

Rozprawy
Monografie **300**

300 DISSERTATIONS
MONOGRAPHS

ZBIGNIEW NIEDBALSKI

Functionality maintenance
of headings in hard coal mines:
a proposal for prognosis methodology



ROZPRAWY
MONOGRAFIE **300**

ZBIGNIEW NIEDBALSKI

Prognoza utrzymania funkcjonalności
wzrostów korytarzowych
w kopalniach węgla kamiennego



WYDAWNICTWA AGH

KRAKÓW 2014

Wydawnictwa Akademii Górniczo-Hutniczej
im. Stanisława Staszica w Krakowie

Redaktor Naczelny Wydawnictw AGH: *Jan Sas*

Komitet Naukowy Wydawnictw AGH:

Zbigniew Kąkol (przewodniczący),

Marek Cala,

Borys Mikułowski,

Tadeusz Sawik,

Mariusz Ziółko

Recenzenci: *dr hab. inż. Stanisław Duży* – profesor Politechniki Śląskiej

prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk


Afiliacja autora:

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Wydział Górnictwa i Geoinżynierii

Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki

Opieka redakcyjna: *Agnieszka Rusinek*

Skład i przygotowanie do druku:  tel.: 12 62 62 074

© Wydawnictwa AGH, Kraków 2014

ISSN 0867-6631

ISBN 978-83-7464-689-5

Wydawnictwa AGH

al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków,

tel. 12 617 32 28, tel./faks 12 636 40 38

e-mail: redakcja@wydawnictwoagh.pl

<http://www.wydawnictwo.agh.edu.pl>

Spis treści

Streszczenie.....	7
Summary	9
1. Wstęp.....	11
2. Obudowa wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego.....	17
2.1. Obudowa łukowa podporowa	19
2.2. Obudowa kotwowa.....	26
2.3. Obudowa sklepią i powłokowa	28
2.4. Obudowa mieszana	29
2.5. Najczęściej stosowane schematy obudowy.....	33
2.6. Charakterystyka zawałów występujących w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego	37
3. Charakterystyka wybranych metod określania współdziałania obudowy z górotworem.....	43
3.1. Metody oparte na mechanice ośrodków ciągłych	43
3.2. Obciążenie statyczne obudowy wyrobisk	53
3.3. Metody projektowania obudowy stosowane w kopalniach	53
3.4. Metody empiryczne oparte na wskaźnikach jakości górotworu	55
3.5. Metody numeryczne.....	57
3.6. Wybrane przykłady zastosowania metod numerycznych.....	60
4. Monitoring pracy obudowy	67
4.1. Charakterystyka wybranych właściwości górotworu.....	68
4.2. Propozycja wstępnej oceny górotworu w celu projektowania obudowy wyrobisk.....	75
4.3. Wyniki pomiarów kopalnianych	84
4.3.1. Zachowanie wyrobisk przy wartości wskaźnika n_{mv} w zakresie $0,00 \div 1,00$	90

4.3.2. Zachowanie wyrobisk przy wartości wskaźnika n_{iw} w zakresie 1,01÷2,00	94
4.3.3. Zachowanie wyrobisk przy wartości wskaźnika n_{iw} powyżej 2,00	103
4.4. Analiza wyników badań kopalnianych	116
5. Utrzymanie funkcjonalności wyrobisk korytarzowych	122
5.1. Czynniki wpływające na projektowanie i utrzymanie wyrobisk	127
5.2. Wskaźnik skuteczności projektowania i wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych	132
5.3. Metoda modyfikowania nośności obudowy	139
5.4. Przykłady zastosowania wskaźników N_{sp} i N_{uf} oraz ich porównanie z wynikami badań kopalnianych	144
6. Podsumowanie i wnioski końcowe	156
Literatura	159

ZBIGNIEW NIEDBALSKI

Prognoza utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego

Streszczenie

W celu prowadzenia podziemnej eksploatacji pokładów węgla niezbędne jest wykonanie wyrobisk korytarzowych o różnym przeznaczeniu. W ostatnich latach rocznie drąży się około 300÷350 km takich wyrobisk. Do tego należy doliczyć również wiele kilometrów wyrobisk, które zostają przebudowane ze względu na nadmierne deformacje obudowy i związaną z nimi utratę funkcjonalności. Możliwość pełnienia przez wyrobiska korytarzowe przewidzianych funkcji jest kluczowym czynnikiem wpływającym na ciągłe i bezpieczne pozyskiwanie surowca, dlatego bardzo ważne jest stosowanie odpowiedniej obudowy wyrobisk. Aktualnie dobór obudowy wyrobisk spoczywa na kierowniku zakładu górniczego, który może korzystać z dowolnej metodyki najbardziej pasującej do występujących w danym rejonie warunków geologiczno-górnictwowych. Przypadki utraty funkcjonalności wyrobisk w czasie krótszym niż planowano skłaniają do ciągłych poszukiwań metod projektowania obudowy oraz sposobów prognozy utrzymania wyrobisk korytarzowych.

Celem pracy jest przedstawienie metodyki określającej poziom trudności w utrzymaniu wyrobisk w całym okresie ich użytkowania, tj. od momentu projektowania aż do czasu likwidacji. W celu realizacji założeń w pracy dokonano charakterystyki różnych rodzajów obudów wyrobisk korytarzowych stosowanych w kopalniach węgla kamiennego. Opierając się na danych pochodzących ze 157 km wyrobisk wykonanych w 2013 roku, przedstawiono informacje o najczęściej stosowanych aktualnie obudowach. Ponadto przeanalizowano przyoczny zawałów w wyrobiskach korytarzowych.

W monografii scharakteryzowano także wybrane metody współdziałania obudowy z górotworem i metody projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego, w tym metody oparte na wskaźnikach jakości górotworu, wykorzystywane powszechnie w górnictwie światowym. Krótko opisano również metody numeryczne i przedstawiono wybrane przykłady ich zastosowania w konkretnych warunkach geologiczno-górnictwowych.

Dalsza część pracy zawiera propozycję wstępnej oceny cech górotworu na potrzeby projektowania obudowy na podstawie wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} . Uwzględnia on własności wytrzymałościowe górotworu, podzielność skał stropowych oraz głębokość zalegania. Na jego podstawie wskazano zakres wartości wymienionych parametrów, dla których warunki geologiczne będą sprzyjały w mniejszym lub większym stopniu skuteczności projektowania obudowy. W ocenie przydatności zaproponowanego wskaźnika n_{uw} uwzględniono parametry pracy obudowy dwudziestu kilku odcinków badawczych. Mierzonymi parametrami była konwergencja wyrobisk, obciążenie odrzwi oraz siły w kotwach.

Przeprowadzona analiza statystyczna zależności pomiędzy mierzonymi wielkościami a wskaźnikiem n_{iw} wskazuje na fakt, że większe zmiany w wyrobisku i jego otoczeniu zachodzą przy niższych wartościach przedmiotowego wskaźnika.

W celu oceny możliwości utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych w okresie planowanego istnienia zaproponowano dwa wskaźniki: **wskaźnik skuteczności projektowania wyrobisk** N_{sp} i **wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk** N_{uf} . Parametry te oparto na wynikach badań przeprowadzonych za pomocą metody AHP (Analytic Hierarchy Process) dzięki którym uzyskano ranking czynników geologicznych, górniczych, geomechanicznych i technicznych wpływających na proces projektowania i utrzymania wyrobisk. Łącznie w analizie uwzględniono dwadzieścia siedem najważniejszych zdaniem ekspertów czynników. Opierając się na wymienionych wskaźnikach zaproponowano dwie sześciostopniowe skale trudności w projektowaniu obudowy i utrzymaniu funkcjonalności wyrobisk. Jako uzupełnienie metody wskazano na możliwość projektowania i stosowania obudowy o modyfikowanej nośności O_{MN} . Ideą jest opracowanie bazowego schematu obudowy dla najkorzystniejszych warunków geologiczno-górniczych i jednocześnie zaprojektowanie kilku wzmocnień tej obudowy. Takie działanie pozwala na sprawną zmianę schematu obudowy bez konieczności wstrzymywania drążenia wyrobiska. W końcowej części monografii wyznaczono dla analizowanych wcześniej wyrobisk wartości wskaźników N_{sp} i N_{uf} , określając stopień trudności projektowania i utrzymania. Przedstawiono także wyniki analiz zależności pomiędzy zaproponowanymi wskaźnikami N_{sp} i N_{uf} a parametrami pracy obudowy.

Monografia zakończona jest podsumowaniem i wnioskami końcowymi.

ZBIGNIEW NIEDBALSKI

Functionality maintenance of headings in hard coal mines: a proposal for prognosis methodology

Summary

In order to carry out underground coal exploitation it is necessary to execute various types of headings. In recent years, approximately 300÷350 km of such headings have been driven in coal mines, not to mention additional kilometers of headings reconstructed due to excessive deformation of their support and loss of their original functionality. The potential of performing the intended functionalities by underground headings is a key factor affecting continuous and safe exploitation of resources, hence the application of proper heading support is of crucial importance in this respect. Currently, a manager of mining company is responsible for the selection of heading support systems on the basis of a number of different methodologies, which allows for the application of the method optimally matching mining and geological conditions appearing in a given area. The cases of loss of headings' functionality after a period shorter than planned are the main reason for a continuous search for proper methods of support design and methodologies of headings' maintenance prognosis.

The primary aim of this work is to present the methodology determining the difficulty level of maintaining underground headings in their intended period of functioning, i.e. from the moment of their design to their liquidation. In order to fulfill this objective, various types of heading support used in hard coal mines were characterized and the most frequently applied schemes were presented on the basis of data collected from 157 km of headings driven in 2013. Additionally, the reasons for rock burst in underground headings were analyzed in this part.

The following chapter presents selected methods of collaboration between support and rock mass, as well as the methodology of heading support design in hard coal mines, including the methods based on rock quality indexes commonly used in global mining. Also numerical methods, alongside with selected examples of their application in particular cases, are briefly presented in this chapter.

After that, a proposal for initial estimation of rock mass properties for the sake of support design is put forward. The method is based on the heading maintenance index n_{uw} , which assumes strength properties of rock mass, divisibility of roof strata and depth of deposition. The index allowed for the determination of the optimal range of values for the parameters mentioned above, in which geological conditions will be favorable, to a lower or higher degree, for the effectiveness of support design. In order to evaluate the usefulness of the proposed index n_{uw} , work parameters of support were tested in more than 20 research sections. The measured parameters included: convergence of headings, loading of frames and forces in bolts. The statistical analysis of relationships between the measured values

and the index n_{uv} indicates that larger changes occur in the heading and its vicinity at lower values of the proposed index.

In order to estimate the possibility of maintaining the intended functionality of headings in the planned period of their performance, two indexes were proposed: **heading design effectiveness index** N_{sp} and **heading functionality maintenance index** N_{uf} . These parameters were determined on the basis of the results of research applying the AHP (Analytic Hierarchy Process) method in the group of experts. The research method helped to obtain and rank geological, mining, geomechanical and technical factors affecting the process of heading design and maintenance. The analysis assumed the total of 27 factors, which occurred to be most crucial according to the experts. On the basis of the above-mentioned indexes, two six-graded scales of difficulty in support design and heading functionality maintenance were proposed. The proposed method can be additionally complemented with the possibility to design and apply the support with a modifiable loading capacity O_{MN} . The idea of this solution assumes the initial design of a basic support scheme for the most favorable geological and mining conditions and a concurrent design of several reinforcements for the support. Such a solution allows for a quick change of support scheme without the need to halt the driving of a heading. Finally, the values of the indexes N_{sp} and N_{uf} were determined for the hitherto analyzed headings, thus describing the potential level of difficulty in their design and maintenance. Additionally, the results of analyses pertaining to the relationship between the proposed indexes (N_{sp} and N_{uf}) and the work parameters of support were shown.

The final part of the monograph contains the recapitulation of its main points and final conclusions.

1. Wstęp

Wyrobiska korytarzowe udostępniające i przygotowawcze w kopalniach węgla kamiennego wykonywane są w celu podjęcia eksploatacji pokładów węgla i stanowią niezbędny element w strukturze działalności górniczej. Spełniają one głównie funkcje transportowe, wentylacyjne i odstawcze. Pomimo różnego przeznaczenia, wyrobiska korytarzowe mają jedną bardzo ważną cechę wspólną – ich funkcjonalność w większym lub mniejszym stopniu wpływa na bezpieczne i ciągle pozyskiwanie węgla. Funkcjonalność ta jest więc tematem ustawicznych badań – przede wszystkim dotyczą one identyfikacji przyczyn jej utraty oraz sformułowania sposobów skutecznego utrzymania wyrobisk. Zagadnienie jest ciągle aktualne ze względu na specyfikę działalności górniczej. Biorąc pod uwagę niepowtarzalne właściwości górotworu i zmieniającą się sytuację górniczą, należy stwierdzić, że istnieje konieczność dalszego poszukiwania nowych rozwiązań w zakresie rozpoznania masywu skalnego, projektowania wyrobisk czy też schematów stosowanej obudowy oraz metod kontroli jej pracy.

W wielu przypadkach przy planowaniu wyrobisk przyjmuje się, że na całym wybiegu wyrobiska występują podobne warunki i dlatego stosuje się jeden schemat obudowy. Zaprojektowanie jednak schematu obudowy odpowiedniego dla wyrobiska o długości 2÷3 km w praktyce nie jest możliwe. Konieczność zmiany schematu zaprojektowanej wcześniej obudowy – szczególnie na bardziej kosztowną i czasochłonną do wykonania – skutkuje pojawieniem się trudności natury formalnej pomiędzy inwestorem a wykonawcą. Dlatego też obudowa wyrobisk często jest przewymiarowana, co z jednej strony niewątpliwie podnosi bezpieczeństwo, z drugiej jednak strony prowadzi do niewykorzystywania w pełni parametrów i cech zastosowanej obudowy. Wydaje się więc, że w planowaniu wyrobisk korytarzowych bardzo ważna jest elastyczność w projektowaniu i wykonywaniu schematów obudowy na wybiegu wyrobiska – głównie na podstawie analizy bieżących własności geomechanicznych górotworu oraz aktualnej i przyszłej sytuacji górniczej. Spowoduje to zwiększenie roli górotworu w układzie jego współpracy z obudową (EM 1110-2-2901).

W celu poprawnego określenia właściwych parametrów obudowy niezbędna jest duża liczba danych z zakresu warunków geologicznych oraz właściwe rozpoznanie i uwzględnienie sytuacji górniczej. To z kolei wpływa na przyjęcie odpowiedniego modelu współpracy projektowanej obudowy z górotworem. W praktyce polskiego górnictwa węgla kamiennego najczęściej stosowanym modelem mechanicznym tej współpracy jest model, w którym określa się obciążenie statyczne na obudowę podatną. Obciążenie to wynika z zasięgu strefy spękania górotworu otaczającego wyrobisko. Tego typu modele znajdują zastosowanie w zasadach doboru obudowy wyrobisk korytarzowych (Chudek i in., 2000; Drzęzła i in., 2000; Rułka i in., 2001).

Ogólnie wyróżnić można cztery grupy mechanicznych modeli współpracy obudowy podporowej z górotworem (Borecki, 1980).

- Grupa I – opisująca statyczne oddziaływanie górotwór – obudowa.
- Grupa II – opisująca sprężyste i izotropowe oddziaływanie górotwór – obudowa.
- Grupa III – opisująca deformacyjne oddziaływanie górotwór – obudowa. Wśród tych modeli występują takie, które nie uwzględniają zjawiska pełzania, tj. modele sprężysto-plastyczne i sprężysto-kruche oraz modele uwzględniające własności reologiczne ośrodka skalnego.
- Grupa IV – mechaniczne modele współpracy z górotworem anizotropowym uwzględniające anizotropowe ośrodki sprężyste i reologiczne.

Modele z grupy I i II są stosowane w obliczeniach analitycznych, natomiast modele z grupy III i IV – ale również z grupy II – w obliczeniach numerycznych. Choć wyrobiska górnicze projektowane są na określony przedział czasu, najrzadziej stosowane są modele z grupy IV, bowiem znajomość parametrów reologicznych poszczególnych skał i całych maszywów skalnych jest niewystarczająca. Obecnie poza górotworem solnym praktycznie nie prowadzi się badań właściwości reologicznych skał. Jedną z przyczyn tego stanu rzeczy jest duża czasochłonność tych badań, inną natomiast fakt, że wykorzystywane grupy modeli I-III są zwykle wystarczające do celów projektowych. Należy także zauważyć, że zmienność górotworu karbońskiego pod względem uwarstwienia oraz własności jest bardzo wysoka, tak więc korzystniej jest określać podstawowe własności skał i górotworu na bieżąco, stosując następnie modele współpracy nieuwzględniające właściwości reologicznych.

W praktyce górniczej wielu krajów świata do projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych stosowane są często metody empiryczne, oparte na klasyfikacjach górotworu. Istotną zaletą tych metod jest możliwość bieżącego określania jakości masywu skalnego i dostosowywania parametrów obudowy do zmian warunków geomechanicznych.

Ważnym narzędziem wykorzystywanym do projektowania obudowy wyrobisk są metody numeryczne z bardzo dużą liczbą profesjonalnych programów charakteryzujących się różnorodnością możliwych do zastosowania modeli. Stosowane metody projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego oparte są więc głównie albo na obliczeniach analitycznych zgodnie z modelem obciążenia statycznego wynikającego z powstania strefy spękań wokół wyrobiska, albo na obliczeniach numerycznych według modeli sprężystych, sprężysto-kruchych lub sprężysto-plastycznych. Dotyczą też one zwykle bieżącej funkcji wyrobiska przy uwzględnieniu znanych warunków górniczo-geologicznych w okresie projektowania obudowy. Ze względu na zmienność sytuacji górniczej w czasie, jak również zmienność warunków geologicznych w rejonie projektowanego wyrobiska, istnieje potrzeba stworzenia metody oceny funkcjonalności wyrobiska, która obejmowałaby cały okres istnienia wyrobiska, tj. od fazy projektowania poprzez fazę wykonania, okres jego użytkowania, aż do jego likwidacji.

Celem niniejszej pracy jest opracowanie metody oceny skuteczności projektowania i utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych, uwzględniającej zmianę warunków górniczych i parametrów geomechanicznych. Skutecznie opracowana i zweryfikowana metoda pozwoli na planowanie niezbędnych działań technicznych do utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych określanych już na etapie projektowania. Istotnym elementem pracy jest uwzględnienie podczas procesu projektowania bieżących czynników

górnictwo-geologicznych, czynników organizacyjnych wpływających na szybkość podejmowania decyzji, jakość wykonywanych prac i odporność konstrukcji obudowy na działające obciążenia. W pracy scharakteryzowano dotychczas stosowane metody projektowania oraz najczęściej stosowane typy obudów wyrobisk korytarzowych.

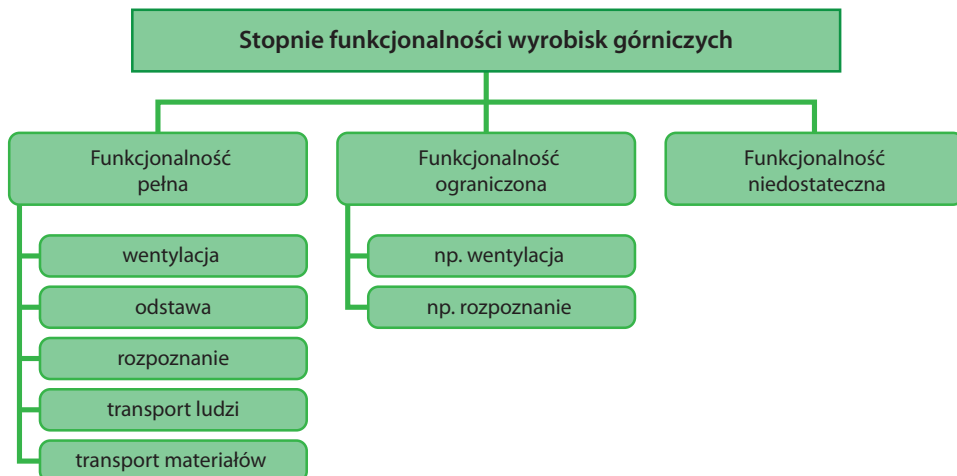
Praca zawiera także charakterystykę głównych parametrów geomechanicznych skał określonych na podstawie analizy badań własnych. Posłużyły one do wyznaczenia wskaźnika utrzymania wyrobiska. W rezultacie opracowano klasyfikację według zaproponowanego wskaźnika. Na bazie tej klasyfikacji przedstawiono wyniki własnych badań kopalnianych obejmujące wielkości obciążeń poszczególnych elementów obudowy oraz zmiany wymiarów poprzecznych wyrobisk. W dalszej części, na podstawie wyników badań metodą AHP (Analiza Hierarchiczna Problemu), przedstawiono ranking czynników geologicznych, geomechanicznych, górniczych i technicznych wpływających na skuteczność projektowania i utrzymania wyrobiska. Biorąc pod uwagę wybrane czynniki uwzględnione z odpowiednią wagą, zaproponowano wskaźnik skuteczności projektowania wyrobiska i wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska. Ponadto przedstawiono metodę tzw. obudowy modyfikowanej, czyli nośność którą w miarę potrzeb można na wybiegu wyrobiska zmieniać.

W opracowaniach naukowych, a w szczególności w podręcznikach poświęconych zagadnieniom geomechaniki, w celu określenia właściwego stanu obudowy, ogólnego stanu wyrobiska czy też stanu otaczającego górotworu, stosuje się najczęściej pojęcie stateczności. W pracy Kłeczka (1994) stateczność zdefiniowana została jako zdolność wyrobiska górniczego do zachowania kształtu i położenia wbrew działającym siłom dążącym do zmiany istniejącego stanu rzeczy. Chudek (1986) z kolei rozumie stateczność wyrobiska jako możliwość zachowania w ustalonym czasie potrzebnych wymiarów jego przekroju poprzecznego oraz zdolność do zabezpieczenia ludzi, sprzętu i maszyn przed obrywającymi się z ociosów i stropu odłamkami skalnymi lub przed zawałami. W literaturze zagranicznej (Hoek i in., 1995) wskazuje się, że z praktycznego punktu widzenia za stateczność wyrobiska należy uznać stan, w którym odkształcenia otaczającego górotworu są kontrolowane, a elementy nośne obudowy nie są narażone na występowanie nadmiernych naprężeń. Pariseau (2006) określa stateczność jako możliwość szybkiego uszkodzenia wyrobiska lub wystąpienia dużych przemieszczeń górotworu powyżej granicy sprężystości. Według tego autora często pojęcia „stateczność” i „bezpieczeństwo” stosowane są zamiennie, co uważa za nieprawidłowe. Przedstawione przykładowe definicje wskazują więc, że utrata stateczności górotworu bądź obudowy jest zjawiskiem nieodwracalnym, co jest zgodne ze stanem faktycznym, bowiem np. uszkodzone elementy obudowy nie przyjmą ponownie pierwotnego kształtu. Przyczyny utraty stateczności wynikają z błędów projektowania, wykonania oraz przyczyn losowych (rys. 1.1).

Praktyka górnicza wskazuje, że w wielu przypadkach następuje przekroczenie obciążeń dopuszczalnych elementów obudowy oraz znaczne zaciskanie konturu wyrobiska – nawet powyżej 1,0 m. Takie sytuacje w odniesieniu do definicji stateczności wyrobiska wskazują jednoznacznie na jej utratę. Mimo pewnych ograniczeń, w wielu przypadkach jeśli zachowany jest poziom bezpieczeństwa, wyrobiska są nadal użytkowane. Przykładowo, przy dużych deformacjach chodniki pełnią rolę wyłącznie wyrobisk wentylacyjnych. Można więc stwierdzić, że stateczność jest jednym z elementów szerszego zagadnienia, jakim jest funkcjonalność bądź użyteczność wyrobiska, która w lepszy sposób odzwierciedla bieżący stan wyrobiska (rys. 1.2).



Rys. 1.1. Przyczyny utraty stateczności obudowy wyrobisk korytarzowych (Duży, 2007a)



Rys. 1.2. Stopnie funkcjonalności wyrobisk górniczych

Stan bieżący konstrukcji wyrażany jest najczęściej za pomocą stanów granicznych nośności i użyteczności. Stan graniczny nośności określa maksymalne wartości nośności poszczególnych elementów obudowy lub ich dopuszczalnych odkształceń i przemieszczeń.

Stany użyteczności, charakteryzujące funkcjonalność wyrobisk górniczych, mogą wskazywać na spełnienie w każdym miarodajnym przekroju wyrobiska następujący warunek (Chudek i in., 2011):

- warunek wymaganego przekroju poprzecznego:

$$F_w \leq F_{went} \quad (1.1a)$$

oraz

$$F_w \leq F_{wypos} \quad (1.1b)$$

gdzie:

- F_w – wielkość przekroju poprzecznego wyrobiska w momencie dokonania jego oceny, m²,
- F_{went} – minimalna wymagana wielkość przekroju poprzecznego wyrobiska ze względu na ilość przepływającego powietrza, m²,
- F_{wypos} – minimalna wymagana wielkość przekroju poprzecznego wyrobiska ze względu na wyposażenie wyrobiska, m²,

- warunek nachylenia wyrobiska:

$$\alpha_{podl} \leq \alpha_{podl}^{dop} \quad (1.2a)$$

oraz

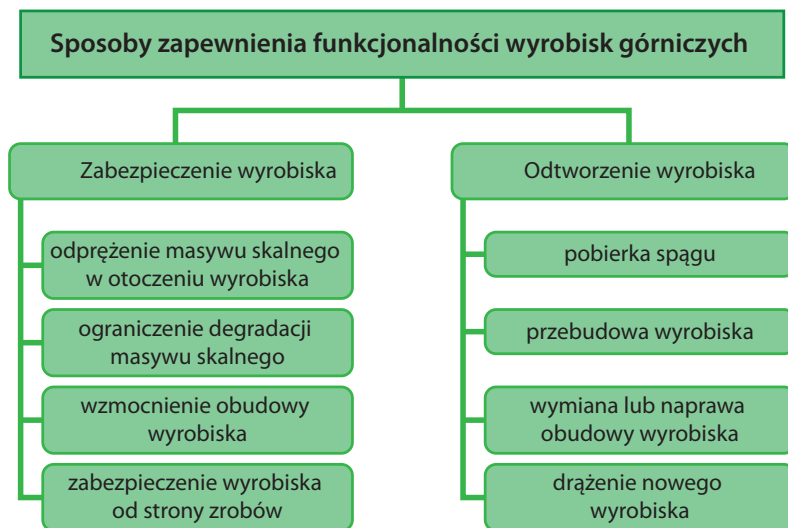
$$\alpha_{pop} \leq \alpha_{pop}^{dop} \quad (1.2b)$$

gdzie:

- α_{podl} – nachylenie wyrobiska w kierunku podłużnym do jego wybiegu w momencie wykonywania oceny, °,
- α_{pop} – nachylenie wyrobiska w kierunku prostopadłym do jego wybiegu w momencie wykonywania oceny, °,
- α_{podl}^{dop} – dopuszczalne nachylenie wyrobiska wzdłuż jego wybiegu, °,
- α_{pop}^{dop} – dopuszczalne nachylenie wyrobiska w kierunku prostopadłym do jego wybiegu, °,

- warunek bezpieczeństwa – osoby przebywające w wyrobisku nie mogą mieć poczucia zagrożenia.

Wyrobiska są zatem projektowane i wykonywane w odpowiednim celu. W związku z powyższym, jeżeli wyrobisko jest funkcjonalne, a więc spełnia stan graniczny użyteczności, to ma odpowiednie gabaryty, ale jest także bezpieczne. Ponadto, jak już wspomniano, utrata stateczności jest procesem nieodwracalnym, podczas gdy przywrócenie żądanej użyteczności wyrobiska w zasadzie odtwarza jego funkcjonalność. Zapewnienie funkcjonalności może polegać na zabezpieczeniu bądź odtworzeniu wyrobiska (rys. 1.3).

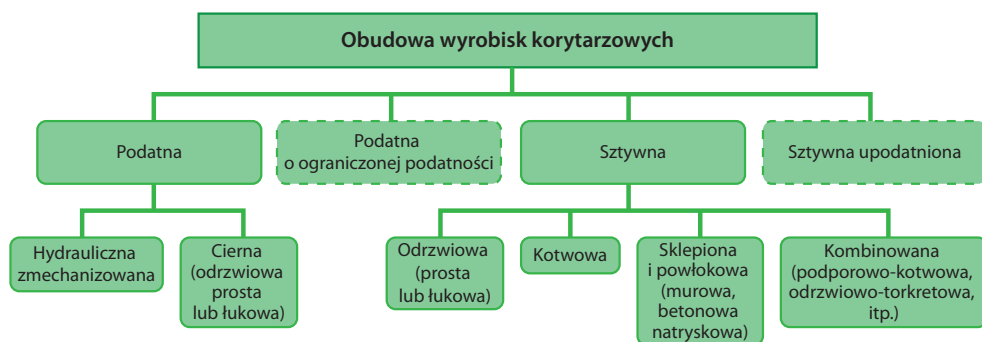


Rys. 1.3. Sposoby utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych (Chudek i in., 2011)

2. Obudowa wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego

Zgodnie z przepisami górnictwymi strop wyrobiska powinien być zabezpieczony niezwłocznie po odsłonięciu (Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. Dz.U. nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r. nr 124, poz. 863). Co prawda przepisy dopuszczają możliwość wykonania wyrobiska bez obudowy, jeżeli górotwór jest odpowiednio mocny, jednak w praktyce polskich kopalń węgla kamiennego brak jest takich przykładów. Dlatego też każde z wykonywanych wyrobisk jest odpowiednio zabezpieczone. Rocznie w kopalniach węgla kamiennego wykonuje się w granicach 300÷400 km wyrobisk (Żyliński i Grzybowski, 2004; Paszcza, 2011), a długość czynnych wyrobisk utrzymuje się na poziomie około 4000 km (Turek, 2007). Ze względu na różne funkcje wyrobisk, niezbędna jest również szeroka gama typów obudowy.

Ze względu na charakterystykę obudowy można ją podzielić na dwa zasadnicze typy (rys. 2.1), tj.: podatną i sztywną, a dodatkowo można wyróżnić obudowę podatną o ograniczonej podatności oraz obudowę sztywną upodatnioną.

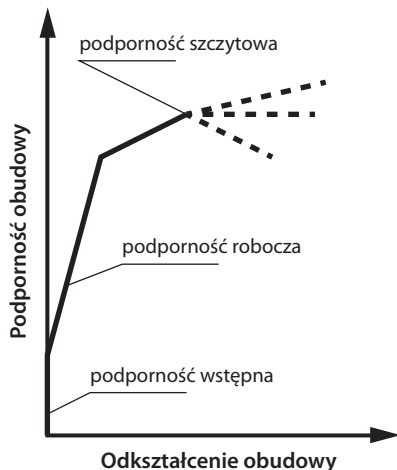


Rys. 2.1. Podstawowe rodzaje obudów wyrobisk korytarzowych ze względu na sposób pracy (Chudek, 1986)

W warunkach górnictwa węglowego można uznać taki podział za zasadniczy, bowiem ze względu na odkształcalność górotworu istotnym zagadnieniem współpracy obudowy z górotworem jest możliwość jej odkształcania pod wpływem działających obciążeń. Obudowa podatna jest więc rozumiana jako konstrukcja, która pod wpływem działającego obciążenia

ze strony górotworu może podlegać znacznym odkształceniom w sposób kontrolowany. Cechy obudowy podporowej oraz jej elementów uzupełniających stanowią przedmiot wielu norm branżowych (PN-G-15000-01:1985; PN-G-15000-02:1993; PN-G-15000-03:1993; PN-G-15000-06:1988; PN-G-15000-07:1996; PN-G-15050:1996). Obudowa sztywne natomiast będzie konstrukcją, która ma możliwość odkształcania się jedynie w zakresie sprężystym jej elementów (PN-G-06002:1997).

Innym ważnym podziałem obudowy stosowanej w wyrobiskach korytarzowych jest podział ze względu na charakter współpracy obudowy z górotworem. W tym przypadku obudowę można podzielić na aktywną i pasywną. Obudowa aktywna to taka, która bezpośrednio po zainstalowaniu wchodzi w reakcję z górotworem, a więc będzie przenosiła obciążenia przy najmniejszej deformacji spowodowanej naciskiem skał otaczających. Do obudowy aktywnej można zaliczyć np. obudowę kotwową czy torkretową. Obudowa pasywna to taka, która przenosi obciążenia dopiero po powstaniu strefy spękań bądź wystąpieniu dużych przemieszczeń górotworu. Są to więc różnego rodzaju obudowy podporowe, np. łukowo-podatne, hydrauliczne, murowe itp. Wydaje się, że ze względu na efektywność pracy najlepsze są obudowy aktywne. W przypadku jednak znacznych odkształceń górotworu i możliwości zniszczenia obudowy aktywnej, nie zawsze jest wskazane jej zastosowanie. O korzyściach płynących jednak z zabezpieczenia wyrobiska poprzez zastosowanie obudowy aktywnej świadczą liczne przykłady poprawy współpracy układu obudowa – górotwór. W kopalniach węgla kamiennego prowadzone jest to najczęściej poprzez łączenie obudowy łukowo-podatnej z obudową kotwową oraz stosowanie wykładki mechanicznej ze spoiw szybkowiązujących w celu jak najszybszego wywołania oddziaływania pomiędzy górotworem a obudową (Daniłowicz, Kowalski i Skupik, 2007). Pojawia się wówczas podporność wstępna (rys. 2.2).



Rys. 2.2. Charakterystyka pracy obudowy (Chudek, 1986)

Obudowy wyrobisk korytarzowych można także podzielić ze względu na kształt przekroju poprzecznego wyrobiska czy rodzaj stosowanego materiału. Wydaje się jednak, że również te podziały mają nieco mniejsze znaczenie praktyczne. W kolejnych punktach niniejszego rozdziału przedstawione zostaną zasadnicze typy obudowy stosowane w wyrobiskach korytarzowych kopalń węgla kamiennego.

2.1. Obudowa łukowa podporowa

Stalowa obudowa podporowa łukowa podatna jest najczęściej stosowanym zabezpieczeniem wyrobisk korytarzowych. Wynika to głównie z licznych zalet, do których zaliczyć można między innymi:

- możliwość dostosowania obudowy do dowolnego kształtu i przekroju poprzecznego,
- duży zakres nośności,
- dużą wytrzymałość i trwałość stosowanych stali,
- szybkość w zabudowie,
- zachowanie pewnej nośności po przekroczeniu odkształceń plastycznych,
- możliwość odzyskania obudowy i jej regeneracji.

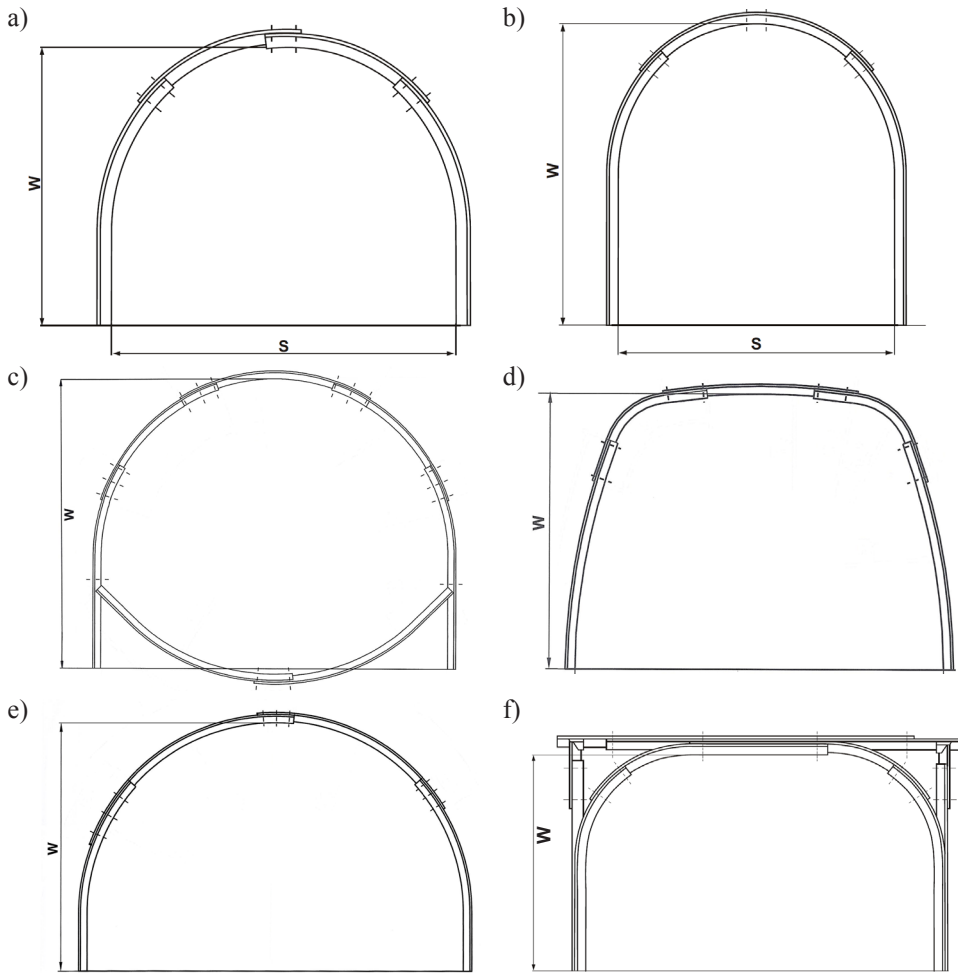
W odniesieniu do wielkości przekroju poprzecznego oraz jego kształtu można stwierdzić, że w zakresie tym występuje duża różnorodność, a niemal wszystkie potrzeby kopalń możliwe są do zrealizowania przez producentów obudów stalowych odrzwiowych podatnych. Wyróżnić więc można ponad dwadzieścia typów odrzwi obudowy chodnikowej (Katalog produktów dla górnictwa, 2013). Kształt przekroju poprzecznego uzależniony jest od przeznaczenia i funkcji wyrobiska. Do najczęściej stosowanych typów odrzwi należy zaliczyć (rys. 2.3):

- obudowę łukowo podatną (ŁP, ŁPSC, ŁPCBor, ŁPZof),
- obudowę łukową podatną zamkniętą (ŁPZ),
- obudowę łukowo podatną podwyższoną (ŁPP),
- obudowę łukowo-prostą podatną (ŁPrP/4, ŁPrP/5, ŁPrP/6, ŁPrw),
- obudowę zamkniętą kołową podatną (ZOKP).

Duży zakres nośności uzyskiwany jest dzięki zastosowaniu różnej wielkości kształtowników, tj. od V21 przez V25, V29, V32, V34 do V36 czy nawet V44. Tak więc przy tej samej wielkości przekroju poprzecznego wyrobiska zastosować można elementy o siedmiu różnych nośnościach. Jeżeli uwzględnimy fakt, że wymienione kształtowniki mogą być wykonane ze stali o podwyższonej wytrzymałości i podwyższonej odporności korozyjnej (np. S480W lub S550W), to uzyskuje się łącznie 21 różnych kombinacji. W przypadku odrzwi np. ŁP-9/A zakres wskaźnika nośności wynosi od 0,135 MN/m dla kształtownika V21 ze stali 25G2 (Katalog produktów dla górnictwa, 2013) do 0,324 MN/m dla kształtownika V36 i stali S550W (tab. 2.1).

Obudowa łukowa podatna w różnych odmianach stosowana jest niemal we wszystkich typach wyrobisk, począwszy od wyrobisk udostępniających takich jak przekopy, przecznice

i upadowe, poprzez komory specjalnego przeznaczenia (np. rozdzielnie elektryczne, komory pomp, komory remontowe), kończąc na głównych wyrobiskach przygotowawczych w pokładzie, chodnikach przyścianowych i rozcinkach rozruchowych. Inne typy obudowy, np. obudowy zamknięte (ŁPZ, ŁPCK, ŁPZS, ZOKP) stosowane są do zabezpieczania wyrobisk kapitalnych niepodlegającym wpływom eksploatacji, a utrzymywanych w długim czasie.

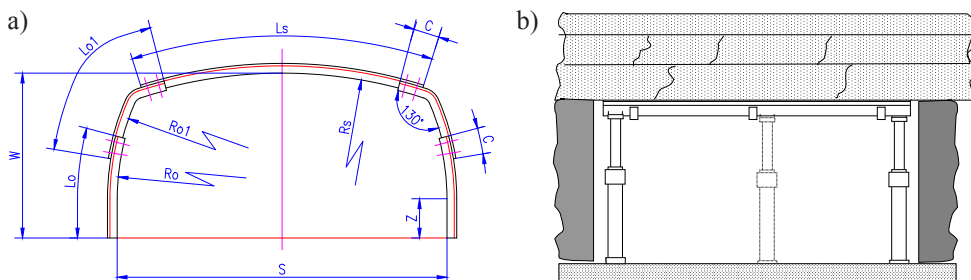


Rys. 2.3. Najczęściej stosowane przekroje odrzwi obudowy (Katalog produktów dla górnictwa, 2013): a) obudowa łukowa podatna ŁP, b) obudowa łukowa podatna podwyższona ŁPP, c) obudowa specjalna zamknięta ŁPZS, d) obudowa łukowo-prosta podatna ŁPrP/V32, e) obudowa łukowo podatna ŁPZof, f) obudowa podwójna KaPa

Tabela 2.1. Wskaźnik nośności W_N odrzwi obudowy ŁP, ŁPP, ŁPZ, ŁPO
(Katalog produktów dla górnictwa, 2013)

Wielkość odrzwi	Wskaźnik nośności dla odrzwi z kształtowników [MN/m]					
	V21	V25	V29	V32	V34	V36
stal 25G2						
8/-/A	0,150	0,178	0,221	0,255	—	—
8/-/4/A	—	—	—	0,265	0,275	0,274
9/-/A	0,135	0,164	0,202	0,235	—	—
9/-/4/A	—	—	0,210	0,238	0,249	0,256
10/-/A	0,110	0,135	0,173	0,204	—	—
10/-/4/A	—	—	0,182	0,206	0,217	0,225
11/-/4/A	—	0,121	0,162	0,188	0,200	0,211
12/-/4/A	—	0,107	0,149	0,173	0,185	0,196
13/-/4/A	—	0,097	0,137	0,160	0,172	0,184
14/-/4/A	—	—	0,125	0,151	0,163	0,172
stal S480W						
8/-/A	0,180	0,214	0,265	0,3306	0,318	0,322
8/-/4/A	—	—	—	0,318	0,330	0,335
9/-/A	0,162	0,197	0,242	0,282	0,295	0,302
9/-/4/A	—	—	0,252	0,286	0,299	0,306
10/-/A	0,132	0,166	0,208	0,245	0,258	0,267
10/-/4/A	—	—	0,218	0,247	0,260	0,270
11/-/4/A	—	0,145	0,194	0,226	0,240	0,250
12/-/4/A	—	0,128	0,179	0,208	0,222	0,233
13/-/4/A	—	0,116	0,164	0,192	0,206	0,218
14/-/4/A	—	—	0,150	0,181	0,196	0,208
stal S550W – odrzvia ŁPw						
8/-/A	0,192	0,225	0,283	0,326	0,340	0,352
8/-/4/A	—	—	—	0,332	0,347	0,357
9/-/A	0,173	0,204	0,259	0,301	0,315	0,324
9/-/4/A	—	—	0,269	0,305	0,319	0,328
10/-/A	0,141	0,170	0,221	0,261	0,275	0,285
10/-/4/A	—	—	0,233	0,264	0,278	0,288
11/-/4/A	—	0,155	0,207	0,241	0,256	0,266
12/-/4/A	—	0,137	0,191	0,221	0,237	0,248
13/-/4/A	—	0,124	0,175	0,205	0,220	0,233
14/-/4/A	—	—	0,160	0,193	0,209	0,211

Trzecią grupę stanowią obudowy o przekroju zbliżonym do prostokątnego (ŁPrP, Pro, KaPa) przeznaczone najczęściej do wykonywania rozciniek rozruchowych. Ze względu na znaczną szerokość oraz niekorzystny kształt przekroju poprzecznego, obudowy te charakteryzują się stosunkowo niewielką nośnością, jednak z uwagi na zalety przy wprowadzaniu obudowy zmechanizowanej do rozciniki rozruchowej ściany oraz krótkiego okresu istnienia wyrobiska, są powszechnie stosowane. W szczególnych warunkach stosowana jest obudowa prostokątna wykonana z prostej stropnicy podpartej stojakami indywidualnymi, np. ciernymi typu SV lub Valent (rys. 2.4).



Rys. 2.4. Obudowa prostokątna: a) lukowa podatna ŁPrP,
b) klasyczna ze stropnicą prostą oraz stojakami indywidualnymi

Obudowa stalowa lukowa jest najczęściej obudową podatną, niekiedy jednak z ograniczoną podatnością. Obudowę sztywną stanowią natomiast tylko niektóre elementy skrzyżowań wyrobisk, jak choćby te w postaci obudowy portalowej odgałęzień, skrzyżowań i rozwidleń (Rotkegel, Bock i Witek, 2010; Wizner, Wolny i Duży, 2013). Są to najczęściej sztywno połączone elementy dwuteowników, które mogą odkształcać się w sposób kontrolowany jedynie w zakresie sprężystym (rys. 2.5).



Rys. 2.5. Przykład obudowy portalowej skrzyżowania
(PPG „Row-Jas”)

Parametry samych odrzwi obudowy stalowej, jakkolwiek są bardzo istotne, to nie można w pełni ich utożsamiać z nośnością obudowy bezpośrednio w wyrobisku. Wynika to z ogromnego znaczenia pozostałych elementów, które decydują o nośności, a mianowicie: charakterystyki pracy złącz poszczególnych elementów odrzwi, rodzaju rozpór pomiędzy odrzwiami, typu (sztywności) zastosowanej wykładki, opinki oraz stóp podporowych.

Strzemiona

W zależności od typu zastosowanych strzemion (ZS, SD, SDO, KL, SKL), ich liczby oraz momentu dokręcenia śrub, otrzymuje się konstrukcję odrzwi obudowy o różnej nośności oraz charakterystyce pracy. Ciekawe doświadczenia na ten temat przedstawiono w pracach (Brodny, 2010, 2012), w których wykazano między innymi, że zastosowanie specjalnego klina oporowego w złączu może dwukrotnie zwiększyć wielkość przenoszonych obciążeń z około 300 kN do około 600 kN. Pomierzone wartości uzyskano przy tych samych wartościach sił w śrubach strzemion wynoszących około 125÷135 kN.

Również liczba strzemion zastosowanych do połączenia łuków stropnicowych i ociosowych zwiększa nośność całej konstrukcji przy jednoczesnym zmniejszeniu podatności. W przypadku stojaków ciernych SV25 zwiększenie liczby strzemion z dwóch do trzech powoduje wzrost podporności nominalnej stojaka ze 160 kN do 250 kN, a zwiększenie strzemion do czterech pozwala uzyskać podporność na poziomie 300 kN (Katalog produktów dla górnictwa, 2013). Przedstawione dane jednoznacznie wskazują na bardzo dużą rolę liczby strzemion oraz momentu dokręcenia śrub w nośności całej konstrukcji obudowy (Rułka, 2006; Duży, 2007b).

Rozpory

Kolejnym ważnym elementem obudowy podporowej są różnego rodzaju rozpory łączące poszczególne odrzwia (rys. 2.6). Służą one do przestrzennej stabilizacji odrzwi, szczególnie tam, gdzie działające siły mają kierunek inny niż równoległy do przekroju poprzecznego wyrobiska. Takie zjawisko występuje najczęściej w pochylniach i upadowych, także w wyniku oddziaływania dynamicznego pochodzącego od wstrząsów górotworu czy też maszyn i urządzeń podwieszonych do obudowy. Rozpory zapobiegają także przemieszczeniom odrzwi wywołanym nierównomiernymi obciążeniami okładzin.

a)



b)



Rys. 2.6. Rodzaje stosowanych rozpór: a) rozpora regulowana, b) rozpora rurowa kabłąkowa

Obecnie stosowane rozpory najczęściej są dwustronnego działania i dzieli się je na lekkie, średnie oraz ciężkie. Można w tym przypadku wymienić następujące typy rozpór: rurowe regulowane, rurowe kabłąkowe, rurowe symetryczne, rurowe przegubowe czy rozpory z kształtowników V. W zależności od wielkości przekroju poprzecznego odrzwi (rozmiaru odrzwi), a także typu stosowanych rozpór, ich liczba pomiędzy każdymi odrzwiami waha się od kilku do kilkunastu sztuk.

Opinka

Opinka wyrobisk korytarzowych wykonywana jest najczęściej w postaci siatek okładzinowych rozmieszczonych na całym obwodzie pomiędzy odrzwiami a górotworem. Podstawowym zadaniem opinki jest zabezpieczenie wyrobiska przed przedostawaniem się do wnętrza odłamków skał ze stropu i ociosów. W pewnym zakresie siatki okładzinowe pozwalają uzyskać bardziej równomierny rozkład obciążeń odrzwi poprzez przejmowanie obciążeń górotworu.

W zależności od zastosowanego drutu do wykonania siatek można podzielić je na:

- lekkie z prętów gładkich lub spiralnych walcowanych o średnicy 7÷8 mm dla prętów podłużnych oraz średnicy 5÷6 mm dla prętów poprzecznych, przenoszony moment zginający wynosi minimum 3 kNm;
- ciężkie z prętów gładkich lub spiralnych walcowanych o średnicy 8 lub 10 mm dla prętów podłużnych oraz 6 mm dla prętów poprzecznych, przenoszony moment zginający wynosi minimum 6,25 kNm.

W pracy siatek, a więc i całej opinki ważny jest także sposób ich mocowania. Ze względu na rodzaj współpracy z odrzwiami, wyróżnia się siatki zaczepowe, łańcuchowe, łańcuchowo-węzłowe oraz zaczepowo-łańcuchowe.

W mniejszym zakresie stosowane są okładziny żelbetowe o przekroju poprzecznym 60÷110 mm i długości dostosowanej do rozstawu odrzwi (PN-G-06021:1997). Okładziny żelbetowe układane są ażurowo najczęściej w wyrobiskach znajdujących się poza wpływem eksploatacji oraz utrzymywanych w długim okresie czasu i dlatego charakteryzują się one większą odpornością na zginanie niż siatki okładzinowe. Jako opinka stosowane są także blachy stalowe (Niełacny, 2009).

Wykładka

Najważniejszymi czynnikami decydującymi o nośności całego systemu obudowy lukowej podatnej są parametry mechaniczne wykładki oraz jakość jej wykonania. Zadaniem wykładki jest bowiem właściwe przeniesienie na odrzwia obudowy obciążenia od skał otaczających. W zasadzie w przypadku wykładki najważniejsze są dwa parametry. Pierwszym jest jej ściśliwość w wyniku obciążenia, a drugim szczelność wypełnienia pomiędzy konstrukcją obudowy a górotworem.

W analizie wpływu wykładki na nośność obudowy odrzwiowej nie sposób pominąć jakości jej wykonania. O ile w przypadku każdego z elementów składowych konstrukcji

obudowy jakoś zawsze odgrywa pewną rolę, o tyle dla wykładki jest kluczowa, a jak wykazują badania, właśnie wykładka charakteryzuje się największym współczynnikiem zmienności (Duży, 2010).

Moduł ściśliwości wykładki w zależności od sposobu jej wykonania przedstawia się następująco:

- wykładka ręczna niestaranna – 1,5 MPa,
- wykładka ręczna staranna – 7,0 MPa,
- wykładka utwardzana szczelna – 40,0 MPa.

W pracy (Drzęzła, Głęb i Schinol, 2001) wykazano, że zastosowanie wykładki utwardzanej o ściśliwości 40 MPa powoduje wzrost podporności odrzwi obudowy łukowej sztywnej o około 50÷70% w stosunku do wykładki o ściśliwości 7 MPa. Wzrost nośności odrzwi oparto w tym przypadku na zależności:

$$k_9 = 0,273 \cdot \sqrt[1,8]{E_z} - 0,022 \cdot E_z + 0,35 \quad (2.1)$$

gdzie:

- k_9 – współczynnik charakteryzujący wykładkę za opinką, a więc stopień odporu bocznego, –
- E_z – moduł ściśliwości wykładki (podłoża), MPa.

Zgodnie z przedstawioną zależnością wartość współczynnika k_9 rośnie wraz ze wzrostem modułu ściśliwości wykładki. W przypadku jednak wykładki mechanicznej wykonanej z mieszanin cementowych, dla których odkształcalność wynosi $E = 1\div 2$ GPa po 24 h i $2\div 4$ GPa po 28 dobach, współczynnik k_9 przyjmuje wartość ujemną. W chwili obecnej brak jest więc szczegółowych badań laboratoryjnych czy kopalnianych na temat ilościowego wpływu wykładki mechanicznej na nośność odrzwi obudowy łukowej, choć praktyka wskazuje na korzyści z jej stosowania (Krasowski i Kozek, 2001; Małkowski i Rak, 2011; Rak, Małkowski i Stasica, 2011). W pracy (Rotkegel i in., 2007) zasugerowano, aby przy projektowaniu obudowy na podstawie pracy (Rułka i in., 2001) we wzorze na wskaźnik nośności maksymalnej odrzwi W_{Nobl} :

$$W_{Nobl} = 0,5544 \cdot W_N \cdot 0,8 \cdot k_{wyk} \quad (2.2)$$

gdzie:

- W_N – wskaźnik nośności maksymalnej odrzwi (badanych w stanie usztywnionym) równy wartości obciążenia ciągłego powodującego powstanie w modelu naprężeń zredukowanych σ_{red} równych wartości naprężenia dopuszczalnego σ_{dop} , MN/m,
- 0,5544 – współczynnik wykorzystania maksymalnej nośności odrzwi, –
- 0,8 – współczynnik nierównomierności obciążenia odrzwi, –
- k_{wyk} – współczynnik wykładki (0,4÷1,0), –

przyjmować dla wykładki mechanicznej współczynnik wykładki równy 1 oraz pomijać współczynnik nierównomierności obciążenia. Po uwzględnieniu wartości współczynnika wykładki $k_{wyk} = 1,0$ oraz współczynnika nierównomierności obciążenia równego 1,0 wzór (2.2) przyjmie postać:

$$W_{Nobl} = 0,5544 \cdot W_N \quad (2.3)$$

Stopy podporowe

Elementem, na którym posadawia się odrzwia obudowy stalowej, są stopy podporowe. Wykonywane są one najczęściej z blach stalowych o polach przekroju poprzecznego $300 \div 600 \text{ cm}^2$ oraz grubości $8 \div 12 \text{ mm}$. Stopy podporowe zapobiegają wciskaniu łuków ociosowych w warstwy spągowe oraz stanowią element stabilizujący, zapobiegający przemieszczeniom poziomym (Chmielewski i in., 1992).

2.2. Obudowa kotwowa

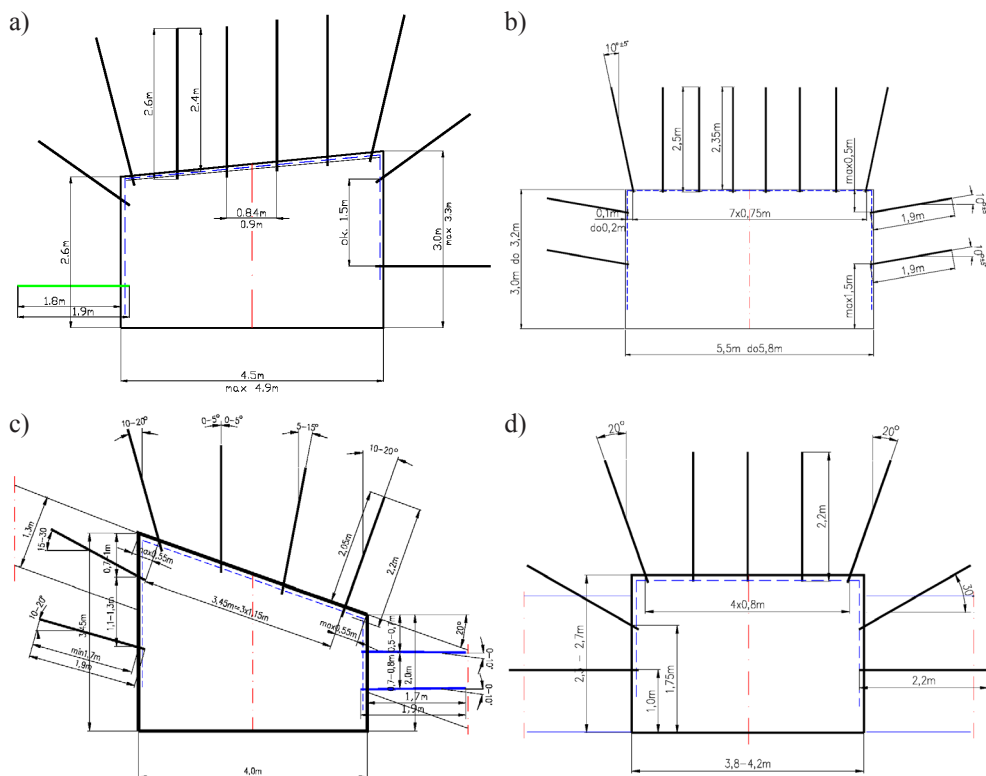
Szerokie zastosowanie technologii kotwienia w polskich kopalniach węgla kamiennego nastąpiło na początku lat dziewięćdziesiątych dwudziestego wieku, choć podstawy teoretyczne oraz doświadczenia w tym zakresie istniały znacznie wcześniej (Podgórski i Podgórski, 1969). Wówczas to w wyniku restrukturyzacji górnictwa zaczęto poszukiwać efektywniejszych rozwiązań technologicznych, między innymi w zakresie obudowy wyrobisk korytarzowych. W przypadku samodzielnej obudowy kotwowej zakres jej stosowania w kopalniach węgla kamiennego, w przeciwieństwie do kopalń rud miedzi, nigdy nie wyszedł poza fazę doświadczeń i testów. Spośród $400 \div 700 \text{ km}$ wszystkich wyrobisk wykonywanych rocznie w latach dziewięćdziesiątych dwudziestego wieku (Sikora, 2001) w samodzielnej obudowie kotwowej w latach 1991–2004 było wykonywanych rocznie od 0,6 do 7 km (Masny i Nierobisz, 2006). Udział samodzielnej obudowy kotwowej w całkowitej długości drążonych wyrobisk wynosił maksymalnie około 2%.

