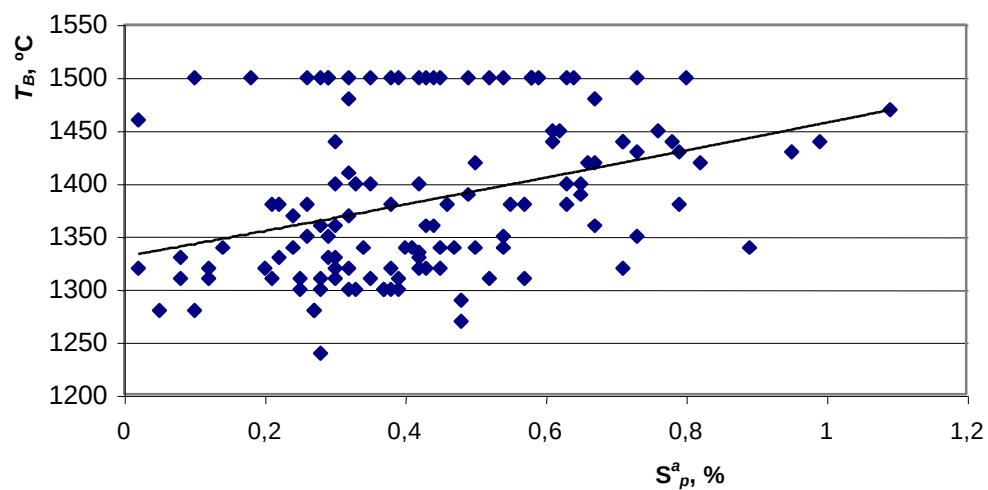
Rys. 21. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości chloru Cl^a

Fig. 21. Fusion temperature T_B of ash from coals with various chlorine Cl^a content



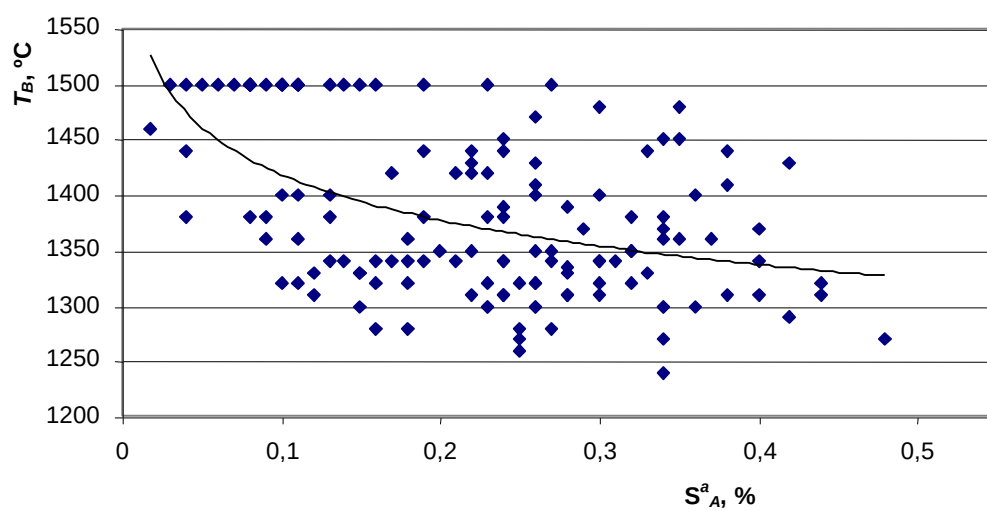
Rys. 22. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości siarki całkowitej S_t^a

Fig. 22. Fusion temperature T_B of ash from coals with various total sulphur S_t^a content



Rys. 23. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości siarki pirytowej S_p^a

Fig. 23. Fusion temperature T_B of ash from coals with various pyrite sulphur S_p^a content



Rys. 24. Temperatura topnienia popiołu T_B z węgla o różnej zawartości siarki popiołowej S_A^a

Fig. 24. Fusion temperature T_B of ash from coals with various ash sulphur S_A^a content

3. ZRÓŻNICOWANIE TEMPERATURY TOPNIENIA POPIOŁU WE FRAKCJACH GĘSTOŚCIOWYCH WYDZIELONYCH Z BADANYCH WĘGLI

Przedmiotem badań były cztery próbki węgla pochodzące z różnych kopalń GZW. Wychód frakcji uzyskanych w procesie wzbogacania w cieczach ciężkich przedstawia tablica 2. W przypadku wszystkich węgli dominująca pod względem ilościowym była frakcja o gęstości $1,26 \div 1,36 \text{ g/cm}^3$.