Wśród przyczyn takiego stanu rzeczy można wymienić między innymi to, że technologia kotwienia w kopalniach węgla kamiennego postrzegana była jako „nowa”, a więc sprawiała wiele trudności (Kidybiński, 1993; Drzęźła i Głuch, 1998; Majcherczyk, Niedbalski i Małkowski, 1998; Stachowicz, Koza i Głuch, 2000; Meder i in., 2001). Pewną barierę stanowił brak odpowiednich maszyn i urządzeń oraz brak doświadczenia w prowadzeniu tego rodzaju prac. Istniała konieczność wypracowania nowych metod projektowania obudowy lub zaadaptowania do warunków polskich metod projektowych wykorzystywanych w innych krajach (Czech, 1992; Majcherczyk i Tajduś, 1994; Majcherczyk, 1995; Kidybiński, 1992, 1995a, 1997; Zorychta, 1995; Cała, Flisiak i Tajduś, 2001).

Prowadzone prace badawcze umożliwiły wypracowanie procedur pozwalających na poprawną realizację technologii stosowania samodzielnej obudowy kotwowej, począwszy od rozpoznania warunków geologiczno-górnicznych, poprzez projektowanie, wykonawstwo, a skończywszy na monitoringu obudowy (Załącznik nr 3 do Rozporządzenia Ministra

Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r.). Istotnym czynnikiem decydującym o wprowadzaniu kotew do kopalń węgla kamiennego były również pozytywne efekty współpracy obudowy z górotworem w przypadku dynamicznych obciążeń obudowy występujących podczas wstrząsów górotworu (Kidybiński, 1995a, b; Chudek, 1996; Tajduś i Cała, 1996; Nierobisz, 1999, 2003, 2012; Nierobisz, Pytlík i Nowak, 2001).

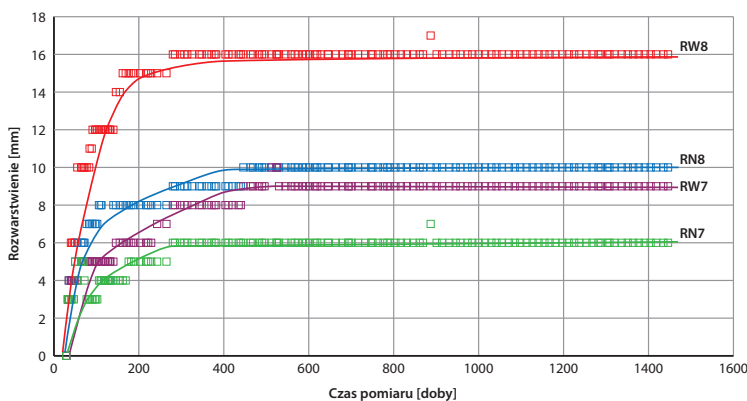
Na temat dobrych efektów zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej w różnych wyrobiskach korytarzowych oraz w różnych warunkach geologiczno-górnictwowych powstało wiele artykułów i referatów (Kidybiński, 1995a; Tajduś i in., 1999; Barczyk i in., 2001, Majcherczyk i Niedbalski, 2001, 2003; Korus i in., 2002; Kugiel i in., 2002; Masny i Nierobisz, 2006). Z publikacji tych można wnioskować, że obudowa tego typu stosowana była w wyrobiskach przyścianowych, rozcepkach ścianowych rozruchowych i likwidacyjnych, przecinkach, przekopach, chodnikach wentylacyjnych, chodnikach taśmowych itp. Najczęściej przekrój wyrobisk korytarzowych był prostokątny lub zbliżony (rys. 2.7), ale znane są przypadki przekrojów łukowych (Barton i in., 1998).



Rys. 2.7. Przykłady schematów wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej (Barczyk i in., 2001): a) chodnik wentylacyjny w pokładzie 403/3, b) dowerzchnia ścianowa w pokładzie 404/3, c) chodnik M-1 w pokładzie 713, d) chodnik pośredni E1 w pokładzie 713/1

Do realizacji samodzielnej obudowy kotwowej stosowano początkowo przede wszystkim kotwy stalowe prętowe o długości 2÷3 m i nośności 120÷150 kN, a w przypadku wyrobisk przyscianowych i rozcięk rozruchowych były to także kotwy urabialne KWSz o nośności powyżej 100 kN. Nieco później rozpoczęto stosowanie kotew linowych (Rak, Stasica, Stopyra, 1996), strunowych (Daniłowicz i in., 2004; Pytlik, 2005; Rak i Stasica, 2006; Majcherczyk, Małkowski i Niedbalski, 2011), a w ostatnim czasie kotew iniekcyjnych (Borecki, Koliński i Brudny, 2012) oraz wkręcanych.

Pomimo pozytywnych doświadczeń w zakresie pozyskania technologicznie zaawansowanych i efektywnych urządzeń, wypracowania odpowiednich procedur projektowania i monitoringu, w polskich kopalniach węgla kamiennego praktycznie zaprzestano stosowania samodzielnej obudowy kotwowej. Wśród przyczyn można wymienić między innymi dwa przypadki zawałów wyrobisk zabezpieczonych tego typu obudową. Ponadto można dodać coraz większe głębokości eksploatacji, wzrost zagrożeń naturalnych, większe rygory formalno-prawne oraz czysto praktyczne względy jak mniejsze postępy drażenia wyrobisk. Trzeba jednak stwierdzić, że kotwienie stało się skuteczną i efektywną technologią stosowaną w górnictwie węgla kamiennego. W niektórych kopalniach wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej utrzymywane były przez kilka lat (rys. 2.8), a ruchy górotworu wokół nich stabilizowały się na bardzo niskim poziomie, tj. kilku, kilkunastu milimetrów.



Rys. 2.8. Zmiana rozwarstwień w czasie w chodniku pośrednim E1 wykonanym w samodzielnej obudowie kotwowej (Majcherczyk, Małkowski i Niedbalski, 2005)

2.3. Obudowa sklepią i powłokowa

Zgodnie z normą PN-G-05020 z 1997 obudowa sklepią to taka, która tworzy nad wyrobiskiem nośne sklepienie, a jej grubość przekracza 3% szerokości wyrobiska. Zgodnie z zaleceniami normy obudowę tę należy stosować po osiągnięciu stanu równowagi pomiędzy obudową wstępną a górotworem. Ogranicza to zakres jej stosowania, bowiem pomiary prowadzone w kopalniach wskazują na przemieszczenia zachodzące wokół wyrobisk w okresie

od kilku do kilkudziesięciu miesięcy (Wang, Wang i Lu, 2000; Nazimko, Alexandrov i Zakharow, 2001; Majcherczyk, Małkowski i Niedbalski, 2006).

Obudowę sklepioną można wykonywać z cegły, betonitów, betonu natryskowego lub żelbetu. Stosowana jest jednak tylko w wyrobiskach korytarzowych lub komorowych o długim okresie użytkowania. Wyrobiska takie zlokalizowane są najczęściej poza strefą oddziaływania czynnych frontów eksploatacji, ponieważ sztywny charakter pracy obudowy może spowodować jej zniszczenie przy przekroczeniu naprężeń dopuszczalnych. Sztywność obudowy sklepionej zmniejsza się na skutek zastosowanych wkładek upodabniających wykonanych z materiałów o niższym module odkształcalności podłużnej oraz zastosowania warstwy wyrównującej z chudego betonu pomiędzy obudową a górotworem. W zasadzie obudowa sklepiona nie jest stosowana jako obudowa samodzielna, lecz razem z innymi obudowami. Dotyczy to wyrobisk przyszybowych, komór, zbiorników itp.

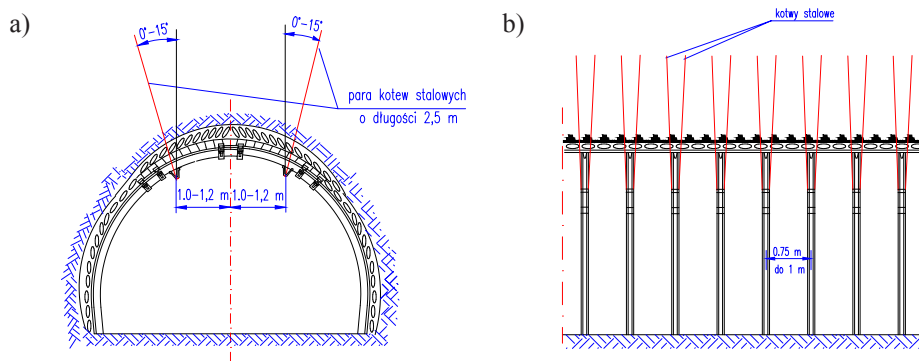
Obudowa powłokowa również jest obudową sztywną, ale zgodnie z normą PN-G-05600 z 1998 roku jest wykonana z cienkiej warstwy materiału ściśle przylegającej do górotworu, o grubości nie większej niż 3% szerokości wyrobiska. Obudowa powłokowa wykonana jest najczęściej z betonu natryskowego, rzadziej betonu zwykłego. Ze względu na deformacyjny charakter górotworu karbońskiego, mimo niewątpliwych zalet obudowy powłokowej, do których można zaliczyć dużą wytrzymałość, dokładne dopasowanie się obudowy do konturu i kształtu wyrobiska, dobrą izolację wyrobiska od otaczającego górotworu, nie jest ona stosowana jako samodzielna. Współpracuje najczęściej z obudową podporową odrzwiową, kotwami i siatkami zbrojeniowymi (Mateja, 1996; Kleta i Winch, 2007; Rak, Siodlak i Stasica, 2007).

2.4. Obudowa mieszana

W kopalniach węgla kamiennego stosowane są bardzo różne schematy obudowy wykorzystujące podstawowe elementy, jakimi są odrzwia obudowy łukowej podatnej, kotwy oraz obudowa powłokowa w postaci torkretu. Z praktycznego punktu widzenia bez wątpienia największą rolę odgrywa połączenie obudowy podporowej oraz kotwowej. Można stwierdzić, że obudowę podporowo-kotwową zaczęto stosować równocześnie z samodzielną obudową kotwową. W okresie rozwoju technologii podchodzono do takiego rozwiązania bardzo sceptycznie, uznając, że nie można łączyć obudów o zupełnie odmiennych charakterystykach pracy, czyli pasywnej podporowej i aktywnej kotwowej. Pozytywne doświadczenia praktyczne (Gromada, 1992; Stopyra, Menzel i Sklorz, 1994; Ficek, Głuch i Preidl, 2000; Rak, Stasica i Stopyra, 2004), a przede wszystkim wyniki zrealizowanych badań kopalnianych (Kidybiński i Nierobisz, 1995; Majcherczyk i Niedbalski, 2002; Piechota i Korzeniowski, 2002; Niedbalski 2003; Niedbalski i Majcherczyk, 2004; Stasica, Rak i Stopyra, 2006) skłoniły jednak do potwierdzenia słuszności takiego rozwiązania.

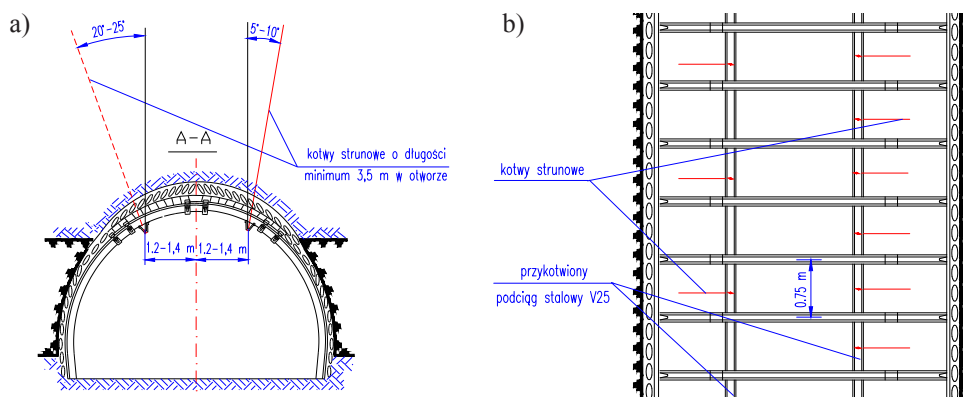
Na szeroką skalę obudowy podporowo-kotwowe realizowane były poprzez przykotwianie łuków stropnicowych jedną lub dwoma parami kotew prętowych przy wykorzystaniu strzemion. Tego typu wzmocnienia stosowano najczęściej w wyrobiskach przyścianowych lub rozcinkach rozruchowych (rys. 2.9). Kotwy usytuowane były symetrycznie względem osi

wyrobiska w odległości od niej $1,0 \div 1,4$ m. Za pomocą śrub hakowych i strzemion odrzwia przykotwiano także dwoma kotwami, po jednej z każdej strony łuku stropnicowego.



Rys. 2.9. Schemat wzmocnienia obudowy podporowej za pomocą dwóch par kotew prętowych: a) przekrój poprzeczny, b) przekrój podłużny

W nieco późniejszym okresie do wzmocniania obudów łukowych podatnych szczególnie w chodnikach przyścianowych zaczęto stosować kotwy strunowe (rys. 2.10). Ich długość jest bardzo zróżnicowana i wynosi od $3,5$ m w otworze do 10 , a nawet 12 m.

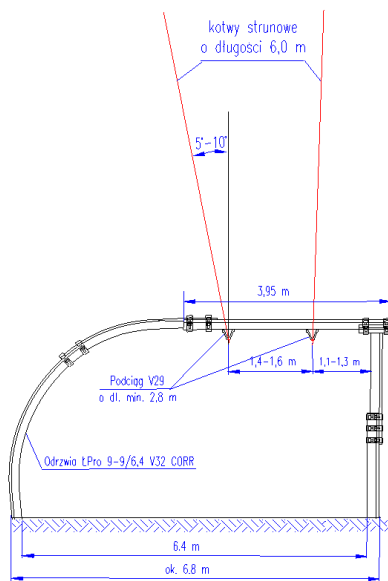


Rys. 2.10. Schemat wzmocnienia obudowy podporowej za pomocą kotew strunowych: a) przekrój poprzeczny, b) przekrój podłużny

W przypadku rozcinek ściannych możliwe stało się wykonywanie przekrojów prostokątnych lub do nich zbliżonych, znacznie bardziej funkcjonalnych podczas zbrojenia ścian w sekcje obudowy zmechanizowanej (rys. 2.11).

Obudowa taka miała wysokość zbliżoną do wysokości pokładu oraz miała płaską stropnicę, co było niezwykle korzystne ze względów bezpieczeństwa, bowiem nie wymagało

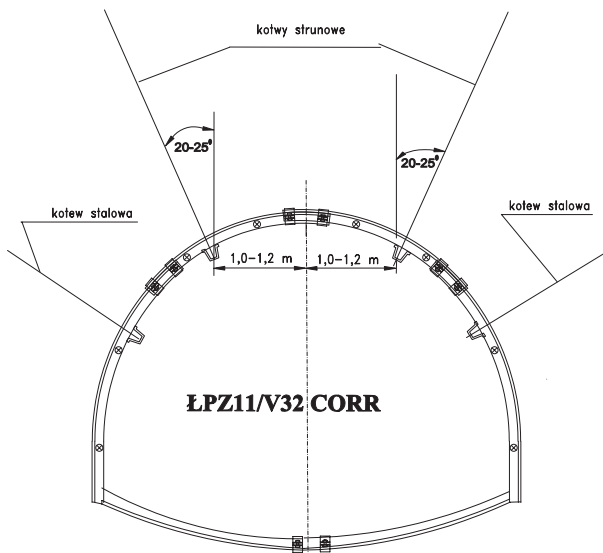
kasztowania pomiędzy sekcją obudowy ścianowej a odrzwiami obudowy odrzwiowej. Od czoła ściany możliwe było także łatwe wyrabowanie stojaków.



Rys. 2.11. Schemat obudowy podporowo-kotwowej w roznince rozruchowej ściany

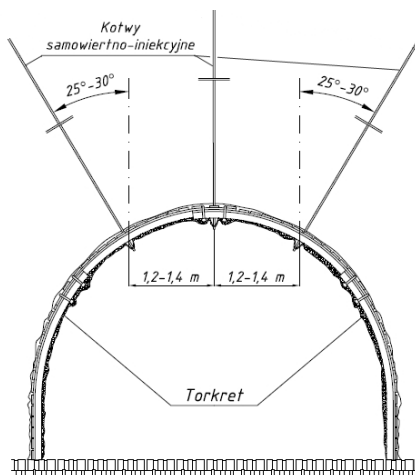
Poza strefami wpływów eksploatacyjnych, w warunkach wzmożonych obciążeń, w tym spodziewanych wypiętrzeń spągu, stosowano także obudowę podporową zamkniętą (rys. 2.12) z jednoczesnym wzmacnianiem górotworu w stropie i w ociosach (Majcherczyk i Niedbalski, 2010). Zgodnie z najczęściej stosowaną praktyką kotwienie odbywa się wówczas z wykorzystaniem podciągów, które dodatkowo stabilizują odrzvia obudowy.

Tak szeroki zakres zastosowania obudowy podporowo-kotwowej był możliwy między innymi dzięki korzystnym przepisom, które nie ograniczały kopalni w zastosowaniu obudowy mieszanej. Nie było też nakazu prowadzenia pracochłonnego monitoringu wyrobisk. Niewątpliwą zaletą zastosowania obudowy podporowo-kotwowej jest możliwość bezpiecznego podwieszania do odrzwi kolejek, bez niebezpieczeństwa wzrostu obciążenia obudowy. Omawiana obudowa umożliwiała uzyskiwanie wymiernych korzyści ekonomicznych, jeżeli stosowane było rozrzedzanie obudowy ze standardowych $0,7 \div 0,8$ m do 1,2 m, a nawet do 1,5 m (Ficek i Kalarus, 2001; Majcherczyk i Niedbalski, 2003; Daniłowicz i Skrzyński, 2003; Niedbalski i Majcherczyk, 2004). Wykorzystywanie kotew do wzmacniania obudów podporowych stosowane jest również w innych krajach (m.in. Khair, 1994; Aldorf i Vojtasik, 1994; Skiba i in., 1999; Korpiłkow, 2000; Cizmek, Blazic i Mayer, 2004; Solovyov i in., 2008; Kovalevska, Fomychev i Vyvcharenko, 2011).



Rys. 2.12. Obudowa łukowa podatna zamknięta wzmocniona kotwami

Obudowa podporowa łączona jest także często z obudową powłokową, którą stanowi najczęściej torkret. Rozwiązania tego typu są stosowane w polskim górnictwie najczęściej w dwóch przypadkach. Pierwszy stanowią nowo wykonane wyrobiska zlokalizowane w filarach szybów lub główne wyrobiska transportowe zlokalizowane poza strefami wpływów eksploatacyjnych. Ze względu na planowany długi okres utrzymywania obudowa wzmocniana jest torkretem.



Rys. 2.13. Wzmocnienie obudowy za pomocą torkretu oraz górtworu za pomocą kotw iniekcyjnych (Borecki, Koliński i Brudny, 2012)

Torkretowanie obudowy łukowej podatnej stosuje się również w wyrobiskach utrzymywanych przez długi czas, w których obudowa uległa korozji. Zastosowanie torkretu zwiększa nie tylko nośność dotychczasowej obudowy podporowej, ale także ogranicza lub całkowicie powstrzymuje procesy korozyjne (Chudek, 2009). Przy stwierdzonej znacznej strefie spękań wokół wyrobiska, stosowane jest także wzmocnienie górotworu za pomocą kotew iniekcyjnych (Borecki, Koliński i Brudny, 2012) lub samej iniekcji (rys. 2.13). Tego typu konstrukcje, oprócz wysokiej podporności, zabezpieczają odsłonięte powierzchnie skalne przed działaniem powietrza kopalnianego, powodującego osłabienie pierwotnej wytrzymałości skał, zmniejszają opory powietrza przepływającego w wyrobisku, a także mają własności izolujące – nie dopuszczają bowiem do wypływu gazów ze skał otaczających do wyrobiska, zamykają dopływ wód lub nie dopuszczają do wypływu wody do wyrobiska oraz ograniczają ryzyko powstawania pożarów, izolując ociosy węglowe.

2.5. Najczęściej stosowane schematy obudowy

Wydaje się, że w określeniu zakresu procesu projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych, istotna jest długość wykonywanych wyrobisk oraz aktualnie panujące tendencje w stosowanych obudowach. Długość drążonych w ciągu roku wyrobisk w kopalniach węgla kamiennego wynosiła w latach 2010÷2011 około 310÷350 km, a koszty związane z drążeniem oszacowano na poziomie 600÷700 mln PLN (Paszczka, 2011). Można zatem stwierdzić, że w strukturze kosztów jest to pozycja znacząca, a więc jednym z elementów efektywnego górnictwa jest bezpieczna, ale i ekonomicznie uzasadniona obudowa wyrobisk korytarzowych. Przeprowadzone badania stosowanych obudów wskazują, że najczęściej w danym wyrobisku wykorzystuje się jeden schemat obudowy, przy czym w wielu wyrobiskach dodatkowo wykonuje się na krótkich odcinkach poszerzenia technologiczne.

W celu określenia podstawowych parametrów obudów stosowanych w wybranych kopalniach węgla przeanalizowano łącznie około 157 km wykonanych w ostatnim roku wyrobisk różnego przeznaczenia: przekopach, przecznicach, komorach, upadowych, pochylniach, chodnikach przyścianowych, rozcejkach rozruchowych. Podana długość wyrobisk stanowi około połowy długości wszystkich wyrobisk wykonywanych rocznie w kopalniach węgla kamiennego w Polsce. Można więc stwierdzić, że wyniki są reprezentatywne. Przedstawione dane pochodzą z różnych rejonów Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz z Lubelskiego Zagłębia Węglowego, obejmują więc obszar o różnorodnych warunkach geologiczno-górnictwowych występujących w czynnych kopalniach węgla kamiennego w Polsce.

W analizie uwzględniono rodzaj odrzwi, wielkość odrzwi, rodzaj stali, wielkość kształtownika, rozstaw odrzwi w odniesieniu do sumarycznej długości analizowanych wyrobisk tj. 157 401 m (tab. 2.2). Procentowy udział poszczególnych wielkości pokazano na rysunkach 2.14–2.18.

Z około 157 km przeanalizowanych wyrobisk, na długości 116 km zastosowane zostały odrzwia obudowy ŁP (sporadycznie ŁPP), co stanowi 73,7% całości (rys. 2.14). Pozostałymi typami odrzwi najczęściej wykorzystywanych są między innymi odrzwia typu: ŁPSC, ŁPZS, ŁPCBor, ŁPKO i ŁPrw. Pozostałe typy obudów stosowane były na długości mniejszej

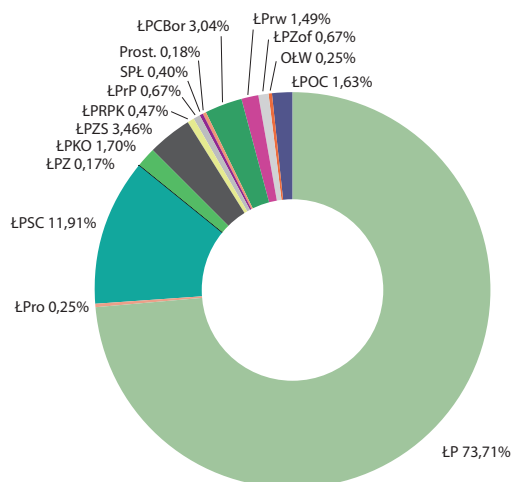
niż 1% wszystkich wyrobisk, a więc na długości nieprzekraczającej 1500 m. Można zatem uznać, że pozostałe typy odrzwi stosowane są sporadycznie i wykorzystuje się je głównie w wyrobiskach specjalnych takich jak rozceńki rozruchowe ścian itp.

Tabela 2.2. Długość wyrobisk oraz zastosowane rodzaje obudowy w wybranych kopalniach węgla kamiennego

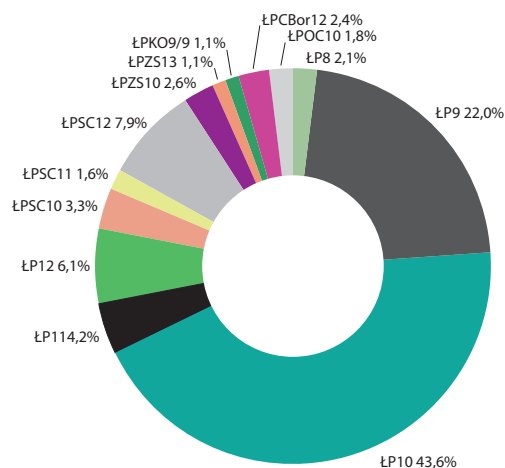
Rodzaj odrzwi							
ŁP	ŁPro	ŁPSC	ŁPZ	ŁPKO	ŁPZS	ŁPRPK	ŁPrP
116 025 m	390 m	18 743 m	270 m	2 670 m	5 442 m	747 m	1 049 m
SPL	Prost	ŁPCBor	ŁPrw	ŁPZof	OŁW	ŁPOC	—
629 m	288 m	4 780 m	2 349 m	1 051 m	396 m	2 572 m	—
Wielkość odrzwi							
ŁP1	ŁP6	ŁP7	ŁP8	ŁP9	ŁP10	ŁP11	ŁP12
110 m	146 m	704 m	3 120 m	32 100,5 m	63 428 m	6 130 m	8 875 m
ŁP13	ŁP14	ŁP15	ŁP16	ŁPro	ŁPSC10	ŁPKO6/6	ŁPKO10/10
826 m	513,5 m	22,5 m	72,5 m	390 m	4 876 m	500 m	125 m
ŁPSC11	ŁPSC12	ŁPZS10	ŁPZS13	ŁPRPK 13	ŁPRP13	ŁPKO7/7	ŁPKO9/9
2 321 m	11 547 m	3 802 m	1 639 m	747 m	803 m	375 m	1 671 m
SPL 6,2/3,0	Prost	ŁPCBor 10	ŁPCBor 11	ŁPCBor 12	ŁPrw8	ŁPrP 4/30	ŁPrw9
517 m	288 m	1 127 m	151 m	3 502 m	819 m	246 m	696 m
ŁPrw11	ŁPZof12	OŁW16	ŁPOC10	ŁPrw32	ŁPP9	ŁPrw17	SPL 5,8/2,4
146 m	1 051 m	396 m	2 572 m	525 m	246 m	163 m	112 m
Rodzaj stali							
25G2, 34GJ		S480W			S550W		
70 101,5 m		82 851,5 m			4 448 m		
Wielkość kształtownika							
V25		V29		V32		V36	
10 990 m		43 126,5 m		75 650,5 m		27 634 m	
Rozstaw odrzwi							
0,5÷0,6 m		0,75÷0,8 m			1,0 m		
25 329 m		96 763 m			35 309 m		

Jeśli chodzi o wielkość odrzwi, w ostatnim okresie najczęściej stosowano wielkość ŁP10 i ŁP9 (63,4 km i 32,1 km), co stanowi odpowiednio 43,6% i 22% całości (rys. 2.15). Ponadto zauważalny jest znaczny udział odrzwi o rozmiarze 12, tj.: ŁPSC12, ŁP12 i ŁPCBor12, które łącznie zastosowano na 23,9 km (15,2%). Jeszcze kilka lat temu powszechnie stosowane odrzwia ŁP8 dzisiaj praktycznie wychodzą z użycia, bowiem ich udział stanowi tylko 2,1%. Tak więc stosowane są przede wszystkim odrzwia o szerokości

5,0÷6,1 m i wysokości 3,5÷4,2 m. W przypadku obudów typu ŁPSC12 szerokość dochodzi do 6,6 m, a wysokość do 4,9 m.



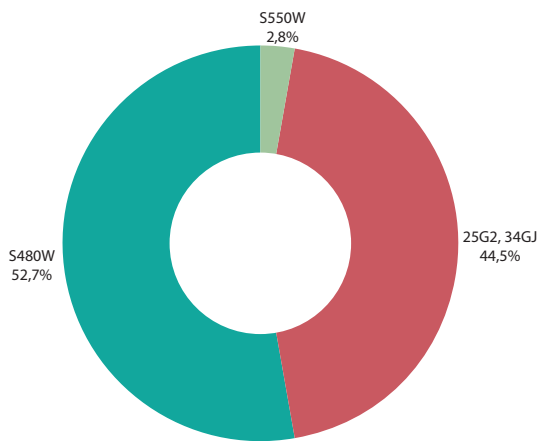
Rys. 2.14. Procentowy rozkład poszczególnych typów odrzwi w kopalniach węgla kamiennego



Rys. 2.15. Procentowy rozkład wielkości odrzwi dla typów o zastosowaniu przekraczającym udział 1%

Ogólnie liczba uwzględnionych w analizie typów obudowy z uwzględnieniem ich rozmiarów wyniosła czterdzieści i można z dużym prawdopodobieństwem stwierdzić, że podana liczba nie wyczerpuje wszystkich kształtów i wielkości obudów stosowanych w polskich kopalniach węgla kamiennego.

W ostatnich latach zauważalne jest wyraźne zwiększenie wykorzystania odrzwi ze stali o podwyższonej wytrzymałości ($R_{e\min} = 480$ MPa), które dla analizowanej długości 157 km wyrobisk osiągnęło w ostatnim roku 52,7% (82,8 km). Ponadto wdrożona została także stal o granicy plastyczności $R_{e\min} = 550$ MPa, która była zastosowana w wyrobiskach o całkowitej długości niemal 4,5 km (rys. 2.16). Jednocześnie należy zwrócić uwagę, że niektóre kopalnie stosują głównie odrzwia obudowy wykonane ze stali o podwyższonych parametrach wytrzymałościowych, tj. S480W. Obudowa ze stali 25G2 i 34GJ lub równoważnej ($R_{e\min} = 340\div 350$ MPa) ma już udział mniejszy niż 50%.



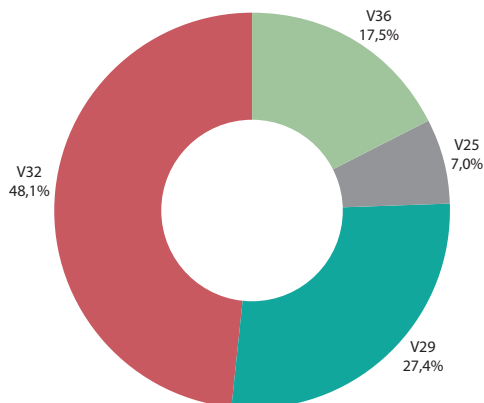
Rys. 2.16. Procentowy rozkład gatunków stali odrzwi obudowy

O nośności stosowanych odrzwi świadczy także wielkość kształtownika. Z przedstawionych danych wynika, że nie są stosowane kształtowniki najlżejsze, tj. V21, które wykazują też najmniejsze nośności (rys. 2.17). Niemal połowę stosowanych w ostatnim roku stanowiły kształtowniki V32 (48,1%), kształtowniki V29 stanowiły 27,4%, dość znaczny udział ma również zastosowanie kształtownika najcięższego V36 (17,5%).

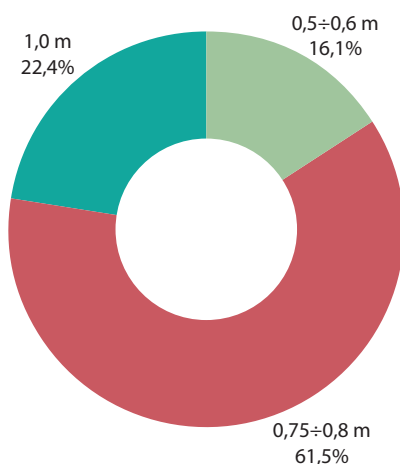
Ważnym aspektem przy projektowaniu obudowy wyrobisk korytarzowych jest dobór rozstawu odrzwi. Obecnie ponad 60% wyrobisk, tj. 96,7 km z analizowanych 157 km, jest wykonana z odrzwi o rozstawie 0,75 lub 0,80 m (rys. 2.18). Duży udział mają także wyrobiska, w których rozstaw odrzwi wynosi 1,0 m, co stanowi 22,4%. Znaczny odsetek, tj. 16,1%, wyrobisk wykonuje się w obudowie z rozstawem odrzwi 0,5 lub 0,6 m. Przeliczając rozstaw na liczbę wykorzystanych odrzwi, wynika, że w analizowanych wyrobiskach zastosowano około 210 tys. kompletów odrzwi, co przy obecnych cenach stali generuje kwotę kilkuset milionów złotych.

Podsumowując, można stwierdzić, że przy projektowaniu obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego należy zwrócić uwagę przede wszystkim na możliwość zwiększenia liczby wyrobisk z rozstawem odrzwi 1,0 m oraz zmniejszyć liczbę wyrobisk wykonywanych z obudowy o rozstawie odrzwi 0,5÷0,6 m. Taką możliwość

daje zastosowanie odrzwi obudowy ze stali o podwyższonych własnościach wytrzymałościowych. Ponadto podczas projektowania należy wziąć pod uwagę kierunki rozwoju obudowy, w tym w dużej mierze zwiększanie przekroju poprzecznego wyrobisk i konieczność stosowania dodatkowych wzmocnień.



Rys. 2.17. Procentowy rozkład wielkości kształtowników



Rys. 2.18. Procentowy rozkład rozstawu odrzwi

2.6. Charakterystyka zawałów występujących w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego

Zgodnie z przepisami górniczymi (Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy Dz.U. nr 139, poz. 1169) zawał

w wyrobisku definiowany jest jako „niezamierzone, grawitacyjne przemieszczenie się do wyrobiska mas skalnych lub kopaliny ze stropu albo ociosu w stopniu powodującym niemożność przywrócenia pierwotnej funkcji wyrobiska w czasie krótszym niż 8 godzin”. Dane Wyższego Urzędu Górniczego w Katowicach wskazują, że rocznie w ostatnich latach liczba zdarzeń w wyrobiskach korytarzowych określonych jako zawał z reguły nie przekracza dwóch przypadków (tab. 2.3).

W porównaniu do lat dziewięćdziesiątych, a w szczególności do lat osiemdziesiątych, liczba zawałów oraz powstałych w wyniku tego wypadków śmiertelnych wyraźnie zmalała. Na podstawie informacji uzyskanych w wybranych kopalniach można stwierdzić, że liczba zdarzeń, które nie zostały sklasyfikowane jako zawał z powodu krótszego czasu utraty funkcjonalności wyrobiska niż 8 godzin, jest większa, bowiem niemal w każdej kopalni dochodzi do kilku takich przypadków rocznie. Wydaje się, że w niektórych przypadkach część zawałów lub obwałów nie jest rejestrowana z powodu obaw przed czasowym wstrzymaniu prac górniczych.

Tabela 2.3. Zestawienie liczby zawałów, opadu skał ze stropu i ociosów oraz liczby wypadków śmiertelnych w kopalniach węgla kamiennego (Zawały stropu i opady skał..., 2013)

Rok	Liczba zawałów	Przyczyny śmiertelnych wypadków			Razem wypadki śmiertelne
		zawały	opady skał ze stropu	opady skał z ociosów	
1980	21	17	33	5	55
1981	20	11	22	2	35
1982	20	29	22	4	55
1983	14	4	13	7	24
1984	8	5	6	5	16
1985	10	12	23	13	48
1986	7	5	11	6	22
1987	4	3	8	9	20
1988	9	8	11	7	26
1989	5	4	14	4	22
1990	5	8	12	3	23
1991	5	5	11	4	20
1992	—	—	6	3	9
1993	6	5	4	5	14
1994	4	1	3	1	5
1995	6	5	2	2	9
1996	3	3	5	1	9
1997	1	1	2	1	4
1998	2	1	4	1	6

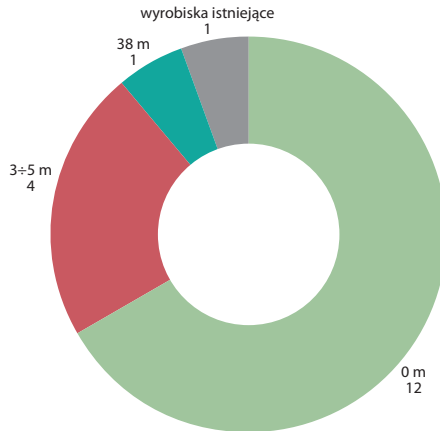
Tabela 2.3 cd.

1999	1	—	5	2	7
2000	1	3	7	—	10
2001	1	—	2	2	4
2002	2	1	—	—	1
2003	1	—	—	3	3
2004	1	—	1	—	1
2005	1	1	1	1	3
2006	1	1	1	—	2
2007	1	2	—	3	5
2008	2	1	3	2	6
2009	3	1	—	3	4
2010	1	—	1	1	2
2011	1	—	3	2	5
2012	2	1	7	—	8
2013(I kw)	—	—	1	—	1
Suma	169	138	244	102	484

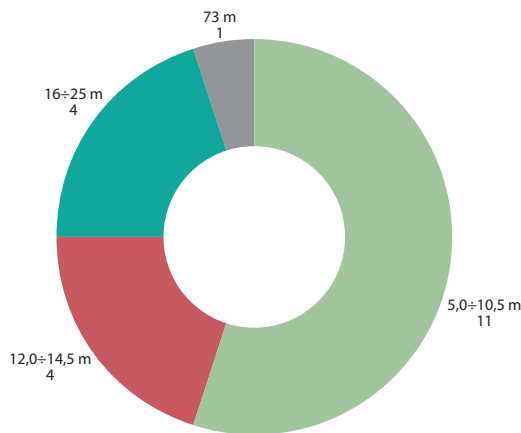
W przypadku zawałów, które wystąpiły szczególnie w latach osiemdziesiątych, można stwierdzić, że niosły one za sobą nie tylko straty ekonomiczne, ale przede wszystkim były przyczyną wielu wypadków śmiertelnych. Do zmniejszenia zagrożenia zawałowego w wyrobiskach korytarzowych przyczyniła się zmiana schematów obudowy oraz wyraźny spadek długości drążonych wyrobisk. W 1988 roku wykonano łącznie 1567 km wyrobisk, podczas gdy już w 1993 roku były to 723 km. Tak więc w ciągu pięciu lat długość drążonych wyrobisk spadła o połowę. W ostatnich latach, jak już wspomniano, długość wykonywanych wyrobisk korytarzowych spadła poniżej 350 km.

Analiza przyczyn zawałów, które miały miejsce w latach 1984÷1996, opracowana na zlecenie Wyższego Urzędu Górniczego (Zorychta i in., 1997), wskazuje, że zdecydowana większość z nich powstała bezpośrednio w przodku drążonego wyrobiska. Takich przypadków zanotowano 18, podczas gdy tylko jeden nastąpił w wyrobisku już istniejącym (rys. 2.19). Potwierdza to tezę o występowaniu w przodku każdego drążonego wyrobiska strefy szczególnego zagrożenia. Wpływ na liczbę powstających zawałów miał także rodzaj zastosowanej obudowy. Na dwadzieścia przypadków zawałów, dziesięć miało miejsce w obudowie łukowo-podatnej, cztery w obudowie łukowo-prostej, trzy w obudowie kombinowanej oraz dwa w obudowie drewnianej i jeden w obudowie kotwowej.

Długość odcinka wyrobiska objętego strefą zawału także była zmienna, przy czym w ponad 50% przypadków wynosiła 5÷10 m (rys. 2.20). W nieistniejącej już kopalni „Nowa Ruda” zawał objął długość 73 m wyrobiska.



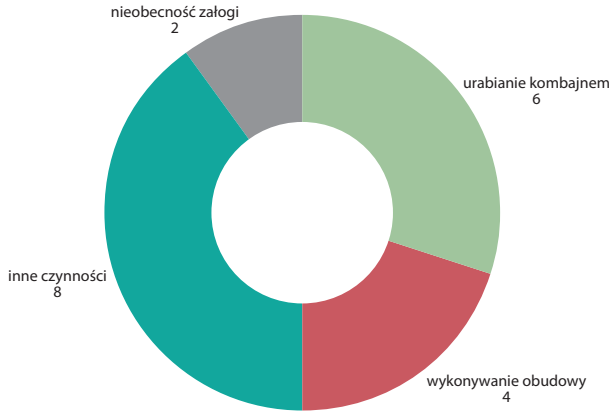
Rys. 2.19. Liczba wyrobisk w zależności od odległości powstałego zawału od przodka wyrobiska



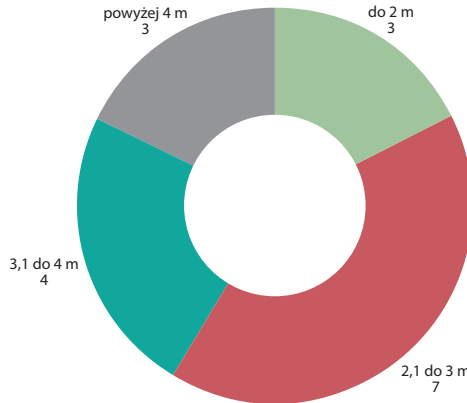
Rys. 2.20. Liczba wyrobisk w zależności od długości zniszczonego odcinka obudowy

Występowanie zjawisk zawału w zdecydowanej większości następowało w czasie prowadzenia prac w wyrobisku. Tylko w dwóch przypadkach zawał zaistniał podczas nieobecności załogi (rys. 2.21).

Z uwagi na dobór obudowy na uwagę zasługuje wysokość stref zawału w stropie wyrobisk. W analizowanych przypadkach zawału wysokość strefy zawału w stropie określono w 17 przypadkach. W 10 przypadkach zasięg strefy zawału w stropie nie przekraczał 3 m, a w trzech przypadkach był wyższy od 4 m (rys. 2.22). Wskazuje to, że wielkość obciążenia pochodzącego od skał spękanych, przy założeniu ciężaru 25 kN/m³, wynosiła około 0,1 MPa.



Rys. 2.21. Czynności wykonywane w wyrobisku w momencie wystąpienia zawału



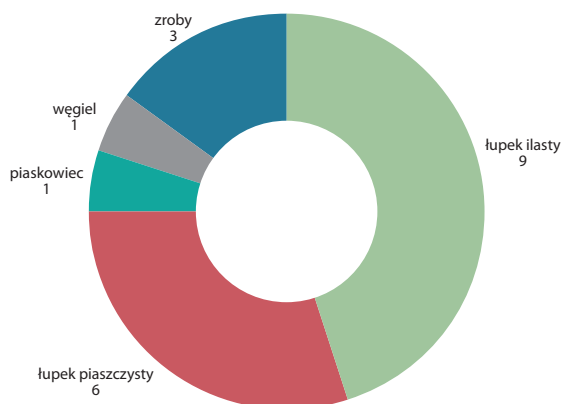
Rys. 2.22. Liczba zawałów w zależności od wysokości strefy zawału w stropie

O podwyższonym ryzyku zagrożenia zawałem w wyrobisku korytarzowym można z pewnością mówić w przypadku występowania w stropie warstw łupków bądź zrobów wcześniej wyeksploatowanych pokładów. Tylko w jednym przypadku odnotowano zaleganie w stropie bezpośrednim i zasadniczym grubej warstwy piaskowca (rys. 2.23).

Analiza protokołów z zaistniałych zawałów wskazuje na powtarzające się przyczyny w ich występowaniu, a w opinii osób odpowiedzialnych za nadzór górniczy te same przyczyny występują też dzisiaj. Wśród przyczyn występujących zawałów można wymienić:

- niewłaściwy dobór obudowy wyrobisk w rejonach, w których wystąpiły pogorszone warunki geologiczno-górnice,
- niewłaściwą stabilizację obudowy, szczególnie w strefie przyprzodkowej,

- wykonywanie części wyrobisk niezgodnie z technologią,
- wadliwie wykonaną obudowę,
- częsty brak wykładki pomiędzy obudową a górotworem bądź jej duże ubytki,
- opóźnioną bądź niewłaściwą reakcją osób dozoru na pogarszające się warunki geologiczno-górnice,
- niewłaściwą kontrolę wykonawstwa obudowy, bądź nieskuteczne egzekwowanie dokładności wykonywanych prac (zamieszczone w raportach informacje o nieprawidłowościach nie były realizowane).



Rys. 2.23. Liczba zawałów w zależności od rodzaju skał w stropie wyrobisk

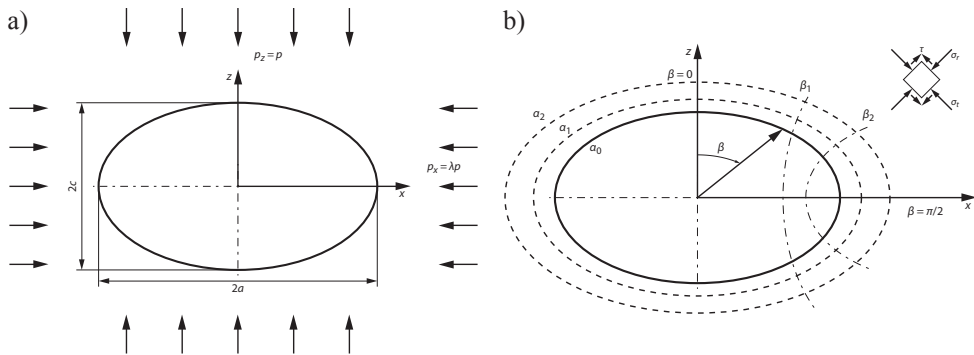
3. Charakterystyka wybranych metod określania współdziałania obudowy z górotworem

Każda działalność górnicza dokonana w górotworze wiąże się w tym rejonie ze zmianą stanu naprężenia i przemieszczenia, co prowadzi do powstania stref spękań bądź do przemieszczeń na konturze wykonanego wyrobiska. W związku z tym każde z setek rocznie wykonywanych wyrobisk ma zaprojektowaną wcześniej obudowę. Schemat obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego określa kierownik działu robót górniczych na podstawie rozeznania warunków geologiczno-górniczych (Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. Dz.U. Nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r. Nr 124, poz. 863). Doświadczenie wskazuje, że dobór schematu obudowy odbywa się najczęściej na podstawie istniejących zasad doboru obudowy (Chudek i in., 2000; Drzęźła i in., 2000; Rułka i in., 2001) bądź też metod eksperckich wykorzystywanych przez rzeczoznawców uprawnionych przez WUG. O ile pierwsza grupa metod jest jednoznacznie opisana w odpowiednich publikacjach, o tyle w drugiej grupie wykorzystuje się metody bardzo zróżnicowane począwszy od metod analitycznych opartych na rozwiązaniach mechaniki ośrodków ciągłych, poprzez metody empiryczne, oparte na różnego rodzaju wskaźnikach, a skończywszy na metodach numerycznych. W niniejszym rozdziale przedstawione zostaną wybrane metody wykorzystywane przy projektowaniu obudowy wyrobisk korytarzowych.

3.1. Metody oparte na mechanice ośrodków ciągłych

Do oceny stanu naprężenia wokół wyrobiska poziomego wykorzystuje się najczęściej płaski model tarczy obciążonej na brzegach odpowiednio naprężeniami pionowymi ($p_z = p$) i naprężeniami poziomymi ($p_x = \lambda p_z = \lambda p$, gdzie λ jest współczynnikiem rozporu bocznego), w której wycięto otwór o wybranym przekroju (rys. 3.1). Ze względu na fakt, że wyrobiska w kopalniach węgla mają najczęściej kształt zbliżony do fragmentu elipsy, w rozważaniach przyjęto otwór eliptyczny.

Przyjmując, że górotwór zachowuje się sprężysto zgodnie z modelem Hooke'a, naprężenie na konturze otworu o przekroju eliptycznym w płaskim stanie naprężenia wyznaczyć można według współrzędnych eliptycznych α i β (Poulos i Davis, 1974; Jaeger, Cook i Zimmerman, 2007; Brady i Brown, 2004).



Rys. 3.1. Schemat obliczeniowy naprężeń wokół otworu eliptycznego:
a) schemat ogólny, b) schemat szczegółowy

W przypadku założenia, że oś pozioma elipsy jest większa niż oś pionowa ($2a > 2c$), oś główna elipsy względem kierunku x przyjmie postać:

$$\begin{aligned} x &= \cosh \alpha \cdot \sin \beta \\ y &= \sinh \alpha \cdot \cos \beta \end{aligned} \quad (3.1)$$

Równanie dla konturu elipsy zostanie określone w następujący sposób:

$$\left(\frac{z}{\sinh \alpha_0}\right)^2 + \left(\frac{x}{\cosh \alpha_0}\right)^2 = 1 \quad (3.2)$$

natomiast półosie elipsy zostaną opisane równaniami:

$$\begin{aligned} x_{(z=0)} &= a = \cosh \alpha_0 \\ z_{(x=0)} &= c = \sinh \alpha_0 \end{aligned} \quad (3.3)$$

Naprężenia radialne, obwodowe i styczne dla rozwiązania ogólnego przyjmą postać:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{p}{8} \left\{ \frac{\sin^2 2\beta}{h^4} [\cosh 2\alpha + 1 - 2Be^{-2\alpha} - C(1 - e^{-2\alpha})] + \right. \\ &+ \frac{4 \cos 2\beta}{h^2} [\cosh 2\alpha + 1 - 2Be^{-2\alpha} - C(1 - e^{-2\alpha})] + \\ &+ \frac{\sinh 2\alpha}{2h^4} [2 \sinh 2\alpha (1 - \cos 2\beta) + \\ &+ 2Ce^{-2\alpha} (1 + \cos 2\beta) + 2A - 4Be^{-2\alpha} \cos 2\beta] \left. \right\} \end{aligned} \quad (3.4)$$

$$\begin{aligned}
\sigma_r = & \frac{p}{8} \left\{ \frac{\sin^2 2\alpha}{h^4} [-\sinh 2\alpha(1 - \cos 2\beta) - Ce^{-2\alpha}(1 + \cos 2\beta)] + \right. \\
& - A + 2Be^{-2\alpha}(\cos 2\beta)] + \\
& + \frac{\sin^2 2\beta}{h^4} [(-\cosh 2\alpha) - 1 + 2Be^{-2\alpha} + C(1 - e^{-2\alpha})] + \\
& \left. + \frac{4}{h^2} [\cos 2\beta(-\cosh 2\alpha - Ce^{-2\alpha} + 2e^{-2\alpha}) + \cosh 2\alpha - 2Ce^{-2\alpha}] \right\} \quad (3.5)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\tau = & \frac{p}{8} \left\{ \frac{2 \sin 2\beta}{h^2} [2 \sinh 2\alpha - 4Be^{-2\alpha} + 2Ce^{-2\alpha}] + \right. \\
& + \frac{\sin 2\beta}{h^4} [\sinh 2\alpha(1 + \cosh 2\alpha - 2Be^{-2\alpha}) - C(1 - e^{-2\alpha})] + \\
& \left. - \sinh 2\alpha - Ce^{-2\alpha} - A + \cos 2\beta(\sinh 2\alpha - Ce^{-2\alpha} + 2Be^{-2\alpha}) \right\} \quad (3.6)
\end{aligned}$$

gdzie:

- σ_r – naprężenie radialne, MPa;
- σ_t – naprężenie obwodowe, MPa;
- τ – naprężenie styczne, MPa;
- p – ciśnienie pierwotne pionowe, MPa;
- h – parametr:

$$h^2 = \sinh^2 \alpha + \cosh^2 \beta$$

A – współczynnik określony jako:

$$A = -1 - \cosh 2\alpha_0$$

B – współczynnik określony jako:

$$B = \frac{1}{2} e^{2\alpha_0} + \frac{3}{4} - \frac{e^{4\alpha_0}}{A}$$

C – współczynnik określony jako:

$$C = 1 + e^{2\alpha_0}$$

W każdym punkcie na obwodzie eliptycznego otworu α jest równe α_0 , stąd:

$$\sigma_t = \frac{p}{2h^2} (\sinh 2\alpha_0 - 1 - e^{2\alpha_0} \cos 2\beta) \quad (3.7)$$

W sklepieniu elipsy dla każdego $\beta = 0$ uzyskamy $\sigma_t = p$, podczas gdy w ociosie, tj. dla $\beta = 90^\circ$, naprężenie obwodowe przyjmie postać:

$$\sigma_t = p(1 + 2 \cosh \alpha_0) = p\left(1 + 2\frac{a}{c}\right) \quad (3.8)$$

W ocenie stanu naprężenia w stropie ($\beta = 0$) oraz ociosie ($\beta = 90^\circ$) konturu wyrobiska (a jest równe a_0) o przekroju eliptycznym uwzględnia się zależności geometryczne i otrzymuje następujące równania:

– naprężenia w stropie i spągu:

$$\sigma_t = \sigma_x = p_x\left(1 + 2\frac{c}{a}\right) - p_z \quad (3.9)$$

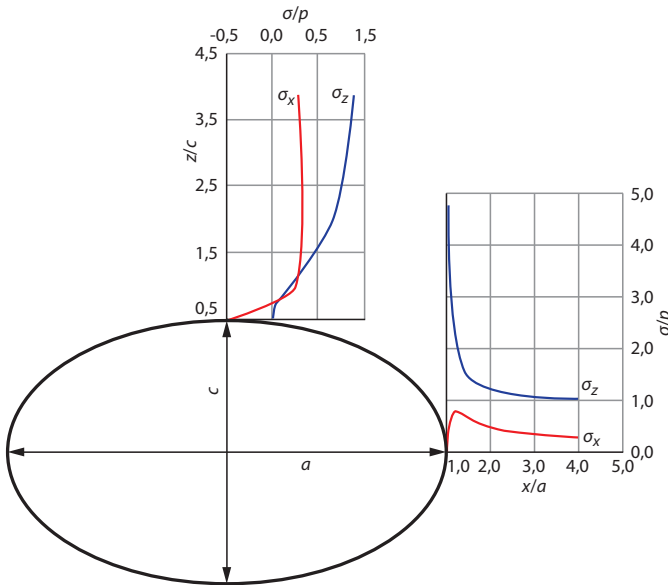
$$\sigma_r = \sigma_z = 0$$

– naprężenia w ociosach:

$$\sigma_t = \sigma_z = p_z\left(1 + 2\frac{a}{c}\right) - p_x \quad (3.10)$$

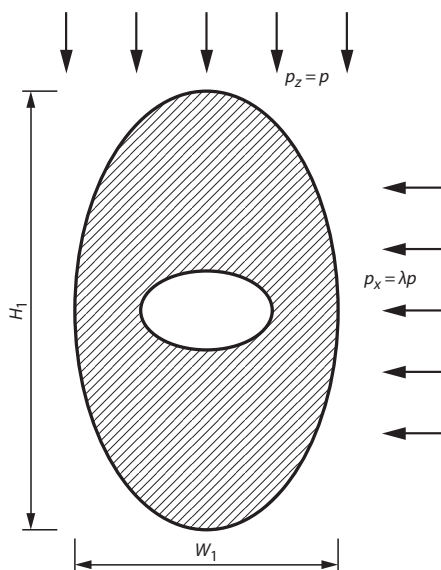
$$\sigma_r = \sigma_x = 0$$

Rozkład naprężeń w sąsiedztwie wyrobiska o przekroju eliptycznym, przy założeniu stosunku osi poziomej elipsy do osi pionowej wynoszącej dwa oraz przyjęciu współczynnika Poissona równego 0,25, przedstawiono na rysunku 3.2.



Rys. 3.2. Rozkład naprężeń w otoczeniu wyrobiska o przekroju eliptycznym dla stosunku osi elipsy $a = 2c$ oraz współczynnika Poissona $\nu = 0,25$

Schemat strefy wpływu wyrobiska eliptycznego na górotwór przedstawiony został na rysunku 3.3.



Rys. 3.3. Schemat strefy wpływu wykonania wyrobiska o przekroju eliptycznym na otaczający górotwór

Zasięg strefy wpływu wyrobiska eliptycznego na górotwór określony może być za pomocą równań (Brady i Brown, 2004):

$$W_1 = c \sqrt{A\delta[q(q+2) - \lambda(3+2q)]} \quad (3.11)$$

lub

$$W_1 = c \sqrt{\delta[A(\lambda + q^2) + \lambda q^2]} \quad (3.12)$$

oraz

$$H_1 = c \sqrt{A\delta[\lambda(1+2q) - q(3q+2)]} \quad (3.13)$$

lub

$$H_1 = c \sqrt{\delta[A(\lambda + q^2) + 1]} \quad (3.14)$$

gdzie:

W_1 – szerokość strefy wpływu wyrobiska eliptycznego, m;

- H_1 – wysokość strefy wpływu wyrobiska eliptycznego, m;
- c – szerokość wyrobiska eliptycznego, m;
- q – stosunek wysokości a do szerokości c elipsy, –;
- A – parametr równy $100/2d$, –;
- d – parametr wskazujący, o ile są wyższe wartości naprężeń od naprężeń pierwotnych poziomych i pionowych; Bray (1986) zaleca przyjmowanie wartości 5%, %;
- λ – współczynnik rozporu bocznego, –;
- δ – współczynnik uzależniony od wartości współczynnika rozporu bocznego λ , dla $\lambda < 1$, $\delta = 1$, dla $\lambda > 1$, $\delta = 1/\lambda$, –.

Wielkość strefy spękań dla górotworu o własnościach sprężysto-plastycznych w przypadku wyrobiska o przekroju kołowym ma postać (Kłeczek, 1994):

- naprężenie radialne w strefie plastycznej (spękań):

$$\sigma'_r = \left(p - \frac{R_c}{3} + k \cdot \operatorname{ctg} \varphi_s \right) \left(\frac{r}{R} \right)^{\frac{2 \sin \varphi_s}{1 - \sin \varphi_s}} - k \cdot \operatorname{ctg} 2 \varphi_s \quad (3.15)$$

gdzie:

- σ'_r – naprężenie radialne w strefie plastycznej (spękań), MPa;
- p – składowa pionowa ciśnienia pierwotnego, MPa;
- R_c – wytrzymałość skał na jednoosiowe ściskanie, MPa;
- k – spójność górotworu w strefie spękań, MPa;
- R – zasięg strefy spękań, m;
- r – odległość od punktu obliczeniowego, m;
- φ_s – kąt tarcia wewnętrznej skał, °.