Tablica 2. Wychód frakcji gęstościowych wydzielonych z badanych węgli

Frakcja gęstościowa g/cm^3	Kopalnia			
	1	2	3	4
	%			
< 1,26	2,4	1,0	1,0	1,2
1,26÷1,36	83,5	52,2	46,6	76,8
1,36÷1,40	1,4	4,0	8,0	2,2
1,40÷1,46	2,4	7,8	12,0	5,4
> 1,46	10,3	35,0	32,4	14,4

Wyniki analiz fizykochemicznych węgli wyjściowych i wydzielonych z nich frakcji przedstawia tablica 3, a temperaturę topliwości popiołu w atmosferze utleniającej i redukującej – tablica 4.

Tablica 3. Właściwości fizykochemiczne badanych węgli i wydzielonych z nich frakcji gęstościowych

Kopalnia, frakcja gęstościowa g/cm^3	Wilgoć W^a , %	Popiół A^d , %	Siarka całkowita S^a , %	Siarka pirytowa S_p^a , %	Chlor Cl^a , %	Grupa macerałów		
						witrynit Vt , % obj.	liptynit L , % obj.	inertynit I , % obj.
kopalnia 1	1,40	5,31	0,62	0,17	0,155	80	5	15
< 1,26	2,15	0,80	0,39	0,02	0,082	90	6	4
1,26÷1,36	3,75	1,34	0,42	0,05	0,127	88	3	9
1,36÷1,40	4,34	3,56	0,54	0,12	0,191	55	2	43
1,40÷1,46	4,78	5,34	0,60	0,09	0,191	30	2	68
> 1,46	5,38	39,85	1,93	1,70	0,325	27	1	72
kopalnia 2	2,49	19,73	0,86	0,50	0,177	68	8	24
< 1,26	4,10	1,47	0,25	0,03	0,204	82	13	5
1,26÷1,36	3,60	5,37	0,35	0,01	0,123	80	6	14
1,36÷1,40	4,80	3,82	0,32	0,02	0,178	57	1	42
1,40÷1,46	4,85	5,49	0,32	0,02	0,222	46	4	50
> 1,46	5,48	46,63	1,56	1,24	0,255	23	3	74
kopalnia 3	2,79	14,15	0,77	0,25	0,127	67	8	25
< 1,26	2,74	1,7	0,54	0,06	0,283	25	66	9
1,26÷1,36	3,87	3,33	0,54	0,05	0,105	78	6	16
1,36÷1,40	4,35	6,16	0,53	0,06	0,155	57	6	37
1,40÷1,46	3,79	8,76	0,53	0,07	0,248	61	7	32
> 1,46	6,51	30,64	1,10	0,67	0,491	59	6	35
kopalnia 4	1,37	6,47	0,63	0,13	0,135	78	4	18
< 1,26	1,94	0,75	0,49	0,01	0,102	91	6	3
1,26÷1,36	2,92	1,93	0,55	0,01	0,125	81	4	15
1,36÷1,40	3,79	6,19	0,59	0,08	0,138	53	3	44
1,40÷1,46	4,58	8,6	0,54	0,11	0,135	51	2	47
> 1,46	8,79	30,84	0,98	0,61	0,187	50	4	46

Tablica 4. Temperatury topliwości popiołów badanych węgli i wydzielonych z nich frakcji gęstościowych

Kopalnia, frakcja gęstościowa g/cm ³	Temperatura topliwości popiołu, atmosfera utleniająca				Temperatura topliwości popiołu, atmosfera redukująca			
	T_s , °C	T_A , °C	T_B , °C	T_C , °C	T_s , °C	T_A , °C	T_B , °C	T_C , °C
kopalnia 1	1030	1320	1300	1500	930	1140	1200	1250
< 1,26	910	1260	1420	1500	890	1180	1400	1500
1,26÷1,36	950	1240	1390	1500	900	1200	1280	1390
1,36÷1,40	940	1250	1320	1400	910	1180	1200	1340
1,40÷1,46	910	1260	1310	1380	870	1120	1190	1280
> 1,46	910	1260	1310	1380	870	1120	1190	1280
kopalnia 2	1010	1260	1320	1360	940	1190	1240	1280
< 1,26	950	1250	1300	1380	900	1100	1250	1310
1,26÷1,36	980	1250	1420	1500	890	1190	1330	1450
1,36÷1,40	920	1260	1500	1500	860	1180	1400	1450
1,40÷1,46	950	1280	1350	1400	920	1100	1300	1400
> 1,46	1060	1280	1330	1380	950	1230	1270	1320
kopalnia 3	990	1320	1370	1380	960	1280	1330	1360
< 1,26	990	1300	1350	1360	950	1250	1300	1360
1,26÷1,36	980	1290	1500	1500	920	1230	1430	1480
1,36÷1,40	950	1210	1450	1500	900	1220	1400	1450
1,40÷1,46	950	1270	1340	1390	910	1000	1280	1380
> 1,46	1030	1270	1320	1380	940	1220	1260	1310
kopalnia 4	1000	1240	1410	1460	940	1210	1310	1400
< 1,26	980	1250	1500	1500	920	1200	1500	1500
1,26÷1,36	950	1280	1480	1500	900	1250	1500	1500
1,36÷1,40	970	1230	1490	1500	870	1180	1420	1500
1,40÷1,46	950	1260	1300	1380	910	1000	1250	1390
> 1,46	1000	1250	1300	1380	950	1200	1280	1320

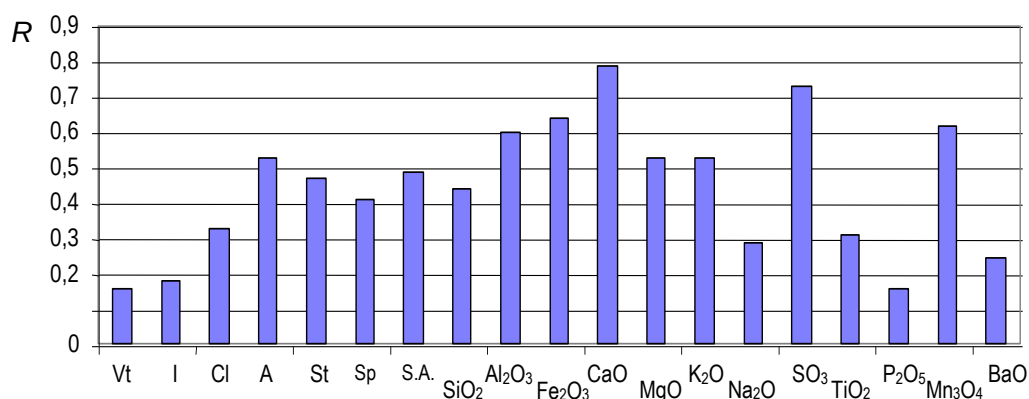
Na podstawie tych wyników stwierdzono, że w miarę wzrostu gęstości frakcji następował wzrost zawartości popiołu. We wszystkich frakcjach o gęstości poniżej 1,40 g/cm³ zawartość popiołu była niższa niż w węglach wyjściowych (tabl. 3). W miarę wzrostu gęstości frakcji zmniejszała się również zawartość macerałów grupy wityrnytu, przy równoczesnym wzroście zawartości macerałów grupy inertynitu. We frakcjach o gęstości poniżej 1,36 g/cm³ zawartość wityrnytu była większa niż w węglach, z których frakcje zostały wydzielone. Najwyższą temperaturę topnienia popiołu, korzystną z uwagi na możliwość zanieczyszczania powierzchni grzewczych, wykazywały frakcje o gęstości 1,26÷1,40 g/cm³ w węglach z kopalń 2 i 3 oraz frakcje o gęstości poniżej 1,36 g/cm³ w węglach z kopalń 1 i 4. Frakcje te charakteryzowały się małą zawartością chloru i popiołu, podwyższoną zawartością wityrnytu oraz najwyższą temperaturą topliwości popiołu zarówno w temperaturze utleniającej, jak i redukującej.