- naprężenie obwodowe σ'_φ w strefie plastycznej (spękań):

$$\sigma'_\varphi = \frac{1 + \sin \varphi_s}{1 - \sin \varphi_s} \left[\left(p - \frac{R_c}{3} + k \cdot \operatorname{ctg} \varphi_s \right) \left(\frac{r}{R} \right)^{\frac{2 \sin \varphi_s}{1 - \sin \varphi_s}} - k \cdot \operatorname{ctg} 2 \varphi_s \right] + 2k \frac{\cos \varphi_s}{1 - \sin \varphi_s} \quad (3.16)$$

gdzie oznaczenia jak we wzorze 3.15.

- naprężenia radialne σ_r i obwodowe σ_φ w strefie sprężystej (dla $r \geq R$) wynoszą odpowiednio:

$$\sigma_r = p - \frac{R_c}{3} \frac{R^2}{r^2} \quad (3.17)$$

$$\sigma_\varphi = p + \frac{R_c}{3} \frac{R^2}{r^2} \quad (3.18)$$

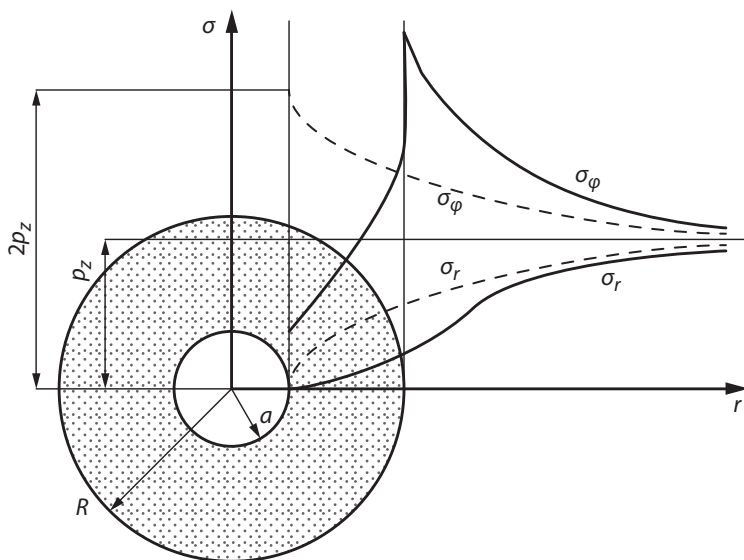
Promień zasięgu strefy spękań R przy założeniu braku obudowy określić można, korzystając z głębokości krytycznej, przy której górotwór zachowuje stateczność i nie osiąga stanu granicznego (Majcherczyk, Szaszenko i Sdwiżkowa, 2006):

$$R = a \cdot \exp\left(\sqrt{\frac{\gamma H}{2R_c k_c}} - 0,5\right) \quad (3.19)$$

gdzie:

- R – zasięg strefy spękań, m;
- a – promień wyrobiska, m;
- H – głębokość zalegania wyrobiska, m;
- γ – ciężar objętościowy skał, N/m^3 ;
- R_c – wytrzymałość skał na jednoosiowe ściskanie; MPa,
- k_c – współczynnik strukturalnego osłabienia skał, –.

W wyniku wzmożonych naprężeń wokół wyrobiska oraz przekroczonej wartości naprężeń dopuszczalnych skał otaczających dochodzi do powstania strefy spękań. Tak więc wartości naprężeń na konturze wyrobiska są niższe niż w pewnej odległości od niego (rys. 3.4), jednak strefa spękań powoduje, że konieczne staje się zastosowanie w wyrobisku obudowy w celu zabezpieczenia go przed obwałami.



Rys. 3.4. Rozkład naprężeń wokół wyrobiska o przekroju kołowym przy występowaniu strefy spękań (Majcherczyk, Szaszenko i Sdwiżkowa, 2006)

Borecki (1980) podaje, że obciążenie obudowy przy zachowaniu warunku Coulomba–Mohra na granicy strefy sprężystej i plastycznej wynosi:

$$p_o = \frac{\gamma a}{\alpha - 1} \left[1 - \left(\frac{a}{R} \right)^{\alpha-1} \right] - k \cdot \text{ctg} \varphi_s \left[1 - \left(\frac{a}{R} \right)^{\alpha-1} \right] \quad (3.20)$$

gdzie:

k – kohezja skał, MPa;

φ_s – kąt tarcia wewnętrznego skał, °;

$$\alpha = \frac{2 \sin \varphi_s}{1 - \sin \varphi_s}$$

pozostałe oznaczenia jak we wzorze (3.19).

Z równania (3.20) wynika, że wielkość obciążenia obudowy p_o nie zależy od charakterystyki obudowy czy technologii jej wykonania. Nie wpływa na nią także głębokość zalegania wyrobiska, a więc i panujące naprężenia pierwotne. Najważniejsze są parametry mechaniczne górotworu, czyli spójność i kąt tarcia wewnętrznego oraz wymiary wyrobiska.

Kolejnym ważnym zagadnieniem w analizie rozkładu naprężeń wokół wyrobiska oraz wielkości obciążeń działających na obudowę jest tzw. ciśnienie deformacyjne górotworu, które występuje w przypadku np. zdolności górotworu do pełzania. Powolne przemieszczanie otaczających skał w kierunku wybranej przestrzeni, przy odporze wykonanej obudowy, powoduje wystąpienie narastających w czasie obciążeń obudowy. Wartość tych obciążeń uzależniona jest od własności reologicznych skał, a finalnie obliczeniowe formuły zależą od przyjętego modelu reologicznego (Sałustowicz, 1968; Kłeczek, 1994):

– ciśnienie deformacyjne dla ośrodka Kelvina–Voigta:

$$p_d = \frac{E_o d}{E_o d + 2Ga} p \left(1 - e^{-\frac{E_o d + 2Ga}{2\eta a} t} \right) \quad (3.21)$$

gdzie:

p_d – ciśnienie deformacyjne działające na obudowę, MPa;

E_o – współczynnik sprężystości materiału obudowy, MPa;

d – grubość obudowy, m;

G – moduł sprężystości postaciowej, MPa;

p – pierwotne naprężenie pionowe, MPa;

η – współczynnik lepkości, MPa·s;

t – czas, s;

a – promień wyrobiska, m.

– ciśnienie deformacyjne dla ośrodka Maxwella ($G = 0$):

$$p_d = p \left(1 - e^{-\frac{E_o d + 2Ga}{2\eta a} t} \right) \quad (3.22)$$

- oznaczenia jak we wzorze (3.21),
- przemieszczenie górotworu w wyniku działania ciśnienia deformacyjnego:

$$u = \frac{pa}{\vartheta a + 2G}(1 - e^{-\beta t}) \quad (3.23)$$

gdzie:

u – przemieszczenie górotworu na konturze wyrobiska (dla $r = a$), m;

ϑ – współczynnik sztywności obudowy, MPa/m;

β – parametr obliczany ze wzoru:

$$\beta = \frac{0,5 \cdot \vartheta a + G}{0,5 \cdot \tau \vartheta a + \eta}$$

τ – czas relaksacji, $\tau = \eta/G$, s;

pozostałe oznaczenia jak we wzorze (3.21).

Wartość końcową ciśnienia deformacyjnego, a więc dla $t \rightarrow \infty$, określa się z następujących zależności:

- dla ośrodka Kelvina–Voigta:

$$p_d = \frac{E_o d}{E_o d + 2Ga} p \quad (3.24)$$

- dla ośrodka Maxwella:

$$p_d = p \quad (3.25)$$

Przemieszczenie obudowy u przy założeniu zgodności z przemieszczeniem górotworu wynosi:

$$u = (p - p_d) \frac{a}{2G} \quad (3.26)$$

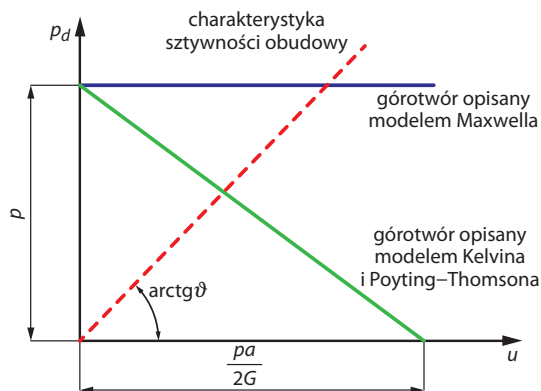
gdzie oznaczenia jak we wzorach (3.21) i (3.23).

Powyższe równanie po przekształceniu pozwala uzyskać tzw. charakterystykę górotworu, czyli wartość ciśnienia deformacyjnego po odpowiednio długim czasie ($t \rightarrow \infty$):

$$p_d = p - \frac{2G}{a} u \quad (3.27)$$

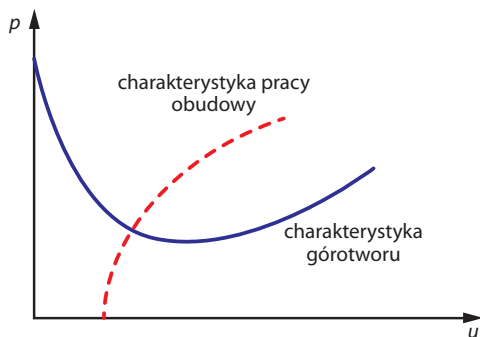
Równanie (3.27) można graficznie zinterpretować w sposób przedstawiony na rysunku 3.5. Na podstawie analizy rysunku 3.5 można stwierdzić, że wielkość możliwych przemieszczeń

zależy od sztywności zastosowanej obudowy, ale także od czasu jej zabudowania, bowiem wykonanie obudowy po pewnym czasie spowoduje wystąpienie przemieszczeń nieco mniej obciążających obudowę (w przypadku górotworu opisanego modelem Kelvina). Dla górotworu opisanego modelem Maxwella opóźnienie założenia obudowy nie będzie miało wpływu, ani na przemieszczenia, ani na działającą na obudowę wartość ciśnienia deformacyjnego.



Rys. 3.5. Charakterystyka współpracy obudowy wyrobiska z górotworem (Kłeczek, 1994)

W praktyce charakterystyka pracy obudowy ma kształt krzywoliniowy, gdzie po początkowym wzroście przemieszczenia i spadku obciążenia następuje jednoczesny wzrost przemieszczeń konturu oraz wartości obciążeń obudowy (rys. 3.6). Czas zabudowy obudowy ostatecznej jest szczególnie ważny na dużych głębokościach oraz w warunkach naprężeń zbliżonych do hydrostatycznych. Choć ze względów bezpieczeństwa obudowa wyrobisk jest wykonywana natychmiast po urobieniu kolejnego zaboru, to z uwagi na duże obciążenia w początkowym okresie powinna być wykonywana z pewnym opóźnieniem.



Rys. 3.6. Nieliniowa charakterystyka współpracy obudowy wyrobiska z górotworem

3.2. Obciążenie statyczne obudowy wyrobisk

Do projektowania nośności obudowy najczęściej wykorzystuje się metody, w których określa się ciężar spękanych warstw stropowych i ociosowych mogących obciążać obudowę wyrobiska. W metodach tych najważniejszym zadaniem jest określenie zasięgu strefy spękań. Do najbardziej znanych w tej grupie należą metody Protodiakonowa, Bierbaumera, Terzagiego, Sałustowicza, Bieniawskiego, Cymbariewicza, Slesariewa, Orłowa itp. (Kłeczek, 1994; Majcherczyk, Szaszenko i Sdwiżkowa, 2006; Tajduś, Cała i Tajduś, 2012). Należy nadmienić, że wymienione metody uwzględniają jedynie podstawowe parametry fizyczne skał oraz w niektórych przypadkach głębokość zalegania. Wzory końcowe nie uwzględniają wielu czynników górniczych mających istotny wpływ na obciążenie obudowy wyrobiska oraz ważnych czynników geologicznych jak np. występowanie uskoków, nachylenie warstw, zawodnienie.

3.3. Metody projektowania obudowy stosowane w kopalniach

Zdecydowana większość wyrobisk w polskich kopalniach węgla kamiennego ma obudowę zaprojektowaną na podstawie „Zasad doboru i projektowania obudowy...” opracowanych na przełomie dwudziestego i dwudziestego pierwszego wieku (Chudek i in., 2000; Drzęźła i in., 2000; Rułka i in., 2001). Szczególnie publikacja Drzęźła i in. (2000) stała się powszechna w użyciu ze względu na dodatek arkusza kalkulacyjnego do obliczania obudowy. Podstawowe zakresy stosowania i czynniki uwzględnione przy projektowaniu przedstawiono w tabeli 3.1.

Tabela 3.1. Podstawowe dane uwzględniane przy projektowaniu obudowy wyrobisk korytarzowych

Parametr	Publikacja dotycząca projektowanie obudowy		
	Chudek i in., 2000	Drzęźła i in., 2000	Rułka i in., 2001
Warunki stosowania			
Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie [MPa]	> 15	10÷50	> 10
Współczynnik rozmakalności	> 0,5	> 0,5	> 0,5
Nachylenie warstw skalnych [°]	< 45	< 35	< 35
Energia potencjalnego wstrząsu [J]	< 5·10 ⁵	< 5·10 ⁵	< 5·10 ⁵
Głębokość minimalna i maksymalna [m]	minimalna głębokość dwukrotnie większa od strefy odprężonej	300÷1 200	300÷1 200
Szerokość wyrobiska [m]	—	3,0÷7,5	< 8,0

Tabela 3.1. cd

Parametr	Publikacja dotycząca projektowanie obudowy		
	Chudek i in., 2000	Drzęźła i in., 2000	Rulka i in., 2001
Sposób obliczania obciążeń			
Schemat obliczeniowy	na podstawie analizy wyteżenia górotworu zaleznego od naprężeń pierwotnych σ_z i współczynnika zwięzłości f	na podstawie analizy obciążenia od skał spękanych	na podstawie analizy obciążenia od skał spękanych
Czynniki uwzględniane przy obliczaniu obciążeń			
Głębokość	tak	tak	tak
Własności wytrzymałościowe skał	tak	tak	tak
Wymiary wyrobiska	tak	tak	tak
Obciążenie od podwieszonych urządzeń	tak	tak	tak
Obciążenie dynamiczne	tak	tak	tak
Krawędzie eksploatacyjne i resztki pokładu zaszczości eksploatacyjne	tak	tak	tak
Wpływ eksploatacji	—	tak	—
Rozmakalność skał	tak	tak	tak
Podzielność skał	tak	tak	tak
Występowanie uskoku	tak	tak	tak
Nachylenia wyrobiska	tak	tak	tak
Ciężar objętościowy skał	tak	tak	tak
Poprzeczne nachylenie warstw	—	tak	tak
Występowanie wyrobisk równoległych	tak	tak	tak
Czas utrzymania wyrobiska	—	tak	—
Sposób stabilizacji odrzwi	tak	tak	tak
Rodzaj opinki obudowy	—	tak	—
Dodatkowe wzmocnienia	—	tak	—
Rodzaj wykładki	tak	tak	tak
Nierównomierność obciążenia	—	tak	—
Wykorzystywanie odrzwi nowych lub regenerowanych	—	tak	—
Moduł sprężystości skał E	tak	—	—
Kształt wyrobiska	tak	tak	—
Nachylenie wyrobiska	—	—	tak

Analizowane zasady uwzględniają dużą liczbę czynników mogących mieć wpływ na wymaganą nośność projektowanych odrzwi. Problemem staje się różny wpływ tych samych czynników na projektowaną obudowę, co przedstawione zostanie w dalszej części pracy. Ponadto omawiane zasady nie zawierają wskazówek i metod postępowania w przypadku zmiany warunków geologiczno-górnictwowych czy pogorszenia stanu obudowy w czasie jej pracy. Ze względu na nieco odmienne warunki geologiczne w Lubelskim Zagłębiu Węglowym, specjalnie dla

kopalni Lubelski Węgiel „Bogdanka” SA opracowana została „Instrukcja doboru obudowy...” (Piechota, i in., 2001). Przedstawiony w niej tok postępowania i przyjęte współczynniki oparto na pomiarach kopalnianych wielkości obciążeń, rozwarstwień skał stropowych oraz konwergencji. Chociaż wymienione zasady i instrukcje projektowania są nadal wykorzystywane przy doborze obudowy wyrobisk korytarzowych, to jednak kopalnie nie mają obowiązku ich stosowania. Sposoby zabezpieczenia wyrobisk oddano do decyzji kierownictwa kopalń aby w większym stopniu mogły wykorzystać specyfikę swojego zakładu oraz własne doświadczenia.

3.4. Metody empiryczne oparte na wskaźnikach jakości górotworu

O ile w górnictwie polskim czy innych krajów Europy Środkowo-Wschodniej projektowanie odbywa się w znacznej części z wykorzystaniem metod analitycznych, o tyle w górnictwie krajów anglosaskich rozpowszechniły się metody empiryczne, oparte na klasyfikacjach geomechanicznych. Powstałe klasyfikacje, np.: Terzaghi’ego, *RQD* Deera, *RSM* Wigham, *RMR* Bieniawskiego, *GSI* Hoeka, *Q* Bartona, *RMI* Palmströma były początkowo wykorzystywane głównie przy budowie tuneli, jednak po wprowadzeniu modyfikacji uwzględniających lokalne warunki, klasyfikacje z powodzeniem stosowane są również w górnictwie (Laubscher, 1990; Hoek, Kaiser i Bawden, 1995; Pilecki, 1999).

Obciążenie obudowy z wykorzystaniem najbardziej powszechnych wskaźników *RMR* i *Q* wyznaczane jest między innymi z zależności (Bieniawski, 1990; Goel, Jethwa i Paithankar, 1995; Singh i in. 1997; Barton, 2002):

– Bieniawski:

$$q = \frac{100 - RMR}{100} \cdot l \cdot \gamma, \quad [\text{kPa}] \quad (3.28)$$

– Goel, Jethwa:

$$q = \frac{7,5l^{0,1}H^{0,5} - RMR}{20RMR} \cdot 1000, \quad [\text{kPa}] \quad (3.29)$$

– Goel i in.:

$$q = \frac{f_n}{12} \cdot 10^{\left[\frac{1,8H^{0,4}(\gamma/2)^{0,1}}{RMR^{1,2}} \right]}, \quad [\text{kPa}] \quad (3.30)$$

– Goel i in.:

$$q = 2,32 - 0,035RMR + 0,001H + 0,03\frac{l}{2}, \quad [\text{MPa}] \quad (3.31)$$

– Barton:

$$q = \frac{200}{J_r} Q^{-0,33}, \quad [\text{kPa}] \quad (3.32)$$

– Barton, dla $J_n > 9$:

$$q = \frac{200}{3J_r} J_n^{0,5} Q^{-0,33}, \quad [\text{kPa}] \quad (3.33)$$

– Singh:

$$q = \frac{200}{J_r} (5Q)^{-0,33} \cdot f, \quad [\text{kPa}] \quad (3.34)$$

$$f = 1 + \frac{H - 320}{800} \geq 1 \quad (3.35)$$

– Goel i in.:

$$q = [0,12H^{0,1} (0,5l)^{0,1} N^{-0,33}] - 0,038, \quad [\text{MPa}] \quad (3.36)$$

$$N = Q \cdot SRF = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r J_w}{J_a} \quad (3.37)$$

– Bhasin i Grimstad, dla $Q < 4$:

$$q = \frac{40l}{J_r} Q^{-0,33}, \quad [\text{kPa}] \quad (3.38)$$

– Barton, dla $J_r = 2$:

$$q = 100Q^{-0,33}, \quad [\text{kPa}] \quad (3.39)$$

gdzie:

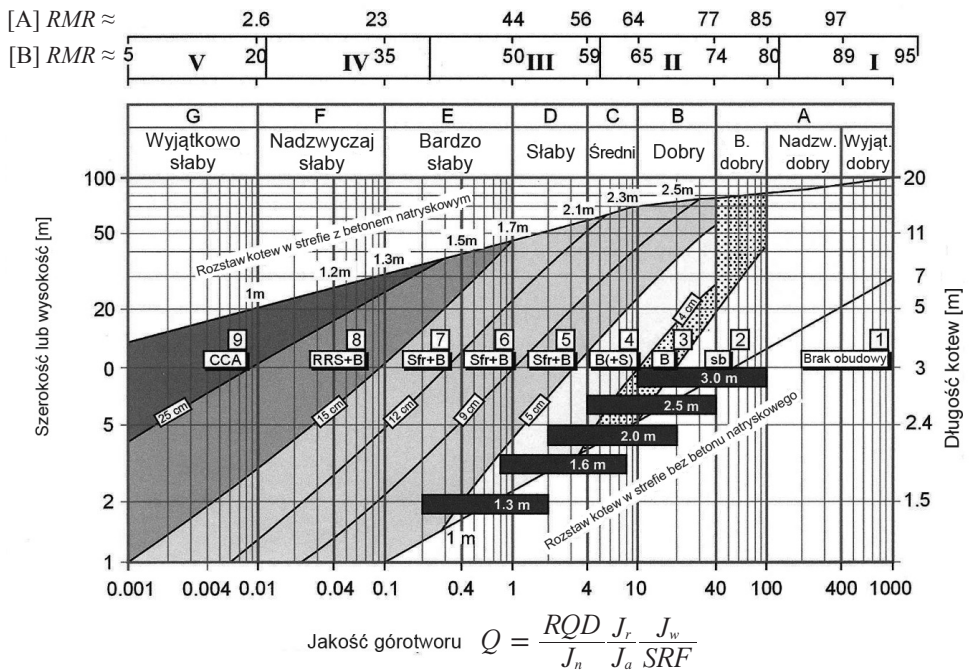
- q – obciążenie działające na obudowę, kPa lub MPa;
- RMR – wskaźnik jakości górotworu Bieniawskiego, pkt;
- l – szerokość wyrobiska w wyłomie, m;
- γ – ciężar objętościowy skał nadległych, kN/m^3 ;
- H – głębokość zalegania, m;
- Q – wskaźnik jakości tunelowania Bartona, –;
- J_r – wskaźnik chropowatości szczelin, –;
- J_n – liczba systemów spękań, –;
- f_n – współczynnik korekcyjny zależny od wielkości konwergencji, $f_n = 0,57 \div 1,35$, –;

- N – liczba górotworu, –;
- SRF – współczynnik redukcji naprężeń, –;
- J_a – wskaźnik określający przeobrażenie płaszczyzn nieciągłości, –;
- J_w – współczynnik dopływu wody, –.

W celu doboru obudowy wyrobisk podziemnych, a w szczególności tuneli, opracowany został nomogram (Barton, 2002) uzależniający schemat obudowy od szerokości tunelu oraz wskaźników jakości górotworu RMR i Q (rys. 3.7).

$$RMR \approx 9 \ln Q + 44 \quad (\text{Bieniawski, 1989}) \quad Q \gg e^{\frac{(RMR-44)}{9}} \quad [A]$$

$$RMR \approx 15 \log Q + 50 \quad (\text{Barton, 1995}) \quad Q \gg e^{\frac{(RMR-50)}{15}} \quad [B]$$



Rys. 3.7. Nomogram doboru schematu obudowy na podstawie analizy wskaźnika jakości górotworu RMR i Q

3.5. Metody numeryczne

Metody numeryczne stosowane są w procesie projektowania od kilkudziesięciu lat. Początkowo wykorzystanie metod numerycznych miało charakter czysto naukowy i umożliwiało

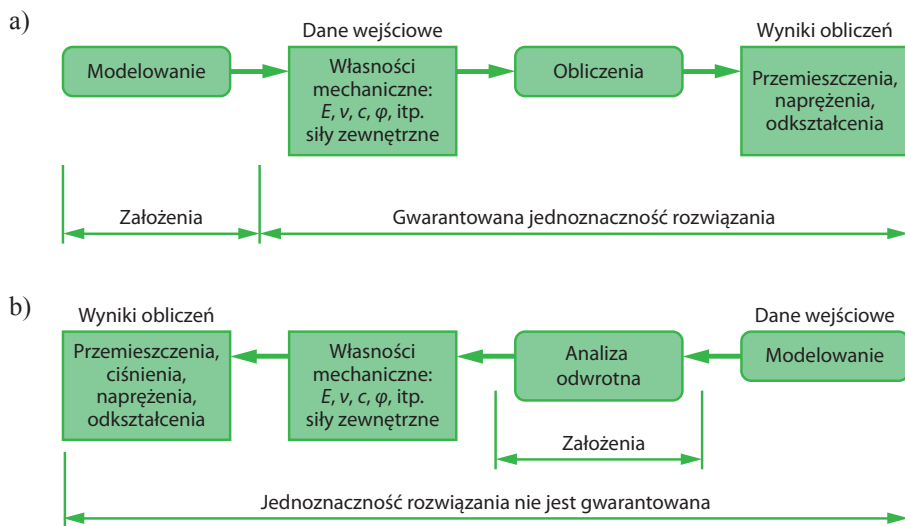
wykazanie zbieżności wyników obliczeń numerycznych z obliczeniami analitycznymi. Wykorzystywane programy pisane były najczęściej przez naukowców zajmujących się danym zagadnieniem. Dopiero w latach osiemdziesiątych, a szczególnie dziewięćdziesiątych dwudziestego wieku dokonał się prawdziwy przełom. Upowszechnienie komputerów osobistych było impulsem do stworzenia nowoczesnych i zaawansowanych programów komercyjnych o bardzo szerokich możliwościach stosowania (Tajduś i Cała, 1999). Aktualnie zdecydowana większość metod projektowania, szczególnie w przypadkach nietypowych i złożonych, oparta jest na modelowaniu numerycznym.

Modelowanie zagadnień geomechanicznych jest zadaniem skomplikowanym i obciążonym dużą niepewnością, która wynika z charakteru budowy górotworu, w tym między innymi niejednorodności, anizotropii, trudności w określaniu własności masywu skalnego w wielu punktach, zmian parametrów w czasie, zmieniającej się sytuacji górniczej. Spękania masywu skalnego występujące w zewnętrznej warstwie skorupy ziemskiej powodują występowanie układu dyskretnego. Nie istnieją więc rozwiązania zamknięte, a dla rozwiązywania praktycznych zadań z geomechaniki stosowane są metody numeryczne. Ze względu na bardzo duże zróżnicowanie warstw skalnych pod względem własności występuje wiele rozwiązań numerycznych dla układów ciągłych (*continuum*) i nieciągłych (*discontinuum*) (Filcek, Walaszczyk i Tajduś, 1994; Jing, 2003).

W rozwiązaniach geomechanicznych stosowanymi metodami numerycznymi są przede wszystkim: Metoda Elementów Skończonych *MES* (Finite Element Method *FEM*), Metoda Różnic Skończonych *MRS* (Finite Difference Method *FDM*) oraz Metoda Elementów Brzegowych *MEB* (Boundary Element Method *BEM*). Do modelowania ośrodka nieciągłego wykorzystuje się Metodę Elementów Dyskretnych (Discrete Element Method *DEM*) oraz metody Dyskretnych Sieci Spękań (Discrete Fracture Network *DFN* Methods). Poza wymienionymi metodami istnieją metody hybrydowe łączące rozwiązania modeli ciągłych (*continuum*) i nieciągłych (*discontinuum*). Ponadto w ostatnich latach obserwuje się znaczny rozwój metod stochastycznych (Jakubowski, 2010), które w aspekcie niepewności danych są alternatywą dla metod klasycznych jak *MES* czy *MRS*. Metody stochastyczne nie mogą być jednak stosowane do analizy odwrotnej, którą często wykorzystuje się w metodach numerycznych. Według Sakurai (1997) porównanie procedur analizy klasycznej (*forward analysis*) oraz analizy wstecznej (*back analysis*) można scharakteryzować zgodnie ze schematem przedstawionym na rysunku 3.8.

Przedstawione metody implementowane są do konkretnych komercyjnych programów obliczeniowych. Do najbardziej znanych i najczęściej stosowanych w zagadnieniach geomechanicznych można zaliczyć programy (Bobet, 2010):

- do ośrodków ciągłych (*continuum*): program Metody Różnic Skończonych *FLAC* 2D/3D (Itasca Consulting Group, Inc.), programy Metody Elementów Skończonych: *ABAQUS* (Hibbit, Karlson and Sorensen, Inc.), *PENTAGON* 2D/3D (Emeralt Soft), *Phase2* i *EXAMINE* (Rocscience), *PLAXIS* (Plaxis BV), *MIDAS* (*MIDAS* Information Technology Co., Ltd.),
- do ośrodków nieciągłych (*discontinuum*): programy Metody Elementów Odrębnych *UDEC* i *3DEC* (*ITASCA* Consulting Group, Inc.), programy Modeli Cząstek Spoistych *PFC* (*ITASCA* Consulting Group, Inc.).



Rys. 3.8. Porównanie procedur obliczeniowych w: a) metodzie klasycznej, b) analizie odwrotnej (Sakurai, 1997)

Wymienione metody obliczeniowe czy też konkretne programy oparte są na zasadach mechaniki, a więc rozwiązują w postaci numerycznej równania równowagi, uwzględniając warunki brzegowe, kompatybilność czy konstytutywność modelu. Dlatego też w zasadzie nie ma większego znaczenia wybór stosowanego kodu, bo zależy on zwykle od preferencji użytkownika i dostępności, a należy kierować się rozwiązywanym problemem (np. ośrodek ciągły lub dyskretny). Dlatego też lepiej jest dobrze poznać możliwości tylko wybranych metod obliczeniowych niż w niewielkim zakresie wielu metod i programów (Bobet, 2010).

Powszechność występowania dedykowanych programów komputerowych przeznaczonych do rozwiązań geomechanicznych powoduje ich wykorzystanie na wielu etapach projektowania i utrzymania wyrobisk. Doświadczenia wskazują jednak, że metody te stosowane są przede wszystkim przez jednostki naukowo-badawcze, a znacznie rzadziej przez pracowników kopalń.

Stosowanie obliczeń numerycznych w procesie projektowania wyrobisk sprowadza się między innymi do określania:

- wielkości strefy spękań wokół wyrobiska,
- prognozy przemieszczeń górotworu wokół wyrobiska,
- wielkości obciążenia poszczególnych elementów obudowy,
- najkorzystniejszej lokalizacji wyrobiska w zadanych warunkach geologiczno-górnicych,
- wpływu prowadzonych robót górniczych na już istniejące wyrobisko,
- wpływu zmian parametrów skał czy zaburzeń tektonicznych na stateczność wyrobiska.

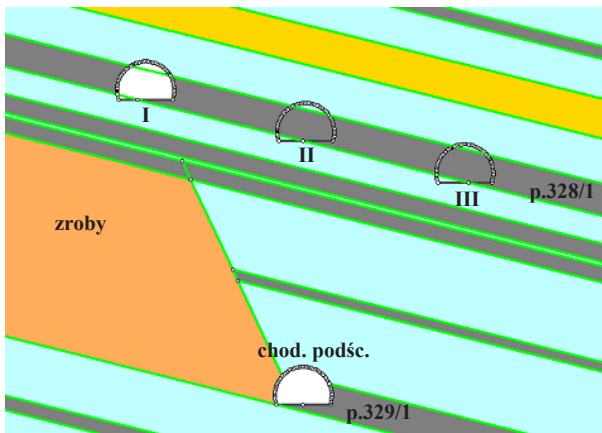
3.6. Wybrane przykłady zastosowania metod numerycznych

Ostatnie lata praktycznie zmieniły sposób projektowania konstrukcji również w zakresie zagadnień geomechanicznych. W większości przypadków stosuje się metody numeryczne bądź narzędzia informatyczne oparte na rozwiązaniach analitycznych lub empirycznych.

Projektowanie lokalizacji wyrobiska poddanego wpływom krawędzi eksploatacyjnych

W przypadku zastosowania metod analitycznych uwzględnienie odpowiedniej liczby danych w bardziej złożonych zagadnieniach projektowych jest niemożliwe. Zastosowanie metod numerycznych pozwala na wielowariantowe rozwiązania przy uwzględnieniu dużej liczby zmiennych (Hoek, Kaiser i Bawden, 1995; Hoek, 2013; Martin, Kaiser i McCreath, 1999; Martin, Kaiser i Christiansson, 2003; Sasaoka i in., 2008; Carranza-Torres, 2009; Walentek, 2009). W przypadku analizy lokalizacji wyrobiska przyścianowego, które znajdować się miało powyżej krawędzi eksploatacyjnej, zastosowano program Phase2 (Majcherczyk, Niedbalski i Małkowski, 2007). Do rozwiązania problemu związanego ze stanem naprężenia i przemieszczenia wokół projektowanego wyrobiska wykorzystano warunek Hoeka–Brownia (Hoek, Carranza-Torres i Corkum, 2002; Hoek i Marinos, 2007).

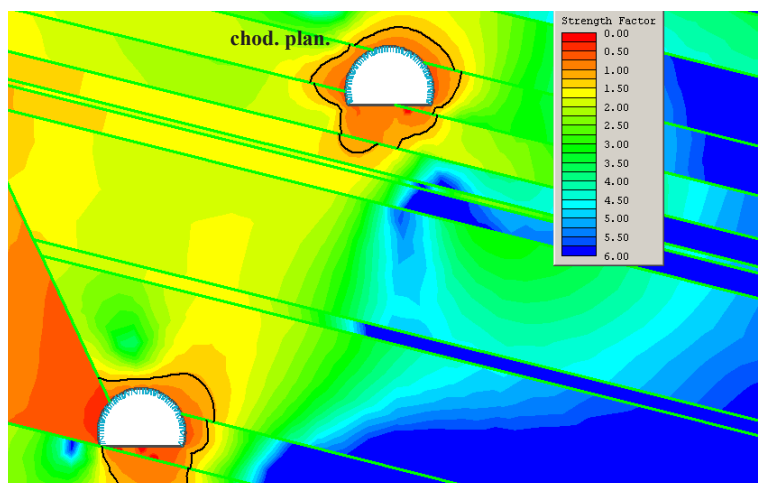
W analizowanym przypadku planowany chodnik miał być drążony w pokładzie 328/1 na głębokości 900 m, nad krawędzią pokładu 329/1 znajdującą się około 30 m niżej. Sytuację komplikował fakt stosunkowo dużego nachylenia warstw skalnych, tj. około $10\div 17^\circ$. Do oceny najkorzystniejszej lokalizacji projektowanego chodnika przeprowadzono obliczenia w trzech wariantach (rys. 3.9):



Rys. 3.9. Schemat modelu numerycznego wraz z położeniem chodnika planowanego:
I) nad zrobami, II) nad chodnikiem w pokładzie niżej leżącym,
III) nad calizną w odległości 15 m od krawędzi pokładu niżej leżącego

- wariant I – chodnik planowany w pokładzie 328/1 zlokalizowano nad zrobami w odległości poziomej 11 m od krawędzi pokładu 329/1;
- wariant II – chodnik planowany w pokładzie 328/1 zlokalizowany jest bezpośrednio nad krawędzią w pokładzie 329/1;
- wariant III – chodnik D-15 zlokalizowany jest nad calizną w odległości poziomej około 15 m od krawędzi w pokładzie 329/1.

Analiza wykazała, że lokalizacja według wariantu III jest najkorzystniejsza, bowiem zasięg strefy spękań wokół wyrobisk znajdujących się w sąsiednich pokładach będzie ograniczony, a strefy nie łączą się ze sobą (rys. 3.10). Takie rozwiązanie gwarantuje wówczas nie tylko stateczność planowanego wyrobiska, ale w przypadku zagrożenia metanowego także brak przepływu gazu ze zrobów do planowanego chodnika. Przyjęte rozwiązanie pozwoliło bezpiecznie wydrążyć chodnik oraz przeprowadzić eksploatację.



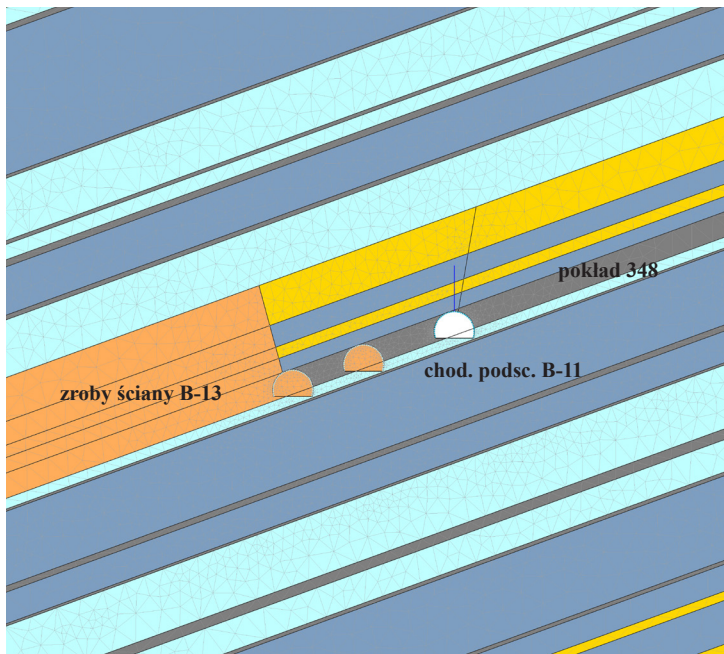
Rys. 3.10. Mapa wytyczenia górotworu wokół wyrobiska planowanego według wariantu III

Projektowanie wielkości filarów pomiędzy wyrobiskami ze względu na zagrożenie metanowe

Równie złożonym jest problem zlokalizowania chodnika przyścianowego dla kolejnej ściany w warunkach dużego zagrożenia metanowego oraz wpływu wzmożonych obciążeń wynikających z sąsiedztwa zrobów (Majcherczyk, Szlązak i Niedbalski, 2011). W tym przypadku pierwsza eksploatowana ściana miała dwa chodniki nadścianowe, likwidowane za jej postępowaniem. Chodnik podścianowy dla kolejnej ściany należało wykonać w odległości jak najmniejszej od chodnika zlikwidowanego, ale jednocześnie w odległości zapewniającej jak najmniejszy przepływ metanu z powstałych zrobów.

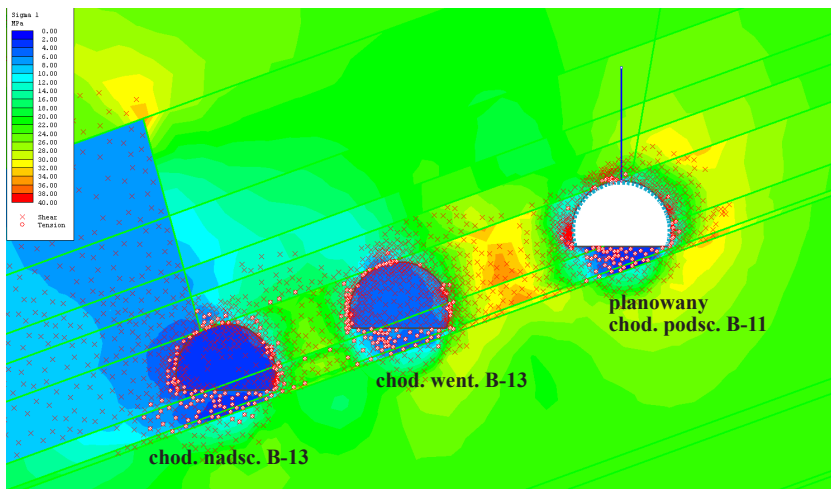
Obliczenia wykonano wieloetapowo w następujący sposób (rys. 3.11):

- **etap I** – wykonanie chodnika nadścianowego B-13 oraz chodnika wentylacyjnego B-13 w pokładzie 348;
- **etap II** – wystąpienie zrobów w ścianie B-13 pokładu 348 oraz likwidacja chodników przyścianowych tej parceli;
- **etap III** – likwidacja chodnika B-13 oraz chodnika wentylacyjnego B-13;
- **etap IV** – wykonanie chodnika podścianowego B-11 w pokładzie 348 przy założeniu zróżnicowanej odległości (od 4 do 10 m) od chodnika zlikwidowanego;
- **etap V** – wyeksploatowanie ściany B-11 pokładu 348.

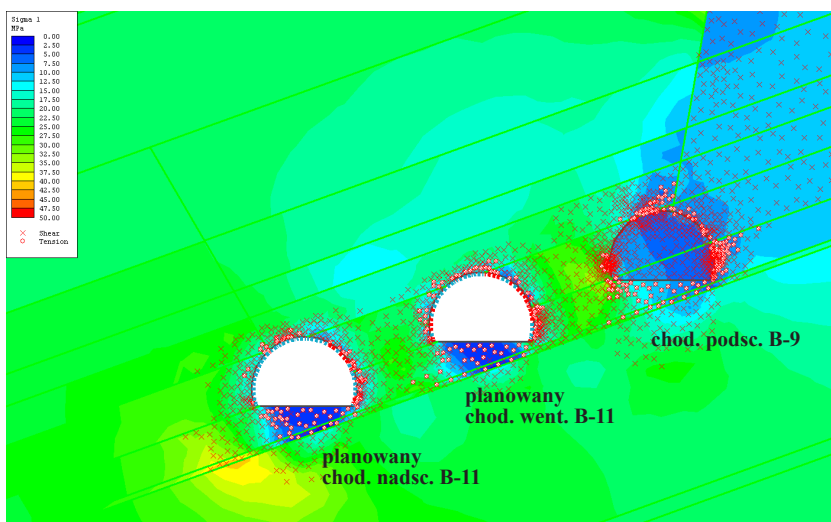


Rys. 3.11. Sytuacja górnictwa-geologiczna wokół planowanego chodnika podścianowego B-11 (Majcherczyk, Szlązak i Niedbalski, 2011)

Przeprowadzona seria obliczeń numerycznych dała podstawę do stwierdzenia, że odległość planowanego chodnika podścianowego B-11 od zlikwidowanego chodnika wentylacyjnego B-13 powinna wynosić minimum 6 m (rys. 3.12). Podobne obliczenia wykonane dla dwóch chodników nadścianowych pozwoliły na określenie odległości pomiędzy nimi na minimum 4 m (rys. 3.13). Zaproponowana szerokość filarów nie powinna spowodować w nich nadmiernej koncentracji naprężeń, a powstała w filarach strefa spękań nie powinna być przyczyną wzrostu zagrożenia metanowego oraz nadmiernego obciążenia obudowy i deformacji wyrobiska.



Rys. 3.12. Rozkład naprężeń głównych oraz stref uplastycznienia wokół chodnika podścianowego B-11



Rys. 3.13. Rozkład naprężeń głównych oraz stref uplastycznienia wokół chodników nadścianowych B-11

Stosowanie analizy odwrotnej do modelowania konwergencji wokół wyrobisk

Podczas projektowania konstrukcji podziemnych przyjmowane są pewne parametry górotworu oparte najczęściej na badaniach laboratoryjnych oraz zakładany jest pewien model mechaniczny ośrodka skalnego, np. sprężysty, sprężysto-plastyczny, sprężysto-kruchy itp. Poprawność przyjętych założeń oparta może być jedynie na weryfikacji pomiarów w warunkach

in situ. Inną metodą jest analiza odwrotna, która pozwala na kalibrowanie modelu mechanicznego i cech górotworu (Gioda i Sakurai, 1987; Gens, Ledesma i Alonso, 1996; Jing, 2003; Jędryś, 2006; Tajduś i Tajduś, 2010; Feng i Hudson, 2010; Vardakos, Gutierrez i Xia, 2012).

Biorąc pod uwagę warunki geologiczno-górnice oraz wyniki pomiarów konwergencji, przeprowadzono próby kalibracji modelu numerycznego w celu uzyskania dużej zbieżności wyników pomiarów z wynikami obliczeń (Małkowski, Niedbalski i Majcherczyk, 2008). W tym celu przygotowano osiem numerycznych modeli ośrodków sprężystych oraz sześć modeli ośrodków sprężysto-plastycznych. Pierwszym był model ośrodka sprężystego o modułach sprężystości zgodnych z wartościami uzyskanymi na próbkach laboratoryjnych. Drugi model uzupełniono o obudowę stalową ŁP-9/A o nośności zgodnej z danymi producenta oraz bez możliwości zsuwu.

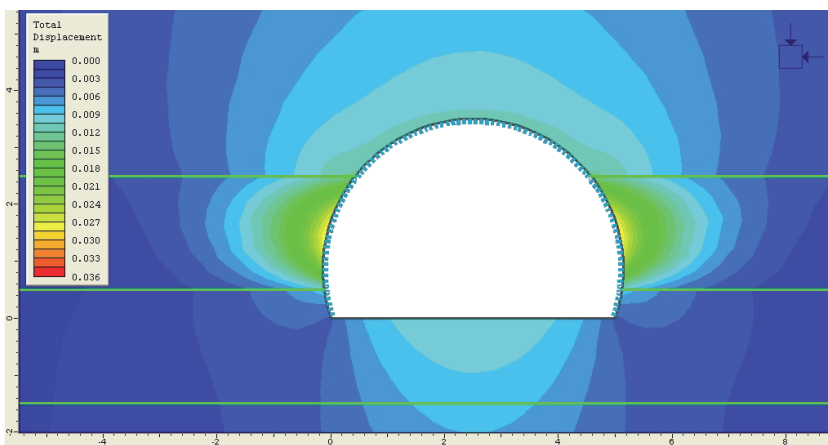
Kolejne trzy modele opisywały własności górotworu transwersalnie izotropowe. W modelach tych przyjęto takie same wartości współczynnika Poissona we wszystkich kierunkach, a moduły sprężystości zgodne z wartościami badań laboratoryjnych dla trzech wariantów $E_1 = E_2 = 0,1 \cdot E_3$ (model 3), $E_1 = E_2 = 0,2 \cdot E_3$ (model 4), $E_1 = E_2 = 0,5 \cdot E_3$ (model 5). We wszystkich trzech modelach uwzględniono obudowę stalową ŁP-9/A bez możliwości zsuwu. W kolejnych modelach przyjęto moduły sprężystości warstw skalnych o wartościach odpowiadających masywowi skalnemu, obliczonych na podstawie teorii Hoeka–Brownna (Hoek, 2013): w pierwszym wariantcie bez obudowy (model 6), w drugim z obudową ŁP bez możliwości zsuwu (model 7), w trzecim – z obudową ŁP z możliwością zsuwu wynoszącego 2% obwodu odrzwi (model 8).

W górotworze o własnościach sprężysto-plastycznych wykonano najpierw obliczenia dla modelu bez obudowy, o wartościach modułów sprężystości skał odpowiadających wartościom badanych próbek skalnych i własnościach skał w stanie pozniszczeniowym równym modułom przed zniszczeniem (model 9). Następnie w wyrobisku zamodelowano obudowę ŁP bez możliwości zsuwu (model 10) oraz 10-krotnie obniżono własności warstw skalnych (model 11). Obliczenia przeprowadzono także, zakładając w modelu sprężysto-plastycznym ośrodka istnienie połączenia typu „joint” z siecią poziomych nieciągłości, o stałej jednostkowej sztywności normalnej do spękania k_n i jednostkowej sztywności stycznej do spękania k_s . W modelu przyjęto $k_n = 1\ 000\ 000$ MPa/m i $k_s = 100\ 000$ MPa/m w przypadku kontaktu łupku piaszczystego i łupku ilastego oraz dwa razy mniejsze wartości w przypadku kontaktu węgla z łupkiem (model 12). W kolejnych modelach przyjęto moduły Younga dla masywu skalnego obliczone według teorii Hoeka–Brownna i własności pozniszczeniowe równe własnościom skał przed zniszczeniem. W modelu 13 przyjęto wyrobisko bez obudowy, a w modelu 14 – model z odrzwiami obudowy stalowej sztywnej (bez możliwości zsuwu).

Obliczenia wykonano dla pochylni taśmowej C-3 w pokładzie 502/1, gdzie średnia zmiana szerokości wyrobiska z kilku baz wyniosła $-41,7$ mm, a wysokości $-19,0$ mm. Po porównaniu wyników pomiarów z wynikami obliczeń numerycznych stwierdzono (tab. 3.2), że najlepsze rezultaty ilościowe uzyskano w modelu 3 (rys. 3.14), tj.: sprężystym transwersalnie izotropowym o modułach sprężystości charakterystycznych dla górotworu nienaruszonego, gdzie $E_1 = E_2 = 0,2 \div 0,5 \cdot E_3$ oraz w modelu 10 (rys. 3.15), tj.: sprężysto-plastycznym o modułach charakterystycznych dla górotworu nienaruszonego z uwzględnieniem obudowy ŁP bez możliwości zsuwu.

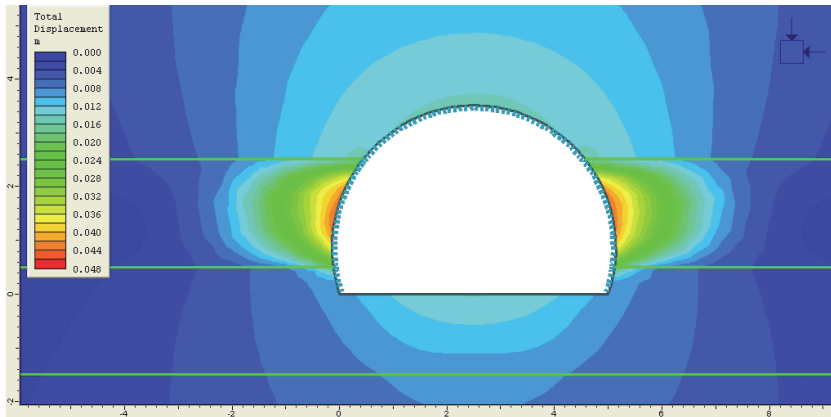
Tabela 3.2. Wyniki obliczeń numerycznych dla pochylni taśmowej C-3, pokład 502/1

Nr modelu	Zmiany wymiarów wyrobiska	
	szerokości Δs [m]	wysokości Δh [m]
1	-0,032	-0,019
2	-0,030	-0,016
3	-0,052	-0,022
4	-0,126	-0,030
5	-0,264	-0,034
6	-0,230	-0,055
7	-0,158	-0,041
8	-0,218	-0,053
9	-0,126	-0,033
10	-0,088	-0,028
11	-0,254	-0,067
12	-0,690	-0,090
13	-0,308	-0,063
14	-0,544	-0,168



Rys. 3.14. Przeszczenia górotworu wokół pochylni taśmowej C-3 – model 3

W wielu modelach szczególnie przy założeniu sprężysto-plastycznych własności skał (np. model 12 i 14), wartości obliczonych przemieszczeń wokół wyrobiska były wielokrotnie większe od wartości uzyskanych z pomiarów. Ogólnie lepszą zbieżność wyników obliczeń z wynikami pomiarów w konkretnym analizowanym przykładzie uzyskano w modelach sprężystych.



Rys. 3.15. Przemieszczenia górotworu wokół pochylni taśmowej C-3 – model 10

4. Monitoring pracy obudowy

W polskich kopalniach węgla kamiennego ocena bieżącego stanu wyrobiska obejmuje najczęściej wzrokowe stwierdzenie zmian w przekroju poprzecznym oraz kształcie wyrobiska. Ewentualnie dokonuje się pomiarów zmian konwergencji, wypiętrzenia spągu, zsuwów na połączeniach elementów odrzwi oraz ocenia się zmianę kształtu obudowy w stosunku do kształtu pierwotnego, np. prostowania stropnic. W przypadku wystąpienia deformacji obudowy ocenia się funkcjonalność wyrobiska pod względem wykorzystania go w celach wentylacyjnych lub transportowych.

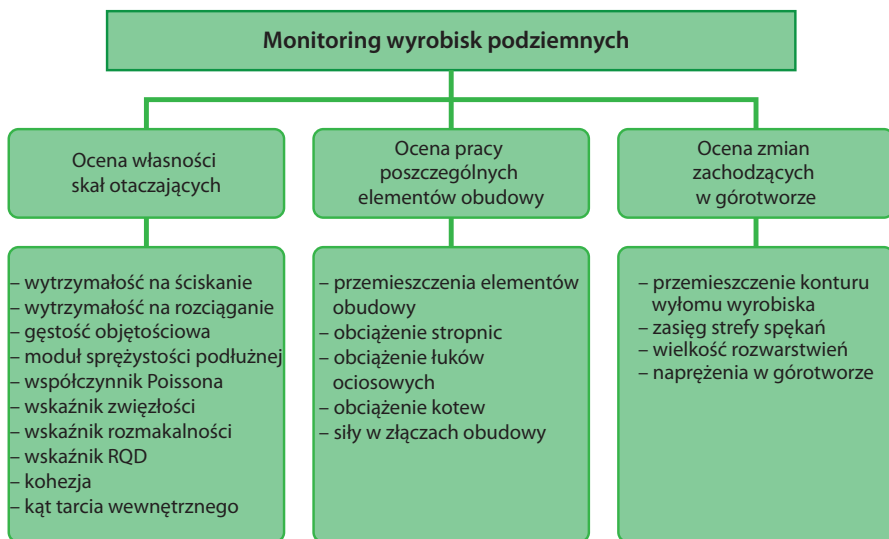
O ile w wielu przypadkach system tak prowadzonej kontroli się sprawdza, o tyle występujące obwały czy awarie wskazują na niedostateczny sposób nadzoru nad wyrobiskami, szczególnie utrzymywanymi w długim czasie. Przy wzrokowej ocenie pracy obudowy nie ma możliwości oceny przyczyn uszkodzeń, a tym samym ograniczona jest możliwość prowadzenia działań zmierzających do udoskonalania obudowy jako całej konstrukcji oraz jej poszczególnych elementów. W takim przypadku prowadzenie badań w warunkach laboratoryjnych, a przede wszystkim w warunkach kopalnianych, z pewnością daje podstawy do formułowania wniosków o charakterze ogólnym.

Wykonywanie badań bezpośrednio w kopalniach jest zagadnieniem niezwykle trudnym z wielu powodów, do których można zaliczyć:

- dużą zmienność własności górotworu,
- różnorodność i niepowtarzalność sytuacji górniczej,
- czasochłonność,
- wysokie koszty,
- ograniczenia w stosowaniu przyrządów pomiarowych,
- uszkodzenia urządzeń pomiarowych powstałe z przyczyn górniczych i naturalnych,
- trudności w ilościowym oszacowaniu wpływu czasu na własności górotworu wokół wyrobisk i ich obudowę,
- trudności z właściwą interpretacją wyników.

Powyższe przyczyny znacznie ograniczają liczbę i zakres prowadzonych badań kopalnianych dotyczących współpracy obudowy z górotworem.

Na ogół badania stanu oraz funkcjonalności wyrobisk podziemnych prowadzone są w trzech kierunkach. Pierwszym jest określenie własności otaczającego górotworu, drugim ocena zmian zachodzących w poszczególnych elementach konstrukcji obudowy, trzecim charakterystyka zmian dokonujących się w otaczającym górotworze. Zakres monitoringu obudowy wyrobisk podziemnych przedstawiono na rysunku 4.1.



Rys. 4.1. Monitoring obudowy wyrobisk korytarzowych

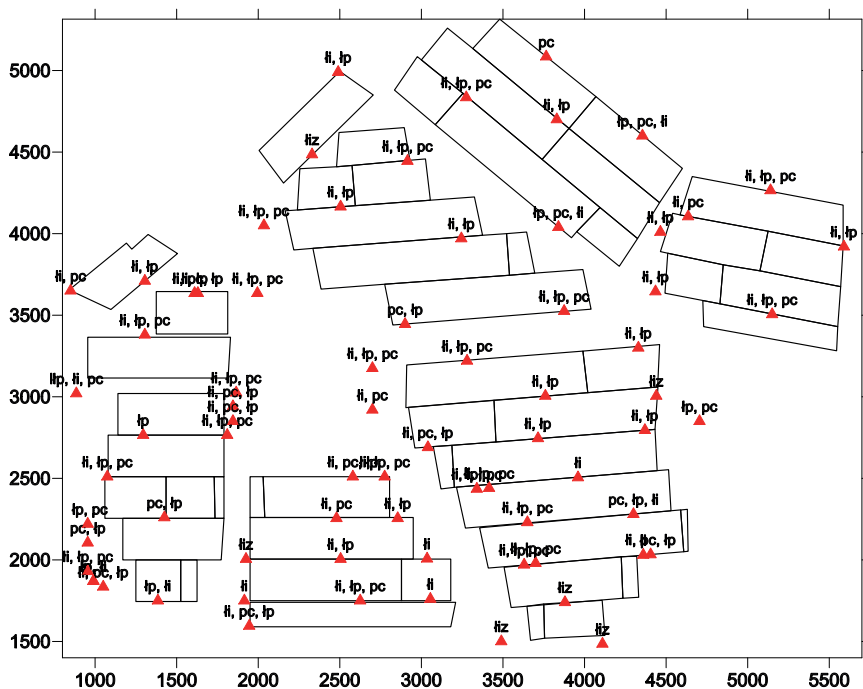
4.1. Charakterystyka wybranych właściwości górotworu

Zasadniczym elementem każdego projektu obudowy wyrobiska korytarzowego są badania własności fizyczno-mechanicznych skał w najbliższym otoczeniu projektowanego wyrobiska (Duży, 2005, 2008). Zwykle są to dane szacunkowe oparte na badaniach przeprowadzonych w sąsiednich wyrobiskach. Dokładne rozpoznanie danej partii pokładu czy też rejonu eksploatacyjnego wymaga wielu badań na rdzeniach otworów odwierconych w różnych punktach, co można osiągnąć w długim czasie po udostępnieniu pokładu. W celu zobrazowania takiego stanu rzeczy w niniejszym rozdziale przedstawiono analizę wyników badań laboratoryjnych i kopalnianych, które wykonano do oceny własności górotworu. Pomiarzy wykonane przez autora monografii dotyczą jednej partii pokładu węgla z wybranej kopalni GZW. Badania prowadzone były w celu bieżącej oceny własności górotworu pod kątem projektowania wyrobisk sąsiednich. Jak wykazano w literaturze, możliwe jest oszacowanie parametrów górotworu na podstawie ograniczonej liczby punktów badawczych (Duży, 2000; Gawryś, 2008). Ze względu na fakt, że uzyskane wyniki pochodzą z własnych badań, a stosowana metodyka była taka sama, istnieje możliwość porównania tych rezultatów i sformułowania ogólnych wniosków dotyczących własności górotworu w analizowanym rejonie.