6. WSPÓŁCZYNNIKI KORELACJI DLA ZALEŻNOŚCI TEMPERATURY TOPNIENIA POPIOŁU OD BUDOWY PETROGRAFICZNEJ I CHEMICZNEJ WĘGLA

W wyniku przeprowadzonych badań stwierdzono, że istnieje zależność między parametrami jakościowymi węgla a temperaturą topnienia popiołu, a w konsekwencji skłonnością węgla do zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych.

Stwierdzona została korelacja między temperaturą topnienia popiołu, oznaczoną w atmosferze redukującej, a temperaturą topnienia oznaczoną w atmosferze utleniającej. Współczynnik korelacji dla tej zależności wynosi 0,88. Korelacja jest istotna, gdyż $t_{obl} = 22,68$ jest większe od t_{gr} dla $\alpha = 0,001$ [1].

Współczynniki korelacji R dla zależności temperatury topnienia popiołu od budowy petrograficznej węgla, niektórych jego parametrów jakościowych oraz składu chemicznego popiołu otrzymanego z węgla przedstawiono na rysunku 25. R dla zależności temperatury topnienia popiołu od zawartości macerałów grupy wityrnytu wynosi 0,16, a macerałów grupy inertynitu 0,18.



Rys. 25. Współczynnik korelacji R między temperaturą topnienia popiołu a parametrami charakteryzującymi skład chemiczny węgla i popiołu

Fig. 25. Correlation coefficient R between fusion temperature of ash and parameters characterising the chemical composition of coal and ash

Współczynnik korelacji między temperaturą topnienia popiołu a zawartością popiołu w węglu równa się 0,52. Korelacja jest istotna, gdyż $t_{obl} = 14,32$ jest większe od t_{gr} dla $\alpha = 0,001$.

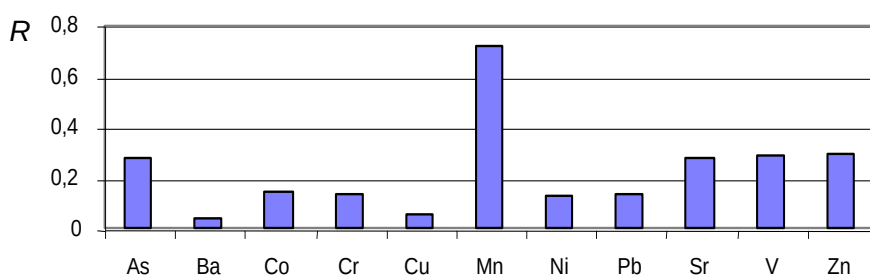
Istnieje również słaba zależność między zawartością chloru a temperaturą topnienia popiołu. Współczynnik korelacji wynosi 0,33. Węgla o najniższej zawartości chloru, poniżej 0,15%, wykazują najwyższą temperaturę topnienia popiołu – 1500°C lub wyższą. W miarę wzrostu zawartości siarki całkowitej w badanych węglach wzrasta temperatura topnienia popiołu. R w tym przypadku wynosi 0,41. Podobna sytuacja występuje w przypadku siarki pirytowej. Współczynnik korelacji dla tej

zależności równa się 0,41. Odm inną sytuację zaobserwowano w przypadku siarki popiołowej. W miarę wzrostu jej zawartości temperatura topnienia popiołu maleje. R dla tej zależności wynosi 0,49.

Najwyższy współczynnik korelacji R , wynoszący 0,79, uzyskano dla CaO. Korelacja jest istotna, gdyż $t_{obl} = 15,51$ jest większe od t_{gr} dla $\alpha = 0,001$ [1]. Nieco niższe współczynniki korelacji stwierdzono dla: SO_3 ($R = 0,73$), Fe_2O_3 ($R = 0,64$) i Mn_3O_4 ($R = 0,62$). Spośród składników chemicznych popiołu najniższe współczynniki korelacji uzyskano dla TiO_2 ($R = 0,31$), Na_2O ($R = 0,29$), BaO ($R = 0,25$) i P_2O_5 ($R = 0,16$).

Na rysunku 26 przedstawiono współczynniki korelacji dla zależności temperatury topnienia popiołu od zawartości pierwiastków śladowych w popiele. Stwierdzono, że jedynie zawartość manganu wpływa w znacznym stopniu na tę temperaturę. Wzrost zawartości tego pierwiastka powoduje nieznaczne obniżenie temperatury topnienia popiołu. Współczynnik korelacji R wynosi dla tej zależności 0,72.

W tabelicy 5 przedstawiono zróżnicowanie parametrów jakościowych węgla i popiołu dla węgla, których popiół wykazuje różną temperaturę topnienia.



Rys. 26. Współczynnik korelacji R między temperaturą topnienia popiołu a zawartością pierwiastków śladowych w popiele

Fig. 26. Correlation coefficient R between fusion temperature of ash and trace element content in ash

Tabl. 5. Zmienność wartości wybranych parametrów jakościowych w węglach wykazujących różne temperatury topliwości popiołu

Temperatura topnienia popiołu °C	A ^a %	S ^a %	S ^p %	Cl ^a %	Vt % obj.	Fe ₂ O ₃ %	Na ₂ O %	K ₂ O %	Liczba stosunku SiO ₂ SR, zdolność żużlowania	Indeks żużlowania R _s zdolność żużlowania	Liczba alkaliczności A zdolność żużlowania
<1300	3,13÷18,90	0,43÷0,76	0,05÷0,38	0,03÷0,291	35÷89	9,12÷21,68	0,93÷8,79	0,30÷2,79	42÷83 Od małej do dużej	0,2÷20 mała i średnia	0,1÷0,7 mała, średnia
1300÷1400	2,35÷3,97	0,33÷1,24	0,12÷0,89	0,018÷0,401	26÷92	6,58÷26,32	0,68÷8,03	0,15÷2,88	42÷86 Od małej do dużej	0,2÷1,8 mała i średnia	0,1÷1,7 mała, średnia
1400÷1500	5,58÷32,08	0,39÷1,68	0,30÷1,11	0,024÷0,277	47÷85	4,65÷32,8	0,50÷5,06	0,28÷9,09	27÷90 Od małej do dużej	0,1÷1,8 mała i średnia	0,1÷1,7 średnia
≥1500	6,09÷30,66	0,36÷1,27	0,18÷0,86	0,002÷0,148	60÷82	5,22÷9,24	0,55÷4,75	1,66÷3,37	80÷90 mała	0,1÷0,4 mała	0,1÷2,7 średnia,

Z obliczonych wskaźników skłonności do żużlowania wynika, że zdecydowanie małą skłonność do zanieczyszczania powierzchni grzewczych wykazują węgle, dla których temperatura topnienia popiołu jest równa lub wyższa od 1500°C. Węgle te charakteryzują się najniższą zawartością chloru, tlenku żelaza i sodu oraz najwyższą zawartością tlenku potasu i macerałów grupy witytrynu.