Praktyka wskazuje, że w ocenie własności skał określa się najczęściej parametry mechaniczne oraz podzielność rdzeni wiertniczych, czyli *RQD*. Są to cechy, które mają istotne znaczenie przy projektowaniu obudowy wyrobisk górniczych. Analizą objęte zostaną następujące parametry: litologia skał stropowych i spągowych, wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie i rozciąganie skał stropowych i spągowych określona w laboratorium i za pomocą

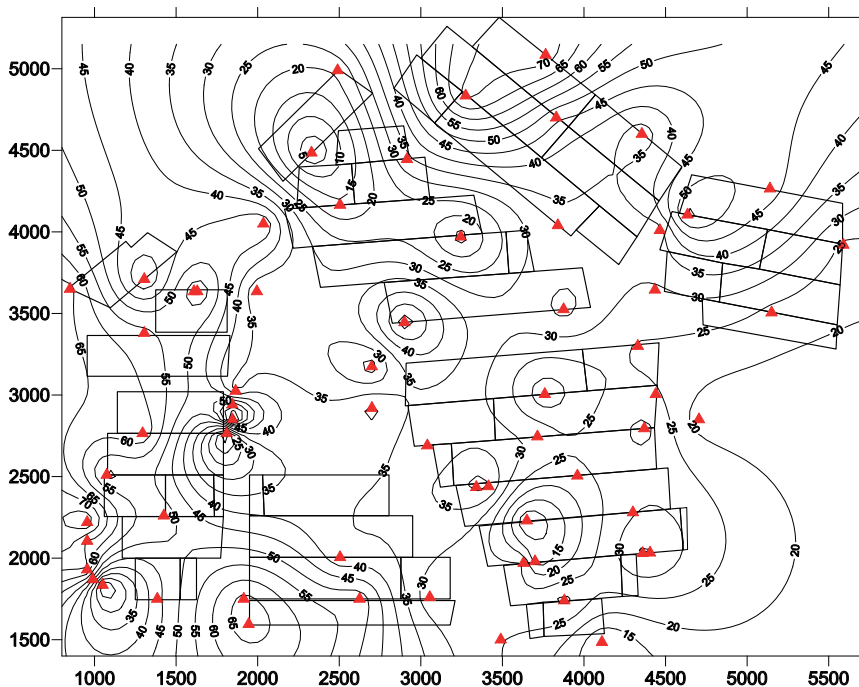
penetrometru oraz wskaźnik podzielności rdzenia RQD . Dodatkowo na mapach przedstawiono kontur ścian, co tłumaczy w pewnym zakresie rozmieszczenie punktów badawczych. Prezentowane wyniki obejmują ponad 70 takich punktów (trójkąty w kolorze czerwonym) w jednym pokładzie zlokalizowanym na całym obszarze kopalni, przy czym nie dla wszystkich parametrów uzyskano taką liczbę. Badania przeprowadzone były na rdzeniach oraz w otworach o długości w stropie 7-8 m oraz w spągu 3,5-4,0 m.

Strop wyrobisk, w których prowadzono badania, był bardzo zmienny i występowały tam wszystkie warstwy litologiczne, charakterystyczne dla pokładów węgla, a więc łupek ilasty oznaczony jako „li”, łupek ilasty zapiaszczony oznaczony jako „liz”, łupek piaszczysty oznaczony jako „lp” oraz piaskowiec oznaczony jako „pc” (rys. 4.2). Najczęściej w stropie zalegają łupki ilaste oraz łupki ilaste zapiaszczone naprzemianlegle z warstwami łupków piaszczystych i piaskowców. Sporadycznie strop wyrobisk stanowią tylko łupki piaszczyste i piaskowce.



Rys. 4.2. Litologia warstw stropowych wyrobisk na badanym obszarze

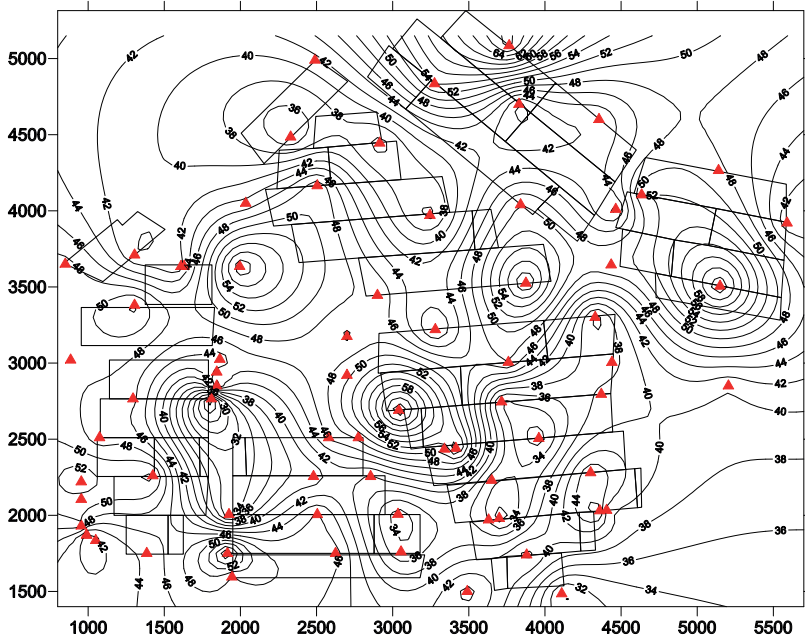
Doświadczenia wskazują, że z litologią wiążą się własności skał, a w sposób szczególny podzielność. Na podstawie analizy wyników badań można stwierdzić, że w analizowanym stropie na całym obszarze zmiany są dosyć znaczące, bowiem RQD przyjmuje wartość od 0 do 75% (rys. 4.3). Trzeba mieć jednak na uwadze fakt, że w przypadku innego rozmieszczenia otworów badawczych bądź ich większej liczby wynik byłby nieco inny. Zakres zmian RQD w obrębie jednego wyrobiska zmienia się od 20 do 50%.



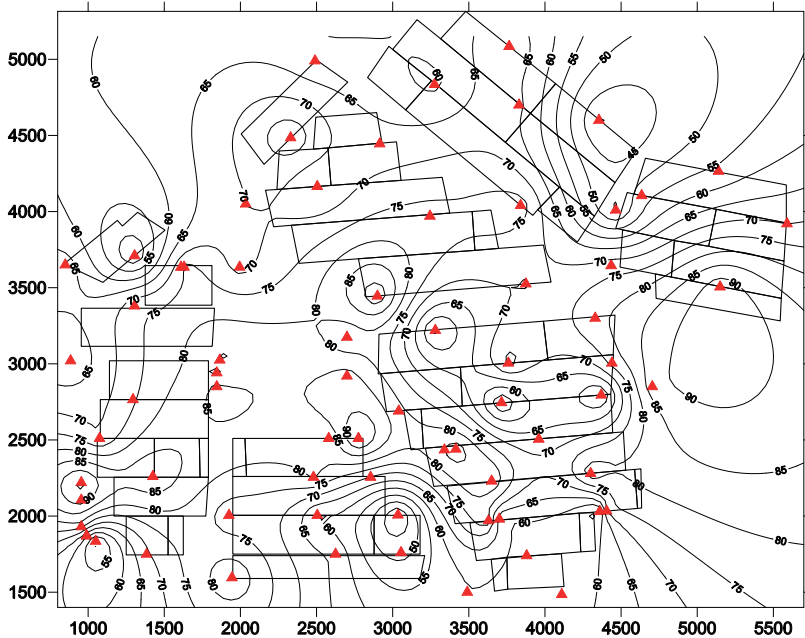
Rys. 4.3. Wskaźnik podzielności RQD dla warstw stropowych

Kolejnym analizowanym parametrem jest średnioważona wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie skał w stropie wyrobisk. W tym przypadku zmienia się ona od 23 do 68 MPa (rys. 4.4). Na wybiegu jednego wyrobiska także można dostrzec zmiany analizowanej wartości przekraczające 30 MPa. W niektórych otworach badawczych uwidacznia się wpływ podzielności rdzenia, bowiem przy wyższym stopniu spękania skał wartość wytrzymałości maleje.

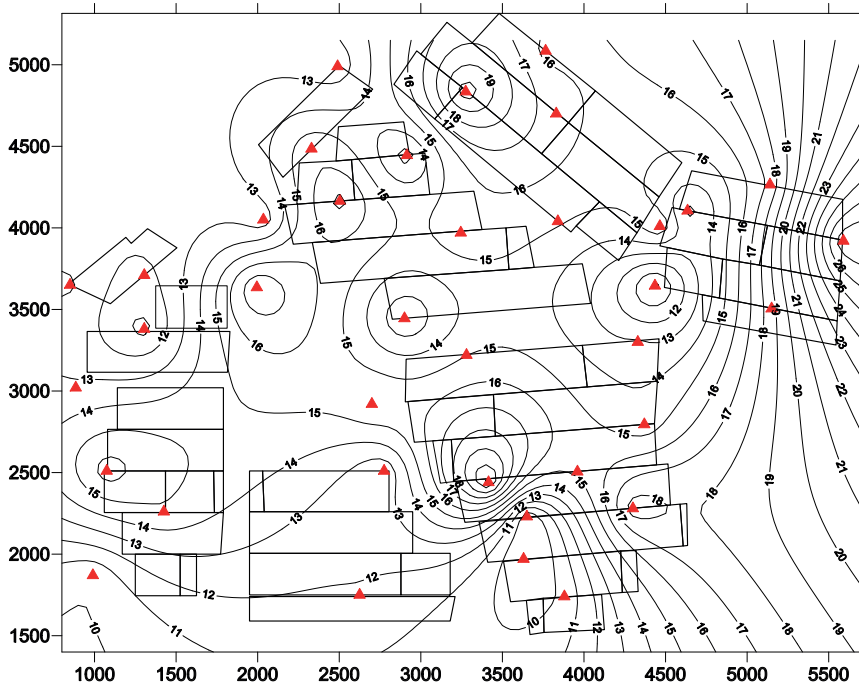
Zdecydowanie wyższe wartości wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie uzyskano w badaniach laboratoryjnych rdzeni wiertniczych. Wynosi ona dla badanego pakietu skał od 40 do 95 MPa (rys. 4.5). Wyższa o około 20÷40% wartość wyników uzyskanych z rdzeni jest naturalna, bowiem w takim przypadku do badań pozyskuje się tylko najmocniejsze fragmenty rdzeni, z których można przygotować próbki. W niektórych przypadkach liczba pozyskanych próbek nie była wysoka, stąd część wyników należy traktować szacunkowo. Szczegółowe zależności pomiędzy wynikami wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie i rozciąganie pochodzącymi z badań laboratoryjnych i kopalnianych (penetrometrycznych) zawarte są w pracy (Małkowski, 2013). Różnice w wytrzymałości w zależności od metody badawczej są istotne, a podczas projektowania obudowy wyrobisk nie ma wyraźnego wskazania, która wartość ma być wykorzystywana. Na badanym obszarze znaczące różnice wykazywała również wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie węgla w pokładzie (rys. 4.6). W tym przypadku jednak połączono wyniki badań laboratoryjnych i penetrometrycznych, bowiem z doświadczenia wynika, że iloraz wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie węgla uzyskanej w badaniach laboratoryjnych do wytrzymałości uzyskanej w badaniach penetrometrycznych jest zbliżony do jedności.



Rys. 4.4. Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie określona za pomocą badań penetrometrycznych dla badanego pakietu skał stropowych (MPa)



Rys. 4.5. Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie określona na rdzeniach wiertniczych w badaniach laboratoryjnych dla całego pakietu skał stropowych (MPa)



Rys. 4.6. Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie węgla (MPa)

Różnice w wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie w przypadku badanego węgla dochodzą do 300%, bowiem analizowana wartość zmienia się w granicach 9–27 MPa. Zważywszy na fakt, że badany pokład charakteryzuje się miąższością od 2,5 do 3,0 m, jego wytrzymałość w sposób znaczący wpływa na odkształcalność ociosów, a tym samym na skalę przemieszczeń warstw stropowych i jednocześnie wielkość obciążenia obudowy wyrobisk korytarzowych.

Kolejnym istotnym krokiem w projektowaniu wyrobisk korytarzowych jest określenie litologii oraz parametrów skał spągowych. W rozważanym rejonie spąg stanowiły głównie łupki ilaste, a w wielu miejscach zalegał także poniżej tej warstwy łupek piaszczysty i piaszkowiec (rys. 4.7).

Wyniki badań penetrometrycznych wskazują, że wytrzymałość spągu zmienia się w szerokim zakresie, tj. od 17 do 65 MPa (rys. 4.8). Na wybiegu jednego wyrobiska wytrzymałość w niektórych przypadkach zmieniała się dwukrotnie.

Ze względu na znaczne rozdrobnienie rdzeni pochodzących ze spągu wyrobiska, uzyskiwana wartość RQD często wynosiła zero, co powodowało, że nie było możliwości pozyskania prób do badań laboratoryjnych. W związku z powyższym nie przedstawiono rozkładu wskaźnika RQD oraz wytrzymałości laboratoryjnej na ściskanie dla warstw spągowych.

Z przedstawionej analizy podstawowych danych geologicznych i własności geomechanicznych wynika, że występowała duża zmienność poszczególnych parametrów na długości większości wyrobisk.

Zgodnie z uzyskanymi informacjami, schemat obudowy był taki sam na całym wybiegu poszczególnych wyrobisk. O ile w przypadku chodników przyścianowych jest to częściowo uzasadnione z uwagi na przyszłe oddziaływanie ciśnienia eksploatacyjnego, o tyle w pozostałych wyrobiskach wydaje się nie mieć uzasadnienia nie tylko ekonomicznego, ale i technicznego. Podstawowe dane dotyczące analizowanych parametrów przedstawiono w tabeli 4.1.

Tabela 4.1. Parametry geomechaniczne skał w otoczeniu analizowanego pokładu

Badany parametr	Jednostka	Liczba danych	Wartość min.	Wartość max.	Wartość średnia	Odchylenie standardowe	Mediana
skały stropowe							
$R_{c\ pen}$ – cały pakiet	[MPa]	73	22,19	69,00	44,49	8,80	44,68
$R_{r\ pen}$ – cały pakiet	[MPa]	73	1,95	6,90	3,63	1,08	3,58
$R_{c\ pen}$ – 3 m pakiet	[MPa]	73	14,95	66,99	39,80	10,12	40,09
$R_{r\ pen}$ – 3 m pakiet	[MPa]	73	1,00	6,47	3,19	1,17	2,99
$R_{c\ lab}$ – cały pakiet	[MPa]	71	39,37	96,78	70,43	14,03	70,54
$R_{r\ lab}$ – cały pakiet	[MPa]	71	2,83	8,68	5,31	1,27	5,31
$R_{c\ lab}$ – 3 m pakiet	[MPa]	57	35,05	107,15	67,35	16,28	66,61
$R_{r\ lab}$ – 3 m pakiet	[MPa]	55	2,14	9,18	4,85	1,52	4,75
R_{QD} – cały pakiet	[%]	65	0,00	80,14	38,66	19,14	34,79
R_{QD} – 3 m pakiet	[%]	65	0,00	93,30	33,54	21,16	33,15
skały spągowe							
$R_{c\ pen}$ – cały pakiet	[MPa]	57	17,83	68,38	33,36	11,26	31,34
$R_{r\ pen}$ – cały pakiet	[MPa]	57	1,09	5,90	2,55	1,09	2,37
$R_{c\ lab}$ – cały pakiet	[MPa]	33	24,01	97,47	58,32	17,02	56,28
$R_{r\ lab}$ – cały pakiet	[MPa]	27	2,18	7,81	4,65	1,57	4,42
R_{QD} – cały pakiet	[%]	11	0,00	81,67	—	—	—
pokład węgla							
$R_{c\ pen}$	[MPa]	18	9,06	21,32	14,21	3,74	14,36
$R_{r\ pen}$	[MPa]	18	0,45	1,07	0,73	0,18	0,75
$R_{c\ lab}$	[MPa]	24	9,49	27,84	14,73	4,09	14,99
$R_{r\ lab}$	[MPa]	20	0,28	1,41	0,64	0,27	0,60

Posiadanie podczas projektowania obudowy wyrobisk informacji przedstawionych na rysunkach 4.2–4.8, byłoby dla projektanta nadzwyczaj użyteczne. Niestety w przypadku pokładów niżej zalegających lub partii pokładów nowo udostępnianych takich danych nie ma. W wielu kopalniach wykonywana jest jednak duża liczba otworów geologicznych. W większości z nich nie pobiera się rdzenia, a litologię określa się jedynie na podstawie oceny stosowanej płuczki wiertniczej. W wielu przypadkach w rejonie każdego planowanego chodnika wykonanych jest po trzy otwory z poziomów wyżej leżących. O ile litologia określana jest w miarę dokładnie, o tyle do oceny własności otaczającego górotworu, w drążonych później wyrobiskach niezbędne będzie przeprowadzenie kolejnych wierceń w celu uzyskania

materiału skalnego do badań. Pozyskanie rdzeni z otoczenia pokładu na etapie rozpoznania pozwoliłoby na uzyskanie najważniejszych parametrów wytrzymałościowych, a wówczas projekt obudowy można by wykonywać opierając się na dokładnych danych, ograniczając tym samym koszty niezbędnego rozpoznania.

W dalszej części pracy przedstawiona zostanie propozycja oceny własności górotworu na podstawie litologii warstw otaczających.

4.2. Propozycja wstępnej oceny górotworu w celu projektowania obudowy wyrobisk

Dysponując odpowiednio określonymi parametrami wytrzymałości skał w otoczeniu analizowanego wyrobiska oraz wartością podzielności rdzenia wiertniczego RQD , można wstępnie wnioskować o zachowaniu się wyrobiska korytarzowego w wymaganym przedziale czasu. Biorąc ponadto pod uwagę głębokość zalegania wyrobiska, można zaproponować **wskaźnik utrzymania wyrobiska** n_{uw} w następującej postaci:

$$n_{uw1} = \frac{R_{clab}}{p_z} \frac{RQD}{100} \quad (4.1)$$

gdzie:

- n_{uw1} – wskaźnik utrzymania wyrobiska uzyskany na podstawie określonej laboratoryjnie wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie, –,
- R_{clab} – określona laboratoryjnie wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie skał stropowych w planowanych wyrobiskach, MPa,
- p_z – pierwotne naprężenie pionowe, MPa,
- RQD – wskaźnik podzielności rdzenia, %.

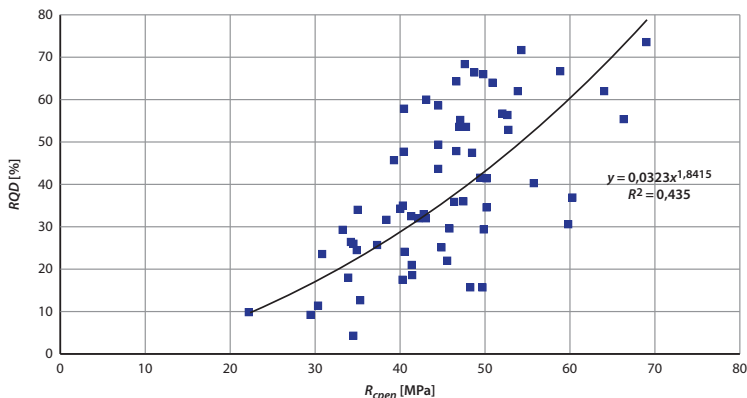
Wzór (4.1) można zmodyfikować, jeżeli dysponuje się tylko wytrzymałością na jednoosiowe ściskanie określoną za pomocą penetrometru. Wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} wynosi:

$$n_{uw2} = \frac{R_{cpen}}{p_z} \quad (4.2)$$

gdzie:

- n_{uw2} – wskaźnik utrzymania wyrobiska uzyskany na podstawie określonej penetrometrycznie wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie, –,
- R_{cpen} – wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie skał stropowych określona za pomocą penetrometru, MPa,
- p_z – pierwotne naprężenie pionowe, MPa.

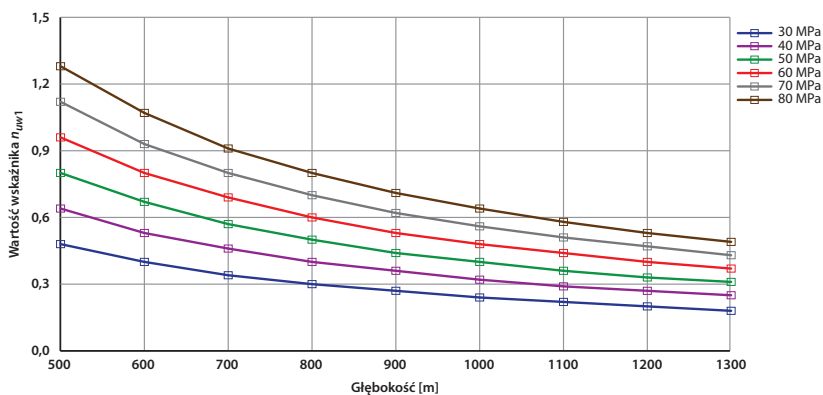
W przypadku wykorzystania wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie określonej za pomocą badań penetrometrycznych zasadne jest pominięcie podzielności rdzenia RQD , ponieważ pomiędzy tymi parametrami istnieje związek (rys. 4.9). Wraz ze wzrostem RQD zazwyczaj rośnie również wartość R_{cpen} , co wynika z mniejszej szczelinowatości warstw. Jednocześnie należy również wziąć pod uwagę fakt, że wskaźnik RQD w niektórych przypadkach jest obarczony błędem, bowiem w wyniku stosowanej technologii wiercenia oraz transportu, wartość wskaźnika RQD nie zawsze koreluje z wynikami obserwacji prowadzonymi za pomocą endoskopu.



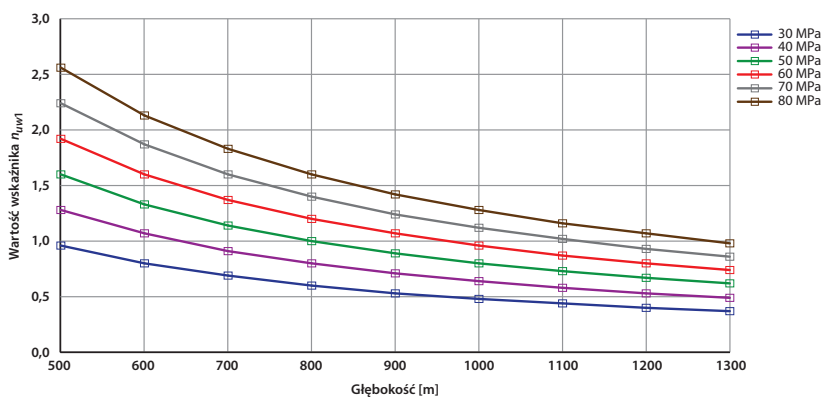
Rys. 4.9. Zależność wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie określonej w badaniach penetrometrycznych a podzielnością rdzenia RQD dla badanego pakietu skał stropowych wyrobisk

Dla najczęściej uzyskiwanych wartości podzielności rdzenia RQD , tj. w zakresie 20÷80%, oraz przy założeniu uzyskanej laboratoryjnie wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie od 30 do 80 MPa, przy zmieniającej się głębokości od 500 do 1300 m wartości wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw1} będą się zmieniały jak przedstawiono na rysunkach 4.10–4.13.

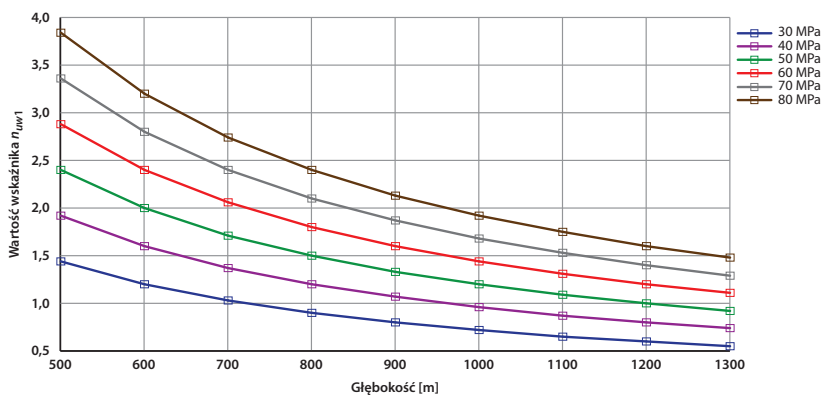
Przyjęte wartości odpowiadają warunkom najczęściej występującym w polskich kopalniach węgla kamiennego. Zakładając, że duże trudności w utrzymaniu wyrobiska występować będą przy wartości wskaźnika n_{uw1} niższej niż 1,0, można stwierdzić, że podzielność skał oraz wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie będą miały tu decydujące znaczenie. W przypadku RQD równego 20% jedynie na małych głębokościach, tj. 500÷600 m, oraz przy wysokich wartościach wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie skał stropowych określonej laboratoryjnie rzędu 70÷80 MPa można spodziewać się nieco mniejszych trudności z utrzymaniem wyrobisk (rys. 4.10). Wartość współczynnika utrzymania wyrobiska n_{uw1} jest wówczas większa od 1,0. Większa głębokość oraz niższe parametry wytrzymałościowe mogą wręcz uniemożliwić utrzymanie wyrobisk bądź generować znaczne koszty ich wykonania i utrzymania (rys. 4.11).



Rys. 4.10. Zmiany wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{dzw1} dla $RQD = 20\%$ oraz wytrzymałości na ściskanie $R_{clab} = 30 \div 80$ MPa

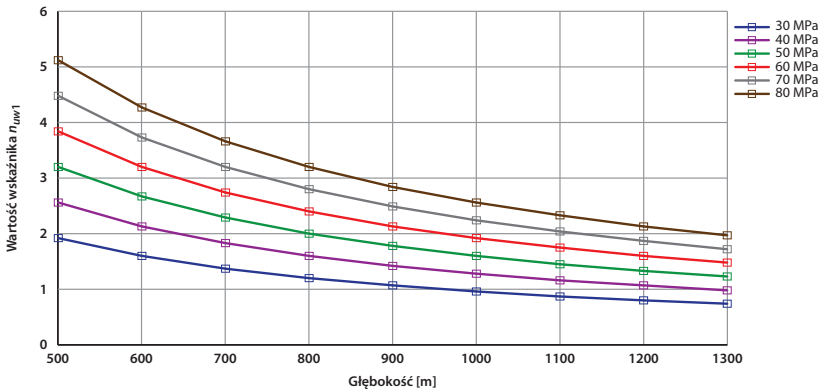


Rys. 4.11. Zmiany wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{dzw1} dla $RQD = 40\%$ oraz wytrzymałości na ściskanie $R_{clab} = 30 \div 80$ MPa



Rys. 4.12. Zmiany wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{dzw1} dla $RQD = 60\%$ oraz wytrzymałości na ściskanie $R_{clab} = 30 \div 80$ MPa

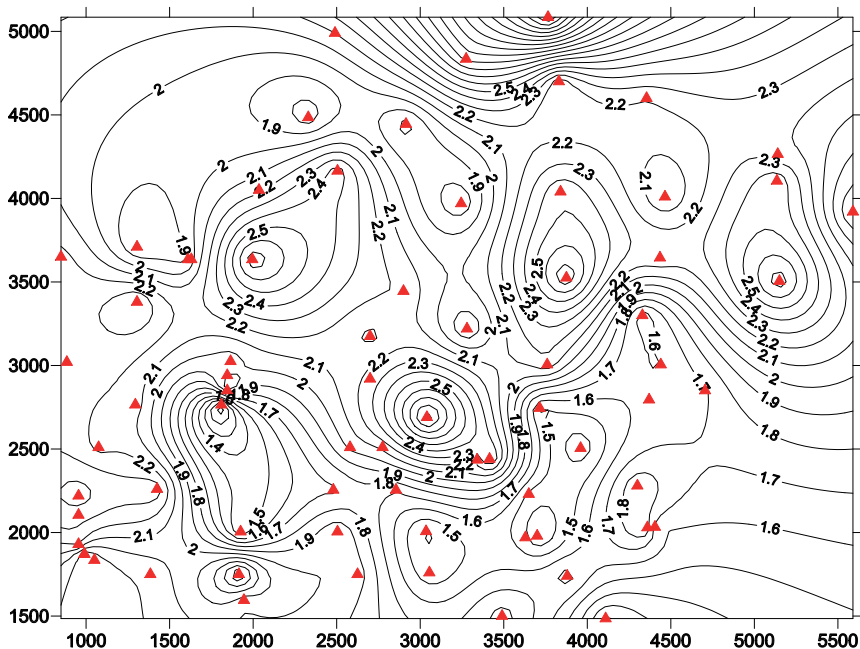
Oczywiście wzrost wartości podzielności rdzenia RQD powoduje proporcjonalny wzrost wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw1} nawet do wartości powyżej 3,5 (rys. 4.12). Jednak nawet przy bardzo wysokiej wartości RQD wynoszącej średnio dla skał stropowych 80% utrzymanie wyrobisk na dużych głębokościach będzie utrudnione, jeżeli wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie będzie niższa niż 50 MPa (rys. 4.13).



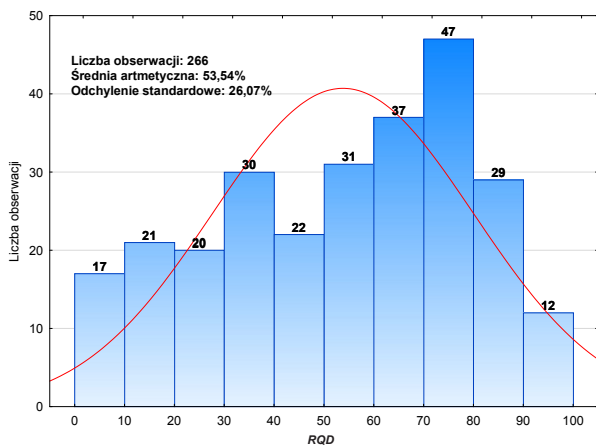
Rys. 4.13. Zmiany wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw1} dla $RQD = 80\%$ oraz wytrzymałości na ściskanie $R_{clab} = 30\text{--}80$ MPa

Biorąc pod uwagę parametry górotworu zamieszczone na rysunku 4.4 oraz rzeczywistą głębokość lokalizacji punktu badawczego, określono z zależności (4.2) wskaźnik utrzymania wyrobiska n_{uw2} . Jak można stwierdzić w analizowanym fragmencie pokładu, jedynie w kilku rejonach stwierdzono wartość nieco poniżej 1,5 (rys. 4.14), co generalnie wskazuje na dość korzystne warunki utrzymania wyrobisk. Powyższa ocena jest zbieżna z informacjami uzyskanymi z kopalni oraz wynikami własnych wizji lokalnych. Można więc stwierdzić, że do wstępnej oceny warunków utrzymania wyrobiska wskaźnik n_{uw} może być użyteczny.

Ze względu na wysokie koszty wykonywania rdzeniowych otworów wiertniczych, wynoszące od kilkuset do tysiąca złotych za jeden metr, często wykonuje się otwory bezrdzeniowe. Przeprowadzone obserwacje wskazują, że wartość podzielności rdzenia RQD można z pewnym przybliżeniem oszacować na podstawie litologii. Wniosek ten oparto na analizie wartości wskaźnika RQD z kilkuset warstw skalnych podczas prowadzenia badań dotyczących własności geomechanicznych skał warstw dolnoorzeskich oraz rudzkich. Wyniki pochodziły z rdzeni długich otworów, a więc pozyskane wartości RQD nie były pochodną wpływu wykonanego wyrobiska, jak ma to miejsce w przypadku otworów wykonywanych w warstwach bezpośredniego stropu czy spągu wyrobiska. Jednocześnie nie można całkowicie pominąć wpływu na uzyskane wyniki techniki wiercenia, średnicy rdzenia, sposobu składowania i transportu. Analizowane wartości RQD dotyczą warstw o miąższości minimum 1 m, ze względu na fakt, że RQD określa się najczęściej dla jednego metra rdzenia niezależnie od litologii na tym metrze. W 266 przeanalizowanych warstwach łupku ilastego stwierdzono, że wartość średnia RQD wynosi około 53% (mediana 57,08%), a rozkład ma charakter nieco odbiegający od normalnego (rys. 4.15).



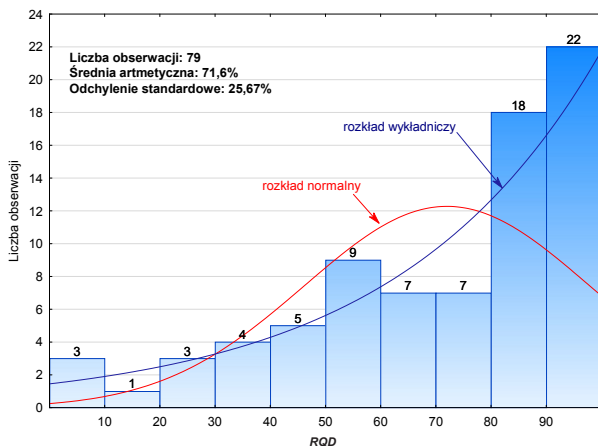
Rys. 4.14. Wartość wskaźnika n_{mv2} w analizowanym pokładzie



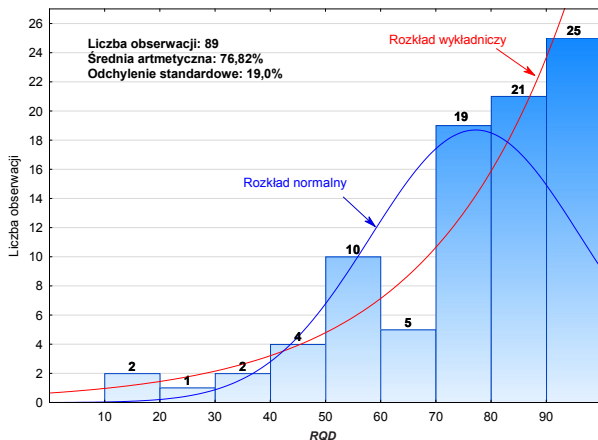
Rys. 4.15. Histogram rozkładu wskaźnika RQD dla łupku ilastego

Można więc stwierdzić, że liczba warstw w poszczególnych zakresach wskaźnika RQD wynosi od 12 do 47. Najniższą wartość RQD w zakresie 0÷30% ma 58 warstw, co stanowi 22% całości. W zakresie RQD wynoszącego 70÷100% znalazło się 88 warstw, czyli 33%. Taki rozkład powoduje, że odchylenie standardowe podzielności rdzenia RQD dla warstw łupku jest wysokie i wynosi 26,07%.

Znacznie mniejszą liczbę warstw pozyskano do analizy w przypadku łupku piaszczystego, tj. 79 (rys. 4.16), oraz w przypadku piaszkowca, tj. 89 (rys. 4.17). Rozkład wskaźnika RQD dla warstw łupku piaszczystego jest zdecydowanie inny niż dla łupku ilastego i ma charakter wykładniczy (rys. 4.16). W zakresie RQD od 0 do 30% wystąpiło tylko siedem przypadków, co stanowi 8,8% całości. Najwyższe wartości wskaźnika RQD , tj. powyżej 70%, wystąpiły w 47 przypadkach, co stanowi 59% ogólnej liczby. Wartość średnia RQD dla łupku piaszczystego wyniosła 71,6% (mediana 81,5%) przy wysokiej wartości odchylenia standardowego wynoszącej 25,67%.



Rys. 4.16. Histogram rozkładu wskaźnika RQD dla łupku piaszczystego



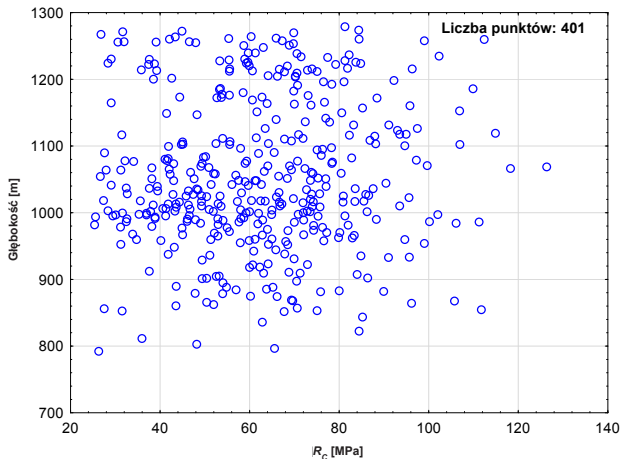
Rys. 4.17. Histogram rozkładu wskaźnika RQD dla piaszkowca

Rozkład wskaźnika RQD dla piaskowca również ma charakter zbliżony do wykładniczego (rys. 4.17). Wartości wskaźnika RQD w zakresie 0÷30% wystąpiły tylko w trzech warstwach, co stanowi jedynie 3,4% ogólnej liczby, natomiast wskaźnik RQD w zakresie 70÷100% wystąpił w aż 73%, czyli w 65 warstwach. Jak można się było spodziewać, średnia wartość podzielności rdzenia RQD jest dla piaskowca najwyższa i wynosi 76,82% (mediana 82,11%), jednocześnie odchylenie standardowe jest w tym przypadku najmniejsze i wynosi 19,0%.

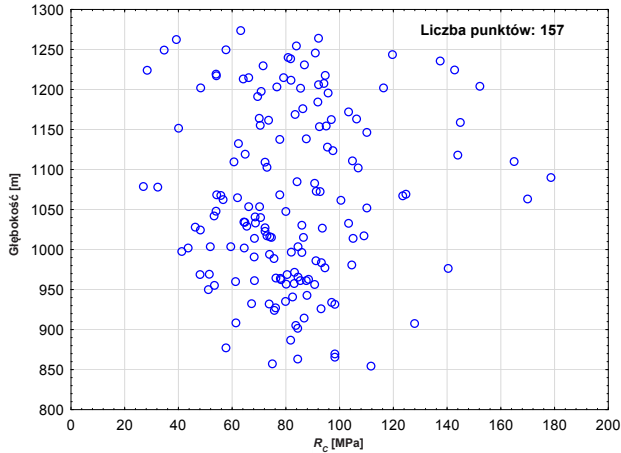
Na podstawie analizy powyższych danych można przyjąć, że w przypadku nienaruszonych robotami górniczymi dolnych warstw orzeskich oraz warstw rudzkich na głębokości 800÷1300 m, do których odnoszą się wyniki badań, wartość wskaźnika RQD wyniesie:

- łupek ilasty – $RQD = 50\%$ (przedział ufności przy założeniu 95% proggu $RQD = 50,3\div 56,68\%$);
- łupek piaszczysty – $RQD = 70\%$ (przedział ufności przy założeniu 95% proggu $RQD = 65,9\div 77,4\%$);
- piaskowiec – $RQD = 75\%$ (przedział ufności przy założeniu 95% proggu $RQD = 71,5\div 79,9\%$).

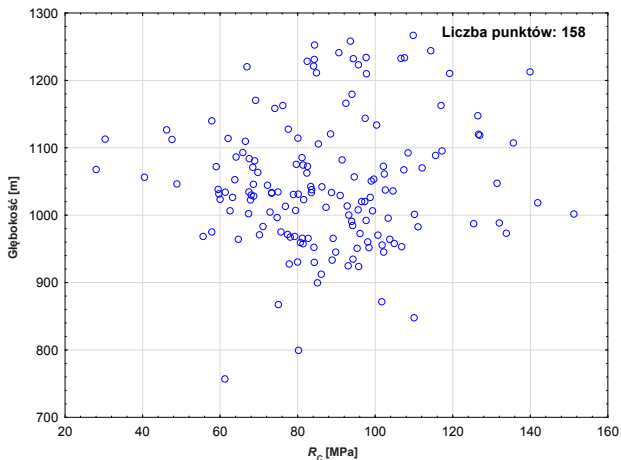
Znając litologię, na podstawie przybliżonych wartości RQD można określić wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{inv1} w otoczeniu planowanych robót górniczych na nowym poziomie wydobywczym. W podobny sposób można określić także wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie dla poszczególnych warstw litologicznych. Odpowiednie rozkłady wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie w zależności od głębokości dla warstw łupku ilastego, łupku piaszczystego i piaskowca przedstawiono na rysunkach 4.18–4.20. Z analizy wykresów wynika, że wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie określana dla jednej warstwy litologicznej nie zależy od głębokości zalegania. Obserwacje te są zgodne z literaturą (Duży i Szafulera, 2007; Duży, 2009), gdzie wskazuje się, że największy wzrost wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie występuje w warstwach skalnych otaczających pokłady grupy od 100 do 200 (Bukowska, 2012).



Rys. 4.18. Zależność wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie od głębokości dla łupku ilastego



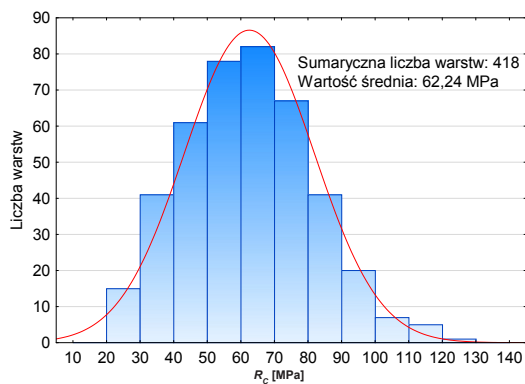
Rys. 4.19. Zależność wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie od głębokości dla łupku piaszczystego



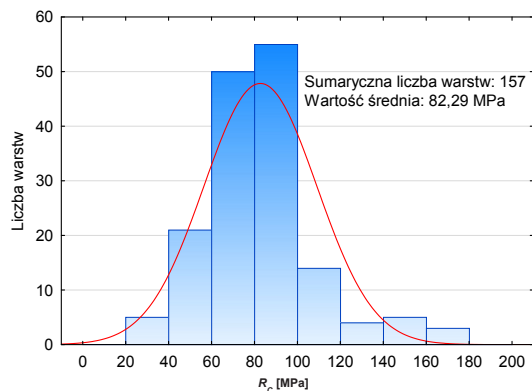
Rys. 4.20. Zależność wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie od głębokości dla piaskowca

Dysponując wieloma wynikami badań wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie w zakresie głębokości 800÷1300 m, można ze znacznym przybliżeniem oszacować te wartości dla rejonów, w których takich badań nie prowadzono. Histogramy rozkładu wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie określone laboratoryjnie dla poszczególnych warstw litologicznych przedstawiono na rysunkach 4.21–4.23.

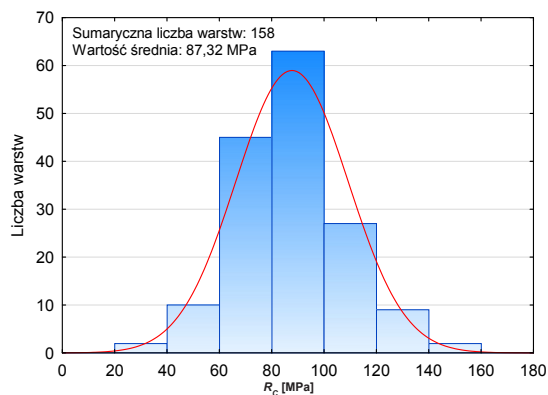
W zależności od zdobytych doświadczeń w danym rejonie eksploatacji można wykorzystać do określenia wartości wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} poszczególne przedziały wytrzymałości na ściskanie i podzielności rdzenia RQD bądź uwzględnić wartości odchyłek standardowych (tab. 4.2).



Rys. 4.21. Histogram zmian wyznaczonej laboratoryjnie wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie dla łupku ilastego



Rys. 4.22. Histogram zmian wyznaczonej laboratoryjnie wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie dla łupku piaszczystego



Rys. 4.23. Histogram zmian wyznaczonej laboratoryjnie wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie dla piaskowca

Tabela 4.2. Zestawienie charakterystycznych wartości wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie i podzielności analizowanych rodzajów skał

Rodzaj skały	Średnia grubość warstwy [m]	Wielkość	R_c [MPa]	R_{QD} [%]
Łupek ilasty	3,3	minimalna	25,40	0,00
		maksymalna	126,40	100,00
		średnia	62,20	53,50
		mediana	61,72	60,00
		odchylenie standardowe	19,30	26,10
		współczynnik zmienności	31,03	48,79
Łupek piaszczysty	1,7	minimalna	26,90	0,00
		maksymalna	178,70	100,00
		średnia	82,30	71,60
		mediana	80,81	81,58
		odchylenie standardowe	26,20	25,70
		współczynnik zmienności	31,83	35,84
Piaskowiec	5,6	minimalna	28,00	19,30
		maksymalna	151,30	100,00
		średnia	87,30	76,80
		mediana	84,93	82,11
		odchylenie standardowe	21,40	19,00
		współczynnik zmienności	24,51	24,74

4.3. Wyniki pomiarów kopalnianych

Jakościowa analiza efektywności zastosowanych rozwiązań konstrukcyjnych powinna być weryfikowana w warunkach naturalnych. Ze względu na to, że przepisy górnicze poza obserwacjami nie nakładają konieczności bieżącego monitorowania zmian zachodzących w wyrobiskach górniczych, liczba przeprowadzanych pomiarów z wykorzystaniem przyrządów dotyczy zwykle małej grupy wyrobisk. Realizowane są one głównie przez ośrodki naukowe w ramach projektów badawczych. Taki stan rzeczy wynika po części z umiejętnego wykorzystywania przez poszczególne kopalnie wiedzy oraz doświadczenia zdobytego podczas prowadzenia robót górniczych w porównywalnych warunkach (Brzyczy, 2012).

W wielu jednak przypadkach wyrobiska wykonywane są w nowych partiach, kolejnych poziomach wydobywczych, nowych uwarunkowaniach technologicznych, dlatego proces zdobywania doświadczeń jest nie tylko wydłużony, ale i kosztowny (Niełacny i Siodłak 2011). Najlepszym przykładem są warunki geologiczne w LW „Bogdanka”, gdzie próby przeniesienia doświadczeń z kopań GZW skończyły się niepomyślnie. Dopiero wieloletnie doświadczenia pozwoliły na wypracowanie efektywnych i skutecznych rozwiązań (Kozek i Ruchel, 2011).

Z uwagi na ocenę skuteczności zastosowanej obudowy, wydaje się, że najważniejsze są wielkości opisujące obciążenie elementów konstrukcyjnych oraz deformację konturu wyrobiska ograniczającą jego funkcjonalność (Korzeniowski, 2006). Poziomą deformację wyrobiska uznawany jest najczęściej za miernik stateczności wyrobiska (Kłeczek 1994; Majcherczyk, Szaszenko i Sdwiżkowa, 2006).

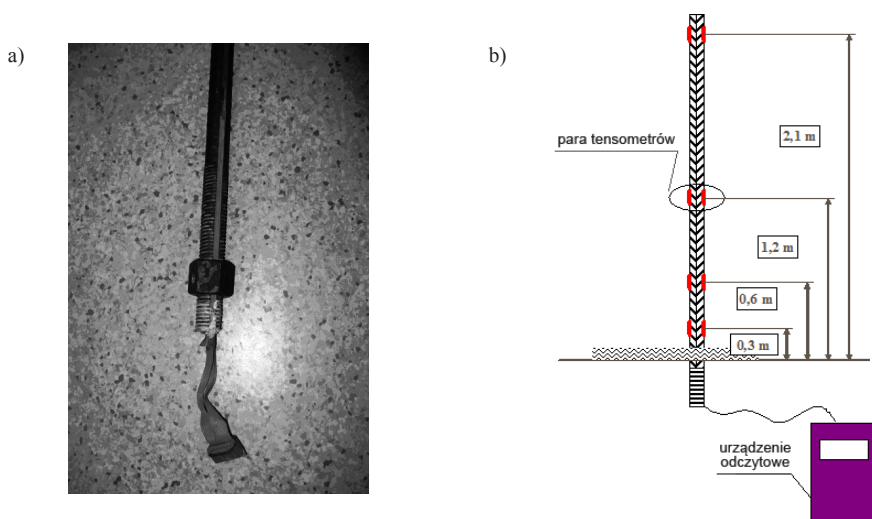
W ramach dotychczasowych własnych prac badawczych przeprowadzono szereg pomiarów i obserwacji obejmujących wielomiesięczne, a nawet wieloletnie badania skuteczności zastosowanych obudów kilkunastu wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego. Badania obciążeń obudowy prowadzono z wykorzystaniem dynamometrów hydraulicznych z manualnym odczytem ciśnienia. Stosowano dwa typy dynamometrów tzw. dynamometry stopowe instalowane pod łukami ociosowymi (rys. 4.24a) oraz dynamometry stropowe. Dynamometry stropowe zastosowano w odmianie jednosiłownikowej (rys. 4.24b) lub szeregowej (rys. 4.24c).



Rys. 4.24. Rodzaje dynamometrów stosowanych do pomiaru obciążeń obudowy:
a) dynamometr stopowy, b) dynamometr stropowy pojedynczy,
c) dynamometr szeregowy stropowy

Dynamometr szeregowy jest pomysłem nowatorskim i po zgłoszeniu do Urzędu Patentowego w 2007 roku (Biuletyn Urzędu Patentowego nr 1 z 2009 r.), 31.07.2013 roku opublikowano jego ochronę jako wzór użytkowy pod numerem PL 66656 (Małkowski, Majcherczyk i Niedbalski, 2013). Dynamometr szeregowy został skonstruowany specjalnie jako przyrząd do pomiaru obciążeń obudowy łukowej o profilu V w podziemnych wyrobiskach górniczych. Składa się on z kilku siłowników hydraulicznych połączonych szeregowo za pomocą szybkozłącz. Liczba połączonych siłowników może być dowolna i odpowiadać długości kontaktu pomiędzy odrzwiami obudowy a konturem wyrobiska.

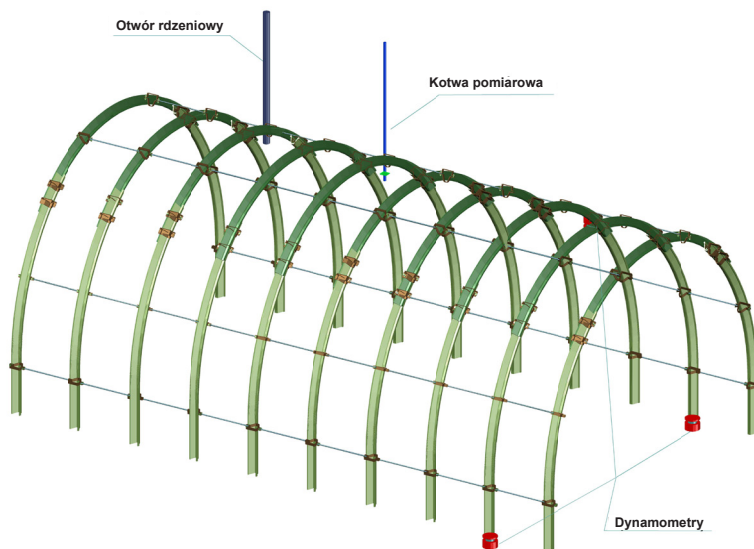
Pomiaru obciążeń dokonywano także w kotwach pomiarowych, które wykonano z pręta żebrowanego o długości $2,5 \div 3,0$ m, na który naklejone były pary tensometrów o wymiarach 4×12 mm w specjalnie wykonanym w pręcie rowku (rys. 4.25a). Na prętach naklejono od czterech do dziewięciu par tensometrów w odległościach od 0,3 m do 0,9 m (rys. 4.25b). Podane na rysunku 4.25b odległości oznaczają odległości od konturu wyrobiska. Wykonane pary tensometrów na jednym poziomie pozwalały na określanie sił osiowych w przypadku zginania kotew (Korzeniowski i Piechota, 2000; Spearing i in., 2013). Odczyt wartości sił w kotwach odbywał się za pomocą miernika podłączonego złączem COM2 do przewodów z tensometrami pomiarowymi.



Rys. 4.25. Kotwa oprzyrządowana do pomiaru siły: a) widok ogólny, b) schemat zamocowania tensometrów

Na stanowiskach pomiarowych, w których prowadzono pomiary dynamometrami i kotwami oprzyrządzowanymi, znajdowały się otwory wykonane w celu oceny litologii i własności skał stropowych (rys. 4.26). Na długości kilkunastu bądź kilkudziesięciu metrów od stacji pomiarowej zakładano bazy do pomiaru konwergencji. Liczba tych baz dla każdego odcinka pomiarowego wynosiła od trzech do dziewięciu. Konwergencja mierzona była na reperach stanowiących krótkie kotwy zainstalowane w stropie i ociosach bądź częściej na podstawie punktów zastabilizowanych na odrzwiach obudowy podporowej.

Pomiary obciążeń (sił) wykonywano punktowo w strzałce wyrobiska pomiędzy łukiem stropnicowym a górotworem. W części wyrobisk mierzono również obciążenia pod łukami ociosowymi (rys. 4.26). Można więc uznać, że wyniki pomiarów obciążeń za pomocą dynamometrów miały charakter raczej punktowy i nie obejmowały całkowitego obciążenia odrzwi obudowy.



Rys. 4.26. Schemat stanowiska pomiarowego

Analizą objęto kilkanaście wyrobisk, w których zabudowano po dwa lub trzy odcinki pomiarowe o długościach od kilkunastu do stu kilkudziesięciu metrów. Na każdym z odcinków zabudowano stację pomiarową, w której prowadzono szczegółowe badania (tab. 4.3). Pomiarów sił w kotwach oraz pomiarów obciążeń dokonywano w bezpośrednim sąsiedztwie otworu.

Wyniki przeprowadzonych badań przeanalizowano pod względem wartości wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} . Wskaźnik ten wyznaczono jako wartość średnią ze wskaźników n_{uw1} i n_{uw2} (tab. 4.4). Taki tryb postępowania podyktowany był próbą wyeliminowania wpływu czynników technicznych na wartość RQD uzyskaną bezpośrednio z rdzeni otworów stropowych wymienionych wyrobisk. Z tabeli 4.4 wynika, że średnia wartość wskaźnika zmienia się od 0,68 do 3,01, wskazując odpowiednio na rejon wyrobiska od trudnych do łatwych w utrzymaniu. Jednocześnie można stwierdzić, że w wielu przypadkach wartości wskaźników n_{uw1} i n_{uw2} dla tego samego rejonu znacznie się od siebie różnią. Szczególnie wartości wskaźnika n_{uw1} są w niektórych wyrobiskach na bardzo niskim poziomie, co jest spowodowane bardzo małymi wartościami podzielności RQD . Jednocześnie badania penetrometryczne wskazują na wysokie wartości wytrzymałości na ścislenie, co nie potwierdza dużego osłabienia skał stropowych wywołanych spękaniem.