5. WNIOSKI

1. Istnieje zależność między parametrami jakościowymi węgla, jego budową i składem chemicznym popiołu a temperaturą topliwości popiołu, a więc w konsekwencji skłonnością węgla do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów.
2. Między temperaturą topnienia popiołu oznaczoną w atmosferze redukującej a temperaturą topnienia oznaczoną w atmosferze utleniającej występuje zależność wprost proporcjonalna. Współczynnik korelacji wynosi 0,88. W przypadku każdego popiołu temperatura topliwości oznaczona w atmosferze redukującej jest niższa od uzyskanych w atmosferze utleniającej. Największe różnice między temperaturą topnienia popiołu uzyskaną w atmosferach redukującej i utleniającej występują w przypadku popiołów łatwo topliwych.
3. Dla 56% popiołów badanych w atmosferze redukującej i dla 13% popiołów badanych w atmosferze utleniającej temperatura topnienia popiołu jest niższa od 1300°C.
4. Najwyższą temperaturę topnienia popiołu, powyżej 1400°C, wykazują węgle, w których zawartość macerałów grupy witytrynu wynosi powyżej 60% obj., a zawartość macerałów grupy inertytrynu jest mniejsza niż 28% obj.
5. Istnieje również zależność między zawartością chloru a temperaturą topnienia popiołu. Węgle o najniższej zawartości chloru, poniżej 0,15%, wykazują najwyższą temperaturę topnienia popiołu – 1500°C lub wyższą.
6. Wzrost zawartości siarki całkowitej i pirytowej w węglu powoduje podwyższenie temperatury topnienia popiołu, natomiast wzrost zawartości siarki popiołowej powoduje jej obniżenie.
7. Zwiększona zawartość takich składników chemicznych popiołu, jak: SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O wpływa na wzrost temperatury topnienia popiołu. Bardziej skomplikowany wpływ na tą temperaturę mają Fe_2O_3 , MgO , CaO , SO_3 , Mn_3O_4 . W miarę wzrostu zawartości tych składników następuje najpierw obniżenie, a następnie wzrost temperatury topnienia popiołu.
8. Nie stwierdzono zależności temperatury topnienia popiołu od zawartości większości pierwiastków śladowych w popiele. Jedynie wzrost zawartości manganu powoduje znaczne obniżenie temperatury topnienia.

9. Wyniki badań uzyskane dla frakcji wydzielonych metodą wzbogacania w cieczach ciężkich wykazują, że frakcje o gęstości $1,26 \div 1,40 \text{ g/cm}^3$ w węglach z kopalń 2 i 3 oraz frakcje o gęstości poniżej $1,36 \text{ g/cm}^3$ w węglach z kopalń 1 i 4 charakteryzuje niska zawartość chloru, popiołu i siarki, wyższa zawartość macerałów grupy witrynu oraz najwyższa temperatura topnienia popiołu zarówno w temperaturze utleniającej, jak i redukującej.

Literatura

1. Czerwiński J., Iwasiewicz A., Paszek Z., Sikorski A.: *Metody statystyczne w doświadczeniach chemicznych*. Warszawa, PWN 1974.
2. Karolczuk H.: *Racjonalna gospodarka węglem energetycznym*. Warszawa, WNT 1978.
3. Laskowski T., Panuś M.: *Petrografia węgla*. Katowice, PWT 1957.
4. Lorenz U.: *Metoda oceny wartości węgla kamiennego energetycznego uwzględniająca skutki jego spalania dla środowiska przyrodniczego*. Prace PAN, Seria Studia, Rozprawy, Monografie, 1999 nr 64.
5. Mielecki T.: *Wiadomości o badaniu i własnościach węgla*. Katowice, Wydaw. „Śląsk” 1971.
6. Minczewski J., Marczenko Z.: *Chemia analityczna*. T. II – Analiza ilościowa. Warszawa, 1985.
7. Praca zbiorowa: *Ocena emisji siarki w wyniku użytkowania węgla kamiennych*. Warszawa, Wydaw. SGGW-AR 1999.
8. Roga B., Węclewska M.: *Fizykochemiczne procesy spalania węgla i gazu*. Warszawa, PWT 1956.
9. Roga B., Wnękowska L., Ihnatowicz A.: *Chemia węgla*. Warszawa, PWT 1956.
10. Róg L.: *Budowa petrograficzna, własności fizyczne, chemiczne i technologiczne frakcji wydzielonych z węgla kamiennych w skali uwęglania od płomiennych do antracytu*. Wrocław, Politechnika Wrocławska 1996 (praca doktorska).
11. Stępiński W.: *Wzbogacanie grawitacyjne*. Warszawa, PWN 1964.
12. Van Krevelen D.W., Schuyer J.: *Węgiel. Chemia węgla i jego struktura*. Warszawa, PWN 1955.
13. Zelikowski J.: *Kohleverbrennung Breunstoff, Physik und Theorie*. Technik VGB – B008, VGB Kraftwerkstechnik GmbH, 1986.
14. Ziółkowski J.: *Fizyczne i chemiczne własności petrograficznych składników struktury węgla*. Część I, Prace GIG, Seria B, Komunikat 229, 1959.

Recenzent: prof. dr hab. Jerzy Sablik