Tabela 4.3. Podstawowe dane wyrobisk ze stacjami pomiarowymi

Lp.	Wyrobisko	Pokład	Głębokość [m]	Litologia	Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie [MPa]		Rodzaj obudowy zasadniczej			Prowadzone pomiary		
					laboratoryjna	penetrometryczna	typ odrzwi	rozstaw [m]	konwergencja	sily w kotwach	obciążenie obudowy	
1	Pochylnia zachodnia	358/1	890	li, lp, pc	77,7	49,8	LP9/V29	1,0	y	—	—	
2	Pochylnia zachodnia	358/1	870	pc, lp	92,3	50,9	LP9/V29	1,0	y	—	—	
3	Pochylnia zachodnia	358/1	870	lp, pc	96,5	53,8	LP9/V29	1,2	y	y	—	
4	Pochylnia B-1	404/1	760	li., lp	58,5	54,4	LP9/V29	1,0	y	y	y	
5	Pochylnia B-1	404/1	760	li., lp	64,3	51,2	LP9/V29	1,0	y	y	y	
6	Pochylnia taśmowa C-3	502/1	830	pc, li.	53,9	31,9	LP9/V29	1,0	y	—	y	
7	Pochylnia taśmowa C-3	502/1	820	pc	45,2	44,8	LP9/V29	1,0	y	—	y	
8	Pochylnia taśmowa C-3	502/1	800	pc	51,7	45,3	LP9/V29	1,0	y	—	—	
9	Pochylnia Izn	358/1	900	li, pc, lp	86,5	47,1	LP9/V29	1,2	y	y	—	
10	Pochylnia Izn	358/1	980	li, pc, lp	77,4	44,5	LP9/V29	1,5	y	y	—	
11	Chodnik Cz 6a	358/1	880	—	—	—	LP9/V29	1,0	y	—	y	
12	Chodnik Cz 6a	358/1	880	li, pc, lp	76,4	43,1	LP9/V29	1,0	y	—	y	
13	Chodnik Cz 6a	358/1	880	li, lp, pc	73,2	40,5	LP9/V29	1,2	y	y	y	
14	Chodnik łączący Z-3	510/2 Id	890	pc	86,5	59,9	LP9/V36	1,0	y	y	—	
15	Chodnik łączący Z-3	510/2 Id	930	pc	70,1	49,7	LP9/V36	1,2	y	—	y	
16	Chodnik Cw-1 badawczy	401	1110	li	77,1	37,6	LP10/V29 CORR	1,0	—	y	y	
17	Chodnik Cw-1 badawczy	401	1110	li, lp	55,6	33,8	LP10/V29 CORR	1,2	—	y	y	
18	Chodnik 2 Z1, Z2	510/2Id	760	pc	53,4	49,5	LP9/V29	1,0	y	y	—	
19	Chodnik 2 Z1, Z2	510/2Id	760	—	—	—	LP9/V29	1,2	y	y	y	
20	Chodnik 2 Z1, Z2	510/2Id	760	pc	62,9	53,9	LP9/V29	1,5	y	y	y	
21	Chodnik B-7	403/3	780	li, lp, pc	95,7	59,4	LP9/V29	0,75	y	y	—	
22	Chodnik B-7	403/3	820	pc	71,4	60,1	LP9/V29	0,75	y	y	—	
23	Chodnik B-3	358/1	930	li, lp, pc	84,8	50,2	LP9/V29	0,75	y	y	y	
24	Chodnik B-3	358/1	930	li, lp, pc	87,9	55,75	LP9/V29	0,75	y	y	y	
25	Chodnik B-5	358/1	960	li, lp, pc	78,5	34,5	LP9/V29	0,75	y	y	y	
26	Chodnik B-5	358/1	960	li, lp, pc	59,9	30,3	LP9/V29	0,75	y	y	—	

Tabela 4.4. Wartości wskaźników utrzymania wyrobisk dla poszczególnych odcinków badawczych

Nazwa wyrobiska	Pokład	Lokalizacja otworu badawczego [m]	Głębokość [m]	Wytrzymałość na ściskanie [MPa]		RQD [%]	Wskaźnik utrzymania wyrobiska n_{int}		
				określona laboratoryjnie	określona penetrometrycznie		n_{int1}	n_{int2}	średnia
Chodnik C-1 badawczy	401	342	1110	55,6	33,8	7,4	0,15	1,22	0,68
Chodnik B-5	358/1	357	950	59,9	30,3	11,4	0,29	1,28	0,78
Chodnik Cw-1 badawczy	401	155	1110	77,1	37,6	16,3	0,45	1,35	0,90
Pochylnia taśmowa C-3	502/1	110	830	53,9	31,9	27,3	0,71	1,54	1,12
Chodnik B-5	358/1	290	960	78,5	34,5	26	0,85	1,44	1,14
Chodnik 2 Z1, Z2	510/21d	127	760	53,4	49,5	19,3	0,54	2,61	1,57
Chodnik B-7	403/3	959	820	71,4	60,1	10,9	0,38	2,93	1,66
Pochylnia B-1	404/1	589	760	64,3	51,2	27	0,91	2,69	1,80
Chodnik B-3	358/1	292	930	84,8	50,2	41,4	1,51	2,16	1,83
Chodnik Cz-6a	358/1	445	875	73,2	40,5	57,86	1,94	1,85	1,89
Chodnik łączący Z-3	510/21d	342	930	70,1	49,7	55,9	1,69	2,14	1,91
Chodnik B-3	358/1	371	930	87,9	55,75	40,3	1,52	2,40	1,96
Pochylnia taśmowa C-3	502/1	260	800	51,7	45,3	64,2	1,66	2,27	1,96
Pochylnia Izn	358/1	174	980	77,4	44,5	58,6	2,04	2,02	2,03
Chodnik Cz-6a	358/1	432	880	76,4	43,1	60	2,08	1,96	2,02
Pochylnia taśmowa C-3	502/1	163	820	45,2	44,8	84,4	1,86	2,19	2,02
Pochylnia B-1	404/1	519	760	58,5	54,4	46	1,42	2,86	2,14
Chodnik B-7	403/3	248	780	95,7	59,4	28,4	1,39	3,05	2,22
Pochylnia zachodnia	358/1	35	890	77,7	49,8	66	2,30	2,24	2,27
Chodnik 2 Z1, Z2	510/21d	216	760	62,9	53,9	51,6	1,71	2,84	2,27
Pochylnia Izn	358/1	83	900	86,5	47,1	75,8	2,91	2,09	2,50
Pochylnia zachodnia	358/1	215	870	92,3	50,9	64	2,72	2,34	2,53
Chodnik łączący Z-3	510/21d	67	890	86,5	59,9	64,8	2,52	2,69	2,61
Pochylnia zachodnia	358/1	326	870	96,5	53,8	80,1	3,55	2,47	3,01

W przypadku dwóch stanowisk badawczych, tj. chodnika Cz-6a na 429 metrze oraz chodnika 2 Z1, Z2 na 167 metrze, nie określono wartości omawianych parametrów z powodu braku otworów badawczych. Odcinki te pominięto w dalszej części analizy. Wyrobiska podzielono na trzy grupy, dla których wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} zmienia się w zakresach:

- grupa I – wartość wskaźnika n_{uw} w zakresie $0 \div 1,00$;
- grupa II – wartość wskaźnika n_{uw} w zakresie $1,01 \div 2,00$;
- grupa III – wartość wskaźnika n_{uw} powyżej 2,00.

Podane przedziały mogą na wstępnym etapie planowania wyrobiska określać ewentualne trudności w utrzymaniu wyrobisk: od trudnych warunków dla wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} od 0 do 1,0, przez przeciętne warunki utrzymania wyrobisk dla n_{uw} od 1,01 do 2,0, do łatwych warunków utrzymania wyrobisk dla n_{uw} powyżej 2,0.

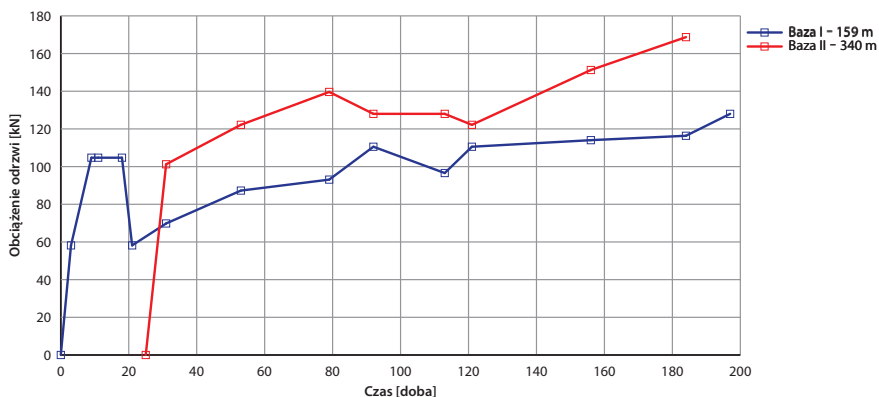
W dalszej części pracy lokalizacja odcinków badawczych określana będzie względem lokalizacji otworu badawczego na wybiegu wyrobiska. Ze względu na fakt, że stacja pomiarowa wraz z otworem w stropie znajdowała się w środku odcinka badawczego, takie podejście wydaje się zasadne.

4.3.1. Zachowanie wyrobisk przy wartości wskaźnika n_{uw} w zakresie $0,00 \div 1,00$

W grupie stanowisk pomiarowych o najniższych wartościach wskaźnika n_{uw} , tj. $0 \div 1,00$, znalazły się trzy odcinki pomiarowe, tj. dwa stanowiska zlokalizowane w chodniku Cw-1 badawczym w pokładzie 401 oraz jedno stanowisko zlokalizowane na 357 metrze chodnika B-5 w pokładzie 358/1. Niska wartość tego wskaźnika jest uzależniona od głębokości zalegania pokładu 401 poniżej poziomu 1100 m oraz występowania w stropie głównie łupku ilastego o niskiej wartości wskaźnika RQD . Chodnik Cw-1 badawczy był pierwszym wyrobiskiem przyścianowym w pokładzie 401, stąd jego określenie jako badawczy. Niską wartością wskaźnika RQD oraz niską wytrzymałością na ściskanie wyznaczoną penetrometrycznie charakteryzował się także strop chodnika B-5 w pokładzie 358/1.

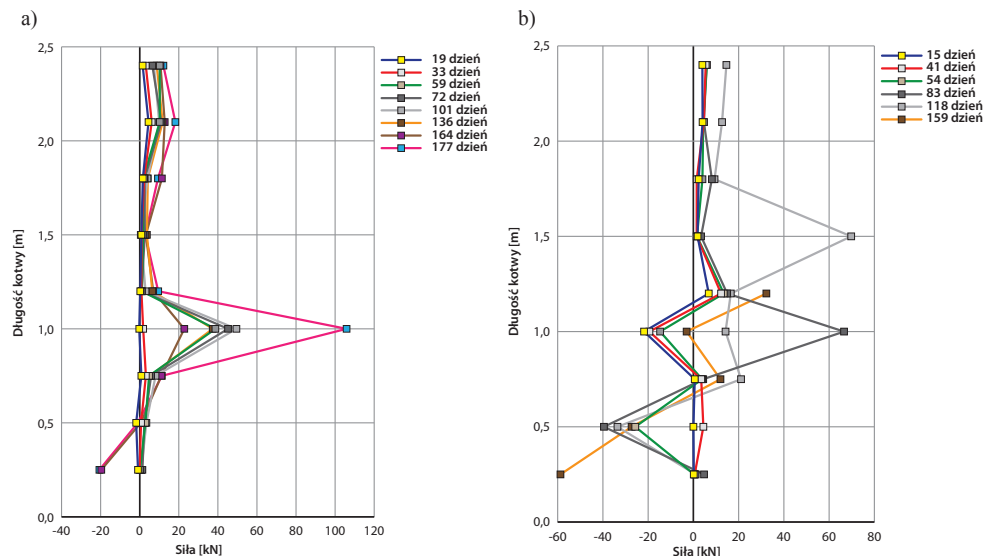
Chodnik Cw-1 badawczy, pokład 401

W chodniku Cw-1 badawczym w obu stacjach pomiarowych prowadzono pomiary obciążenia odrzwi obudowy za pomocą dynamometrów montowanych bezpośrednio w przodku oraz pomiary sił w kotwach oprzyrządowanych montowanych kilkanaście metrów za przodkiem. W przypadku pomiaru obciążenia obudowy za pomocą dynamometrów zabudowanych bezpośrednio w przodku wyrobiska stwierdzono, że obciążenie w krótkim czasie wzrosło do około 100 kN (rys. 4.27). W dalszym okresie pomiarów wartości nierównomiernie rosły do obciążenia około 130 kN na 159 metrze wyrobiska i 170 kN na 340 metrze. Dalsze pomiary nie były możliwe z powodu uszkodzenia obudowy wyrobiska oraz jego likwidacji.



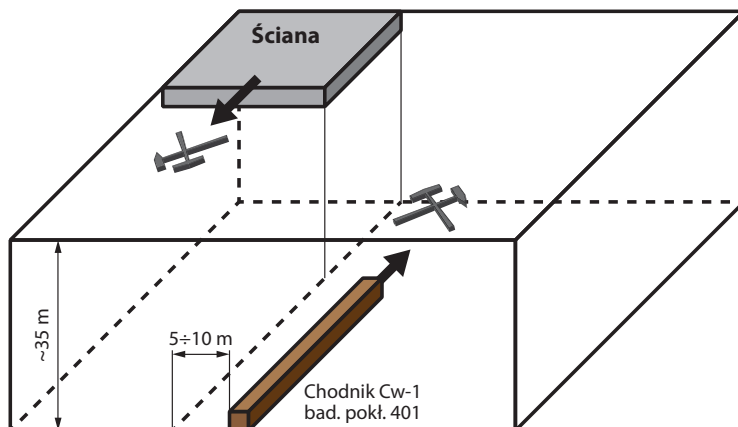
Rys. 4.27. Obciążenie obudowy w chodniku Cw-1 badawczym

Z powodu likwidacji chodnika Cw-1 badawczego okres prowadzenia pomiarów obciążeń kotew był krótszy niż czas pomiaru obciążeń obudowy i wykazał ich odmienną pracę w zależności od położenia (rys. 4.28). Kotwa oprzyrządowana zamontowana na 159 metrze wyrobiska, poza punktem na pierwszym metrze długości, wykazywała wartość siły w zakresie od -20 kN (siła ściskająca) do 20 kN (siła rozciągająca) (rys. 4.28a). Na długości jednego metra kotwy siła w ostatnim pomiarze wzrosła do około 110 kN, co prawdopodobnie związane było z ujawnianiem się wpływu eksploatacji prowadzonej w pokładzie 35 m powyżej analizowanego rejonu (rys. 4.29).



Rys. 4.28. Obciążenie kotew w chodniku Cw-1 badawczym:
a) 159 m, b) 340 m

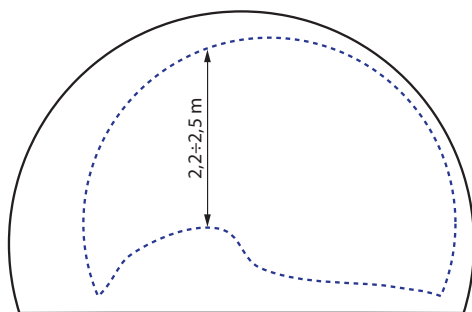
W kotwie zamontowanej na 340 metrze chodnika Cw-1 badawczego obciążenia na poszczególnych długościach wynosiły od -60 kN do $+70$ kN, w ostatnim pomiarze z powodu uszkodzenia kotwy na odcinku powyżej $1,2$ m nie było możliwości dokonania odczytów (rys. 4.28b). Wartości sił ściskających na początkowej długości kotew świadczą o przemieszczeniu się warstw stropowych w kierunku wyrobiska i opieraniu na obudowie.



Rys. 4.29. Sytuacja górnicza w rejonie chodnika Cw-1 badawczego

Uszkodzenia w wyrobisku, w którym prowadzono pomiary, zaczęły się ujawniać przy zbliżaniu się frontu ściany do miejsca prowadzonych pomiarów (rys. 4.29), a wielkość deformacji chodnika Cw-1 badawczego przedstawiono na rysunku 4.30 (Majcherczyk i in., 2009).

a)



b)

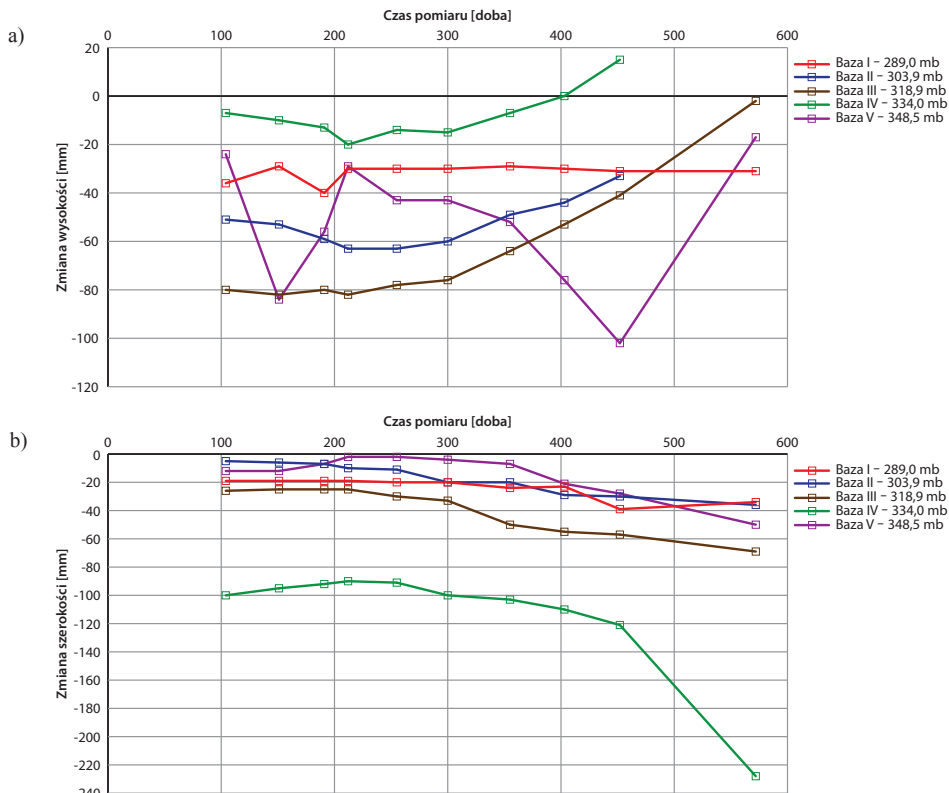


Rys. 4.30. Deformacje konturu chodnika Cw-1 badawczego: a) zmiana przekroju poprzecznego wyrobiska, b) zsuw na zamkach obudowy – ocios lewy

Z wykonanej analizy wynika, że niska wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska wskazywała na możliwe trudności z zachowaniem stateczności chodnika Cw-1 badawczego. Potwierdzały ten fakt pomiary endoskopowe, z których wynikało, że zaraz po wykonaniu odcinków badawczych, a jeszcze przed wystąpieniem zmiany sytuacji górniczej, strefa spękań oraz wielkości rozwarstwień skał stropowych były znaczące i wynosiły około 50 cm (Majcherzyk, Małkowski i Niedbalski, 2008). Pomimo krótkiego okresu funkcjonowania wyrobiska naruszenie równowagi w jego rejonie spowodowało deformacje górotworu i uszkodzenia obudowy uniemożliwiające dalsze funkcjonowanie.

Chodnik B-5, pokład 358/1

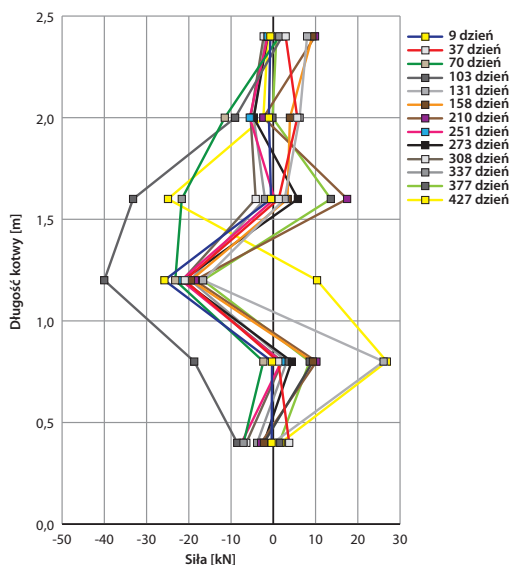
W chodniku B-5, w którym na odcinku w rejonie 357 metra wyrobiska wartość wskaźnika n_{uw} wynosiła 0,78, prowadzono pomiary konwergencji oraz sił w kotwach. Konwergencja mierzona była przez okres około 20 miesięcy w pięciu przekrojach, których lokalizację przedstawiono na rysunku 4.31.



Rys. 4.31. Deformacje konturu chodnika Cw-1 badawczego: a) zmiana wysokości wyrobiska, b) zmiana szerokości wyrobiska

W zależności od położenia bazy pomiarowej zmiany szerokości wahały się od -100 mm do niemal 20 mm. W ostatnim pomiarze stwierdzono pewien przyrost wysokości w większości baz pomiarowych. W tym czasie odnotowano zmniejszenie szerokości wyrobiska, która w ostatnim pomiarze w zależności od przekroju zmieniała się od -30 mm do -230 mm.

W przypadku kotwy zabudowanej na 357 metrze wartości sił wahały się od $+30$ kN do -40 kN (rys. 4.32), a więc siły ściskające były wyższe od rozciągających. Wskazuje to na generowanie sił ściskających w stropie, między innymi na skutek opierania się warstw stropowych na odrzwiach obudowy podporowej.



Rys. 4.32. Obciążenie kotwy na 357 metrze chodnika B-5

4.3.2. Zachowanie wyrobisk przy wartości wskaźnika n_{uw} w zakresie $1,01 \div 2,00$

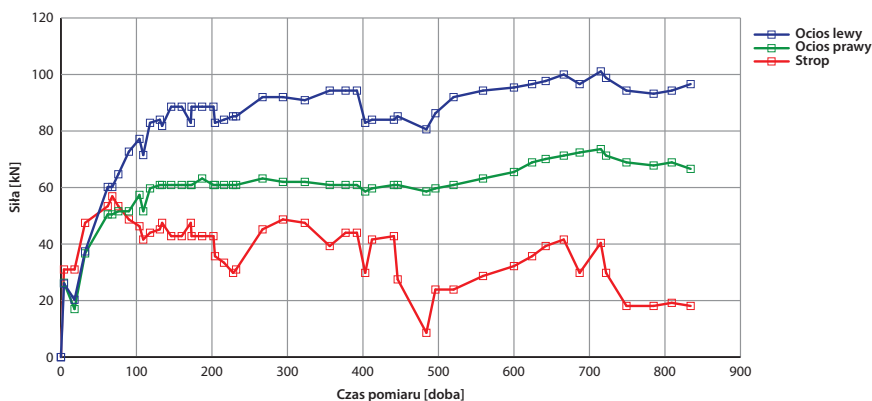
W grupie wyrobisk, dla których wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska zawiera się w przedziale $1,01 \div 2,00$, znalazło się dziesięć odcinków pomiarowych zlokalizowanych w:

- pochylni taśmowej C-3, pokład 502/1 – rejon 110 metra i 260 metra;
- chodniku B-3, pokład 358/1 – rejon 292 metra i 371 metra;
- chodniku B-5, pokład 358/1 – rejon 290 metra;
- chodniku 2 Z1, Z2, pokład 510/2 łd – rejon 127 metra;
- chodniku B-7, pokład 403/3 – rejon 959 metra;
- pochylni B-1, pokład 404/1 – rejon 589 metra;
- chodniku Cz-6a, pokład 358/1 – rejon 445 metra;
- chodniku łączącym Z-3, pokład 510/2 łd – rejon 342 metra.

Z powyższego zestawienia wynika, że ocena parametrów skał stropowych wykonywanych na każdym odcinku badawczym indywidualnie, umożliwiła określenie wskaźnika n_{uw} , którego wartość dla dwóch z ośmiu wyrobisk jest w tym samym zakresie, tj. $1,01 \div 2,00$. Dla większości z pozostałych odcinków badawczych zlokalizowanych w wymienionych wyżej wyrobiskach, wartość wskaźnika n_{uw} wyniosła powyżej 2,0. Wskazuje to, że schematy obudowy w tym samym wyrobisku mogą być inne i bardziej odpowiadać lokalnym warunkom geologicznym i parametrom geomechanicznym skał. Najniższą wartość wskaźnika n_{uw} , tj. 1,12, uzyskano dla pochylni taśmowej C-3 na 110 metrze, a najwyższą wartość również dla pochylni taśmowej C-3, ale odcinka w rejonie 260 metra i wyniosła ona 1,96. W wymienionych wyrobiskach prowadzono badania w różnym zakresie, obejmującym pomiar konwergencji, sił w kotwach oraz obciążenia obudowy.

Pochylnia taśmowa C-3, pokład 502/1

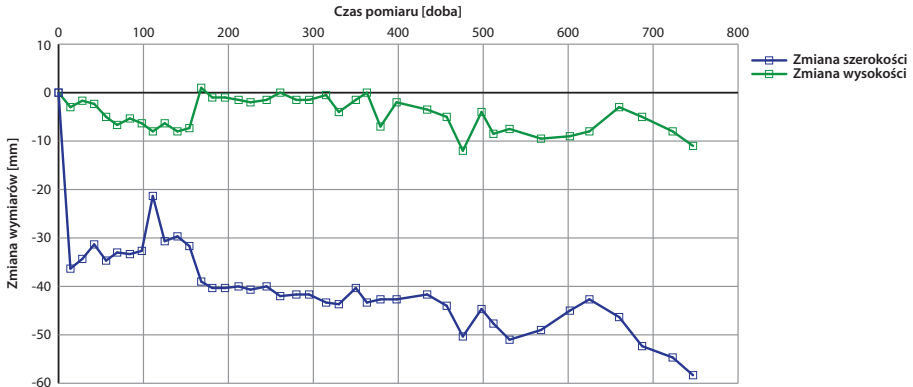
Dwa odcinki badawcze pochylni taśmowej C-3 w pokładzie 502/1 znalazły się w grupie wyrobisk, dla których wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska mieści się w granicach $1,01 \div 2,00$. Wartość wskaźnika n_{uw} dla odcinka w rejonie 110 metra wybiegu wyrobiska wyniosła 1,12, a dla odcinka znajdującego się w rejonie 260 metra wybiegu wyniosła 1,96. Na pierwszym odcinku pomiarowym prowadzono pomiary konwergencji i obciążenia odrzwi, a na drugim pomiary konwergencji. Na 110 metrze pochylni taśmowej C-3 siły w dynamometrach wynosiły od 20 kN w stropie do 100 kN pod łukiem ociosu lewego (rys. 4.33).



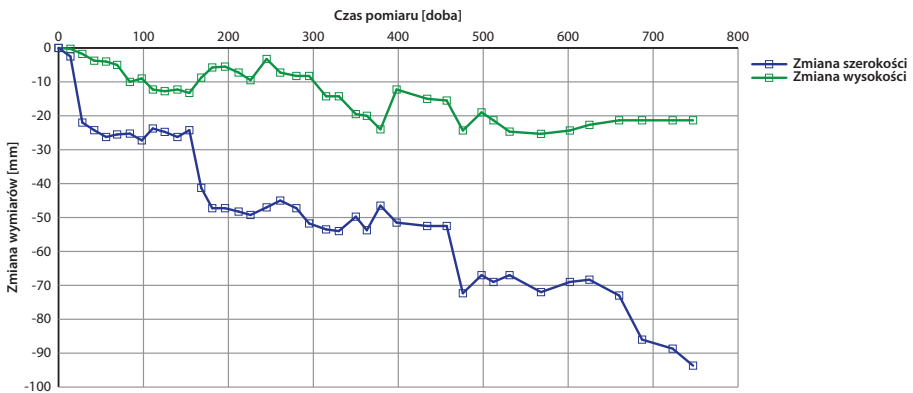
Rys. 4.33. Obciążenie odrzwi obudowy w pochylni taśmowej C-3 na 110 metrze wyrobiska

Średnie wartości konwergencji poziomej i pionowej w rejonie 110 metra chodnika C-3 określone w trzech przekrojach wykazały nieznaczne zmniejszenie wysokości na poziomie 10 mm i nieco większe zmniejszenie szerokości na poziomie 60 mm (rys. 4.34). Na odcinku pochylni taśmowej C-3 w rejonie 260 metra wartość wskaźnika n_{uw} wyniosła 1,86. Na analizowanym odcinku rejestrowano tylko zmiany wymiarów przekroju poprzecznego wyrobiska.

Prowadzone przez okres około dwóch lat pomiary konwergencji w czterech przekrojach (bazach pomiarowych) wykazały niewielkie zmiany wysokości wynoszące maksymalnie –30 mm oraz nieco większe zmiany szerokości wynoszące –95 mm (rys. 4.35). Tak więc wartości konwergencji na obu odcinkach badawczych w chodniku łączącym C-3 są zbliżone.



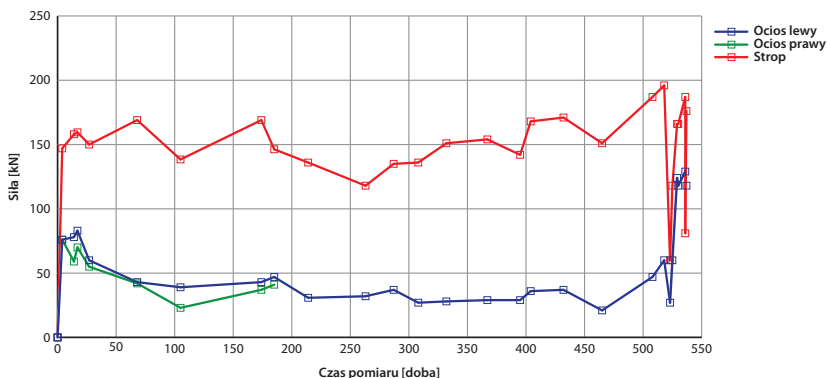
Rys. 4.34. Zmiana wysokości i szerokości w przekroju wyrobiska w czasie w chodniku łączącym C-3 w rejonie 110 metra



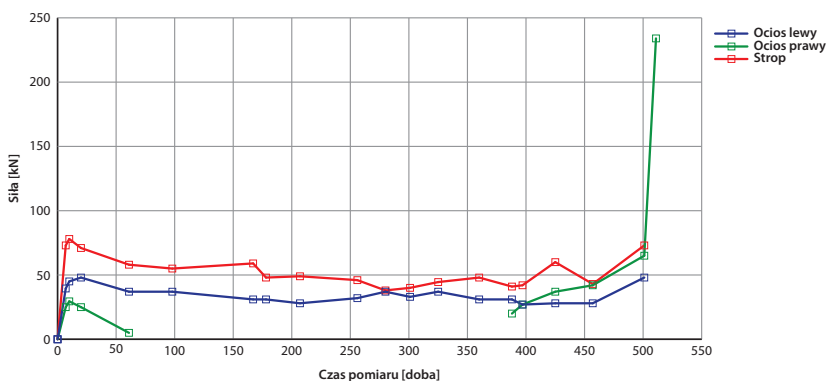
Rys. 4.35. Zmiana wysokości i szerokości w przekroju wyrobiska w czasie w chodniku łączącym C-3 w rejonie 260 metra

Chodnik B-3, pokład 358/1

Dla chodnika B-3 wartości wskaźnika n_{uw} wynoszą odpowiednio 1,83 i 1,96, a więc są zbliżone i wskazują na dość sprzyjające warunki jego utrzymania. Wartości uzyskanych obciążeń odrzwi wskazują, że na odcinku chodnika pomiędzy 292 metrem a 371 metrem występują znaczne różnice, bowiem obciążenie wynosi maksymalnie odpowiednio 200 kN na 292 metrze (rys. 4.36) oraz 75 kN na 371 metrze (rys. 4.37). W przypadku stanowiska na 371 metrze ostatnia wartość siły wynosi 240 kN i wystąpiła 15 metrów przed zbliżającym się frontem ściany.



Rys. 4.36. Obciążenie odrzwi obudowy w chodniku B-3 na 292 metrze wyrobiska



Rys. 4.37. Obciążenie odrzwi obudowy w chodniku B-3 na 371 metrze wyrobiska

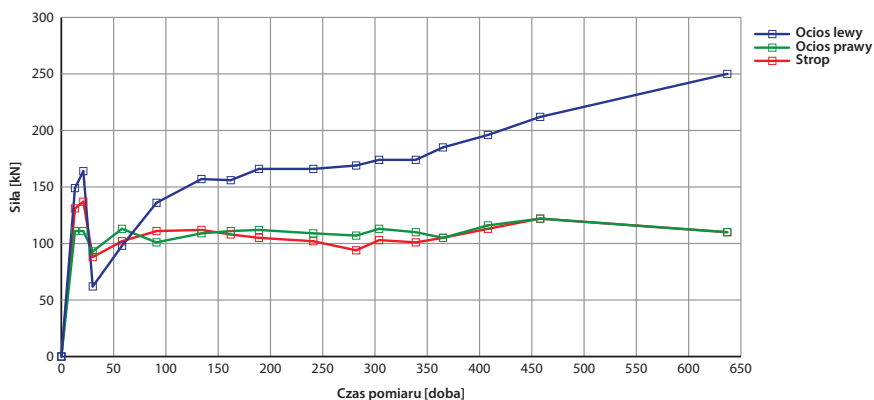
Fakt zróżnicowanych obciążeń wokół chodnika B-3 w pokładzie 358/1 niezwiązanych z eksploatacją potwierdzają wyniki pomiarów konwergencji prowadzonych przez blisko 16 miesięcy (477 dni). Z ostatniej serii pomiarów wynika, że w różnych stanowiskach pomiarowych zmiany wysokości zmieniały się w zakresie od 137 mm do -80 mm, szerokości w zakresie od -15 do -43 mm, a zsuwy na złączach wyniosły od 0 mm do -14 mm (tab. 4.5).

Tabela 4.5. Wyniki pomiarów końcowych zmian wysokości i szerokości oraz zsuwu w złączach odrzwi w chodniku B-3

Stanowisko pomiarowe [m]	Zmiana wymiarów [mm]			
	wysokość	szerokość	zsuw złącza 1	zsuw złącza 2
294,0	-80	-35	-10	-10
309,1	-43	-24	-14	-2
324,2	137	-43	-4	-3
338,6	-31	-33	-4	0
354,1	-7	-15	-5	-2
368,5	-61	-45	-1	-2

Chodnik B-5, pokład 358/1

W chodniku B-5 w pokładzie 358/1 pomiary obciążeń obudowy przeprowadzono na odcinku badawczym umiejscowionym w rejonie 290 metra wyrobiska za pomocą trzech dynamometrów, które umieszczono odpowiednio w stropie oraz pod łukami ociosowymi. Uzyskane w badaniach wartości obciążeń szybko wzrosły do około 110–170 kN i po krótkotrwałym spadku związanym ze zsuwem bądź odkształceniem odrzwi nieznacznie rosły lub utrzymywały się na jednym poziomie (rys. 4.38).



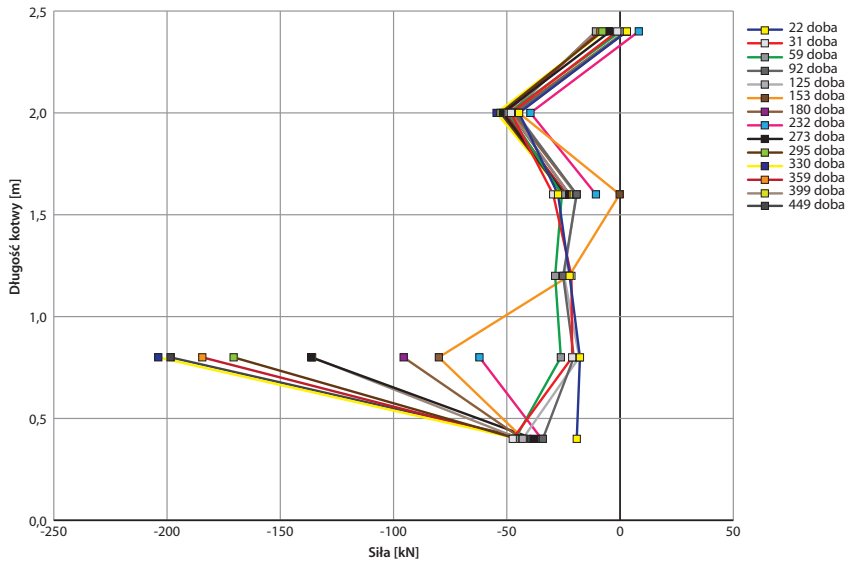
Rys. 4.38. Obciążenie odrzwi obudowy w chodniku B-5 na 297 metrze wyrobiska

Dynamometr stropowy, zamontowany w prawym ociosie wskazał jako końcową wartość obciążenie około 110–120 kN, a dynamometr zainstalowany w lewym ociosie 250 kN. Taki rozkład obciążeń wskazuje na nierównomierne obciążenie odrzwi, które mogło wynikać między innymi z eksploatacji prowadzonej w tym samym pokładzie w parceli oddalonej od punktu pomiarowego o około 250 m.

Fakt znaczących obciążeń obudowy potwierdza również pomiar sił w kotwie, gdzie na 297 metrze chodnika B-5 uzyskano niemal na całej długości kotwy siły ściskające świadczące o przemieszczaniu się pakietu skał stropowych w kierunku obudowy i jej obciążeniu (rys. 4.39).

Maksymalna wartość siły ściskającej –200 kN wystąpiła w odległości 0,8 m od konturu odrzwi, a wyraźne przyrosty następowały począwszy od 153 doby pomiarów. Najniższe wartości sił uzyskano w punkcie 2,4 m kotwy i wyniosły one od 8 do –10 kN, a więc siły ze ściskających zmieniły się w rozciągające.

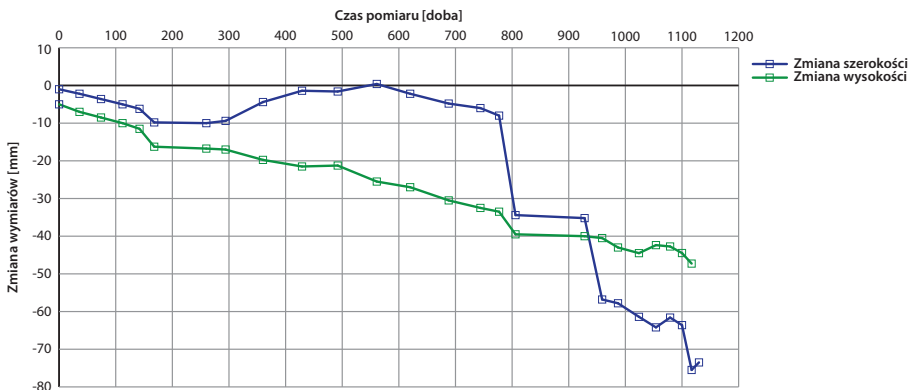
Na podstawie przeprowadzonych badań można więc stwierdzić, że niska wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska dla chodnika B-5 w pokładzie 358/1 ma swoje odzwierciedlenie w wysokich wartościach obciążeń odrzwi i kotew.



Rys. 4.39. Obciążenie kotwy na 297 metrze chodnika B-5

Chodnik 2 Z1, Z2, pokład 510/2 ld

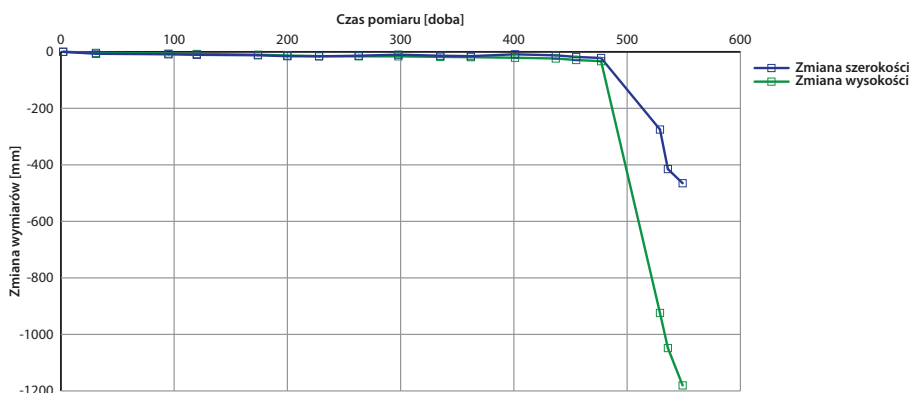
W chodniku 2 Z1, Z2, dla którego uzyskano wartość wskaźnika n_{tw} na poziomie 1,57, wartości średnie deformacji konturu wyrobiska z pięciu stacji są niewielkie i wynoszą po okresie ponad trzech lat niemal -50 mm dla wysokości oraz -75 mm dla szerokości przekroju (rys. 4.40).



Rys. 4.40. Średnie wartości zmian wymiarów chodnika 2 Z1, Z2 w rejonie 127 metra wyrobiska

Chodnik B-7, pokład 403/3

Niskie wartości konwergencji uzyskano także w chodniku B-7 w rejonie 959 metra ($n_{mw} = 1,66$). Do czasu wpływu frontu ściany zmniejszenie wysokości wynosiło średnio 33 mm, a zmniejszenie szerokości 22 mm (rys. 4.41).



Rys. 4.41. Średnie wartości zmian wymiarów chodnika B-7 w rejonie 959 metra wyrobiska

Pomiary wykonywane za frontem ściany wykazały oczywiście dużo większe zmniejszenie wymiarów poprzecznych. Dotyczy to szczególnie wysokości, która zmniejszyła się średnio o 1200 mm, przy zmniejszeniu szerokości o około 500 mm. Zmniejszenie wymiarów przekroju poprzecznego chodników przyścianowych o takich wartościach za frontem eksploatacji są często spotykane (Korzeniowski i in., 2013; Prusek, 2003, 2008; Jędryś, 2009).

Pochylnia B-1, pokład 404/1

W rejonie 589 metra pochylni B-1 wartość wskaźnika n_{mw} wyniosła 1,83. Obciążenie odrzwi osiągnęło w okresie pomiarów maksymalne wartości około 250 kN (rys. 4.42). Charakter zmian obciążenia wskazywał na typową pracę obudowy podatnej, bowiem obserwowano okresowe wzrosty oraz spadki wartości obciążeń na dynamometrach pod łukami ociosowymi oraz na dynamometrze pomiędzy łukiem stropnicowym a górotworem.

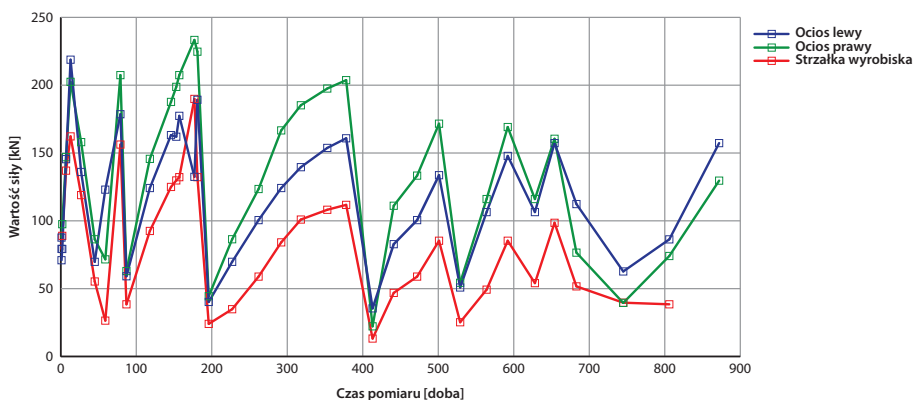
W pochylni B-1 w badaniach odnotowano także znaczące wartości sił osiowych w kotwach, gdzie również w okresie około 2,5 roku maksymalne siły rozciągające wynosiły 77 kN (rys. 4.43). Maksymalne siły ściskające osiągały wartość około -20 kN. Wykonano kilkadziesiąt cykli pomiarowych, które wykazywały okresowe wzrosty oraz spadki wartości sił, jak miało to miejsce w pomiarach obciążeń odrzwi obudowy.

Zmiany zachodzące wokół pochylni B-1 potwierdzają także pomiary konwergencji prowadzone na trzech stacjach pomiarowych pomiędzy 560 a 590 metrem wyrobiska. W czasie pomiarów obserwowano średnio zmniejszenie wysokości wyrobiska o około

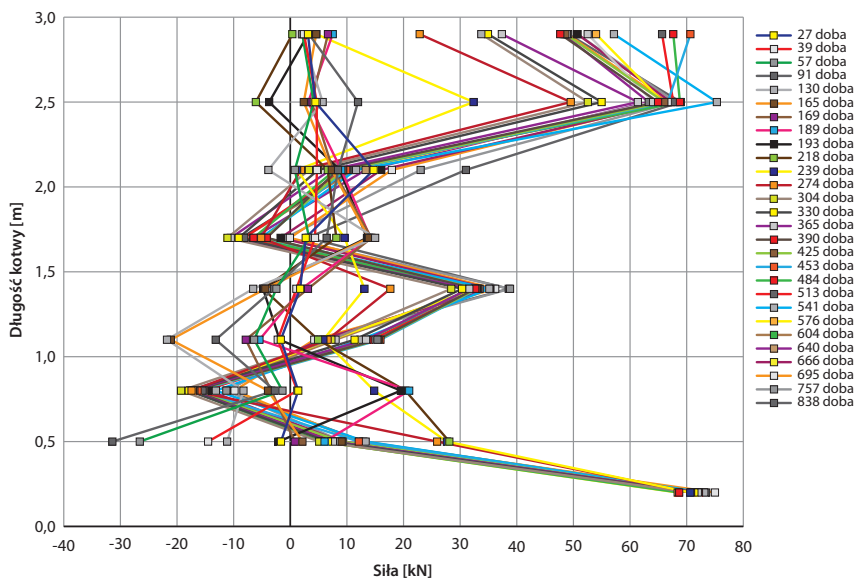
100 mm i szerokości o około 180 mm (rys. 4.44). Zmiana długości zakładki na złączach odrzwi początkowo utrzymywała się na poziomie około kilku milimetrów, a następnie nastąpił zsuw o około 25÷55 mm.

Należy dodać, że zmiany na poszczególnych stanowiskach były bardzo różne i wynosiły:

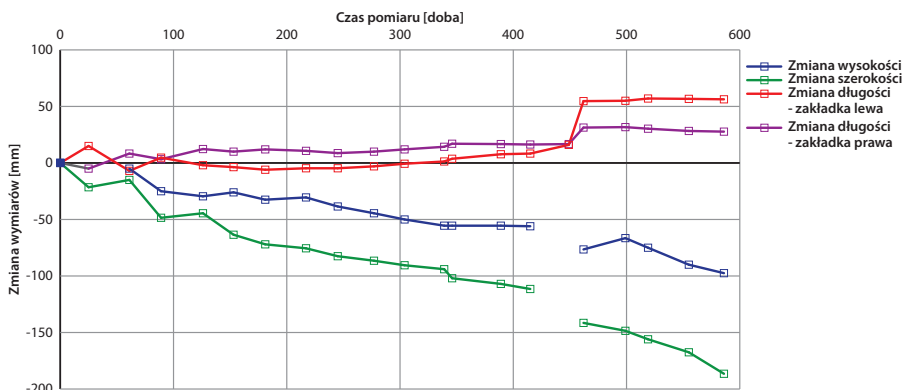
- zmiana szerokości: od -102 mm do -240 mm;
- zmiana wysokości: od 20 mm do -193 mm.



Rys. 4.42. Obciążenie odrzwi obudowy w pochylni B-1 na 589 metrze wyrobiska



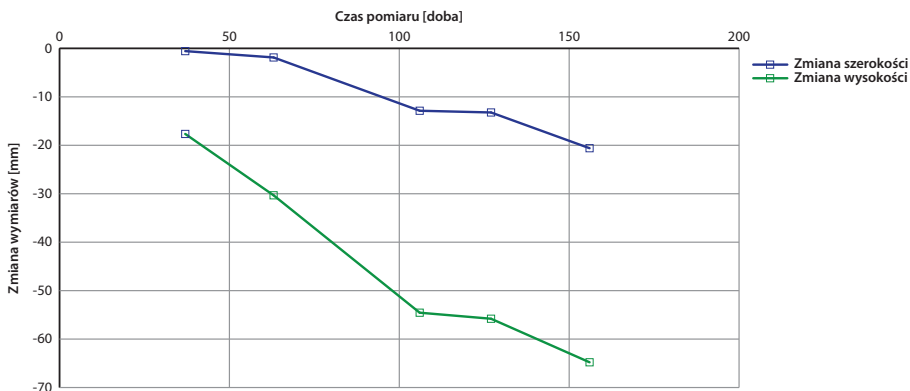
Rys. 4.43. Obciążenie kotew na 589 metrze pochylni B-1



Rys. 4.44. Średnie wartości zmian wymiarów pochylni B-1 przeprowadzonych pomiędzy 560 a 590 metrem wyrobiska

Chodnik Cz-6a, pokład 358/1

W chodniku Cz-6a w rejonie 445 metra, gdzie wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska wynosiła 1,89, wykonywano tylko pomiar konwergencji. Ze względu na stosunkowo krótki okres prowadzenia pomiarów uzyskane wartości konwergencji chodnika Cz-6a (rys. 4.45) nie opisują w pełni przebiegu zaciskania wyrobiska. Wskazuje na to między innymi ciągła zmiana przekroju poprzecznego wyrobiska.

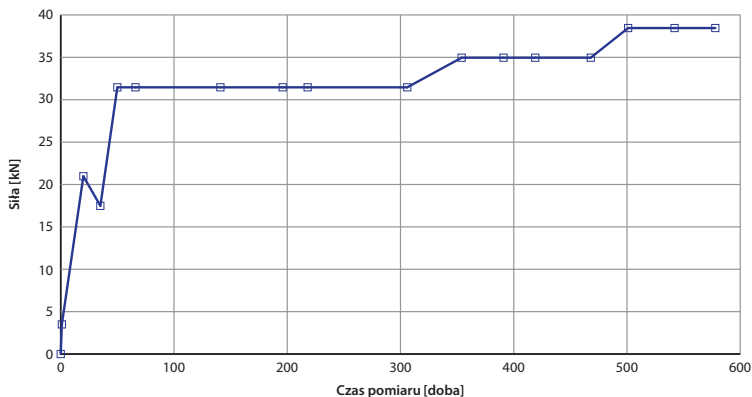


Rys. 4.45. Średnie wartości zmian wymiarów przekroju poprzecznego chodnika Cz-6a w rejonie 445 metra wyrobiska

Chodnik łączący Z-3 pokład 510/2 Id

W przypadku analizowanego chodnika łączącego Z-3 na 342 metrze wskaźnik n_{uv} przyjmuje wartość 1,91. Pomiar obciążenia odrzwi wykonane w sąsiedztwie 342 metra

chodnika realizowane przez około 22 miesiące wskazują na niewielkie obciążenie łuku stropnicowego, które po 50 dobach ustabilizowało się na poziomie około 30÷40 kN (rys. 4.46). Jest to wartość znacznie niższa od nośności zastosowanych odrzwi.



Rys. 4.46. Obciążenie odrzwi obudowy w chodniku łączącym Z-3 na 374 metrze wyrobiska

Można zauważyć, że dla omawianych wyrobisk, dla których wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska wynosiła od 1,01 do 2,00, wielkości obciążeń i zmian gabarytów są większe wokół odcinków badawczych, dla których wartości wskaźnika n_{uw} są niższe.

4.3.3. Zachowanie wyrobisk przy wartości wskaźnika n_{uw} powyżej 2,00

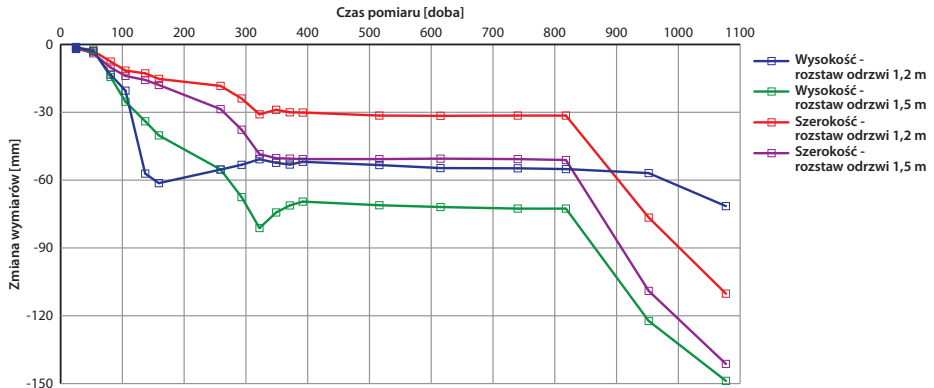
Wartości wskaźnika n_{uw} większe od 2,0 odnotowano w jedenastu odcinkach badawczych. Większość odcinków badawczych charakteryzowała się wartością n_{uw} poniżej 2,3, a tylko cztery odcinki wartością wyższą. Wśród wyrobisk wyróżniono:

- pochylnię Izn, pokład 358/1 – rejon 83 metra i 174 metra;
- chodnik Cz-6a, pokład 358/1 – rejon 432 metra;
- pochylnię taśmową C-3, pokład 502/1 – rejon 163 metra;
- pochylnię B-1, pokład 404/1 – rejon 519 metra;
- chodnik B-7, pokład 403/3 – rejon 248 metra;
- pochylnię zachodnią, pokład 358/1 – rejon 35 metra, 215 metra i 326 metra;
- chodnik 2 Z1, Z2, pokład 510/2 łd – rejon 216 metra;
- chodnik łączący Z-3, pokład 510/2 łd – rejon 67 metra.

Pochylnia Izn, pokład 358/1

Dla obu odcinków badawczych pochylni Izn wartość wskaźnika n_{inv} wyniosła odpowiednio 2,03 i 2,50. W tym przypadku wykorzystano sprzyjające uwarunkowania geologiczno-górniczne i zastosowano w wyrobisku zwiększony rozstaw odrzwi odpowiednio 1,5 m i 1,2 m z jednoczesnym wzmocnieniem odrzwi dwoma parami kotew.

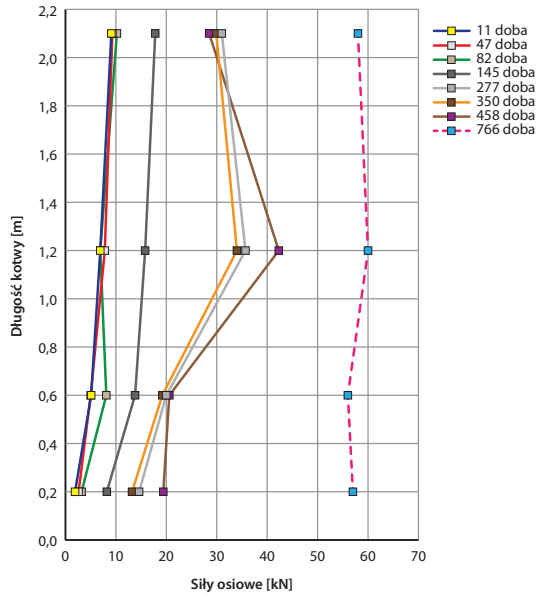
Pomiary konwergencji prowadzone w ciągu trzech lat na dziewięciu stanowiskach pomiarowych wykazały, że w okresie początkowych 27 miesięcy średnie zmniejszenie wymiarów poprzecznych w pochylni Izn było niewielkie, bowiem nie przekraczało 80 mm dla wysokości na odcinku o rozstawie odrzwi 1,5 m (rys. 4.47). Po tym okresie nastąpił znaczący przyrost konwergencji poziomej i pionowej do maksymalnie -150 mm. Zmniejszenie wysokości wyrobiska na odcinku z obudową o rozstawie odrzwi 1,2 m nie przekraczało 80 mm. Z wykresu jednoznacznie wynika, że większym zaciskaniem charakteryzował się odcinek na którym zastosowano większy rozstaw odrzwi. Jednym z powodów przyrostu konwergencji mogła być coraz mniejsza odległość od frontu ściany (odległość minimalna wynosiła 170 m).



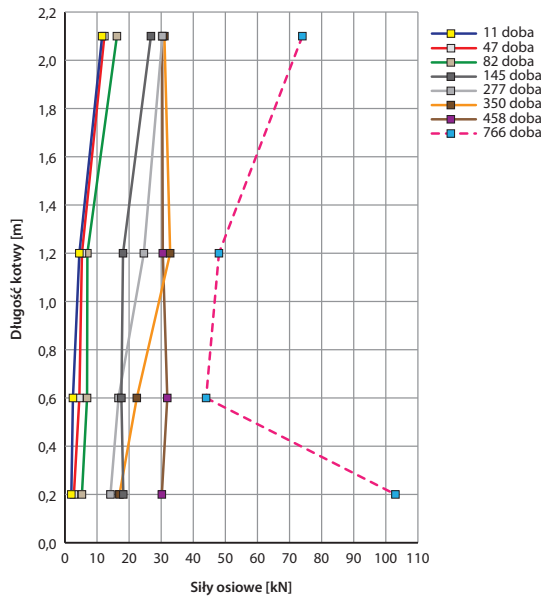
Rys. 4.47. Średnie wartości zmian w czasie wymiarów przekroju poprzecznego pochylni Izn

Realizowane przez dwa lata badania obciążeń kotew wykazały ich nierównomierny rozkład, mimo że obie kotwy zabudowane były w tym samym miejscu, tworząc parę kotew technologicznych. Na odcinku z odrzwiami o rozstawie 1,2 m na kotwie 1a (rys. 4.48) siły ściskające były niemal takie same na całej długości kotwy i wynosiły 55 kN. Dla kotwy 1b początkowo rozkład był podobny, jednak w ostatnim pomiarze stwierdzono znaczące różnice w siłach, a wartość maksymalna wyniosła 105 kN (rys. 4.49).

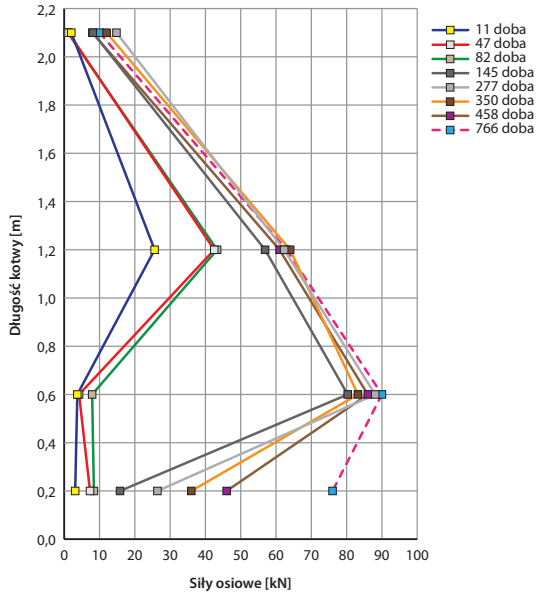
Co do wartości maksymalnych sił, to w kotwach umieszczonych na odcinku z odrzwiami o rozstawie 1,5 m stwierdzono wartości wyższe, które wynosiły 90 kN dla kotwy 2a (rys. 4.50) oraz 125 kN dla kotwy 2b (rys. 4.51). W przypadku kotwy 2b zanotowano niewielkie siły ściskające, tj. -20 kN na początkowym odcinku. Tak więc podobnie jak w przypadku konwergencji zaznacza się wpływ rozstawu odrzwi na wielkość sił.



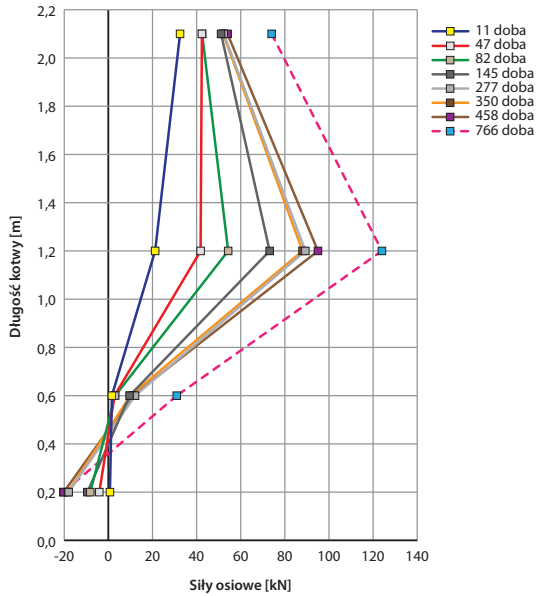
Rys. 4.48. Wartość sił w kotwie 1a w pochylni Izn na 83 metrze wyrobiska



Rys. 4.49. Wartość sił w kotwie 1b w pochylni Izn na 83 metrze wyrobiska



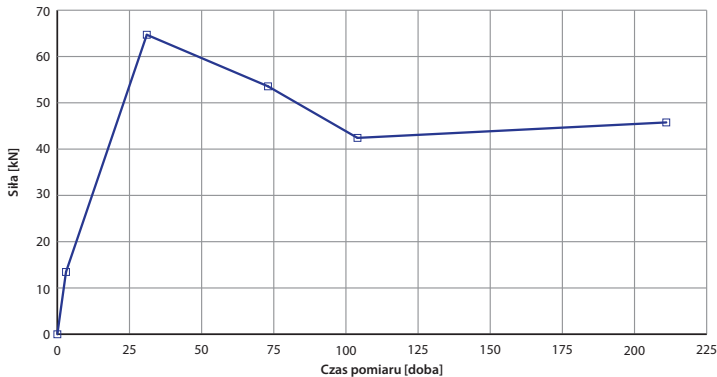
Rys. 4.50. Wartość sił w kotwie 2a w pochylni Izn na 174 metrze wyrobiska



Rys. 4.51. Wartość sił w kotwie 2b w pochylni Izn na 174 metrze wyrobiska

Chodnik Cz-6a, pokład 358/1

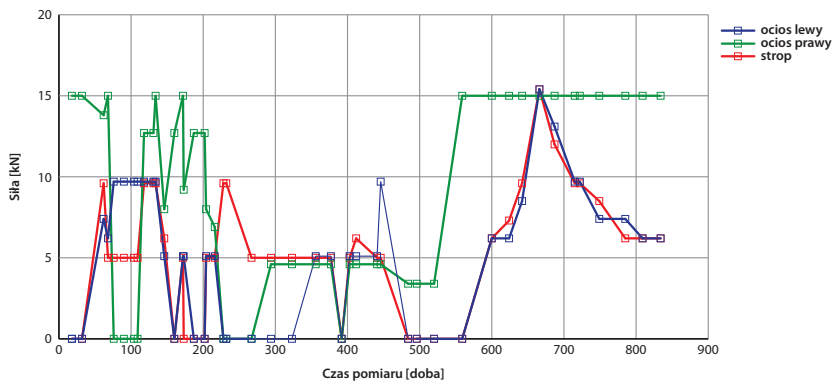
W chodniku Cz-6a w rejonie 432 metra badano obciążenia odrzwi. Pomiary wykazały, że w czasie pomiarów obciążenie obudowy zmieniało się w zakresie $45 \div 65$ kN (rys. 4.52). Ze względu na znaczne odstępstwa pomiędzy odczytami, nie zaobserwowano wyraźnego okresowego obciążenia spowodowanego upodatnieniem. Prowadzone w tym rejonie pomiary konwergencji przedstawiono w podrozdziale 4.3.2 na rysunku 4.45.



Rys. 4.52. Obciążenie obudowy w chodniku Cz-6a w rejonie 432 metra wyrobiska

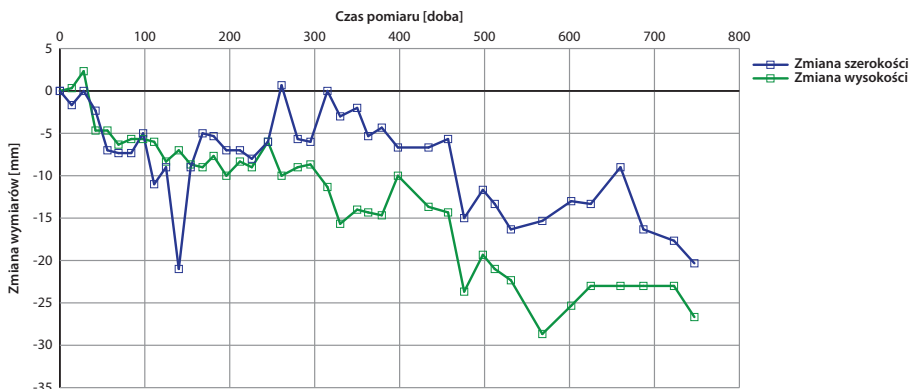
Pochylnia taśmowa C-3, pokład 502/1

W pochylni taśmowej C-3 w pokładzie 502/1 na odcinku w rejonie 163 metra wartość wskaźnika n_{uv} wyniosła 2,02. Wysoka wartość wskaźnika n_{uv} uwidoczniła się w wynikach pomiarów obciążeń obudowy, które nie przekraczały 15 kN (rys. 4.53). Są to wartości znacznie niższe od tych rejestrowanych na odcinkach pomiarowych tego wyrobiska, a charakteryzujących się niższą wartością wskaźnika n_{uv} . Podobną tendencję uzyskano dla pomiarów konwergencji.



Rys. 4.53. Obciążenie odrzwi obudowy w pochylni taśmowej C-3 na 163 metrze wyrobiska

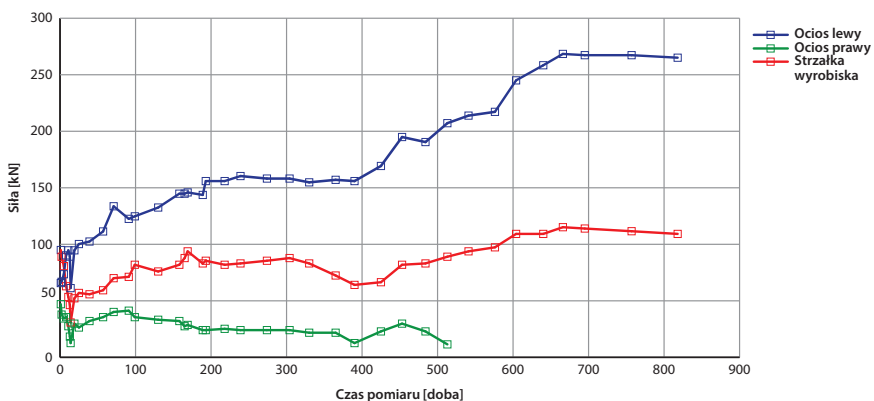
Prowadzone przez około dwa lata pomiary konwergencji na czterech stanowiskach pomiarowych w analizowanym rejonie wykazały niewielkie zmiany wysokości wynoszące maksymalnie -30 mm oraz nieco mniejsze zmiany szerokości wynoszące -20 mm (rys. 4.54). Wysoka wartość wskaźnika n_{zw} potwierdziła zatem prawdopodobieństwo łatwego utrzymania wyrobiska na analizowanym odcinku badawczym.



Rys. 4.54. Zmiana wysokości i szerokości w czasie w pochylni taśmowej C-3 na 163 metrze wyrobiska

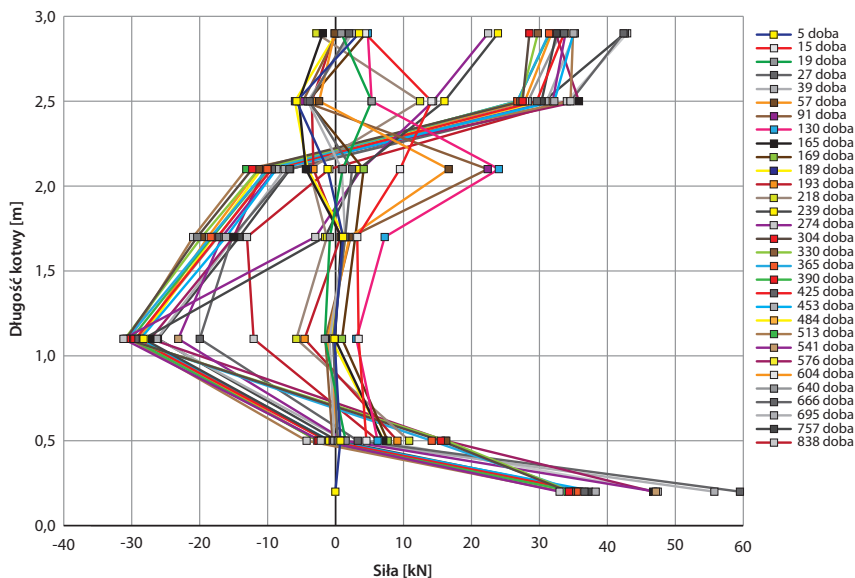
Pochylnia B-1, pokład 404/1

Na 519 metrze pochylni B-1 wartość wskaźnika n_{zw} wyniosła 2,14. Obciążenie odrzwi osiągnęło maksymalną wartość około 260 kN pod lewym łukiem ociosowym (rys. 4.55). Wartość obciążenia zarejestrowana w strzałce wyrobiska pomiędzy łukiem stropnicowym a górtworem była znacznie niższa i wynosiła około 110 kN. W ostatnich kilku miesiącach pomiarów obserwowano stabilizację mierzonych wartości.



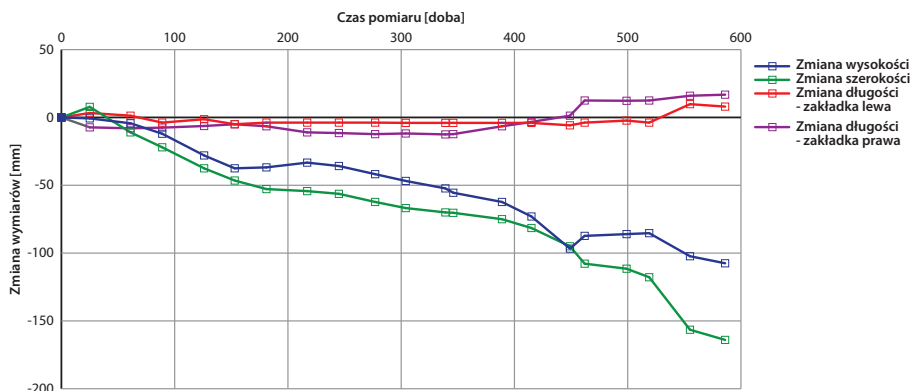
Rys. 4.55. Obciążenie odrzwi obudowy na 519 metrze pochylni B-1

W czasie trwających około 2,5 roku pomiarów notowano znaczące zmiany sił osiowych na poszczególnych długościach kotwy, przy czym końcowa maksymalna siła rozciągająca wynosiła 60 kN, a siła ściskająca -32 kN (rys. 4.56).



Rys. 4.56. Obciążenie kotwy na 519 metrze pochylni B-1

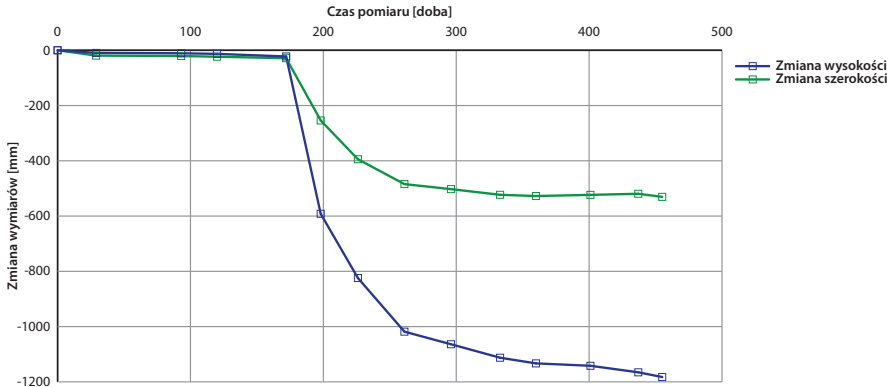
Zmiany zachodzące wokół pochylni B-1 zarejestrowały także pomiary konwergencji prowadzone w trzech stacjach pomiarowych umiejscowionych między 500 a 542 metrem wyrobiska. W czasie pomiarów obserwowano zmniejszenie wysokości średnio o około 100 mm i szerokości o około 160 mm (rys. 4.57). Natomiast długość zakładki na złączach odrzwi początkowo nie zmieniała się, a następnie następował zsuw o około 15 mm.



Rys. 4.57. Średnie wartości zmian wymiarów pochylni B-1 na długości 500÷542 m

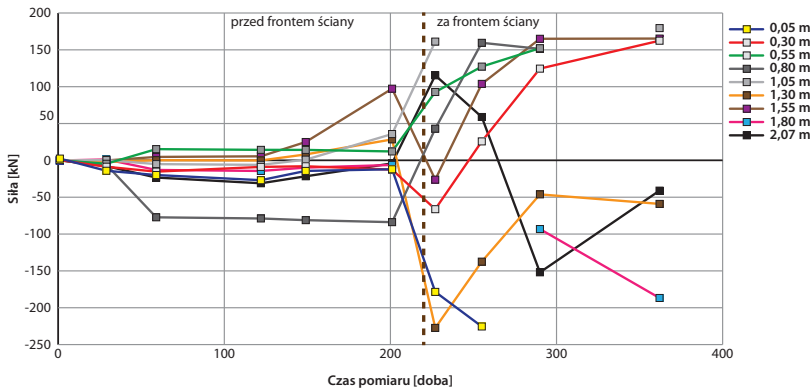
Chodnik B-7, pokład 403/3

Wartość wskaźnika n_{trw} w rejonie 248 metra chodnika B-7 wyniosła 2,22. Potwierdzały ją również pomiary konwergencji i sił w kotwach. Do czasu ujawnienia się wpływów eksploatacji średnie zmniejszenie wysokości i szerokości wyrobiska rejestrowane na sześciu stanowiskach pomiarowych nie przekroczyło 30 mm (rys. 4.58). Dopiero po przejściu frontu ściany wartości te znacząco wzrosły, wynosząc w końcowym okresie pomiarów –1200 mm dla wysokości oraz –530 mm dla szerokości.



Rys. 4.58. Średnie wartości zmian szerokości i wysokości przekroju chodnika B-7 w czasie w rejonie 248 metra

Mierzone wartości sił w kotwach również osiągały znacznie mniejsze wartości przed frontem ściany i wynosiły one maksymalnie –80 kN (siła ściskająca w punkcie 0,8 m kotwy). Na pozostałych punktach kotwy siły te nie przekraczały ± 30 kN (rys. 4.59). Pomiar wykonany kilkanaście metrów przed frontem ściany skutkowało wzrostem sił, natomiast przejście frontu ściany spowodowało wzrost sił rozciągających do 180 kN a ściskających do –230 kN.

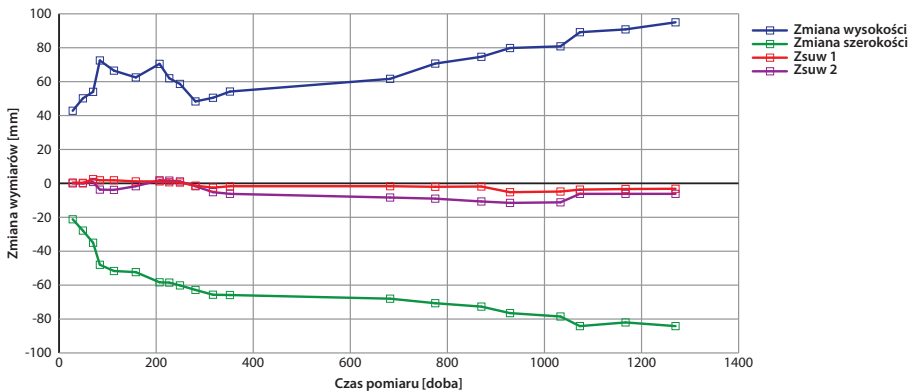


Rys. 4.59. Wartość sił w kotwie zamontowanej na 248 metrze chodnika B-7

Pochylnia zachodnia, pokład 358/1

W pochylni zachodniej na trzech odcinkach pomiarowych z różnym typem obudowy wartość wskaźnika n_{uv} wynosiła odpowiednio 2,27 (35 metr wyrobiska), 2,53 (215 metr wyrobiska) oraz 3,01 (326 metr wyrobiska). Warto zwrócić uwagę, że na odcinku pomiarowym w rejonie 326 metra obudowa podporowa wykonana była z odrzwi o rozstawie 1,2 m.

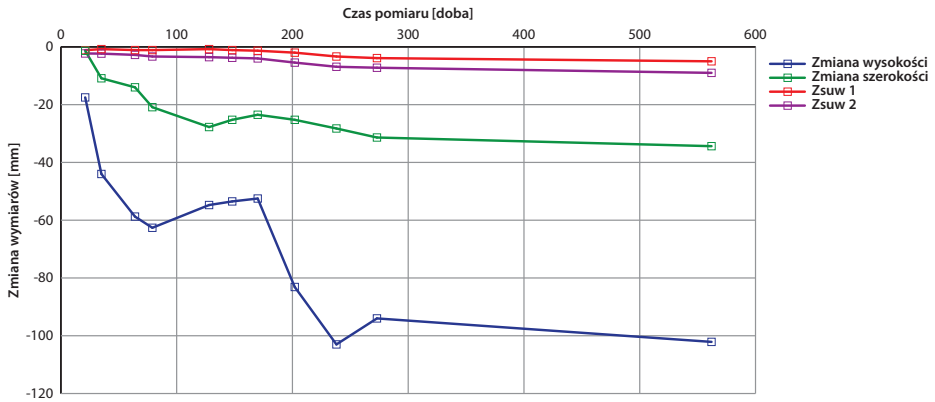
Na odcinku w rejonie 35 metra prowadzono jedynie pomiary konwergencji, jednak obejmowały one sześć baz pomiarowych, a okres pomiarów był stosunkowo długi, bowiem wynosił 3,5 roku. Pomiary wykazały, że średnia zmiana szerokości wyrobiska w analizowanym okresie wyniosła około -82 mm, przy czym po pierwszym roku spadek był już niewielki i nie przekraczał -20 mm (rys. 4.60). W przypadku wysokości wyrobiska zanotowano jej przyrost, przy czym w okresie pierwszych trzech miesięcy wyniósł on 75 mm, by po pewnym spadku uzyskać w końcowym okresie 95 mm. Przyrost wysokości był spowodowany głównie okresowymi pracami związanymi z pobierką spągu. Notowane zsuwy po obu stronach wyrobiska były niemal równe, jednak ich średnie wartości nie przekraczały -11 mm. Można więc uznać, że zmiany wymiarów poprzecznych wyrobiska oraz wartości zsuwów były niewielkie, co w pełni potwierdza wysoką wartość wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uv} .



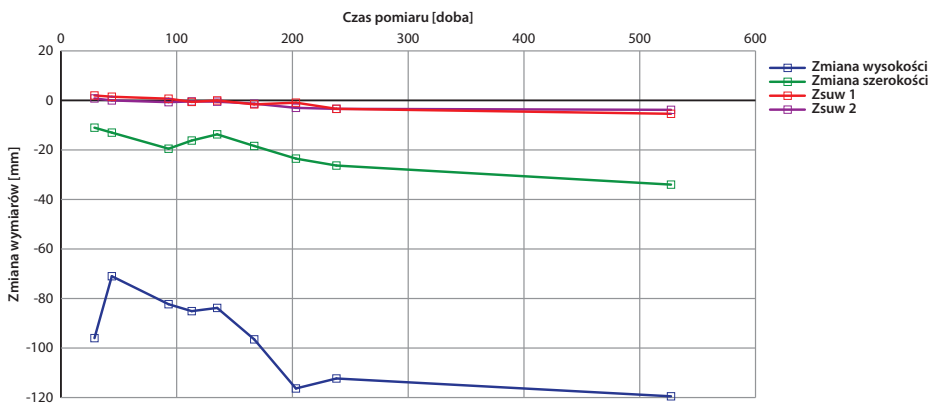
Rys. 4.60. Zmiana wymiarów pochylni zachodniej w rejonie 35 metra wyrobiska

Na odcinkach pomiarowych umiejscowionych odpowiednio w rejonie 215 metra i 326 metra pochylni zachodniej prowadzono pomiary konwergencji odpowiednio na ośmiu i dziesięciu bazach, natomiast na odcinku w rejonie 326 metra zrealizowano także pomiary obciążeń kotew.

Pomiary konwergencji wskazują dla obu odcinków badawczych bardzo zbliżone średnie wartości niemal wszystkich mierzonych parametrów zmian przekroju poprzecznego. Zmniejszenie szerokości wynosi więc około 35 mm, natomiast wysokości 100 mm dla odcinka w rejonie 215 metra (rys. 4.61) oraz 120 mm dla odcinka w rejonie 326 metra (rys. 4.62). Wielkość zsuwu łuku stropnicowego względem łuków ociosowych nie przekraczała -10 mm.



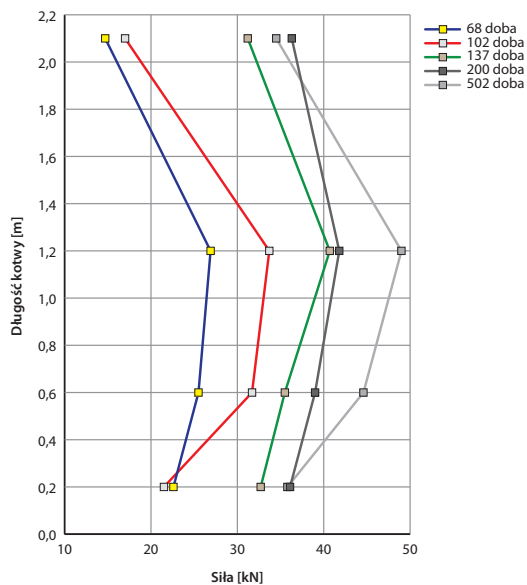
Rys. 4.61. Zmiana wymiarów pochylni zachodniej w rejonie 215 metra wyrobiska



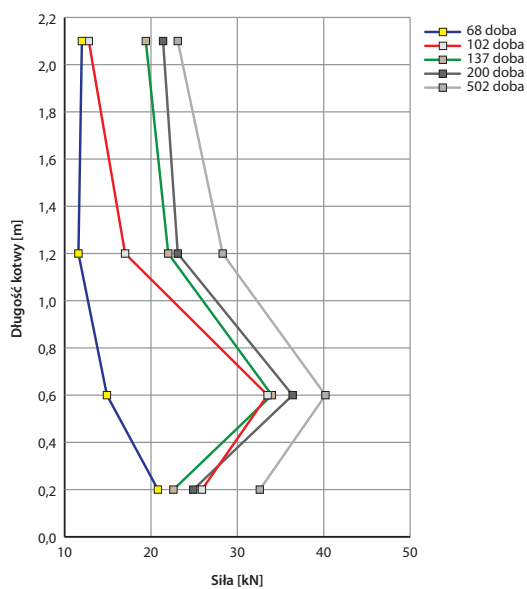
Rys. 4.62. Zmiana wymiarów pochylni zachodniej w rejonie 326 metra wyrobiska

Wartości sił w kotwach również przyjmowały umiarkowane wartości rozciągające wynoszące w zależności od kotwy odpowiednio 50 kN w punkcie 1,2 m (rys. 4.63) oraz 40 kN w punkcie 0,6 m (rys. 4.64). Można więc stwierdzić, że zwiększony rozstaw odrzwi do 1,2 m nie wpłynął na wzrost obciążeń kotew, a także nadmierną konwergencję wyrobiska.

W przypadku przedmiotowego wyrobiska można uznać, że wysoka wartość wskaźnika utrzymania stateczności wyrobiska n_{uw} potwierdziła się w wynikach obserwacji kopalnianych.



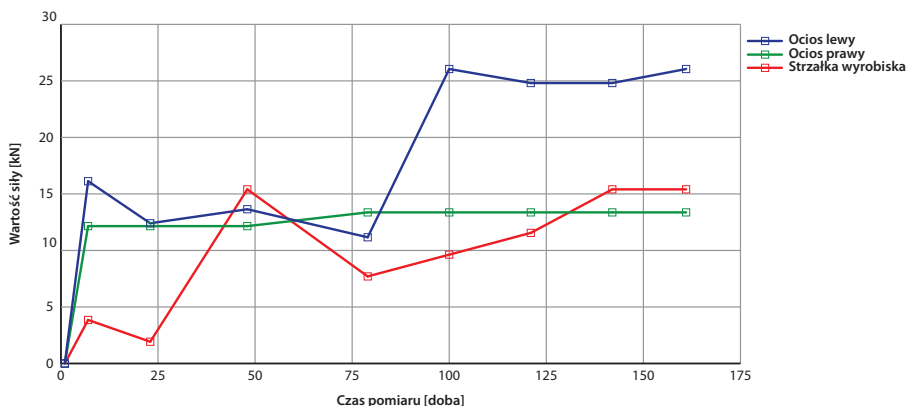
Rys. 4.63. Siły w kotwie nr 1 w pochylni zachodniej w rejonie 326 metra wyrobiska



Rys. 4.64. Siły w kotwie nr 2 w pochylni zachodniej w rejonie 326 metra wyrobiska

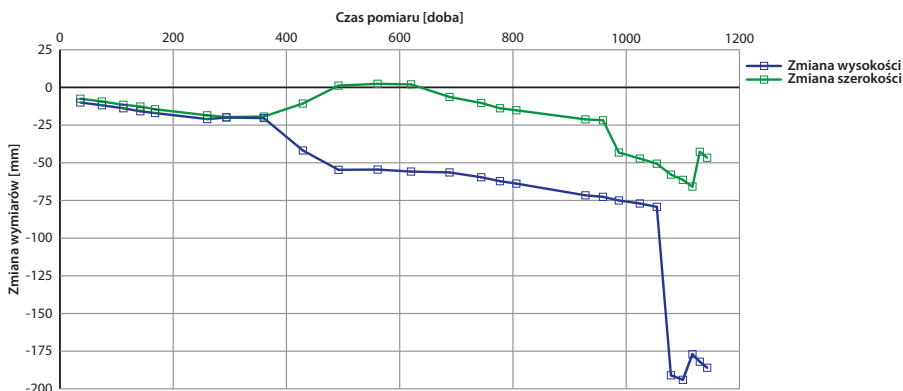
Chodnik 2 Z1, Z2, pokład 510/2 Id

Chodnik 2 Z1, Z2 w rejonie 216 metra, dla którego wartość wskaźnika n_{mv} wynosiła 2,27, wykonany został w obudowie ŁP9/V29 z rozstawem odrzwi 1,5 m, z jednoczesnym wzmocnieniem stropu co drugie odrzwia kotwą strunową o długości 5,0 m. Słuszność decyzji o zastosowaniu zwiększonego rozstawu odrzwi potwierdzona została wynikami badań. Obciążenia rejestrowane pod łukami ociosowymi oraz w stropie wskazywały na wartości sił nie przekraczające 26 kN (rys. 4.65). Jest to wartość wielokrotnie niższa od maksymalnej nośności odrzwi.



Rys. 4.65. Obciążenie odrzwi obudowy w chodniku 2 Z1, Z2 na 216 metrze

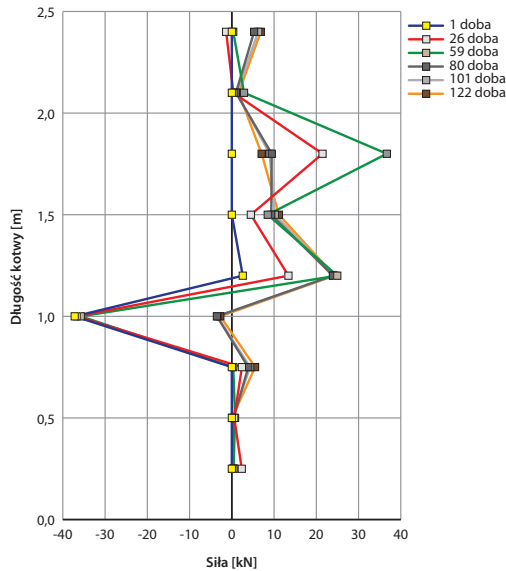
Pomiary konwergencji realizowane w okresie ponad trzech lat wskazują również na jej niezbyt duże wartości, mimo zastosowanego rozstawu odrzwi 1,5 m (rys. 4.66).



Rys. 4.66. Zmiana wymiarów przekroju poprzecznego chodnika 2 Z1, Z2 w rejonie 216 metra

Maksymalne zmniejszenie szerokości określono na podstawie pomiarów pochodzących z sześciu stanowisk pomiarowych wyniosło 70 mm. W przypadku wysokości stwierdzono jej zmniejszenie o 190 mm. Skokowe zmniejszenie wysokości otrzymano ze średniej wartości z dwóch baz pomiarowych o najwyższych wartościach przemieszczeń. Pozostałe bazy do pomiaru konwergencji uległy uszkodzeniu.

Pomiary sił w kotwie w rejonie 216 metra chodnika 2 Z1, Z2 prowadzono w krótszym okresie czasu. Uzyskane wartości świadczą, że siły zmieniają się w zależności od poziomu pomiarowego od -38 kN dla sił ściskających na długości 1,0 m do 37 kN dla sił rozciągających na długości 1,8 m (rys. 4.67). Można więc uznać, że odnotowane wartości są na niskim poziomie.

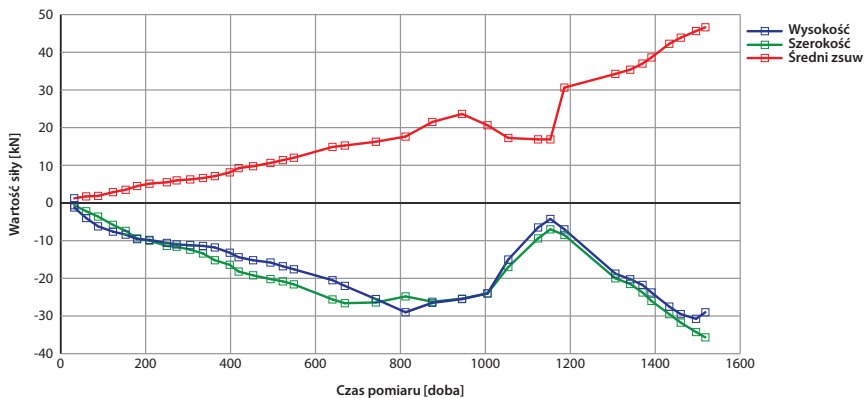


Rys. 4.67. Wartość sił w kotwie w chodniku 2 Z1, Z2 na 216 metrze

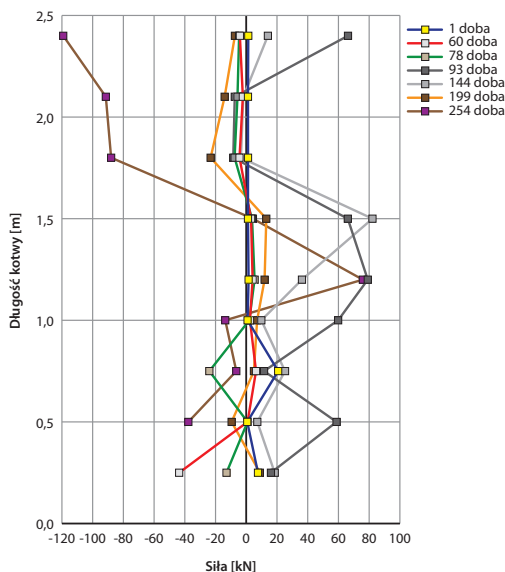
Chodnik łączący Z-3, pokład 510/2 Id

W przypadku analizowanego wyrobiska wskaźnik n_{mv} w rejonie 67 metra przyjmuje wartość 2,61. Pomiary konwergencji prowadzone w analizowanym rejonie w pięciu bazach pomiarowych wykazały niewielkie zmiany mimo prowadzenia pomiarów w okresie około czterech lat (rys. 4.68). Średnie zmniejszenie szerokości i wysokości było niemal identyczne i wyniosło w końcowym okresie 30÷35 mm. Zanotowano jednocześnie nieco większą wartość zsuwu wynoszącą około 45 mm.

Na analizowanym odcinku chodnika łączącego C-3 mierzono także wartości sił w kotwie oprzyrządowanej. W pierwszych sześciu miesiącach wartości sił zmieniały się w zakresie od -45 kN (ściskanie) do 80 kN (rozciąganie). Kolejny pomiar wykazał na większości punktów pomiarowych kotwy siłę ściskającą, a maksymalna wartość na końcu kotwy wyniosła około -120 kN (rys. 4.69). Pakiet skał na tej głębokości podlegał więc ściskaniu.



Rys. 4.68. Zmiana wymiarów chodnika łączącego Z-3 w rejonie 67 metra



Rys. 4.69. Wartość sił w kotwie w rejonie 67 metra chodnika łączącego Z-3

4.4. Analiza wyników badań kopalnianych

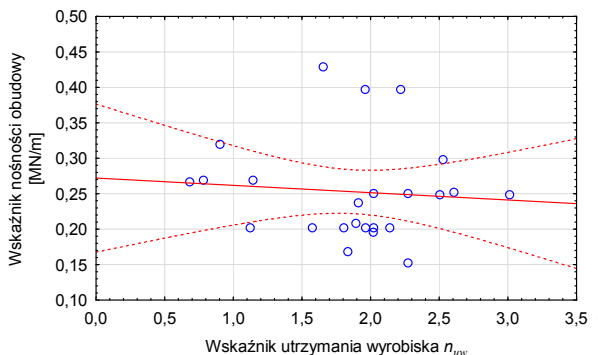
Z przedstawionych w podrozdziale 4.3 badań kopalnianych wynika, że analizą objęto trzy grupy parametrów, tj.: własności górotworu określone w otoczeniu odcinków badawczych, charakterystykę zastosowanej konstrukcji obudowy, charakterystykę pracy otaczającego górotworu i obudowy obejmującą konwergencję oraz wielkość obciążenia.

Dodatkowo w analizie ujęto wyniki przeprowadzonych badań wielkości rozwarstwień i zasięgu strefy spękań (tab. 4.6) uzyskane z badań endoskopowych (Majcherczyk, Małkowski i Niedbalski, 2006, 2008).

Tabela 4.6. Zestawienie końcowych wyników pomiarów w wyrobiskach badawczych

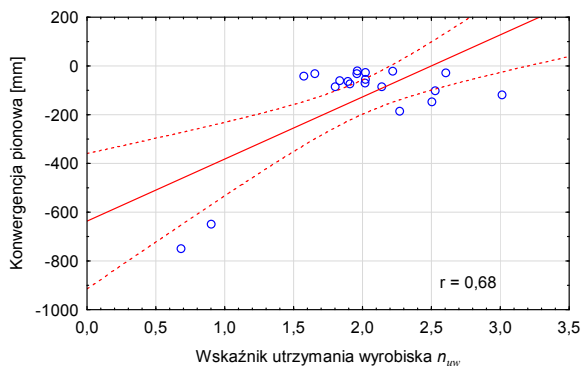
Nazwa wyrobiska	Lok. otworu bad. [m]	Głębokość [m]	Wskaźnik		Wyniki pomiarów kopalnianych									
			utrzymanie wyrobiska n_{uw}	nośności systemu obrotowy [MN/m]	czas pomiaru konwergencji	konwergencja pionowa [mm]	konwergencja pozioma [mm]	zsuw końcowy [mm]	siła końcowa w kotwach [kN]		obciążenie końcowe w stropie [kN]	liczba spękań	rozwarstwienie [mm]	zasięg strefy spękań [m]
									rozciągająca	ściskająca				
Chodnik Cw-1 badawczy	342	1110	0,68	0,2667	—	-750	-850	—	70	-60	170	47	566	4,9
Chodnik B-5	357	950	0,78	0,269	572	-17	-139	-9	40	-26,9	—	32	183	6,8
Chodnik Cw-1 badawczy	155	1110	0,90	0,320	—	-650	-700	—	115	-20	128	37	294	4,7
Pochylnia taśmowa C-3	110	830	1,12	0,202	747	-11	-58	-2	—	—	18,1	6	47	0,7
Chodnik B-5	290	960	1,14	0,269	572	—	-46	-5	8	-200	110	9	89	4,4
Chodnik 2 Z1, Z2	127	760	1,57	0,202	1143	-42	-74	-206	—	—	—	7	40	0,72
Chodnik B-7	959	820	1,66	0,429	477	-33	-22	—	154	-200	—	3	0	0,8
Pochylnia B-1	589	760	1,80	0,202	586	-86	-173	-25	73,4	-11	129	10	28	3,6
Chodnik B-3	292	930	1,83	0,1683	477	-62	-34	-8	—	—	196	46	207	6,6
Chodnik Cz-6a	445	875	1,89	0,2083	156	-65	-23	—	29,5	181	—	18	45	2,5
Chodnik łączący Z-3	342	930	1,91	0,237	1124	-74	-57	-34	—	—	38,4	6	22	1,1
Chodnik B-3	371	930	1,96	0,397	477	-33	-31	-2	157	-58	42	25	160	3,8
Pochylnia taśmowa C-3	260	800	1,96	0,202	747	-21	-94	-4	—	—	—	0	0	0,0
Pochylnia Iz	174	890	2,02	0,1955	1077	-72	-110	—	60	—	—	7	18	0,9
Chodnik Cz-6a	432	880	2,02	0,250	156	-55	-14	—	—	—	46	11	27	1,6
Pochylnia taśmowa C-3	163	820	2,02	0,202	747	-27	-20	-1	—	—	6,2	1	5	0,5
Pochylnia B-1	519	760	2,14	0,202	586	-86	-173	-25	47	-13	109	22	25	5,9
Chodnik B-7	248	780	2,22	0,397	172	-22	-29	—	97	-83	—	1	2	1,8
Pochylnia zachodnia 3,5 m	35	890	2,27	0,250	1270	—	-84	-5	—	—	—	6	7	0,7
Chodnik 2 Z1, Z2	216	760	2,27	0,1525	1143	-186	-47	-106	24,3	-2,7	15,4	3	5	0,3
Pochylnia Iz	83	900	2,50	0,2483	1077	-149	-141	—	90	—	—	21	41	2,3
Pochylnia zachodnia	215	870	2,53	0,298	562	-102	-34	-7	—	—	—	13	27	2,3
Chodnik łączący Z-3	67	890	2,61	0,252	1518	-29	-36	-47	76	-119	—	0	0	0,0
Pochylnia zachodnia	326	870	3,01	0,2483	527	-120	-34	-5	40,2	—	—	10	14	5,9

Jako pierwszy poddano analizie związek wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} z parametrami obudowy oraz zmianami zachodzącymi w wyrobisku, przy założeniu przedziału ufności 95%. Na podstawie rysunku 4.70 można wnioskować, że wskaźnik nośności zastosowanej obudowy nie był uzależniony od podstawowych warunków geologicznych. Należy jednak zaznaczyć, że podczas projektowania obudowy dla części wyrobisk uwzględniono przyszłą zmianę warunków górnictwych w ich otoczeniu i wyrobiska były dodatkowo wzmocniane.

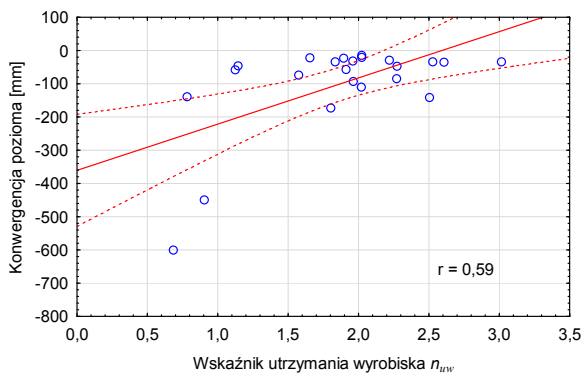


Rys. 4.70. Zależność nośności zastosowanej obudowy od wskaźnika n_{uw}

Pomiędzy wskaźnikiem n_{uw} a zjawiskami zachodzącymi w wyrobiskach oraz ich otoczeniu istnieje pewien związek. W przypadku konwergencji pionowej (rys. 4.71) i poziomej (rys. 4.72) następuje wyraźne zmniejszenie wymiarów poprzecznych wyrobisk, przy niższych wartościach wskaźnika n_{uw} . Ogólnie średnie wartości konwergencji poziomej na odcinkach badawczych nie były wysokie i poza dwoma przypadkami nie przekraczały 0,2 m.

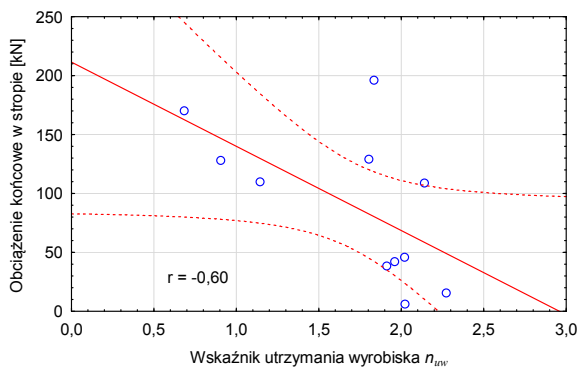


Rys. 4.71. Zależność konwergencji pionowej wyrobisk od wskaźnika n_{uw}



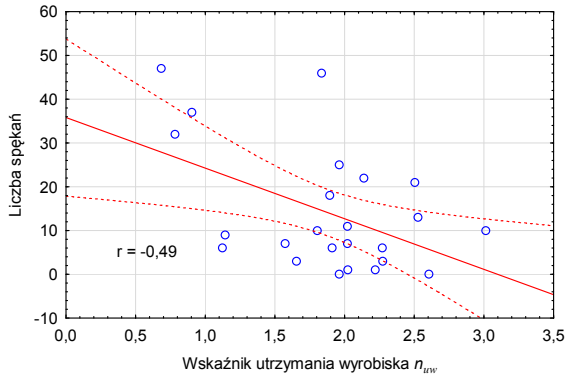
Rys. 4.72. Zależność konwergencji poziomej wyrobisk od wskaźnika n_{uw}

Analiza obciążeń rejestrowanych w stropie wyrobisk za pomocą dynamometrów hydraulicznych wskazuje, że również i w tym przypadku istnieje związek pomiędzy wskaźnikiem n_{uw} a mierzonymi wartościami (rys. 4.73). Współczynnik korelacji wyniósł 0,6, co przy bardzo zróżnicowanych warunkach geologicznych oraz zastosowanej różnej obudowie można uznać za wartość dość wysoką. W zasadzie tylko jeden punkt pomiarowy znalazł się wyraźnie poza 95% przedziałem ufności.

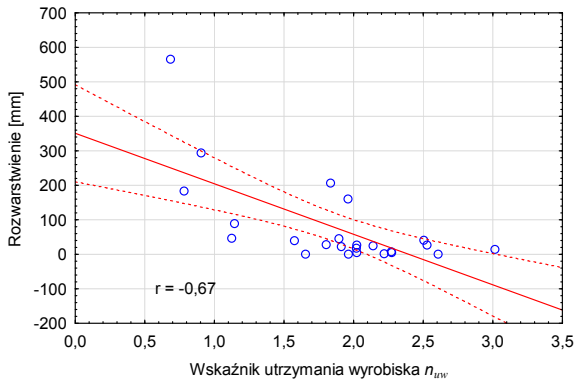


Rys. 4.73. Zależność obciążenia końcowego w stropie wyrobisk od wskaźnika n_{uw}

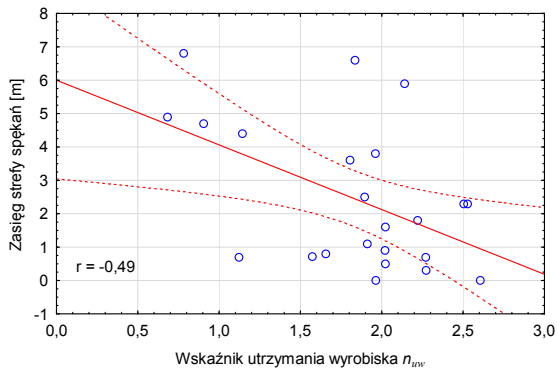
Kolejnymi wynikami badań kopalnianych, które przeanalizowano, są parametry strefy spękań zarejestrowane na poszczególnych odcinkach pomiarowych za pomocą endoskopu. Badania obejmowały liczbę spękań, sumaryczne rozwarstwienie oraz zasięg strefy spękań. Z przedstawionych wykresów wynika (rys. 4.74–4.76), że pomiędzy mierzonymi wartościami a wskaźnikiem n_{uw} istnieje pewna zależność, przy czym największa występuje w przypadku rozwarstwienia, gdzie współczynnik korelacji r wynosi 0,67 (rys. 4.74).



Rys. 4.74. Zależność liczby spękań w stropie wyrobisk od wskaźnika n_{uw}



Rys. 4.75. Zależność rozwarstwienia w stropie wyrobisk od wskaźnika n_{uw}



Rys. 4.76. Zależność zasięgu strefy spękań w stropie wyrobisk od wskaźnika n_{uw}

Współczynnik korelacji dla zasięgu strefy spękań (rys. 4.73) i liczby spękań (rys. 4.75) od wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} jest taki sam i wynosi 0,49.

Pomiary kopalniane prowadzone były w różnym przedziale czasowym, przy czym dla poszczególnych pomiarów ten czas był odmienny i wynosił w zależności od wyrobiska od miesiąca do ponad czterech lat. Z tabeli 4.6 wynika, że okres pomiarów nie wpływa na wyniki monitoringu. Potwierdza to fakt, że na zachowanie się wyrobisk korytarzowych w czasie ich użytkowania wpływa duża liczba czynników związanych z warunkami geologicznymi, górnictwem czy technologicznymi, które często nie są rejestrowane i oceniane. Dlatego należy zauważyć, że przedstawione zależności pomiędzy wskaźnikiem utrzymania wyrobiska n_{uw} a wybranymi parametrami zmian w wyrobisku oraz jego otoczeniu wskazują jedynie na pewną tendencję czy też związek pomiędzy parametrami.

5. Utrzymanie funkcjonalności wyrobisk korytarzowych

Projektowanie obudowy wyrobisk podziemnych nawet jeżeli jest oparte na wieloletnim doświadczeniu, dość dobrym rozpoznaniu warunków geologicznych i wykorzystuje odpowiednią metodę obliczeń, zawsze niesie za sobą element niepewności. Na etapie projektowania wyrobiska nie ma możliwości przyjęcia dokładnie takich warunków geologiczno-górnicznych, w których będzie ono funkcjonować. Dlatego ważne jest, aby na etapie planowania kolejnych prac górniczych mieć tego świadomość, a stosowane procedury uwzględniały tę specyfikę. Zakres projektowania można przedstawić w postaci schematów blokowych przedstawiających wszystkie elementy, które należy uwzględnić podczas projektowania.

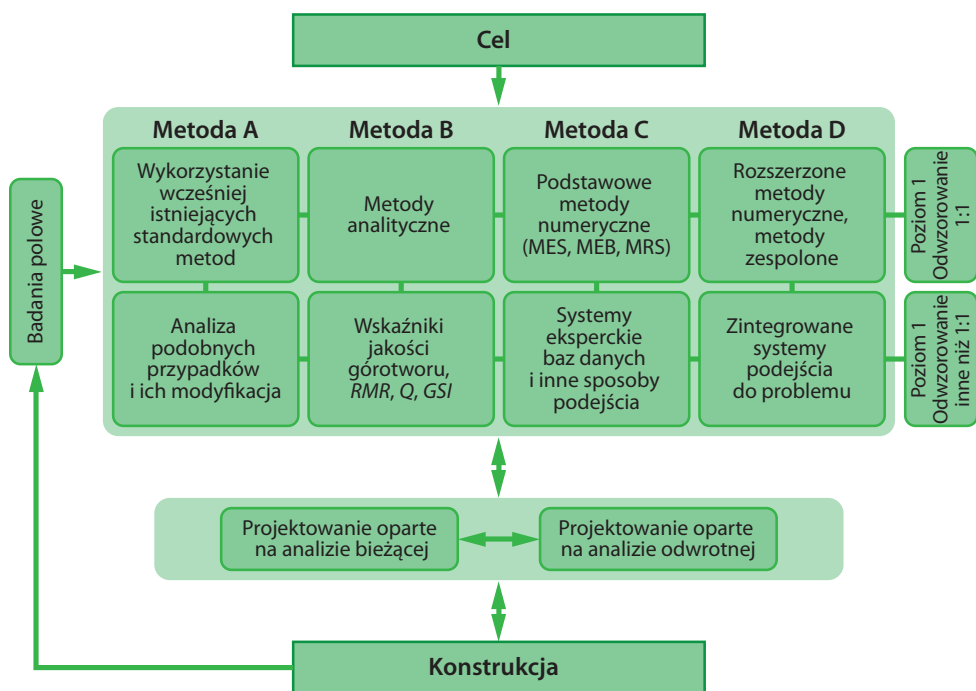
Niemal każdy proces projektowania obiektu czy konstrukcji w swoich procedurach uwzględnia:

- określenie kształtu i wymiarów konstrukcji i jej poszczególnych elementów;
- dobór odpowiedniego materiału;
- przyjęcie odpowiednich schematów statycznych w celu jak najlepszego odwzorowania rzeczywistej pracy poszczególnych elementów konstrukcji;
- określenie obciążeń, jakie będą oddziaływały na poszczególne elementy;
- obliczenia sił wewnętrznych – najczęściej sił osiowych i momentów gnących; w niektórych przypadkach obliczane są przemieszczenia, najczęściej w postaci ugięcia;
- wymiarowanie polegające na sprawdzeniu, czy siły wewnętrzne w poszczególnych przekrojach elementów konstrukcji nie są większe od nośności tych przekrojów; w niektórych przypadkach sprawdza się warunek przemieszczeniowy, a więc to, czy w przyjętej konstrukcji nie wystąpią nadmierne przemieszczenia;
- sporządzenie dokumentacji technicznej i rysunków.

Należy jednak nadmienić, że o ile w przypadku obiektów powierzchniowych bądź konstrukcji urządzeń mechanicznych przedstawione elementy procesu są wystarczające, o tyle w przypadku konstrukcji podziemnych takich jak wyrobiska górnicze uwzględnić też należy parametry otaczającego górotworu. W zasadzie na podstawie analizy tych parametrów określa się wielkość spodziewanego obciążenia wyrobisk, jednak brak danych z bezpośredniego miejsca planowanych robót oraz ich bardzo duża zmienność wpływa na specyfikę projektowania.

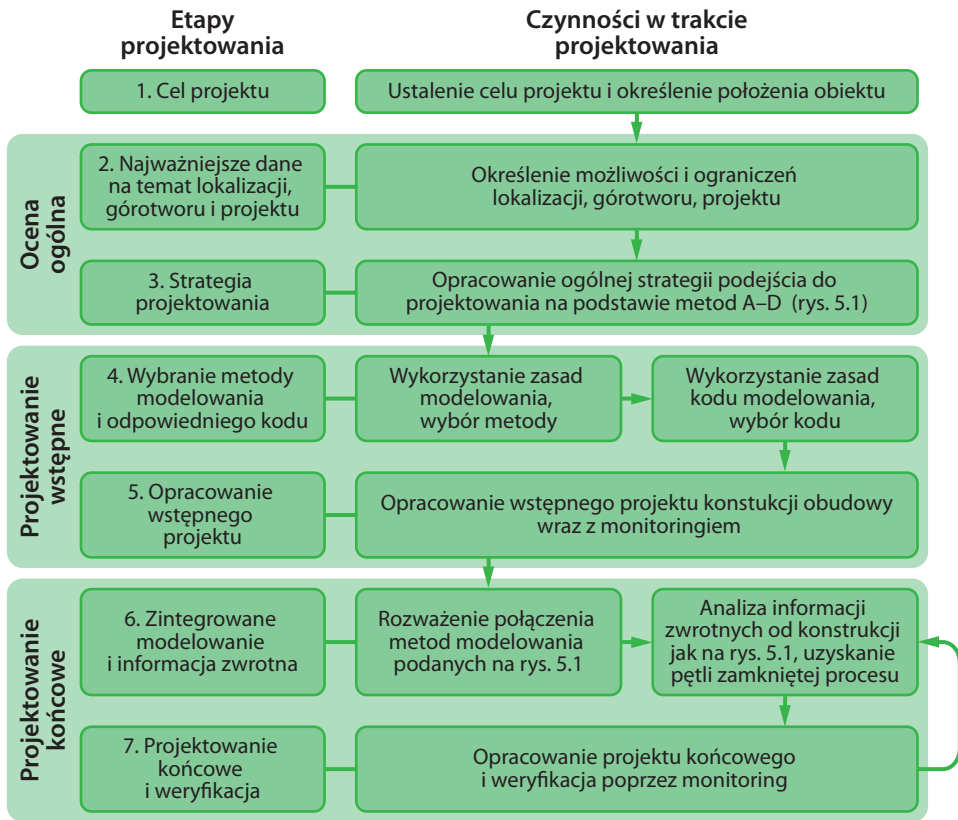
Metodologię projektowania obiektów podziemnych opartą na dwóch schematach blokowych zawarto w pracy Fenga i Hudsona (2011). Pierwszy schemat (rys. 5.1)

przedstawia podejście do modelowania obiektów podziemnych. Autorzy wyróżniają cztery metody projektowania i wskazują, że należy wykorzystywać metody, począwszy od standardowych i opartych na dotychczasowych doświadczeniach, poprzez metody analityczne, metody numeryczne i na zaawansowanych metodach numerycznych wspartych innymi metodami skończywszy. Na poszczególnych etapach należy też rozszerzać bazę danych dotyczącą warunków geologicznych w otoczeniu planowanego obiektu, zwłaszcza informacje pochodzące z badań w warunkach *in situ*. Dodatkowo autorzy sugerują, by w projektowaniu wykorzystywać nie tylko metody oparte na analizie bieżącej, ale także wykorzystywać analizę odwrotną, która jest możliwa przy uwzględnieniu wcześniejszych doświadczeń oraz wyników badań obiektów w podobnych warunkach. Takie podejście wydaje się być właściwe ponieważ wykorzystuje wszelkie możliwe dane przy modelowaniu obiektów podziemnych, w tym wyrobisk górniczych.



Rys. 5.1. Schemat modelowania obiektów podziemnych (Feng i Hudson, 2011)

Drugi schemat blokowy prezentuje przebieg bezpośredniego procesu projektowania obiektów podziemnych (rys. 5.2). Cały proces podzielony jest na siedem etapów, począwszy od ogólnej oceny i sformułowania celu, poprzez projektowanie wstępne, obejmujące między innymi wybór metody modelowania i stworzenie wstępnego projektu skończywszy na projektowaniu końcowym wraz z weryfikacją. Każdy etap projektowania obejmuje wskazówki dotyczące zadań niezbędnych do zrealizowania.



Rys. 5.2. Schemat blokowy procesu projektowania obiektów podziemnych (Feng i Hudson, 2011)

W sposób dość zbieżny przydatność metod projektowych w geomechanice określona została w pracy Palmstroma i Stille’a (2007), bowiem w zależności od celu, w jakim stosuje się projektowanie, poszczególnym narzędziom przypisano różną przydatność (tab. 5.1). Z zestawienia wynika, że najbardziej uniwersalna jest metoda oparta na ocenie inżynierskiej oraz metoda obserwacyjna (monitoringowa). Następnie za tak samo przydatne uznano metody analityczne oraz numeryczne. Najmniej uniwersalna jest metoda projektowania oparta na wskaźniku *RMR*, choć podobnie jak wymienione wcześniej metody można ją wykorzystać w ocenie stateczności górotworu wokół wyrobiska, w tym górotworu blokowego.

Nieco inne ujęcie zagadnienia projektowania obudowy w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego zaprezentowane zostało w pracy Canbulata (2010). O ile konieczność rozeznania warunków geologicznych jest oczywista i bierze się ją pod uwagę we wszystkich metodach, o tyle już rozważanie możliwości finansowych i opłacalności realizacji zaprojektowanej obudowy nie zawsze jest uwzględniane na etapie projektowania (rys. 5.3). Kolejnym istotnym elementem wydaje się być uwzględnienie opracowania na etapie projektu planu działań w przypadku wystąpienia zagrożenia utraty stateczności konstrukcji.

Tabela 5.1. Przydatność różnych metod projektowania w geoinżynierii (Palmstrom i Stille, 2007)

Zachowanie masywu skalnego	Narzędzia projektowe w geoinżynierii						
	wskaźniki jakości górotworu			modelowanie numeryczne	obliczenia analityczne	metody obserwacyjne (monitoring)	ocena inżynierska
	RMR	Q	RMi support				
Stateczność	2	2	1–2	1	2	1	1
Stateczność górotworu blokowego	1–2	1–2	1–2	2	2	2	1
Obwał/zawał	3	2-3	2	3	2	3	2
Wykruszanie, odspajanie	4	2	2	2	2	2	2
Tapnięcia	4	3–4	2	2	2	1–2	2
Plastyczne zachowanie skał	4	3–4	3	2	2	3	2
Wypiętrzanie skał	4	3	3	2	2	2	3
Rozwarstwianie wywołane zawilgoceniem	4	4	4	4	4	2	2
Pęcznienie	4	3	3	3	3	2	2

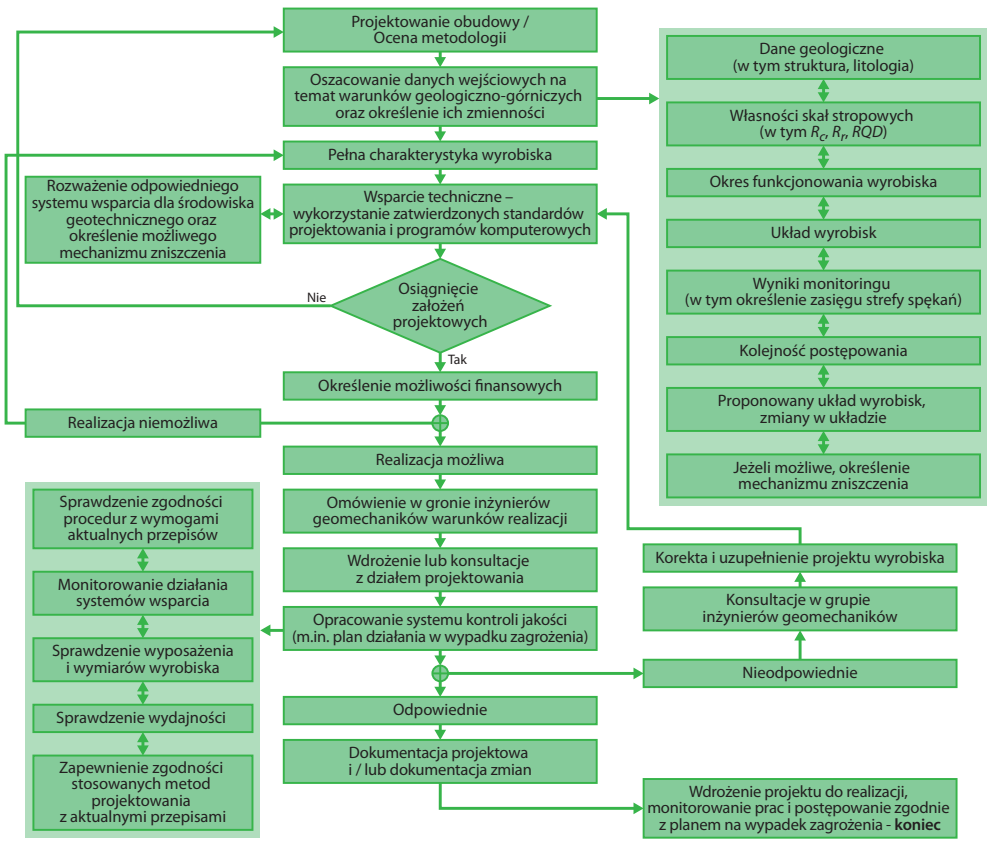
1 – metoda przydatna, 2 – metoda średnio przydatna, 3 – metoda słabo przydatna, 4 – metoda nieprzydatna

Przedstawione na rysunkach 5.2 i 5.3 schematy wskazują, że podczas projektowania obiektów podziemnych, a więc i wyrobisk górniczych, należy stosować metody uwzględniające funkcje obiektu, aktualnie występujące warunki oraz możliwe zmiany w jego otoczeniu. W wielu przypadkach podkreśla się także konieczność monitorowania obiektu (wyrobiska) w celu stwierdzenia, czy przyjęto właściwe założenia. Wydaje się, że monitoring w obiektach podziemnych, które współpracują na poszczególnych odcinkach ze środowiskiem o bardzo zmiennych parametrach, jest szczególnie istotny. W takim przypadku możliwe jest wykonanie analizy odwrotnej oraz dokładniejsza prognoza utrzymania funkcjonalności wyrobiska.

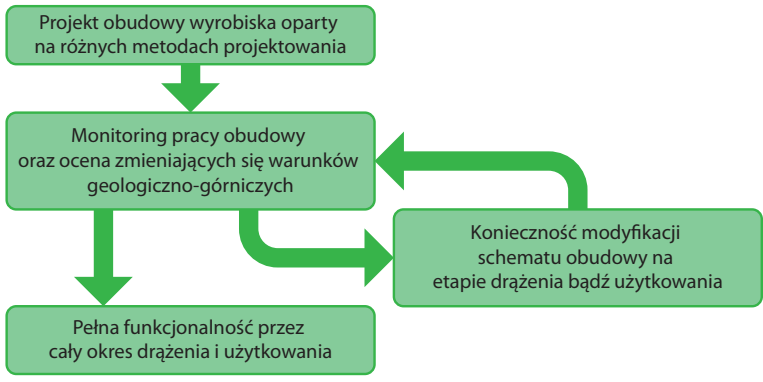
Skuteczne utrzymanie wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego jest uzależnione w dużej mierze od projektu obudowy, jakości jej wykonania oraz warunków pracy obudowy, w tym zmian zachodzących w czasie czy występowaniem zjawisk losowych, np. zjawisk dynamicznych.

Jak wykazano w podrozdziale 4.4, w którym zamieszczono wyniki analizy badań kopalnianych, parametry obudowy nie miały większego związku z podstawowymi warunkami geologicznymi takimi jak głębokość zalegania, litologia, parametry wytrzymałościowe czy podzielność skał. Oczywiście podczas doboru obudowy uwzględnia się wiele innych czynników naturalnych, górniczych i technicznych. Wydaje się jednak, że naturalne właściwości górotworu, poza oczywistym faktem wpływu eksploatacji, są najważniejszym elementem decydującym o utrzymaniu funkcjonalności wyrobiska.

W związku z powyższym należy stwierdzić, że skuteczne utrzymanie stateczności wyrobiska powinno opierać się na trzech zasadniczych elementach, do których zaliczyć należy projekt obudowy, monitoring zachowania się wyrobiska oraz modyfikację obudowy w razie konieczności (rys. 5.4).



Rys. 5.3. Metoda projektowania obudowy wyrobisk w australijskich kopalniach węgla firmy Anglo American Metallurgical Coal (Canbulat, 2010)



Rys. 5.4. Etapy postępowania w celu skutecznego utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych

5.1. Czynniki wpływające na projektowanie i utrzymanie wyrobisk

Podczas projektowania wyrobisk występują przypadki, w których ani dotychczas znane metody projektowania, ani zdobyte doświadczenia nie gwarantują optymalnego w danych warunkach doboru obudowy wyrobisk korytarzowych. Dotyczy to między innymi wyrobisk projektowanych na dużych głębokościach, bowiem autorzy stosowanych zasad projektowania wskazują ich użyteczność do głębokości 1200 m. Na etapie ich opracowywania, tj. pod koniec lat dziewięćdziesiątych, wyrobiska w kopalniach węgla kamiennego praktycznie nie występowały na większej głębokości. Aktualnie wyrobiska znajdujące się poniżej głębokości 1200 m nie należą do rzadkości, a w ciągu najbliższych kilku, kilkunastu lat będzie ich znacznie więcej. Stąd rodzi się potrzeba przyjęcia takiej metodyki projektowania obudowy, która niezależnie od warunków pozwoli na skuteczne utrzymanie funkcjonalności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego.

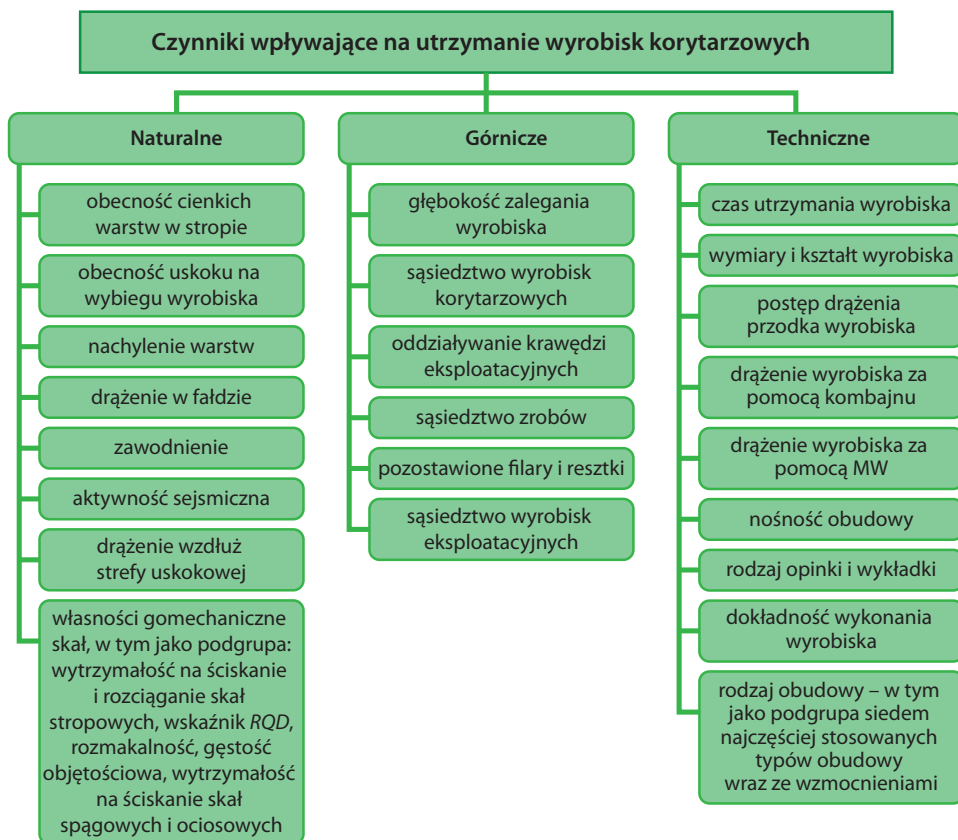
Najważniejszymi etapami robót górniczych powinno być właściwe projektowanie i dopasowywanie konstrukcji obudowy do zmieniającej się sytuacji geologiczno-górnicyzkiej określonej na podstawie oceny pomiarów w górotworze (Wang i Fan, 2000). Opierając się na istniejących metodologiach oraz dotychczas prowadzonych badaniach, można zaproponować pewien tok postępowania.

Jednym z najważniejszych etapów projektowania konstrukcji podziemnych, w tym obudowy wyrobisk korytarzowych, jest rozpoznanie własności górotworu oraz właściwe uwzględnienie czynników górniczych. Rozpatrywane zagadnienie należy uznać jako wielokryterialne ze względu na dużą liczbę czynników oraz ich różnorodność (część z nich określa się jakościowo, a część ilościowo). Jedną z metod, którą wykorzystuje się do usystematyzowania czynników i wskazania wzajemnych zależności, jest metoda AHP (Analytic Hierarchy Process). Choć pierwotnie metoda AHP stosowana była głównie jako narzędzie wspomagające proces decyzyjny w sytuacjach problematycznych i niejednoznacznych (Saaty, 1980), to w późniejszym okresie rozszerzono zakres jej zastosowania na skutek uwzględnienia zagadnień typowo górniczych (Jamshidi i in., 2009; Sobczyk, 2009; Namin i in., 2009; Gupta i Kumarb, 2012; Korzeniowski i Nowak-Senderowska, 2012; Abdalla, Kizil i Canbulat, 2013).

Badania wykorzystujące metodę AHP, w których uczestniczyło kilkudziesięciu ekspertów, przeprowadzono także w celu oceny wpływu czynników geologicznych, górniczych oraz technicznych na projektowanie i utrzymanie wyrobisk (Majcherczyk, Małkowski, Niedbalski 2012). W sumie uwzględniono 47 czynników podzielonych na trzy grupy oraz dwie podgrupy (rys. 5.5).

Porównując czynniki główne ze sobą, eksperci uznali, że ich istotność w procesie projektowania i utrzymania wyrobisk jest następująca:

- czynniki naturalne 43,63%,
- czynniki górnicze 31,66%,
- czynniki techniczne 24,71%.



Rys. 5.5. Czynniki uwzględnione w badaniu z wykorzystaniem metody AHP (Majcherczyk, Małkowski i Niedbalski, 2012)

Z powyższego wynika, że za skuteczność projektowania wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego odpowiadają przede wszystkim czynniki naturalne. Mniejszy wpływ posiadają warunki górnicze, a więc wykonane wcześniej prace obejmujące wyrobiska korytarzowe i eksploatacyjne. Ekspertcy wskazują też, że skuteczność prac projektowych najmniej zależy od stosowanych technologii górniczych.

Istotność czynników z drugiego poziomu, charakteryzujących poszczególne grupy czynników głównych, przedstawia się według ekspertów następująco (Majcherczyk, Małkowski i Niedbalski, 2012):

1) czynniki geologiczne:

- obecność uskoku na wybiegu wyrobiska 20,62%,
- aktywność sejsmiczna 17,39%,
- własności geomechaniczne skał 17,20% (wśród tych własności hierarchia jest następująca: wskaźnik podzielności *RQD* 21,67%, wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie skał stropowych 20,78%, wytrzymałość na rozciąganie warstw stropu 15,27%, wytrzyma-

- łość na ściskanie warstw ociosu 13,63%, rozmakalność 13,27%, wytrzymałość na ściskanie warstw spągu 8,25%, ciężar objętościowy 7,13%),
- drążenie wzdłuż strefy uskokowej 16,92%,
 - obecność cienkich warstw w stropie 9,32%,
 - zawodnienie 7,98%,
 - drążenie w fałdzie 6,06%,
 - nachylenie warstw 4,51%;
- 2) czynniki górnicze:
- sąsiedztwo wyrobisk eksploatacyjnych 24,30,
 - oddziaływanie krawędzi eksploatacyjnych 23,52%,
 - sąsiedztwo pozostawionych resztek i filarów 20,83%,
 - sąsiedztwo zrobów 18,12%,
 - głębokość zalegania 7,83%,
 - sąsiedztwo wyrobisk korytarzowych 5,40%;
- 3) czynniki techniczne:
- nośność obudowy 24,73%,
 - dokładność wykonania obudowy 14,29%,
 - rodzaj obudowy 13,96%,
 - czas utrzymania wyrobiska 13,57%,
 - wymiary i kształt wyrobiska 12,77%,
 - rodzaj opinki i wykładki 9,28%,
 - drążenie wyrobiska za pomocą MW 5,12%,
 - postęp drążenia przodka wyrobiska 3,16%,
 - drążenie wyrobiska za pomocą kombajnu 3,12%.

Podgrupa rodzaju obudowy, znajdującego się w grupie czynników technicznych, oceniona została według ekspertów w następującej hierarchii:

- obudowa podporowa z przykotwioną stropnicą za pomocą podciągów 24,44%,
- obudowa podporowo-kotwowa z kotwieniem pomiędzy odrzwiami 20,48%,
- obudowa podporowa z przykotwioną stropnicą 14,62%,
- obudowa podporowa wzmocniona podciągami na stojakach 12,99%,
- samodzielna obudowa kotwowa 9,75%,
- obudowa podporowa wzmocniona podciągami 9,25%,
- obudowa podporowa podatna 8,47%.

Z przedstawionej analizy wynika, że wśród czynników naturalnych największy wpływ na skuteczne projektowanie mają uskoki oraz aktywność sejsmiczna i własności geomechaniczne. Pozostałe czynniki naturalne według ekspertów miały mniejszy wpływ. Analiza poszczególnych ankiet wykazała, że niektórzy eksperci uznawali poszczególne czynniki za skrajnie odmiennie wpływające na stateczność wyrobiska korytarzowego (przykładem tego może być zawodnienie górotworu). Skłania to do wniosku, że zakres występowania danego zjawiska ma ograniczony zasięg i nie dotyczy wszystkich kopalń. Tam gdzie np. zawodnienie występuje, jest automatycznie postrzegane jako element bardzo istotny, który

należy brać pod uwagę przy projektowaniu wyrobiska i w czasie jego użytkowania. Jeżeli w którejś z kopalń zawodnienie nie występuje, automatycznie jest marginalizowane. Taka tendencja dotyczy większości czynników przedstawionych na rysunku 5.5. W przypadku analizowanych szczegółowo własności geomechanicznych skał za najważniejsze eksperci uznali podzielność i wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie skał stropowych. Dalej znalazły się wytrzymałość na rozciąganie skał stropowych, wytrzymałość na ściskanie skał ociosowych oraz rozmakalność. Mamy więc do czynienia z własnościami mechanicznymi stropu oraz ociosu, przy czym własności spągu, znajdujące się również wśród analizowanych parametrów, uznano za mało istotne.

W przypadku czynników górniczych za najważniejsze uznano sąsiedztwo wyrobisk eksploatacyjnych. Niemal równie istotne okazały się inne cechy związane z wyrobiskami eksploatacyjnymi, do których zaliczono: oddziaływanie krawędzi eksploatacyjnych, sąsiedztwo pozostawionych resztek i filarów czy sąsiedztwo zrobów. Znajdująca się w zestawieniu czynników górniczych głębokość prowadzenia robót znalazła się dopiero na piątym miejscu, z istotnością mniejszą niż 8%. Wynika z tego, że eksperci niezależnie od doświadczeń związanych z rejonem prowadzenia robót górniczych zgodnie uznali, że przy rozpatrywaniu stopnia trudności w projektowaniu i utrzymania wyrobiska głębokość wykonywania wyrobisk w aspekcie predyspozycji górotworu nie jest istotna. Jest to o tyle zaskakujący osąd, że bardzo często głębokość podaje się jako bardzo istotny element wpływający na prowadzenie działalności górniczej. Może się to wiązać z wpływem głębokości na wzrost zagrożeń, np. klimatycznego lub metanowego, co w konsekwencji prowadzi do konieczności wykonywania (ze względów wentylacyjnych) wyrobisk o większych przekrojach poprzecznych. Większe przekroje poprzeczne wyrobisk wpływają natomiast na stosowanie odrzwi obudowy z kształtowników o większych nośnościach oraz budowanie tych odrzwi z mniejszymi rozstawami. Można więc uznać, że głębokość w sposób pośredni wpływa na funkcjonalność wyrobiska korytarzowego, stąd tak niska jej pozycja w hierarchii analizowanych czynników.

Kolejna analizowana grupa czynników obejmuje czynniki techniczne. Zdecydowanie najwięcej wskazań dotyczyło nośności obudowy. Znacznie niżej oceniono istotność takich czynników jak dokładność wykonania obudowy, rodzaj obudowy, czas utrzymania oraz wymiary i kształt wyrobiska, które miały zbliżoną liczbę wskazań. Z zestawienia czynników technicznych wynika, że eksperci najbardziej cenią obudowę podporową z przykotwioną stropnicą za pomocą podciągów oraz obudowę podporowo-kotwową z kotwieniem pomiędzy odrzwiami. Interesujący jest fakt, że standardowo stosowana samodzielna obudowa łukowa podatna, ale bez dodatkowych wzmocnień, jest najmniej cenionym zabezpieczeniem wyrobisk. Powyższe dane wskazują, zgodnie z powszechną praktyką, że stosowanie wzmocnień wyrobiska, szczególnie na etapie jego wykonania, jest niezbędne do prawidłowej pracy obudowy i właściwego zabezpieczenia funkcjonalności wyrobiska.

Identyfikacja kluczowych czynników wpływających na efektywność projektowania wyrobisk może także być pomocna w ocenie możliwości utrzymania stateczności wyrobiska w planowanym okresie. Ponadto zaprezentowane czynniki mogą stanowić przedmiot szczegółowych analiz w czasie funkcjonowania wyrobiska.

Można więc stwierdzić, że cykl istnienia wyrobiska należy podzielić na trzy etapy:

- 1) projektowania,
- 2) realizacji,
- 3) eksploatacji.

Każdy z powyższych etapów zawiera konieczne do realizacji elementy, a osiągnięcie właściwych efektów w stadium kolejnym wymaga zachowania wysokiej jakości prac w etapie poprzednim. Ze względu na to, że etapy projektowania zostały dość szczegółowo omówione, poniżej przedstawione zostaną jedynie najważniejsze zadania pozostałych etapów, tj. realizacji i użytkowania wyrobiska.

Doświadczenia własne oraz praktyka skłaniają do stwierdzenia, że etap wykonania wyrobiska jest bardzo istotny, a decydująca jest dokładność jego wykonania. Nie bez powodu punkt ten znalazł się na drugim miejscu wśród czynników technicznych w badaniu wykorzystującym metodę AHP. „Dokładność wykonania” jest pojęciem bardzo szerokim, dlatego też należy określić najważniejsze czynności fazy realizacji. Są nimi:

- wykorzystanie do wykonania obudowy wyrobiska elementów o własnościach przyjętych w projekcie,
- niestosowanie elementów uszkodzonych,
- wykonanie wyłomu wyrobiska z możliwie jak najmniejszym obszarem wychodzącym poza obrys zewnętrzny obudowy,
- łączenie elementów obudowy zgodnie z projektem,
- właściwe wypełnienie pustki pomiędzy obudową a górotworem (skałami bądź specjalną mieszanką w przypadku wykładki mechanicznej),
- poprawne dokręcenie śrub w strzemionach,
- właściwa zabudowa rozpór,
- stosowanie odpowiedniej liczby ładunków do wklejania kotew,
- niedopuszczanie do obciążeń udarowych obudowy wywołanych przez pracujące w wyrobisku urządzenia,
- bieżące usuwanie stwierdzonych niedokładności.

Ostatnią i najdłuższą fazą istnienia wyrobiska jest faza eksploatacji wyrobiska, a więc czas jego funkcjonowania. W przypadku większości wyrobisk, najczęściej w zależności od ich funkcji, ten czas jest określany na etapie projektowania rozcinki złoża. Plany te po realizacji często są weryfikowane. Wynika to głównie z konieczności przeprojektowania rozcinki złoża na skutek lepszego rozpoznania warunków geologicznych, opóźnień w realizacji założeń produkcyjnych, zmian w układzie wentylacyjnym i transportowym itp. Dlatego też w okresie istnienia wyrobiska należy podejmować jak najszersze działania mające na celu zachowanie właściwych parametrów pracy obudowy i wymiarów przekroju poprzecznego wyrobiska.

Działania te powinny uwzględniać:

- monitorowanie poszczególnych elementów obudowy,
- bieżące usuwanie stwierdzonych nieprawidłowości,
- monitorowanie otaczającego górotworu,

- analizę planowanych lub prowadzonych robót górniczych w rejonie wyrobiska, mogących mieć na nie wpływ,
- wyprzedzające wzmocnianie wyrobiska na odcinkach, które mogą być narażone na zwiększone obciążenia,
- unikanie dynamicznego obciążania elementów obudowy w czasie prowadzenia transportu urządzeń wielkogabarytowych.

Podsumowując, można stwierdzić, że w ocenie skutecznego projektowania i funkcjonowania wyrobiska korytarzowego można wyróżnić dwa etapy. W etapie pierwszym, czyli w etapie projektowania, należy przeanalizować czynniki naturalne, górnicze i technologię drążenia. Pozwolą one na ocenę trudności w doborze obudowy. Po wykonaniu wyrobiska, czyli w drugim etapie, należy dokonać analizy czynników technicznych, w tym jakości wykonania, które pozwolą na określenie możliwości utrzymania wyrobiska w określonym czasie.

5.2. Wskaźnik skuteczności projektowania i wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych

Do oceny stopnia skuteczności projektowania obudowy wykorzystano wyniki badań metodą AHP. Na podstawie dokonanej przez ekspertów hierarchizacji poszczególnych cech utworzono algorytm punktowy. Każdemu z przedstawionych w podrozdziale 5.1 czynników przypisano pewne wartości oraz współczynnik wpływu na skuteczność projektowania i utrzymania wyrobiska. Ze względu na bardzo dużą rolę własności geomechanicznych skał w procesie projektowania i utrzymania wyrobisk, przyjęto te własności jako równorzędne z czynnikami naturalnymi i górniczymi. Jednocześnie przypisano proporcjonalnie udział procentowy, jaki przypadał na własności geomechaniczne (17,2%) na pozostałe czynniki naturalne tak, aby suma czynników naturalnych wynosiła 100% (tab. 5.2).

Tabela 5.2. Zakres zmienności czynników naturalnych

Lp.	Czynnik	Waga procentowa w_p	Zmienność czynnika	Współczynnik wpływu w_w
1	obecność uskoku na wybiegu wyrobiska	24,9	brak	1,0
			do 2 m	0,8
			do 5 m	0,6
			do 10 m	0,4
			powyżej 10 m	0,2
2	aktywność sejsmiczna	21,0	brak	1,0
			do 10E3 J	0,8
			do 10E4 J	0,6
			do 10E5 J	0,4
			powyżej 10E5 J	0,2

Tabela 5.2 cd.

3	drażenie wzdłuż strefy uskokowej	20,4	brak	1,0
			zrzut do 10 m	0,8
			zrzut do 20 m	0,6
			zrzut do 50 m	0,4
			drażenie w strefie uskokowej	0,2
4	obecność cienkich warstw w stropie pakiet 6÷8 m	11,3	warstwy o grubości > 3,0 m	1,0
			warstwy o grubości > 2,0 m	0,8
			warstwy o grubości > 0,5 m	0,6
			warstwy o grubości > 0,2 m	0,4
			warstwy o grubości < 0,2 m	0,2
5	zawodnienie	9,6	wskaźnik rozmakalności $r = 1,0$	1,0
			wskaźnik rozmakalności $r = 0,8$	0,8
			wskaźnik rozmakalności $r = 0,6$	0,6
			wskaźnik rozmakalności $r = 0,4$	0,4
			wskaźnik rozmakalności $r = 0,2$	0,2
6	drażenie w fałdzie	7,3	brak	1,0
			skrzydło niecki po rozciągłości	0,8
			skrzydło niecki przekątnie do rozciągłości	0,6
			prostopadle do rozciągłości	0,4
			synklina lub antyklina	0,2
7	nachylenie warstw	5,5	do 5°	1,0
			do 10°	0,8
			do 20°	0,6
			do 30°	0,4
			powyżej 30°	0,2

Zakres zmienności każdego z czynników obejmuje pięć klas od najwyższej wpływającej pozytywnie na projektowanie (współczynnik wpływu równy 1,0), do najniższej maksymalnie utrudniającej projektowanie i utrzymanie wyrobiska (współczynnik wpływu równy 0,2). Zakresy zmienności poszczególnych czynników określono na podstawie literatury, informacji pozyskanych z działów zajmujących się obudową w kopalniach oraz na podstawie doświadczeń własnych. W tabelach 5.3 i 5.4 przedstawiono odpowiednio czynniki geomechaniczne i górnicze z odpowiednimi zakresami zmienności.

Tabela 5.3. Zakres zmienności czynników geomechanicznych

Lp.	Czynnik	Waga procentowa w_p	Zmienność czynnika	Współczynnik wpływu w_w
1	podzielność skał stropowych <i>RQD</i>	21,7	powyżej 90%	1,0
			powyżej 75%	0,8
			powyżej 50%	0,6
			powyżej 25%	0,4
			0÷24%	0,2
2	laboratoryjna (penetrometryczna) wytrzymałość na ściskanie warstw stropu	20,8	powyżej 80 (65) MPa	1,0
			powyżej 60 (50) MPa	0,8
			powyżej 40 (35) MPa	0,6
			powyżej 20 (20) MPa	0,4
			do 20 (20) MPa	0,2
3	laboratoryjna wytrzymałość na rozciąganie warstw stropu	15,3	powyżej 8 MPa	1,0
			powyżej 6 MPa	0,8
			powyżej 4 MPa	0,6
			powyżej 2 MPa	0,4
			do 2 MPa	0,2
4	laboratoryjna wytrzymałość na ściskanie warstw ociosu	13,6	powyżej 40 MPa	1,0
			powyżej 30 MPa	0,8
			powyżej 20 MPa	0,6
			powyżej 10 MPa	0,4
			do 10 MPa	0,2
5	rozmakalność	13,3	$r = 1,0$	1,0
			$r \geq 0,8$	0,8
			$r \geq 0,6$	0,6
			$r \geq 0,4$	0,4
			$r \geq 0,2$	0,2
6	laboratoryjna wytrzymałość na ściskanie warstw spągu	8,2	powyżej 80 MPa	1,0
			powyżej 60 MPa	0,8
			powyżej 40 MPa	0,6
			powyżej 20 MPa	0,4
			do 20 MPa	0,2
7	ciężar objętościowy skał stropowych	7,1	do 16 kN/m ³	1,0
			do 20 kN/m ³	0,8
			do 26 kN/m ³	0,6
			do 30 kN/m ³	0,4
			powyżej 30 kN/m ³	0,2

Tabela 5.4. Zakres zmienności czynników górniczych

Lp.	Czynnik	Waga procentowa w_p	Zmienność czynnika	Współczynnik wpływu w_w
1	sąsiedztwo wyrobisk eksploatacyjnych	24,3	nie	1,0
			tak, gdy: $h \leq 2$ m i odległość powyżej 50 m	0,8
			tak, gdy: $h > 2$ m i odległość powyżej 50 m	0,6
			tak, gdy: $h \leq 2$ m i odległość do 50 m	0,4
			tak, gdy: $h > 2$ m i odległość do 50 m	0,2
2	oddziaływanie krawędzi eksploatacyjnych	23,5	$D > 80$ m	1,0
			$D > 60$ m	0,8
			$D > 40$ m	0,6
			$D \geq 20$ m	0,4
			$D < 20$ m	0,2
3	sąsiedztwo pozostawionych resztek i filarów	20,9	brak	1,0
			filar ochronny szybu, czysto wybrany pokład	0,8
			filar oporowy, powyżej 50 m	0,6
			filar oporowy powyżej 25 m	0,4
			filar oporowy poniżej 25 m	0,2
4	sąsiedztwo zrobów	18,1	nie	1,0
			poniżej czysto wybranego pokładu	0,8
			odległość w pokładzie 50÷100 m	0,6
			odległość w pokładzie 20÷50 m	0,4
			odległość w pokładzie poniżej 20 m	0,2
5	głębokość zalegania	7,8	do 600 m	1,0
			do 800 m	0,8
			do 1 000 m	0,6
			do 1 200 m	0,4
			większa niż 1 200 m	0,2
6	sąsiedztwo wyrobisk korytarzowych	5,4	brak	1,0
			odległość powyżej 30 m	0,8
			odległość powyżej 10 m	0,6
			odległość poniżej 10 m	0,4
			skrzyżowanie z innym wyrobiskiem	0,2

Tabele 5.2–5.4 pozwalają na zaproponowanie parametru charakteryzującego skalę trudności w doborze obudowy dla danych warunków geologiczno-górnich. Parametr ten nazywano **wskaźnikiem skuteczności projektowania wyrobisk** N_{sp} :

$$N_{sp} = \sum (N_N, N_{Gm}, N_{Gr}) \quad (5.1)$$

gdzie:

N_N – suma punktów dla czynników naturalnych określana z tabeli 5.2 jako:

$$N_N = \sum_{i=1}^7 w_{pi} \cdot w_{wi}$$

N_{Gm} – suma punktów dla czynników geomechanicznych określana z tabeli 5.3 jako:

$$N_{Gm} = \sum_{i=1}^7 w_{pi} \cdot w_{wi}$$

N_{Gr} – suma punktów dla czynników górniczych określana z tabeli 5.4 jako:

$$N_{Gr} = \sum_{i=1}^6 w_{pi} \cdot w_{wi}$$

w_{pi} – waga procentowa danego czynnika z tabel 5.2–5.4,

w_{wi} – współczynnik wpływu danego czynnika z tabel 5.2–5.4.

Przy uwzględnieniu najkorzystniejszych warunków geologiczno-górnich, a więc takich, w których każdy z wymienionych czynników osiągnąłby najwyższą wartość współczynnika wpływu, suma punktów wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} wyniesie 300, jednocześnie minimalna wartość wyniesie 60. Przyjęto skalę sześciostopniową, przy czym stopień szósty oznacza brak możliwości zaprojektowania bezpiecznej obudowy (tab. 5.5) i konieczność przyjęcia nowej lokalizacji wyrobiska.

Tabela 5.5. Skuteczność projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego

Stopień	Opis	Wskaźnik N_{sp} [punkty]
I	Bardzo sprzyjające warunki geologiczno-górnice do projektowania	261÷300
II	Korzystne warunki geologiczno-górnice do projektowania	221÷260
III	Średnie warunki geologiczno-górnice do projektowania	181÷220
IV	Niekorzystne warunki geologiczno-górnice do projektowania	141÷180
V	Bardzo niekorzystne (trudne) warunki do projektowania	101÷140
VI	Brak możliwości zaprojektowania bezpiecznej	60÷100

Tabela 5.6. Zakres zmienności czynników technicznych N_T

Lp.	Czynnik	Waga procentowa w_p	Zmienność czynnika	Współczynnik wpływu w_w
1	nośność systemu obudowy	26,4	$N > 400$ kN/m	1
			$N \leq 400$ kN/m	0,8
			$N \leq 300$ kN/m	0,6
			$N \leq 200$ kN/m	0,4
			$N \leq 100$ kN/m	0,2
2	dokładność wykonania obudowy	15,2	bardzo dobra	1
			dobra	0,8
			średnia	0,6
			słaba	0,4
			bardzo słaba	0,2
3	rodzaj obudowy	14,9	podporowa z przykotwioną stropnicą za pomocą podciągów	1
			podporowo-kotwowa z kotwieniem pomiędzy łukami	0,8
			podporowa z przykotwioną stropnicą, podporowa wzmocniana podciągami na stojakach	0,6
			samodzielna kotwowa, podporowa wzmocniana podciągami	0,4
			podporowa podatna	0,2
4	czas utrzymania wyrobiska	14,5	do 1 roku	1
			do 2 lat	0,8
			do 5 lat	0,6
			do 10 lat	0,4
			powyżej 10 lat	0,2
5	wymiary i kształt wyrobiska	13,6	łukowe $s \leq 5$ m; $h \leq 3,5$ m	1,0
			łukowe $s \geq 5$ m; $h \geq 3,5$ m	0,8
			łukowe $s \geq 7$ m; $h \geq 4,5$ m	0,6
			prostokątne $s \leq 6$ m; $h \leq 3$ m	0,4
			prostokątne $s \geq 6$ m; $h \geq 3$ m	0,2
6	rodzaj opinki i wykładki	9,9	siatki stalowe łańcuchowe ciężkie + wykładka mechaniczna	1,0
			betonity + wykładka ręczna	0,8
			siatki stalowe łańcuchowe ciężkie + wykładka ręczna	0,6
			siatki stalowe łańcuchowe lekkie + wykładka ręczna	0,4
			siatki zaczepowe + wykładka ręczna	0,2
7	drażenie wyrobiska za pomocą MW – wielkość wyłomu	5,5	nie większy niż 0,2 m od wymiarów zewnętrznych obudowy lub drażenie kombajnem	1,0
			nie większy niż 0,3 m od wymiarów zewnętrznych obudowy	0,8
			nie większy niż 0,4 m od wymiarów zewnętrznych obudowy	0,6
			nie większy niż 0,5 m od wymiarów zewnętrznych obudowy	0,4
			większy niż 0,5 m od wymiarów zewnętrznych obudowy	0,2

W drugim etapie proponowana jest ocena utrzymania wyrobiska w określonym czasie. Trzeba jednak stwierdzić, że może być ona jedynie szacunkowa, ponieważ jakość wykonania wyrobiska można ocenić dopiero po zakończeniu jego drążenia. Należy zaznaczyć też, że w przypadku czynników technicznych w bieżącej analizie pominięto dwa czynniki uwzględnione w metodzie AHP, tj. drążenie za pomocą kombajnu oraz postęp drążenia. Ich udział we wpływie na projektowanie i utrzymanie wyrobisk był znikomy i wynosił po 3,1%. Ponadto dla czynnika „rodzaj obudowy” współczynnik wpływu przyjęto na podstawie hierarchii określonej metodą AHP. Wobec powyższego zakres punktowy dla czynników technicznych wynosi od 23 do 100.

Wykorzystując dane zawarte w tabeli 5.6 oraz wartość wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska N_{sp} , można określić **wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska** N_{uf} . Wskaźnik N_{uf} uzależniono od wskaźnika skuteczności projektowania, ponieważ występujące warunki geologiczne oraz bieżąca i przyszła sytuacja górnicza będą miały także duży wpływ na utrzymanie funkcjonalności wyrobiska w danym czasie. Proponowana zależność na wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska jest następująca:

$$N_{uf} = N_T \frac{N_{sp}}{N_{spmax}} \quad (5.2)$$

gdzie:

N_{uf} – wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska,

N_T – wartość punktowa czynników technicznych określana z tabeli 5.6 jako:

$$N_T = \sum_{i=1}^7 w_{pi} \cdot w_{wi}$$

N_{sp} – wartość bieżąca wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska,

N_{spmax} – wartość maksymalna wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska równa 300.

Na podstawie zależności (5.2) utworzono klasyfikację wskazującą na możliwość utrzymania wyrobiska w określonym czasie (tab. 5.7). Wprowadzono sześciostopniowy podział trudności utrzymania wyrobiska w określonym czasie, a wartość wskaźnika N_{uf} wyniosła od 5 do 100 punktów.

Zaproponowana metodyka umożliwia ocenę stopnia trudności w utrzymaniu funkcjonalności wyrobiska zarówno dla wyrobisk projektowanych, jak i dla wyrobisk już istniejących. Ponadto możliwa jest bieżąca weryfikacja analizowanych współczynników w przypadku zmian sytuacji górniczej lub pozyskania dokładniejszych danych geologicznych i geomechanicznych. Występujące zmiany warunków górniczych na wybiegu wyrobisk, można uwzględnić, dzieląc na etapie projektowania całą długość wyrobiska na charakterystyczne odcinki. Zmiany warunków geologicznych zwykle ujawniają się jednak dopiero podczas drążenia wyrobiska, co wymusza zaprojektowanie nowego schematu obudowy. Choć stosowanie różnej obudowy w jednym wyrobisku rodzi pewne problemy logistyczne

w czasie jego wykonywania, to możliwość optymalizacji obudowy do panujących warunków powinna wpłynąć na ograniczenie kosztów wykonania obudowy i utrzymania wyrobiska.

Tabela 5.7. Skuteczność utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego w określonym czasie

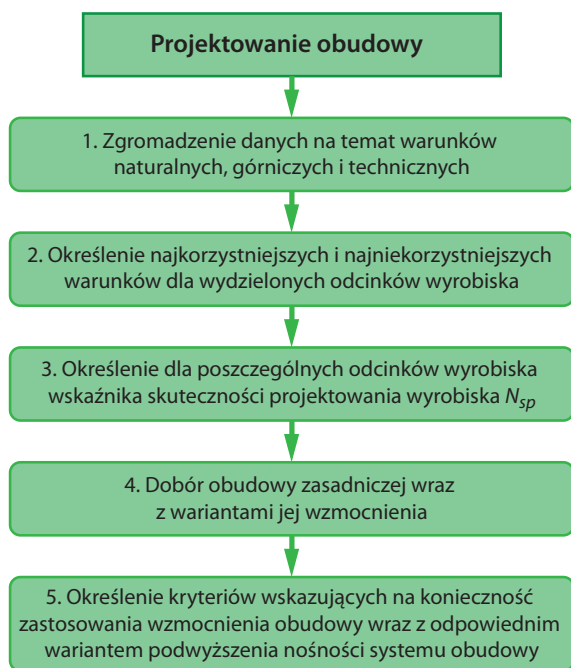
Stopień	Opis	Wskaźnik N_{af} [punkty]
I	Łatwe utrzymanie wyrobiska	86÷100
II	Utrzymanie wyrobiska bez większych trudności	71÷85
III	Utrzymanie wyrobiska z pewnymi trudnościami	56÷70
IV	Trudności w utrzymaniu wyrobiska	41÷55
V	Duże trudności w utrzymaniu wyrobiska	26÷40
VI	Brak możliwości utrzymania wyrobiska	5÷25

5.3. Metoda modyfikowania nośności obudowy

Za pomocą zaprezentowanej w podrozdziale 5.2 metody można ocenić skuteczność utrzymania stateczności wyrobiska. Nie uwzględnia ona jednak sposobu reagowania na zmieniającą się sytuację geologiczno-górnictwiczną na wybiegu wyrobiska. Dla wyrobisk drażonych w rozpoznanym złożu najczęściej przyjmuje się najniekorzystniejsze warunki dla całego wyrobiska. Jednak w przypadku drażenia ich na nowych poziomach lub w nowych partiach dane są tylko szacunkowe, a więc nie są określone przedziały zmienności poszczególnych parametrów.

W polskich kopalniach węgla kamiennego jako podstawowe zabezpieczenie wyrobisk stosuje się obudowę łukową podatną. Choć obudowa ta występuje w wielu odmianach i wariantach i umożliwia skuteczne zabezpieczenie większości wyrobisk, to zwykle wykonana jest w jednym schemacie na całej długości. W związku z tym na niektórych odcinkach wyrobiska korytarzowego jej nośność jest wyższa niż wynikałoby to z warunków geomechanicznych czy górniczych. Ponadto w kopalniach z reguły nie istnieją jednoznaczne procedury wskazujące, w jakiej sytuacji stosować wzmocnienie obudowy i jaki wariant wybrać. Dopiero w sytuacji widocznych przejawów ciśnienia górotworu wykonuje się doraźne wzmocnienie. Wyjątkiem są tutaj wyrobiska przyścianowe, które wzmocnia się w zasadzie standardowo przed uruchomieniem ściany, a nawet na etapie drażenia. Wskazane jest więc uzupełnienie metody zaprezentowanej w podrozdziale 5.2 o procedury pozwalające jak najszybciej i jak najkorzystniej modyfikować schemat stosowanej obudowy w zmieniających się warunkach geologiczno-górnictwicznych (Baklašov i in., 2004). Opierając się na przeprowadzonych dotychczas analizach, proponuje się dla każdego wyrobiska przyjęcie podstawowego schematu obudowy na etapie projektowania wraz z możliwymi wariantami modyfikacji na etapie drażenia. W takim przypadku otrzymuje się **obudowę o modyfikowanej nośności** O_{MN} (Majcherczyk, Małkowski i Niedbałski, 2012).

Procedura postępowania w takiej metodyce projektowania jest następująca: dla wyrobiska projektowana byłaby obudowa podstawowa, uwzględniająca typowe warunki geologiczno-górnice. W przypadku przewidywanej zmiany sytuacji górniczej bądź występowania obniżonych parametrów geomechanicznych obudowa byłaby wzmocniana tak, aby jej nośność odpowiadała prognozowanym zwiększonym obciążeniom. Procedurę projektowania i wykonywania takiej obudowy można przedstawić za pomocą schematu (rys. 5.6 i 5.7).



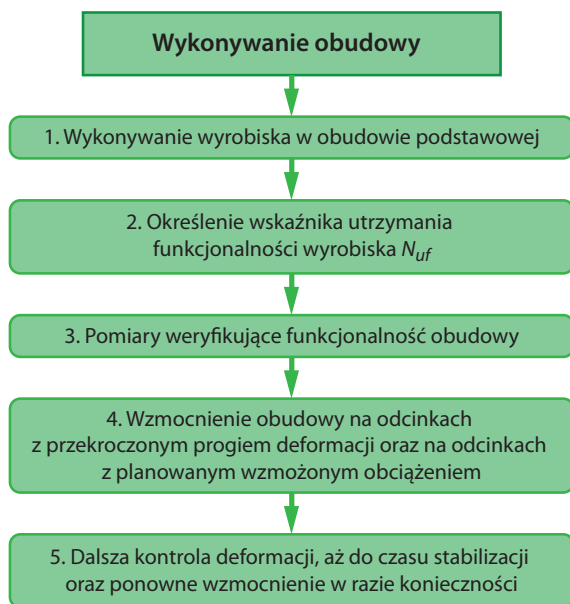
Rys. 5.6. Etapy projektowania obudowy o modyfikowanej nośności O_{MN}

Jako wzmocnienie typowej obudowy podporowej można wyróżnić przede wszystkim:

- zmniejszenie rozstawu odrzwi,
- zastosowanie podciągów,
- zastosowanie dodatkowych stojaków,
- zastosowanie kotwienia,
- zastosowanie iniekcji górotworu,
- torkretowanie,
- zastosowanie kasztów.

Analizując szczegółowo wszystkie kroki wykonania wyrobiska korytarzowego, należy stwierdzić, że pierwsze dwa etapy w procedurze projektowania wyrobisk są realizowane w sposób standardowy. Nowatorska w tym przypadku jest dalsza droga postępowania, bowiem

jako kolejny krok proponuje się określenie dla poszczególnych odcinków wyrobiska o odmiennych warunkach geologiczno-górnicych wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} i wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} . Taka procedura w skali liczbowej wskazuje na trudność w utrzymaniu planowanego wyrobiska na wyróżnionych odcinkach.



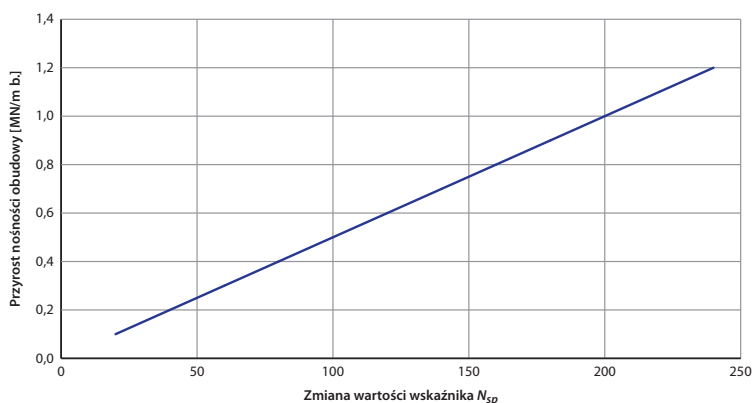
Rys. 5.7. Etapy wykonywania obudowy o modyfikowanej nośności O_{MN}

Najważniejszą częścią procesu projektowania jest optymalizacja, czyli dobranie odpowiedniej obudowy dla planowanego wyrobiska. Przy takim postępowaniu nośność obudowy dobiera się dla najkorzystniejszych warunków, a więc najmniejszą nośność z możliwych. Już na etapie projektowania planuje się jednak konieczne wzmocnienia obudowy na odcinkach o bardziej złożonych warunkach geologiczno-górnicych. Jak już wspomniano, zwiększenie nośności obudowy należy dobierać, opierając się na takich elementach jak: zmniejszenie rozstawu odrzwi, zastosowanie stojaków, podciągów, kotew czy torkretu.

O wyborze metody wzmocnienia decydować będzie lokalizacja i funkcja wyrobiska. W przypadku wyrobisk nienarażonych na oddziaływanie czynnego frontu eksploatacyjnego możliwe jest zastosowanie wszystkich elementów wzmacniających, natomiast w przypadku wyrobisk poddanych wpływom eksploatacji możliwe jest wzmacnianie górotworu i obudowy wyrobiska wszystkimi rodzajami wzmocnień poza torkretem. W celu ilościowego opisanie sugerowanego wzmocnienia, najkorzystniej jest w każdym przypadku określić nośność dodatkowych elementów obudowy lub nowego schematu obudowy w MN, która przypada na 1 m długości wyrobiska. Do określania nośności systemu obudowy mogą służyć metody aktualnie wykorzystywane do projektowania obudowy wyrobisk w kopalniach węgla kamiennego.

Zaproponowana metodyka projektowania obudowy pozwala na wstępnym etapie zaplanować obudowę o modyfikowanej nośności (O_{MN}), która będzie dopasowana do zmieniających się warunków geologiczno-górnicznych, występujących w rejonie projektowanych wyrobisk oraz na ich odcinkach narażonych na przyszłe niekorzystne oddziaływanie robót górnicznych. Metodyka jest odpowiednia również dlatego, że wymusza optymalną organizację prac, tzn. standardową obudowę stosuje się na całej długości wyrobiska, a jedynie na wybranych odcinkach wykonane będzie wcześniej zaprojektowane wzmocnienie, optymalnie współpracujące z tą obudową.

Zgodnie z założeniem obudowa zasadnicza zaprojektowana będzie dla najkorzystniejszych warunków geologiczno-górnicznych. Każde prognozowane pogorszenie warunków wymusi zmniejszenie się wartości wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} , a tym samym konieczność wzmocnienia takiej obudowy. Na podstawie analizy zawartej w podrozdziale 5.2 wiadomo, że wartość wskaźnika N_{sp} zmienia się w granicach od 60 do 300, dlatego też zakres, o jaki może zmniejszyć się wartość przedmiotowego wskaźnika, wynosi 240. W związku z tym proponuje się, aby przyrost nośności systemu obudowy zwiększać o 0,10 MN na każdy metr bieżący wyrobiska przy spadku wskaźnika N_{sp} o wartość 20 punktów (rys. 5.8). Umożliwia to w sposób jednoznaczny projektowanie wzmocnienia obudowy w zależności od wartości wskaźnika N_{sp} . Proponowany przyrost nośności obudowy wynika z możliwości technicznych stosowanych aktualnie w kopalniach węgla kamiennego, jednak wraz z postępem dalszych prac możliwa będzie jego weryfikacja.



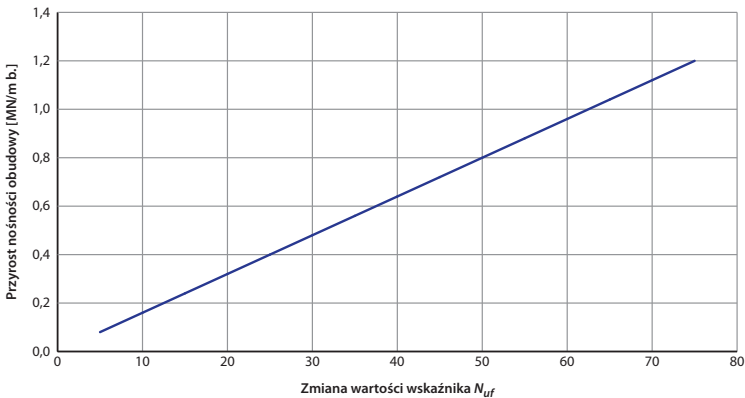
Rys. 5.8. Zmiana nośności systemu obudowy w zależności od zmiany wskaźnika N_{sp} w stosunku do wartości prognozowanej

Przedstawiona metodyka może być wykorzystana w projektowaniu wyrobisk, dla których określono bieżące warunki geologiczno-górniczne, ale także przewidziano potencjalną zmianę warunków górnicznych w przyszłości. Dla wyrobiska już drążonego istnieją dwa kryteria określające, kiedy wzmocnienia powinny być zastosowane i jaki powinien być ich zakres.

- 1) Jeżeli nastąpi zmiana warunków geologicznych w porównaniu z przyjętej w projekcie (np. lokalna zmiana własności geomechanicznych skał, zaburzenia tektoniczne w rejonie

nierozpoznanym wcześniej robotami górniczymi), wówczas należy wyznaczyć nową wartość wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} i skorzystać z wykresu zaprezentowanego na rysunku 5.8;

- 2) Jeśli nastąpi zmiana czynników technicznych (zgodnie z tabelą 5.6), wtedy należy zmienić nośność obudowy w zależności od zmiany wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} (rys. 5.9). Wydaje się, że duży wpływ na trudności w prognozowaniu wskaźnika N_{uf} może mieć dokładne wykonanie obudowy czy wielkość wyłomu w stosunku do wymiarów zewnętrznych odrzwi obudowy. W konsekwencji pojawia się nadmierne obciążenie obudowy oraz zaciskanie wyrobiska lub deformacja obudowy (Szwedzicki, 2003; Duży, 2010).



Rys. 5.9. Zmiana nośności systemu obudowy w zależności od zmiany wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} w stosunku do wartości prognozowanej

W czasie użytkowania wyrobiska powinno się również reagować na sytuacje mogące prowadzić do obniżenia funkcjonalności bądź całkowitej utraty stateczności wyrobiska. Opóźnione reakcje na zamieniającą się sytuację w wyrobisku prowadzą często do zwiększenia zakresu niezbędnych prac.

W celu obserwacji stanu obudowy i wyrobiska należy posłużyć się prostymi metodami monitoringu pracy obudowy i górotworu, do których można zaliczyć pomiar konwergencji, pomiar zsuwu na złączach obudowy, pomiar przemieszczeń lub rozwarstwień skał stropowych. Z przeprowadzonych doświadczeń wynika, że jako kryteria wzmocnienia obudowy można wstępnie zaproponować następujące wielkości graniczne:

- obniżenie stropu 150 mm,
- wielkość zsuwu 50 mm,
- rozwarstwienie skał stropowych 20 mm,
- zasięg strefy spękań 1,5 m.

Metoda projektowania i kontroli wykonywania obudowy podporowej wydaje się być zatem korzystna tak pod względem praktycznym, jak i ekonomicznym. Zaletą proponowanego

rozwiązania jest możliwość zastosowania obudowy o modyfikowanej nośności O_{MN} , tj. jednego podstawowego schematu obudowy, w danym wyrobisku i dostosowanie do niej odpowiednich wzmocnień. Pozwala to na skrócenie procesu podejmowania decyzji w przypadku wystąpienia nadmiernych obciążeń obudowy, nie tylko tych spodziewanych, np. uskoki, wpływu eksploatacji, ale także nieplanowanych, np. nierozpoznanych zaburzeń geologicznych. Ponadto pozwala na właściwą organizację pracy, bowiem elementy wzmacniające obudowę zostaną wcześniej przygotowane i znajdować się będą w rejonie wykonywanego wyrobiska. Możliwa jest też sytuacja odwrotna, czyli zmniejszenie nośności obudowy przy stwierdzeniu w czasie wykonywania wyrobiska np. znacznego wzrostu wytrzymałości skał czy też braku spodziewanych zaburzeń tektonicznych.

Z ekonomicznego punktu widzenia proponowane rozwiązanie pozwala zmniejszyć liczbę elementów obudowy oraz ich wielkość i ciężar, co w oczywisty sposób umożliwi ograniczenie kosztów nie tylko transportowych i materiałowych, ale także kosztów wynikających z właściwej organizacji pracy przy postępie przodka (Franik, 2012).

5.4. Przykłady zastosowania wskaźników N_{sp} i N_{uf} oraz ich porównanie z wynikami badań kopalnianych

W celu oceny metody dokonano analizy wartości wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska N_{sp} oraz wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} w wyrobiskach, w których prowadzony był monitoring (tab. 5.8–5.12). W takim przypadku możliwe jest porównanie wartości wskaźników N_{sp} i N_{uf} z wartościami parametrów opisujących pracę obudowy. Analiza czynników zamieszczonych w tabelach 5.2, 5.3, 5.4 i 5.6 objęła odcinki wyrobisk, które monitorowano, bowiem jedynie dla tych odcinków dostępne są odpowiednie dane. Nie ma możliwości odtworzenia danych dla całych wyrobisk, bowiem badania prowadzone były przez kilkanaście lat w różnych wyrobiskach i wiele z nich zostało już zlikwidowanych.

W grupie czynników geologicznych najwyższą uzyskaną wartością było 97 punktów dla pochylni taśmowej C-3 (rejon 163 metra wyrobiska), a najniższą wartość 80,7 punktów dla chodnika nadścianowego 2 Z1, Z2 (rejon 216 metra wyrobiska), gdzie występowała aktywność sejsmiczna, lokalne wykroplenia oraz obecność cienkich warstw w stropie (tab. 5.8).

We wszystkich wyrobiskach uzyskano stosunkowo niską wartość punktową dla własności geomechanicznych (tab. 5.9), mieszczącą się w granicach od 43,7 punktów (chodnik B-5 w rejonie 357 metra) do 78,0 punktów (pochylnia zachodnia w rejonie 326 metra). Przyczyną takiego stanu jest głównie niska wartość wskaźnika podzielności rdzenia wiertniczego RQD , który jest najistotniejszy w grupie czynników geomechanicznych. W przypadku tego parametru dla części wyrobisk wydaje się, że wartości RQD są nieco zaniżone i odbiegają od stopnia spękania skał ocenianego za pomocą badań endoskopowych. Nasuwa się więc wniosek, że korzystnie jest weryfikować podzielność rdzenia RQD badaniami endoskopowymi. Ponadto w otoczeniu analizowanych wyrobisk rejestrowano średnią wartość parametrów wytrzymałościowych skał.

Tabela 5.8. Współczynniki zastosowane do oceny czynników geologicznych w analizowanych wyrobiskach

Nazwa wyrobiska	Lokalizacja otworu badawczego [m]	Nazwa czynnika										Suma punktów	
		obecność uskoku na wybiegu wyrobiska	aktywność sejsmiczna	drażnienie strefy uskokuwej	drażnienie wzdłuż obecności cienkich warstw w stropie	zawodnienie	drażnienie w fałdzie	nachylenie warstw	waga (istotność)				
									24,9	21,1	20,4		11,2
Chodnik Cw-1 badawczy	342	1,0	0,8	1,0	0,4	0,8	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	1,0	87,1
Chodnik Cw-1 badawczy	155	1,0	0,8	1,0	0,6	0,8	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	1,0	89,4
Chodnik B-5	357	1,0	1,0	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	93,3
Pochylnia B-1	589	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	95,5
Pochylnia taśmowa C-3	110	1,0	0,6	1,0	0,8	0,8	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,6	86,3
Chodnik 2 Z1, Z2	127	1,0	0,6	1,0	0,6	0,6	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	83,0
Pochylnia B-1	519	1,0	0,8	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	89,1
Chodnik B-5	290	0,8	1,0	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	88,3
Chodnik B-7	959	1,0	0,8	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	91,3
Pochylnia taśmowa C-3	163	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,6	87,4
Chodnik Cz-6a	445	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	94,4
Pochylnia taśmowa C-3	260	1,0	0,6	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,6	80,7
Chodnik B-3	292	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	95,5
Chodnik łączący Z-3	342	1,0	0,6	1,0	0,8	0,8	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	86,3
Pochylnia Izn	174	1,0	1,0	1,0	0,2	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	91,0
Chodnik Cz-6a	432	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	94,4
Chodnik B-3	371	1,0	1,0	1,0	0,2	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	91,0
Chodnik B-7	248	1,0	0,8	1,0	0,2	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	86,8
Chodnik 2 Z1, Z2	216	1,0	0,6	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	81,8
Pochylnia zachodnia	35	1,0	1,0	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	92,2
Pochylnia Izn	83	1,0	1,0	1,0	0,4	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	93,3
Chodnik łączący Z-3	67	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	84,1
Pochylnia zachodnia	215	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	94,4
Pochylnia zachodnia	326	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	95,5

Tabela 5.9. Współczynniki zastosowane do oceny własności geomechanicznych w analizowanych wyrobiskach

Nazwa wyrobiska	Lokalizacja otworu badawczego [m]	Nazwa czynnika										Suma punktów
		R_{OD} skal stropowych	R_c skal stropowych	R_c skal stropowych	R_c skal odciosowych	rozmakalność	R_c skal spągowych	ciężar objętościowy				
		21,7	20,8	15,3	13,6	13,3	8,2	7,1				
Chodnik Cw-1 badawczy	342	0,2	0,4	0,6	0,6	0,8	0,6	0,6	0,8	0,6	0,4	48,4
Chodnik Cw-1 badawczy	155	0,2	0,4	0,6	0,6	0,8	0,6	0,6	0,8	0,6	0,4	48,4
Chodnik B-5	357	0,2	0,4	0,4	0,6	0,8	0,6	0,4	0,8	0,4	0,4	43,7
Pochylnia B-1	589	0,4	0,8	0,6	0,6	1,0	0,6	0,4	1,0	0,4	0,4	62,1
Pochylnia taśmowa C-3	110	0,4	0,4	0,4	0,6	0,8	0,6	0,4	0,8	0,4	0,6	49,5
Chodnik 2 Z1, Z2	127	0,2	0,6	0,8	0,6	1,0	0,6	0,6	1,0	0,6	0,6	59,7
Pochylnia B-1	519	0,4	0,8	0,6	0,8	1,0	0,6	0,6	1,0	0,6	0,4	66,4
Chodnik B-5	290	0,4	0,4	0,6	0,6	0,8	0,6	0,4	0,8	0,4	0,6	52,5
Chodnik B-7	959	0,2	0,8	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	1,0	0,6	0,6	69,6
Pochylnia taśmowa C-3	163	0,8	0,6	0,6	0,6	0,8	0,6	0,6	0,8	0,4	0,6	65,4
Chodnik Cz-6a	445	0,6	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,6	1,0	0,4	0,4	62,3
Pochylnia taśmowa C-3	260	0,6	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	0,8	0,6	0,6	65,7
Chodnik B-3	292	0,4	0,8	0,6	0,8	0,8	0,8	0,6	0,8	0,6	0,4	63,8
Chodnik łączący Z-3	342	0,6	0,6	0,8	0,6	1,0	0,6	0,6	1,0	0,8	0,4	68,6
Pochylnia Izn	174	0,6	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,6	1,0	0,6	0,6	65,3
Chodnik Cz-6a	432	0,6	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,6	1,0	0,4	0,4	62,3
Chodnik B-3	371	0,4	0,8	0,6	0,8	0,8	0,8	0,6	0,8	0,6	0,4	63,8
Chodnik B-7	248	0,4	0,8	0,6	0,8	0,8	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	65,2
Chodnik 2 Z1, Z2	216	0,6	0,8	0,8	0,8	1,0	0,8	0,6	1,0	0,6	0,6	75,3
Pochylnia zachodnia	35	0,6	0,6	0,6	0,8	1,0	0,8	0,6	1,0	0,4	0,6	66,4
Pochylnia Izn	83	0,8	0,6	0,6	0,8	1,0	0,8	0,6	1,0	0,6	0,6	72,4
Chodnik łączący Z-3	67	0,6	0,8	0,8	0,8	1,0	0,8	0,6	1,0	0,8	0,4	75,5
Pochylnia zachodnia	215	0,6	0,8	0,8	0,8	1,0	0,8	0,6	1,0	0,4	0,6	73,6
Pochylnia zachodnia	326	0,8	0,8	0,8	0,8	1,0	0,8	0,6	1,0	0,4	0,6	78,0

Tabela 5.10. Współczynniki zastosowane do oceny warunków górniczych w analizowanych wyrobiskach

Nazwa wyrobiska	Lokalizacja otworu badawczego [m]	Nazwa czynnika							Suma punktów	
		sąsiedztwo czynnych wyrobisk eksploatacyjnych	oddziaływanie krawędzi eksploatacyjnych	sąsiedztwo pozostawionych resztek i filarów	sąsiedztwo zrobów	głębokość załęgania	sąsiedztwo wyrobisk korytarzowych			
								24,3		23,5
Chodnik Cw-1 badawczy	342	0,4	0,4	1,0	1,0	0,4	1,0	0,4	1,0	66,6
Chodnik Cw-1 badawczy	155	0,4	0,4	1,0	1,0	0,4	1,0	0,4	1,0	66,6
Chodnik B-5	357	0,2	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	77,4
Pochylnia B-1	589	1,0	1,0	—	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	90,1
Pochylnia taśmowa C-3	110	1,0	0,6	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	89,0
Chodnik 2 Z1, Z2	127	0,4	0,6	0,6	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	66,1
Pochylnia B-1	519	1,0	1,0	0,6	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	90,1
Chodnik B-5	290	0,2	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	77,4
Chodnik B-7	959	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	98,4
Pochylnia taśmowa C-3	163	1,0	0,6	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	89,0
Chodnik Cz-6a	445	1,0	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	96,9
Pochylnia taśmowa C-3	260	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	98,4
Chodnik B-3	292	0,2	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	77,4
Chodnik łączący Z-3	342	1,0	0,4	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	82,8
Pochylnia Izn	174	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	0,6	—	87,4
Chodnik Cz-6a	432	1,0	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	96,9
Chodnik B-3	371	0,2	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	77,4
Chodnik B-7	248	0,4	1,0	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	83,9
Chodnik 2 Z1, Z2	216	0,4	0,6	1,0	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	74,5
Pochylnia zachodnia	35	1,0	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	95,8
Pochylnia Izn	83	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	87,4
Chodnik łączący Z-3	67	1,0	0,4	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	82,8
Pochylnia zachodnia	215	1,0	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	95,8
Pochylnia zachodnia	326	1,0	1,0	1,0	1,0	0,6	1,0	0,6	1,0	96,9

Tabela 5.11. Współczynniki zastosowane do oceny czynników technicznych w analizowanych wyrobiskach

Nazwa wyrobiska	Lokalizacja otworu badawczego [m]	Nazwa czynnika										Suma punktów
		nośność systemu obudowy	dokładność wykonania obudowy	rodzaj obudowy	czas utrzymania wyrobiska	wymiary i kształt wyrobiska	rodzaj opinki i wykładki	sposób drażenia wyrobiska	waga (istotność)			
									15,2	14,9	14,5	
Chodnik Cw-1 badawczy	342	0,6	0,8	0,8	0,8	0,8	0,6	0,6	0,8	0,8	0,8	72,7
Chodnik Cw-1 badawczy	155	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,6	0,6	0,8	0,8	0,8	78,0
Chodnik B-5	357	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	72,5
Pochylnia B-1	589	0,6	0,8	0,2	0,2	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	57,8
Pochylnia taśmowa C-3	110	0,6	0,8	0,2	0,4	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	60,7
Chodnik 2 Z1, Z2	127	0,6	0,8	0,2	0,6	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	63,6
Pochylnia B-1	519	0,6	0,8	0,2	0,2	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	57,8
Chodnik B-5	290	0,6	0,8	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	69,6
Chodnik B-7	959	1,0	0,8	1,0	0,8	1,0	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	89,0
Pochylnia taśmowa C-3	163	0,6	0,8	0,2	0,4	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	60,7
Chodnik Cz-6a	445	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	72,5
Pochylnia taśmowa C-3	260	0,6	0,8	0,2	0,4	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	60,7
Chodnik B-3	292	0,4	0,8	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	64,3
Chodnik łączący Z-3	342	0,6	0,8	0,8	0,2	0,8	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	66,8
Pochylnia Izn	174	0,4	0,8	0,6	0,2	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	58,5
Chodnik Cz-6a	432	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	72,5
Chodnik B-3	371	0,8	0,8	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	74,9
Chodnik B-7	248	0,8	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	77,8
Chodnik 2 Z1, Z2	216	0,4	0,8	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	67,3
Pochylnia zachodnia	35	0,6	0,8	0,6	0,4	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	66,7
Pochylnia Izn	83	0,6	0,8	0,6	0,2	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	63,8
Chodnik łączący Z-3	67	0,6	0,8	0,2	0,2	0,2	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	57,8
Pochylnia zachodnia	215	0,6	0,8	0,6	0,4	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	66,7
Pochylnia zachodnia	326	0,6	0,8	0,6	0,4	0,6	0,6	0,6	1,0	0,6	0,8	66,7

Tabela 5.12. Zestawienie wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} i wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf}

Nazwa wyrobiska	Lokalizacja otworu badawczego [m]	Czynniki geologiczne	Własności geo-mechaniczne liczba punktów	Czynniki górnicze	Wartość wskaźnika N_{sp}	Stopień skuteczności projektowania wyrobiska N_{sp}	Warunki techniczne		Wartość wskaźnika N_{uf}	Stopień skuteczności utrzymania wyrobiska N_{uf}
							liczba	punktów		
Chodnik Cw-1 badawczy	342	48,4	48,4	66,6	202,2	III	72,7	49	IV	
Chodnik Cw-1 badawczy	155	48,4	48,4	66,6	204,4	III	78,0	53	IV	
Chodnik B-5	357	43,7	43,7	77,4	214,4	III	72,5	52	IV	
Poehylnia B-1	589	62,1	62,1	90,1	247,7	II	57,8	48	IV	
Poehylnia taśmowa C-3	110	49,5	49,5	89,0	224,8	II	60,7	49	IV	
Chodnik 2 Z1, Z2	127	59,7	59,7	66,1	208,8	III	63,6	45	IV	
Poehylnia B-1	519	66,4	66,4	90,1	245,6	II	57,8	47	IV	
Chodnik B-5	290	52,5	52,5	77,4	218,3	II	69,6	51	IV	
Chodnik B-7	959	69,6	69,6	98,4	259,4	I	89,0	77	II	
Poehylnia taśmowa C-3	163	65,4	65,4	89,0	241,8	II	60,7	53	IV	
Chodnik Cz-6a	445	62,3	62,3	96,9	253,6	I	72,5	61	III	
Poehylnia taśmowa C-3	260	65,7	65,7	98,4	244,9	II	60,7	51	IV	
Chodnik B-3	292	63,8	63,8	77,4	236,7	II	64,3	51	IV	
Chodnik łączący Z-3	342	68,6	68,6	82,8	237,7	II	66,8	53	IV	
Poehylnia Izn	174	65,3	65,3	87,4	243,8	II	58,5	48	IV	
Chodnik Cz-6a	432	62,3	62,3	96,9	253,6	I	72,5	61	III	
Chodnik B-3	371	63,8	63,8	77,4	232,3	II	74,9	58	III	
Chodnik B-7	248	65,2	65,2	83,9	235,9	II	77,8	61	III	
Chodnik 2 Z1, Z2	216	75,3	75,3	74,5	231,5	II	67,3	52	IV	
Poehylnia zachodnia	35	66,4	66,4	95,8	254,4	I	66,7	57	III	
Poehylnia Izn	83	72,4	72,4	87,4	253,1	II	63,8	54	IV	
Chodnik łączący Z-3	67	75,5	75,5	82,8	242,3	II	57,8	47	IV	
Poehylnia zachodnia	215	73,6	73,6	95,8	263,8	I	66,7	59	III	
Poehylnia zachodnia	326	78,0	78,0	96,9	270,4	I	66,7	60	III	
Minimum		80,7	43,7	66,1	202,2	III	57,8	45	IV	
Maksimum		97,0	78,0	98,4	270,4	I	89,0	77	II	

Ostatnim z analizowanych czynników w ocenie wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} są czynniki górnicze (tab. 5.10), które zmieniają się od 66,1 punktów (chodnik nadścianowy 2 Z1, Z2 w rejonie 127 metra) do 98,4 (chodnik taśmowy C-3 w rejonie 110 metra i 163 metra oraz chodnik B-7 w rejonie 959 metra). W przypadku tej grupy czynników największy wpływ na osiągnięte wartości mają elementy związane z eksploatacją czynną i zakończoną. Wyrobiska, które poddane są takim wpływom, przyjmują niskie wartości wskaźnika N_{sp} . Jednocześnie należy zwrócić uwagę, że w przypadku kiedy badania wykonywano w wyrobiskach przyścianowych, ale w okresie kiedy eksploatacja nie była prowadzona, wartości wskaźnika N_{sp} są wysokie.

W przypadku czynników technicznych (tab. 5.11), wartości zmieniają się w zakresie od 57,8 w pochylni B-1 (rejon 589 metra wyrobiska) do 89,0 w chodniku B-7 (rejon 959 metra wyrobiska). Uzyskane wartości wynikają przede wszystkim z zastosowanej nośności systemu obudowy oraz przyjętego rodzaju obudowy i czasu planowanego funkcjonowania wyrobisk. Na podstawie danych przedstawionych w tabelach 5.8–5.11 określono wartości wskaźników skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} oraz utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} (tab. 5.12).

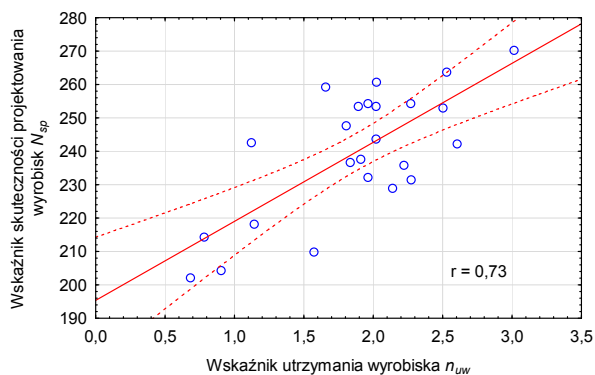
Summaryczna wartość wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} mieści się w zakresie od 202,2 dla chodnika badawczego Cw-1 (rejon 342 metra wyrobiska) do 270,4 dla pochylni zachodniej (rejon 326 metra wyrobiska). Uzyskane wartości wskazują więc, że skuteczność projektowania pozostaje na I, II i III stopniu, co oznacza, że czynniki geologiczno-górnicze są korzystne i bardzo sprzyjają projektowaniu (stopień I i II) bądź warunki są niezbyt sprzyjające i projektowanie może być utrudnione (stopień III). Jednocześnie na podstawie analizy elementów składowych można stwierdzić, które czynniki z danej grupy przyjmują najniższe wartości, utrudniając proces projektowania.

Porównując otrzymane wartości wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} z wartościami wskaźnika utrzymania wyrobisk n_{uw} (rozdz. 4), można zauważyć, że znacznie większym rozrzutem cechuje się drugi z wymienionych parametrów, tj. wskaźnik n_{uw} (zmiana pomiędzy wartością minimalną a maksymalną przekracza 300%), mimo że opiera się on tylko na trzech parametrach, tj. ciśnieniu pierwotnym, wskaźniku RQD oraz wytrzymałości na ściskanie.

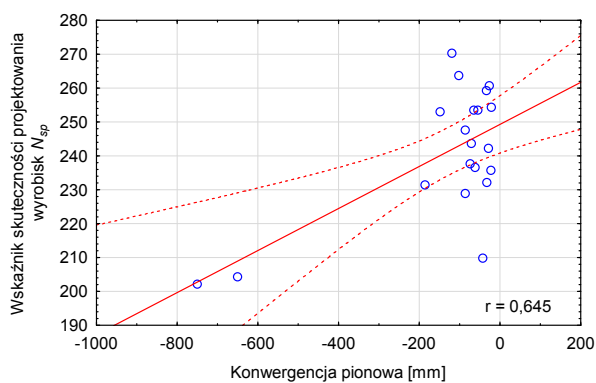
W celu określenia zależności pomiędzy wynikami badań kopalnianych a wartościami wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} i utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} przeprowadzono analizę statystyczną.

Jako pierwszy porównano wskaźnik skuteczności projektowania wyrobiska N_{sp} ze wskaźnikiem utrzymania wyrobiska n_{uw} . Z analizy uzyskanej zależności wynika, że zbieżność tych parametrów wynosi 73%, bowiem współczynnik korelacji ma wartość 0,73 (rys. 5.10). Możliwa jest zatem ocena warunków (trudności utrzymania wyrobisk) za pomocą bardzo prostego wskaźnika n_{uw} , dla którego w łatwy sposób można oszacować dane wejściowe.

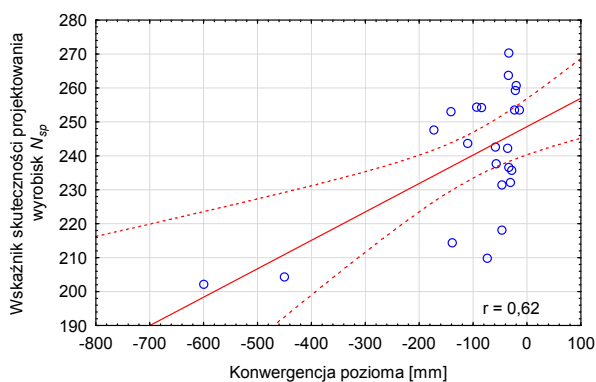
W przypadku zmian przekroju poprzecznego wyrobisk, tj. wysokości i szerokości, dopasowania pomiędzy nimi a wskaźnikiem skuteczności projektowania N_{sp} są na średnim poziomie, bowiem współczynniki korelacji przyjmują wartość 0,64 i 0,62 (rys. 5.11 i 5.12).



Rys. 5.10. Zależność wskaźnika utrzymania wyrobiska n_{uw} od wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

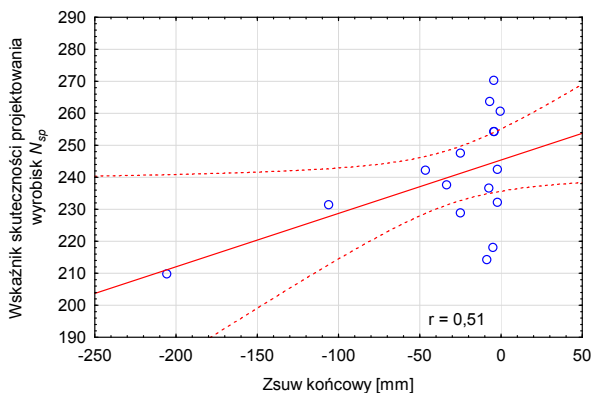


Rys. 5.11. Zależność końcowej zmiany wysokości wyrobiska od wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

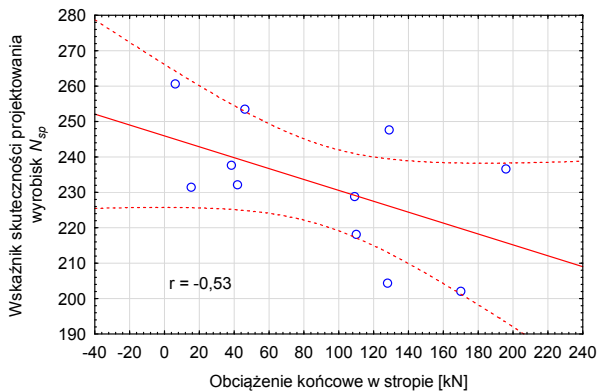


Rys. 5.12. Zależność końcowej zmiany szerokości wyrobiska od wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

Mniejszą korelację uzyskano pomiędzy wartością wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} a wartością zsuwu na złączach, co pozwala stwierdzić, że im mniejsza jest wartość wskaźnika N_{sp} tym większy następuje zsuw (rys. 5.13). Podobną zależność można zaobserwować także, porównując wskaźnik N_{sp} z końcowym obciążeniem stropnicy obudowy podporowej, którego współczynnik korelacji wynosi 0,53 (rys. 5.14).

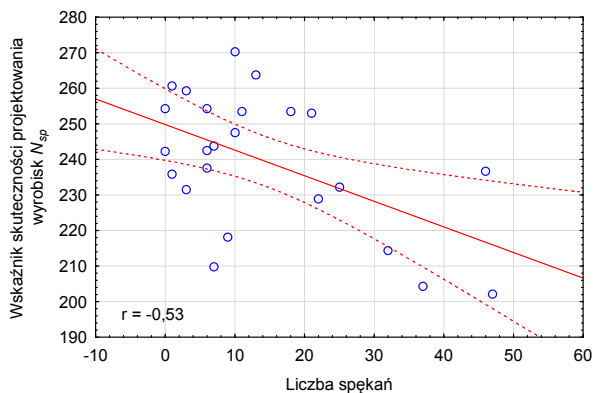


Rys. 5.13. Zależność końcowej wartości zsuwu na złączach od wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

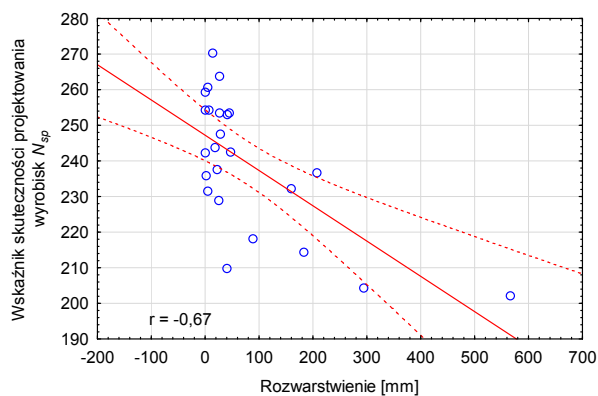


Rys. 5.14. Zależność końcowej wartości obciążenia w stropie od wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

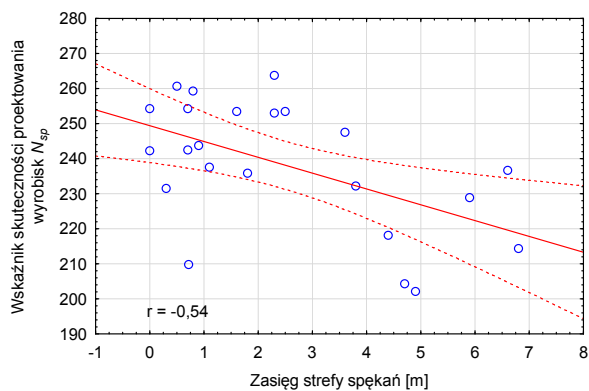
Dobrą zbieżność wyników uzyskano, porównując liczbę spękań w stropie, rozwarstwienie oraz zasięg strefy spękań w stropie z wartością wskaźnika N_{sp} . W pierwszym przypadku współczynnik korelacji wyniósł 0,53 (rys. 5.15), w drugim 0,67 (rys. 5.16), natomiast w trzecim 0,54 (rys. 5.17). Wskazuje to na znaczący wpływ wartości wskaźnika skuteczności projektowania na zachowanie się stropu wyrobisk.



Rys. 5.15. Zależność liczby spękań w stropie od wartości wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}



Rys. 5.16. Zależność rozwarstwienia w stropie od wartości wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

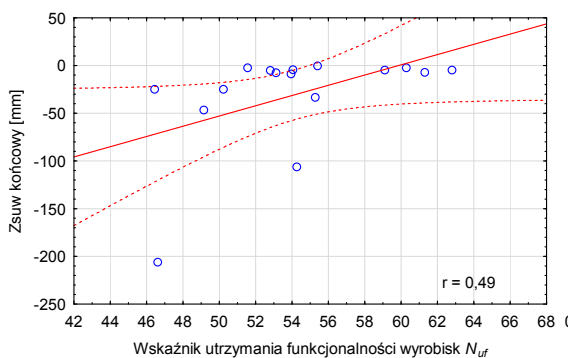


Rys. 5.17. Zależność zasięgu strefy spękań w stropie od wartości wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp}

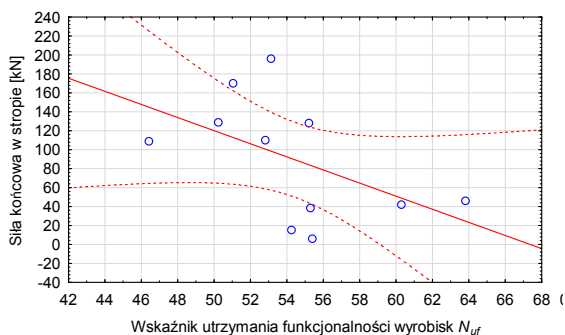
Analizując związek wartości wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} z wynikami pomiarów *in situ* przeprowadzonych w kilkunastu wyrobiskach korytarzowych i dwudziestu kilku odcinkach badawczych, można stwierdzić, że współczynniki korelacji wynoszą $0,50 \div 0,67$. Mimo że nie są to wartości najwyższe, to należy stwierdzić przydatność zaproponowanego wskaźnika N_{sp} do oceny stopnia trudności projektowania wyrobisk w danych warunkach geologiczno-górnicznych.

Następnie przeprowadzono analizę związku wartości wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} z wynikami pomiarów kopalnianych. Z tego względu, że wskaźnik N_{uf} uzależniony jest od wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} , uzyskiwane współczynniki korelacji będą w nieznacznie odbiegać od tych przedstawionych na rysunkach 5.11–5.17. Jednak w przypadku wzrostu lub spadku wartości współczynnika korelacji pomiędzy wskaźnikiem N_{uf} a wynikami pomiarów można mówić o dokładniejszym lub mniej dokładnym określeniu wpływu analizowanego parametru na zachowanie się badanych wyrobisk.

Analizując zależność zsuwu na złączach od wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} , można zauważyć, że w tym przypadku wartość współczynnika korelacji wynosi 0,49 (rys. 5.18), natomiast w zestawieniu z obciążeniem stropu wyrobiska 0,51 (rys. 5.19).



Rys. 5.18. Zależność zsuwu na złączach od wartości wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf}



Rys. 5.19. Zależność obciążenia końcowego w stropie od wartości wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf}

Analizując zależności zachodzące pomiędzy wskaźnikami skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} oraz utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} a wybranymi wynikami pomiarów kopalnianych, należy stwierdzić, że ich dopasowanie jest na poziomie średnim. Wydaje się jednak, że ze względu na liczbę zmiennych oraz różny czas prowadzenia pomiarów zaproponowane wskaźniki odzwierciedlają skuteczność utrzymania funkcjonalności. Nie oznacza to jednak zaprzestania dalszych prac nad lepszym dopasowaniem wartości wag do poszczególnych parametrów geologicznych, geomechanicznych, górniczych i technicznych. Należy jednak mieć świadomość, że proces szczegółowej weryfikacji będzie czasochłonny, bowiem wiąże się z prowadzeniem bezpośrednich pomiarów w kopalniach.

6. Podsumowanie i wnioski końcowe

Proces projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego, a później utrzymania ich funkcjonalności, jest zagadnieniem złożonym, na które wpływa wiele czynników. Umownie podzielono je na trzy grupy: naturalne, górnicze i techniczne. Łącznie można wyróżnić dwadzieścia siedem najważniejszych czynników. Już na etapie planowania przebiegu wyrobiska, a potem projektowania jego obudowy, istnieje ryzyko związane z niepewnością informacji dotyczących warunków geologicznych oraz własności geomechanicznych. W praktyce górniczej często występuje konieczność zmiany kierunku biegu wyrobiska lub całkowitej zmiany jego lokalizacji – nawet po wydrążeniu kilkuset metrów, w wyniku np. napotkania nierozpoznanych zaburzeń geologicznych. Podczas projektowania obudowy parametry geomechaniczne skał otaczających określone są najczęściej na podstawie analizy wyników badań prowadzonych w sąsiednich wyrobiskach lub – znacznie rzadziej – w otworach wykonanych na innych poziomach wydobywczych w pokładach wyżej leżących. Uwzględniając dużą zmienność parametrów skał na wybiegu wykonywanych wyrobisk, a także wpływ czynników organizacyjnych – w tym jakości wykonania – należy stwierdzić, że zagadnienie związane z projektowaniem i utrzymaniem wyrobisk jest bardzo skomplikowane.

W niniejszej pracy dokonano szerokiego przeglądu:

- obecnie stosowanych rodzajów obudowy,
- metod projektowania,
- wyników badań kopalnianych stateczności wyrobisk,
- czynników wpływających na projektowanie i utrzymanie funkcjonalności wyrobisk.

Analiza powyższych zagadnień stanowiła podstawę do zaproponowania wskaźnika skuteczności projektowania oraz wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobiska. Ponadto na podstawie charakterystyki zmienności własności górotworu wokół wyrobiska zaproponowano zastosowanie obudowy zmodyfikowanej.

Szczegółowe wnioski z pracy można przedstawić w następujący sposób:

- 1) W kopalniach węgla kamiennego do zabezpieczania wyrobisk korytarzowych stosuje się przede wszystkim obudowę podporową łukową podatną typu ŁP. Obudowa ta oraz otaczający górotwór często są wzmacniane kotwami. W 25% przypadków stosowane są inne schematy obudowy łukowej, np.: ŁPSC, ŁPOC, SPŁ, ŁPP, ŁPrw. Najczęściej stosuje się odrzwia o rozmiarach ŁP9 i ŁP10 z tendencją do zwiększania przekroju poprzecznego wyrobisk w świetle obudowy. Znaczący (przekraczający 50%) – jest udział stosowanych odrzwi wykonanych ze stali o zwiększonych parametrach

wytrzymałościowych. Najczęściej stosowane są odrzwia z rozstawem od 0,75 do 1 m, a najpopularniejszymi kształtownikami są kształtowniki V29 i V32. Powyższe informacje wskazują na trendy w sposobach zabezpieczania wyrobisk, a co za tym idzie kierunki badawcze w zakresie projektowania obudowy oraz utrzymania wyrobisk.

- 2) Przeprowadzona analiza aktualnego stanu zagrożenia zawałowego w wyrobiskach korytarzowych wskazuje, że liczba zawałów oraz związana z tym liczba wypadków śmiertelnych w stosunku do lat osiedziesiątych i dziewięćdziesiątych wyraźnie zmalała. Jako główne przyczyny stanu zagrożenia wymieniane są: nieodpowiednia obudowa w miejscu pogorszenia warunków geologiczno-górnictwowych, błędy w wykonawstwie, niewłaściwa reakcja na pogarszające się warunki geologiczno-górnictwowe oraz brak należytej kontroli stanu wyrobiska.
- 3) Obecne schematy obudowy najczęściej opracowane są na podstawie dokumentów pochodzących z lat 1999–2001. Tylko w nielicznych przypadkach wykorzystywane są metody eksperckie, bazujące zwykle na obliczeniach numerycznych. Natomiast zupełnie nie wykorzystuje się wskaźników jakości górotworu. W ogromnej liczbie przypadków zaprojektowana obudowa ma takie same parametry na całej długości wyrobiska. W sytuacji, kiedy warunki geologiczne okazują się korzystniejsze od projektowanych nie zmienia się schematu obudowy. Stosuje się natomiast wzmocnienia o charakterze doraźnym przy wzmożonych obciążeniach.
- 4) Przeprowadzona analiza wartości podstawowych parametrów geomechanicznych skał otaczających pokład, wykorzystywanych do projektowania obudowy wyrobisk wskazuje, że w obrębie jednego wyrobiska parametry te mogą się zmieniać w zakresie 100%, a w przypadku pokładu węgla różnice te przekraczają kilkaset procent.
- 5) Ze względu na dużą zmienność warunków geologicznych zaproponowano wskaźnik utrzymania wyrobiska n_{uw} , który uzależniono od podstawowych parametrów takich jak wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie skał, wskaźnik podzielności rdzenia wiertniczego RQD , ciśnienie pierwotne. Za pomocą wskaźnika n_{uw} można wstępnie oszacować skłonność otaczającego górotworu do zachowania stateczności wyrobiska. W przypadku braku informacji na temat własności geomechanicznych do wstępnej analizy zaproponowano wykorzystanie pewnych średnich parametrów skał, określonych na podstawie wyników wieloletnich laboratoryjnych i kopalnianych badań własnych.
- 6) Wyniki badań stateczności dwudziestu kilku odcinków badawczych, wykonanych w wyrobiskach wielu kopalń węgla rejonu GZW wskazują, że obserwowane zmiany wymiarów poprzecznych, obciążeń odrzwi obudowy oraz kotew mają związek z parametrami skał otaczających wyrobiska. W korzystnych warunkach geologiczno-górnictwowych wyrobiska zachowują stateczność, nawet przy zastosowaniu odrzwi o rozstawie 1,5 m. Niekorzystna sytuacja prowadzi z kolei do bardzo dużych utrudnień w funkcjonowaniu wyrobiska lub nawet konieczności ich likwidacji.
- 7) Uzyskane metodą AHP (Analiza Hierarchiczna Problemu) wyniki badań przeprowadzonych w grupie kilkudziesięciu ekspertów zajmujących się obudową wyrobisk, zarówno z kopalń, jak i ośrodków naukowych, pozwoliły na wytypowanie grup czynników naturalnych, geomechanicznych, górniczych i technicznych. Łącznie w analizie znalazło się 27 czynników, które uzyskały odpowiednie wagi procentowe wpływające na proces

projektowania i utrzymania wyrobisk. Analiza ta pozwoliła na zaproponowanie dwóch wskaźników wykorzystywanych do oceny – odpowiednio – skuteczności projektowania obudowy wyrobisk N_{sp} oraz utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} . Biorąc pod uwagę zaproponowane wskaźniki, podano dwie sześciostopniowe klasyfikacje wskazujące na poziom trudności projektowania i utrzymania wyrobisk.

- 8) W procesie projektowania i wykonania wyrobiska można wziąć pod uwagę wykorzystanie obudowy o modyfikowanej podporności, której idea polega na zaprojektowaniu konstrukcji uwzględniającej warunki geologiczno-górnice określone na wybiegu wyrobiska. Do takiej obudowy powinny być dobrane odpowiednie elementy wzmacniające, które będą mogły być zastosowane każdorazowo w przypadku gorszych warunków – bez konieczności dokonywania kolejnych obliczeń. Pozwoli to na kontynuację drążenia wyrobiska oraz zaplanowane działanie w warunkach kryzysowych. Metoda taka poprawia bezpieczeństwo prowadzonych prac i pozwala zastosować odpowiedni do bieżących potrzeb typ obudowy.
- 9) Obliczenia wskaźników skuteczności projektowania N_{sp} i utrzymania funkcjonalności N_{uf} dla wyrobisk, w których prowadzono pomiary, oraz porównanie tych wskaźników z wynikami pomiarów w tych wyrobiskach wskazują, że występuje korelacja pomiędzy wynikami pomiarów a wskaźnikami. Istnieje jednak konieczność prowadzenia dalszych prac w tym kierunku, bowiem liczba czynników wpływających na zachowanie wyrobiska jest bardzo duża, a realizacja pomiarów w warunkach naturalnych jest czasochłonna.
- 10) Przedstawione w pracy propozycje wskaźników mogą stanowić narzędzie wspomagania projektowania oraz planowania możliwości utrzymania wyrobisk korytarzowych, gdyż pozwalają na liczbowe określenie zmian warunków geologiczno-górnich oraz technicznych na etapie projektowania, wykonywania, a następnie użytkowania wyrobiska. Jednocześnie wypracowane metody doboru obudowy wyrobisk mogą zostać zmodyfikowane przez zastosowanie konstrukcji o zmiennej nośności.
- 11) Wskazane jest prowadzenie dalszych badań, które będą zmierzały do osiągnięcia lepszego dopasowania wartości zaproponowanych wskaźników do wyników pomiarów kopalnianych. Prace powinny także zmierzać do tego, aby wskaźnik skuteczności projektowania N_{sp} mógł posłużyć do wyznaczania nośności projektowanej obudowy.

Literatura

1. Abdalla S., Kizil M., Canbulat I., 2013: *Development of a Method for Layout Selection Using Analytical Hierarchy Process*. 2013 Underground Coal Operators' Conference, University of Wollongong, s. 27–37.
2. Aldorf J., Vojtasik K., 1994: *Possibilities of an Increased Load-Carrying Capacity of Steel Arch Support by Means of Anchorage*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo, zeszyt nr 221, s. 39–48.
3. Baklašov I.V., Kartoziâ B.A., Šašenko A.N., Borisov V.N., 2004: *Geomehanika: Učebnik dlâ vuzov. Tom 1. Osnovy geomehaniki*. Moskovskij gosudarstvennyj gornyj universitet . Izdatel'stvo MGGU, Moskva.
4. Baklašov I.V., Kartoziâ B.A., Šašenko A.N., Borisov V.N., 2004: *Geomehanika: Učebnik dlâ vuzov. Tom 2. Geomehaničeskie processy*. Moskovskij gosudarstvennyj gornyj universitet. Izdatel'stvo MGGU, Moskva.
5. Barczyk J., Kowalski S., Lampert G., Dubiel G., Głuch P., 2001: *Rozwiązania obudów kotwionych zastosowane w kopalniach Rybnickiej Spółki Węglowej*. Nowoczesne Technologie Górnicze 2001 – Kotwienie, 3–4 września, Gliwice–Ustroń, s. 13–26.
6. Barton N., 2002: *Some New Q-Value Correlations to Assist in Site Characterization and Tunnel Design*. International Journal Rock Mechanics & Mining Science, Vol. 39/2, s. 185–216.
7. Barton R., Głuch P., Hereźniak L., Kawalec E., 1998: *Obudowa kotwiowa w wyrobisku o kształcie łukowym w warunkach KWK Sośnica*. Geotechnika'98. VIII Międzynarodowe Sympozjum, Gliwice–Ustroń, 18–21 października 1998 r. Materiały konferencyjne. Cz. 1. s. 27–38.
8. Bieniawski Z.T., 1990: *Tunnel Design by Rock Mass Classifications*. Technical Report GL-79-19, Department of the ARMY, US Army Corps of Engineers, Washington, s. 74.
9. Bobet A., 2010: *Numerical Methods in Geomechanics*. The Arabian Journal for Science and Engineering, 28 Vol. 35, Number 1B, s. 27–48.
10. Borecki M., 1980: *Mechanika budowli podziemnych*. Politechnika Śląska, Skrypt Uczelniany nr 904, Gliwice, s. 227.
11. Borecki J., Koliński K., Brudny G., 2012: *Wzmocnienie obudowy podporowej rozdzielni RDW-4 poz. 830 poprzez zastosowanie kotew samowiertnych iniekcyjnych w JSW S.A. KWK „Pniówek”*, XXXV Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej i Geoinżynierii Wisła–Jawornik, 5–19 marca, s. 45–53.
12. Brady B.H.G., Brown E.T., 2004: *Rock Mechanics for Underground Mining*. Third editions. Kluwer Academic Publishers, s. 628.
13. Bray J.W., 1986: *Some Applications of Elastic Theory*. Analytical and Computational Methods in Engineering Rock Mechanics. Allen & Unwin, London (ed. E. T. Brown), s. 32–94.
14. Brodny J., 2010: *Analiza pracy złącza ciernego z klinem*. Przegląd Górniczy, nr 1, s. 69–73.
15. Brodny J., 2012: *Identyfikacja parametrów pracy złącza ciernego stosowanego w górniczej obudowie podatnej wyrobisk korytarzowych*. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.

16. Brzychczy E., 2012.: *Metoda modelowania i optymalizacji robót eksploatacyjnych w wielozadaniowym przedsiębiorstwie górniczym*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków, seria Rozprawy, Monografie.
17. Bukowska M., 2012: *Słoność górotworu do tpań – geologiczne i geomechaniczne metody badań*. Wydawnictwo GIG, Katowice.
18. Canbulat I., 2010: *Roadway Roof Support Design in Critical Areas at Anglo American Metallurgical Coal's Underground Operations*. 2010 Underground Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 11–12 February 2010, Wollanberg, s. 50–72.
19. Cała M., Flisiak J., Tajduś A., 2001: *Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie*. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków.
20. Carranza-Torres C., 2009: *Analytical and Numerical Study of the Mechanics of Rockbolt Reinforcement around Tunnels in Rock Masses*. Rock Mechanics and Rock Engineering, no. 42, s. 175–228, DOI 10.1007/s00603-009-0178-2.
21. Chmielewski W., Laboński S., Stałęga S., Górski A., 1992: *Stalowe stopy podporowe w obudowach wyrobisk udostępniających i przygotowawczych*. Wiadomości Górnicze, nr 3, s. 65–69.
22. Chudek M., 1986: *Obudowa wyrobisk górniczych. Część I*. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice.
23. Chudek M., 1996: *Obciążenia dynamiczne obudowy wyrobisk górniczych powodowanych wstrząsami masywu skalnego*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 11, s. 10–13.
24. Chudek M., 2009: *Optymalizacja warunków współpracy stalowej obudowy odrzwiowej podatnej wzmocnionej warstwą betonu natryskowego z górotworem w aspekcie zachowania stateczności wyrobiska oraz ochrony środowiska górniczego*. Praca zbiorowa, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.
25. Chudek M., Duży S., Głuch P., Kleta H., Cholewa M., Winch M., 2011: *Stateczność wyrobisk korytarzowych warunkiem efektywnej eksploatacji i bezpieczeństwa pracy w kopalniach podziemnych. Zagadnienia wybrane*. Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej, Gliwice, s. 135.
26. Chudek M., Duży S., Kleta H., Kłeczek Z., Stoiński K., Zorychta A., 2000: *Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny*. Politechnika Śląska, Gliwice–Kraków–Katowice.
27. Cizmek D., Blazic A., Mayer J., 2004: *Mine Roadways Construction at the Premogovnik Velenje Coal Mine Using Modern Support Structure*. Aachen International Mining Symposia Roofbolting in Mining, Aachen 2–3 June, s. 179–194.
28. Czech E., 1992: *Sposoby, wymogi i efekty stosowania obudowy kotwowej*. Przegląd Górniczy, nr 4, s. 4–9.
29. Daniłowicz R., Kowalski E., Skupik M., 2007: *Wpływ wykładki mechanicznej na stabilizację odrzwi obudowy chodnikowej*. Prace GIG, Seria Konferencje.
30. Daniłowicz R., Rotkegel M., Najman W., Fraś A., 2004: *Obudowa szkieletowa odgałęzień chodników*. Przegląd Górniczy, nr 6, s. 34–37.
31. Daniłowicz R., Skrzyński K., 2003: *Określenie współczynnika wzmocnienia górotworu za pomocą kotwi w wyrobiskach korytarzowych*. Przegląd Górniczy, nr 3, s. 8–11.
32. Drzęzła B., Głęb L., Schinol J., 2001: *Wpływ jakości wykładki na podporność łukowej obudowy odrzwiowej*. Wiadomości Górnicze, nr 2, s. 70–76.
33. Drzęzła B., Głuch P., 1998: *Obudowa kotwowa w kopalniach węgla kamiennego*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, z. 2, s. 1–9.
34. Drzęzła B., Mendera Z., Barchan A., Głęb L., Schinol J., 2000: *Obudowa górnicza. Zasady projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny*. Wydanie II – poprawione, Gliwice.

35. Duży S., 2000: *Prognozowanie własności skał w otoczeniu projektowanego wyrobiska na podstawie wyników badań w punktach rozproszonych*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, z. 4, s. 13–17.
36. Duży S., 2005: *Projektowanie badań geotechnicznych dla potrzeb doboru obudowy wyrobisk korytarzowych*. Przegląd Górniczy, nr 7–8, s. 11–21.
37. Duży S., 2007a: *Studium niezawodności konstrukcji obudowy i stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego z uwzględnieniem niepewności informacji*. Gliwice, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, 2007, s. 221.
38. Duży S., 2007b: *Zachowanie się odrzwi stalowej obudowy podatnej w warunkach deformacyjnych ciśnień górotworu w świetle obserwacji dołowych*. Górnictwo i Geoinżynieria, rok 31, z. 3, s. 105–112.
39. Duży S., 2008: *Zakres badań geotechnicznych w celu doboru obudowy wyrobisk górniczych w świetle doświadczeń*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 4, s. 18–24.
40. Duży S., 2009: *The Influence of Heading Localization Depth on Their Stability*. International Mining Forum 2009, Sobczyk, Kicki & Saługa (eds), Taylor & Francis Group, London, UK, s. 43–54.
41. Duży S., 2010: *Wpływ jakości wykonania na zachowanie się odrzwi stalowej obudowy podatnej*. Polski Kongres Górniczy – Kongres Górnictwa Podziemnego. Wydawnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice, s. 203–213.
42. Duży S., Szafulera K., 2007: *Przestrzenna losowa zmienność wytrzymałości na ściskanie piaskowców towarzyszących pokładom węgla kamiennego warstw orzeskich*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 1, s. 20–24.
43. EM 1110-2-2901: Engineering and Design – Tunnels and Shafts in Rock 30 May 97, CECW-EG, 236, <http://publications.usace.army.mil/publications/eng-manuals/EM-1110-2-2901/toc.htm>, 02.02.2013.
44. Feng X.T., Hudson J.A., 2010: *Specifying the Information Required for Rock Mechanics Modelling and Rock Engineering Design*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 47, s. 179–194.
45. Feng X.T., Hudson J.A., 2011: *Rock Engineering Design*. CRC Press, Taylor & Francis, s. 468.
46. Ficek J., Głuch P., Preidl W., 2000: *Obudowa podporowa – przykotwiana dla przecinek ścianowych*. Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo, z. 246, s. 169–181.
47. Ficek J., Kalarus Z., 2001: *Drążenie wyrobisk korytarzowych o zwiększonym rozstawie odrzwi – aspekt techniczny i ekonomiczny*. Materiały konferencyjne X Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk, s. 545–560.
48. Filcek H., Walaszczyk J., Tajduś A., 1994: *Metody komputerowe w geomechanice górniczej*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice, s. 318.
49. Franik T., 2012: *Ocena istotności wybranych czynników wpływających na postęp drążenia wyrobisk korytarzowych w kopalni węgla kamiennego*. Innowacje w zarządzaniu i inżynierii produkcji pod red. Ryszarda Knosali. Opole: Oficyna Wydawnicza Polskiego Towarzystwa Zarządzania Produkcją, s. 370–380.
50. Gawryś J., 2008: *Ocena wytrzymałości pakietów skał stropowych pokładów węgla metodą geostatystyczną*. Prace Naukowe GIG „Górnictwo i Środowisko”, kwartalnik nr 4, s. 5–16.
51. Gens A., Ledesma A., Alonso E.E., 1996: *Estimation of Parameters in Geotechnical Back-analysis – II. Application to a Tunnel Excavation Problem*. Computers and Geotechnics, 18 (1), s. 29–46.
52. Ghasemi E., Ataei M., Shahiar K., Sereshki F., Jalali S.E., Ramazanzadeh A., 2012: *Assessment of Roof Fall Risk during Retreat Mining in Room and Pillar Coal Mines*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 54, s. 80–89.
53. Gioda G., Sakurai S., 1987: *Back Analysis Procedures for the Interpretation of Field Measurements in Geomechanics*. International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics, vol. 11, s. 555–583.

54. Głuch P., 1998: *Problemy projektowania obudowy kotwionej w kopalniach węgla kamiennego*. Cuprum, nr 3(8), s. 97–136.
55. Goel R.K., Jethwa J.L. Paithankar A.G., 1995: *Indian Experience with Q and RMR Systems*. Tunneling and Underground Space Technology, vol. 10, no. 1, s. 97–109.
56. Gromada Z., 1992: *Kotwie górnicze jako wzmocnienie podporowej obudowy chodnika zagrożonego nadmierną konwergencją*. Przegląd Górniczy, nr 8, s. 29–32.
57. Gupta S., Kumar U., 2012: *An Analytical Hierarchy Process (AHP)–Guided Decision Model for Underground Mining Method Selection*. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, vol. 26, iss. 4, s. 324–336, DOI: 10.1080/17480930.2011.622480.
58. Hoek E.: *Practical Rock Engineering*. <http://www.rocsience.com/education>, 20.03.2013.
59. Hoek E., Carranza-Tores C., Corkum B., 2002: *Hoek–Brown Failure Criterion*. 2002 edition. Proceedings of North American Rock Mechanics Society, Meeting in Toronto, s. 267–271.
60. Hoek E., Kaiser P.K., Bawden W.F., 1995: *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. A.A. Balkema, Rotterdam, s. 215.
61. Hoek E., Marinos P., 2007: *A Brief History of the Development of the Hoek–Brown Failure Criterion*. Soil and Rocks, no. 2, November, s. 1–13, <http://www.rocsience.com/hoek/references>.
62. Jaeger J.C., Cook N.G., Zimmerman R.W., 2007: *Fundamentals of Rock Mechanics*. Blackwell Publishing, Malden.
63. Jakubowski J., 2010: *Stochastyczna symulacja stateczności wyrobisk w nieciągłym masywie skalnym*. Rozprawy Monografie 216, Wydawnictwa AGH, Kraków.
64. Jamshidi M., Ataei M., Sereshki F., JalaliSeyed M.E., 2009: *The Application of AHP Approach to Selection of Optimum Underground Mining Method, Case Study: Jajarm Bauxite Mine (Iran)*. Archiwum Górnicztwa, z. 54, nr 1, s. 103–117.
65. Jędryś M., 2006: *Analiza odwrotna konwergencji wyrobiska korytarzowego*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 1, s. 22–26.
66. Jędryś M., 2009: *Wpływ eksploatacji górniczej na podbierane wyrobiska korytarzowe – część I. Pomiar i obserwacje*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 3, s. 1–11.
67. Jing L., 2003: *A Review of Techniques, Advances and Outstanding Issues in Numerical Modelling for Rock Mechanics and Rock Engineering*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, vol. 40, iss. 3, s. 283–353.
68. *Katalog produktów dla górnictwa*. 2013, Huta Łabędy, Wydanie 2013–2014, Gliwice, s. 72.
69. Khair A.W., 1994: *Bolted Rock Mass Behavior*. Geomechanics 93. Balkema, s. 17–24.
70. Kidybiński A., 1992: *Projektowanie systemów obudowy kotwionej*. Wiadomości Górnicze, nr 1, s. 7–12.
71. Kidybiński A., 1993: *Aspekty bezpieczeństwa przy wprowadzaniu samodzielnej obudowy kotwionej*. Bezpieczeństwo Pracy, nr 1, s. 17–23.
72. Kidybiński A., 1995a: *Podstawy projektowania obudowy kotwionej i doboru kotwi na obciążenia statyczno-dynamiczne*. V konferencja „Obudowa Kotwiowa w Kopalniach”, Ustroń, s. 128–163.
73. Kidybiński A., 1995b: *Obudowa kotwiowa w warunkach wstrząsów górotworu i tąpnięć*. Przegląd Górniczy, nr 7–8, s. 1–7.
74. Kidybiński A., 1997: *Modelowanie niejednorodnej strefy odspojenia skał jako podstawa projektów kotwienia oraz doboru obudowy podporowej*. Materiały konferencyjne XX Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, 3–7 marca, s. 203–224.
75. Kidybiński A., Nierobisz A., 1995: *Przegląd i kierunki rozwoju obudowy wyrobisk korytarzowych i komorowych w kopalniach węgla kamiennego. Monografia. Cz. II: Obudowy kotwione i kotwiowo-podporowe*. Prace Naukowe GIG, nr 801, Katowice, s. 88.
76. Kleta H., Winch M., 2007: *Przydatność betonu natryskowego na bazie cementu ekspansywnego ze zbrojeniem rozproszonym dla poprawy stateczności wyrobisk korytarzowych*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, z. 279, s. 63–74.

77. Kłeczek Z., 1994: *Geomechanika górnicza*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
78. Kornilkov M.V., 2000: *Èkspèrimental'nye metody opredeleniâ usilij v soedinitel'nyh uzлах ramno-ankernoj krepì*. Gornyj Žurnal, nr 4 , s. 44–47.
79. Korus H., Szymiczek W., Ficek J., Sobik M., 2002: *Stosowane rozwiązania obudowy kotwiowej w kopalni „Jankowice”*. Przegląd Górniczy, nr 1, s. 3–11.
80. Korzeniowski W., 2006: *Ocena stanu podziemnych wyrobisk chodnikowych i komorowych na podstawie empirycznych metod badawczych*. Seria: Rozprawy, Monografie. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
81. Korzeniowski W., Herezy Ł., Krauze K., Rak Z., Skrzypkowski K., 2013: *Monitoring górotworu na podstawie analizy pracy sekcji obudowy zmechanizowanej*. Wydawnictwa AGH, Kraków.
82. Korzeniowski W., Nowak-Senderowska D., 2012: *Możliwości wykorzystania metody AHP do określania wpływu poszczególnych zagrożeń na poziom ryzyka na stanowisku pracy*. Przegląd Górniczy, nr 12, s. 145–151.
83. Korzeniowski W., Piechota S., 2000: *Rozkład siły osiowej wzdłuż kotwi na podstawie badań in situ*. Przegląd Górniczy, nr 12, s. 22–28.
84. Korzeniowski W., Skrzypkowski K., 2011: *Metody wzmocniania górotworu kotwami przy obciążeniu dynamicznym*. Przegląd Górniczy, nr 3–4, s. 1–8.
85. Kovalevska I., Fomychev V., Vyvcharenko A., 2011: *Optimization of Frome-Bolt Support in the Development Workings, Using Computer Modelling Method*. 22nd World Mining Congress & Expo, 11–16 September, İstanbul, vol. 1., ed. Sinasi Eskikaya, s. 267–278.
86. Kozek B., Ruchel A., 2011: *Wykonywanie i utrzymywanie chodników przyścianowych w kopalni Lubelski Węgiel „Bogdanka” SA – dotychczasowe doświadczenia*. Materiały konferencyjne XX Szkoły Eksploatacji Podziemnej, 21–25 lutego, Kraków, s. 646–663.
87. Krasowski Z., Kozek B., 2001: *Doświadczenia kopalni „Bogdanka” ze stosowania za obudową wykładki mechanicznej w formie worków wypełnionych spoiwem*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, z. 3, s. 17–20.
88. Kugiel M., Barczyk J., Kowalski S., Szymura I., Wojdyński M., 2002: *Samodzielna obudowa kotwiowa szansą poprawy efektywności procesu pozyskania węgla w polskich kopalniach*. Wiadomości Górnicze, nr 10, s. 426–435.
89. Laubscher D.H., 1990: *A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock Mass in Mine Design*. Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, vol. 90, no. 10, s. 257–273.
90. Majcherczyk T., 1995: *Influence of Rock Bolts on the Rock Mass Parameters*. Archives of Mining Sciences, vol. 40, iss. 4, s. 489–501.
91. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z., 2005: *Zmiany rozwarstwień skał stropowych w wyrobiskach korytarzowych w samodzielnej obudowie kotwiowej o długim okresie użytkowania*. Warsztaty Górnicze z cyklu „Zagrożenia naturalne w górnictwie”, red. nauk. Zenon Pilecki, Kazimierz Dolny nad Wisłą, 20–22 czerwca 2005, Wydawnictwo IGSMiE PAN, s. 257–266.
92. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z., 2006: *Ruchy górotworu i reakcje obudowy w procesie niszczenia skał wokół wyrobisk korytarzowych na podstawie badań „in situ”*. Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki, Kraków.
93. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z., 2008: *Badania nowych rozwiązań technologicznych w celu rozrzedzenia obudowy podporowej w wyrobiskach korytarzowych*. Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
94. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z., 2011: *Geomechaniczna ocena stateczności wyrobisk przyścianowych w obudowie podporowo-kotwiowej*. Przegląd Górniczy, nr 6, s. 43–49.

95. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z., 2012: *Ocena schematów obudowy i skuteczności projektowania wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
96. Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2001: *The Application of Roof Bolting in Excavation of Coal Remains in Liquidated Coal Mines*. Mineral Raw Materials and Mining Activity of the 21st Century, January 30–31, Ostrava (ed. Petroš Vladimír), VSB – Technical University of Ostrava. Faculty of Mining and Geology, s. 189–194.
97. Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2002: *Ocena obudowy podporowo-kotwiowej na podstawie wybranych badań in situ*. Przegląd Górniczy, t. 58, nr 12, s. 1–7.
98. Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2003a: *Wpływ zagęszczenia obudowy mieszanej na siły osiowe w kotwach*. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003. Szczyrk, 17–21 lutego 2003, red. nauk. Jerzy Kicki, Polska Akademia Nauk. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią; Akademia Górniczo-Hutnicza. Katedra Górnictwa Podziemnego. Kraków: Wydawnictwo IGSMiE PAN, s. 175–184.
99. Majcherczyk T., Niedbalski Z. 2003b: *Stateczność wyrobisk w obudowie kotwowej na dużej głębokości*, w: *Geotechnika w budownictwie i górnictwie*, pod red. Włodzimierza Brząkały, Jana Butry, Stefana Gałczyńskiego. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, s. 473–482.
100. Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2010: *Wpływ głębokości na strefę spękań wokół wyrobiska korytarzowego*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 9, s. 3–11.
101. Majcherczyk T., Niedbalski Z., Małkowski P., 1998: *Geomechaniczne problemy przy zastosowaniu obudowy kotwowej w podziemnych kopalniach węgla kamiennego*. Prace własne nr 10.100.573, Katedra Geomechaniki Górniczej i Geotechniki AGH, Kraków [praca niepublikowana].
102. Majcherczyk T., Niedbalski Z., Małkowski P., 2007: *Określenie lokalizacji chodnika przyścianowego w warunkach oddziaływania zrobów w pokładzie niżej leżącym*. Górnictwo i Geoinżynieria, z. 3, s. 299–307.
103. Majcherczyk T., Niedbalski Z., Małkowski P., Koliński K., 2009: *Stateczność wyrobiska korytarzowego poddanego wpływowi eksploatacji pokładu wyżej leżącego*. Wyższy Urząd Górniczy, nr 8, s. 3–9.
104. Majcherczyk T., Szaszenko A., Sdwiżkowa E., 2006: *Podstawy geomechaniki*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
105. Majcherczyk T., Szlęzak N., Niedbalski Z., 2011: *Wpływ zrobów ścian zawałowych na chodniki przyścianowe projektowanej ściany w warunkach zagrożenia metanowego*. Górnictwo i Geologia, t. 6, z. 3, s. 127–140.
106. Majcherczyk T., Tajduś A., 1994: *Ocena stateczności górotworu dla potrzeb stosowania obudowy kotwowej w wyrobiskach górniczych*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 2, s. 26–35.
107. Małkowski P., 2013: *Rola stref spękań w ocenie stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla*. seria: Rozprawy, Monografie, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków.
108. Małkowski P., Majcherczyk T., Niedbalski Z., 2013: *Zespół dynamometryczny do pomiaru obciążenia obudowy lukowej w wyrobisku górniczym*. Opis ochronny wzoru użytkowego, nr PL 66656 Y1, 31.07.2013 WUP 07/13, s. 1–6.
109. Małkowski P., Niedbalski Z., Majcherczyk T., 2008: *Konwergencja wyrobisk chodnikowych na podstawie wyników obliczeń numerycznych i ich weryfikacja pomiarami in situ*. Górnictwo i Geoinżynieria, z. 1, s. 199–215.
110. Małkowski P., Rak Z., 2011: *Wpływ wykładki mechanicznej na stan naprężenia i wyłężenia górotworu w otoczeniu chodnika przyścianowego wykonanego w słabych skałach karbońskich*. Prace naukowe GIG Problemy Współczesnego Górnictwa, Górnictwo i Środowisko, nr 1/1, s. 251–262.

111. Martin C.D., Kaiser P.K., Christiansson R., 2003: *Stress, Instability and Design of Underground Excavations*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 40, s. 1027–1047.
112. Martin C.D., Kaiser P.K., McCreath D.R., 1999: *Hoek–Brown Parameters for Predicting the Depth of Brittle Failure Around Tunnels*. Canadian Geotechnical Journal, vol. 36, s. 136–151.
113. Masny W., Nierobisz A., 2006: *Stan kotwienia w górnictwie węglowym*. Przegląd Górniczy, nr 6, s. 34–36.
114. Mateja J., 1996: *Beton natryskowy o wysokich parametrach technicznych jako tworzywo do obudowy wyrobisk górniczych*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, z. 3, s. 12–18.
115. Meder A., Kozieł A., Pieczora E., Winkler T., 2001: *Mechanizacja kotwienia w kopalniach węgla kamiennego*. Nowoczesne Technologie Górnicze – Kotwienie, s. 295–306.
116. Namin F.S., Shahriar K., Bascetin A., Ghodsypour S.H., 2009: *Practical Applications from Decision-Making Techniques for Selection of Suitable Mining Method in Iran*. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 25, z. 3, s. 57–77.
117. Nazimko V.V., Alexandrov S.N., Zakharov V.S., 2001: *Prognozowanie zaciskania wyrobisk podziemnych*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 2, s. 23–29.
118. Niedbalski Z., 2003: *Wpływ obudowy podporowo-kotwiowej na zachowanie się wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego*. Praca doktorska [niepublikowana], Kraków.
119. Niedbalski Z., Majcherczyk T., 2004: *Rozrzedzanie obudowy podporowej w świetle wyników badań kopalnianych*. Przegląd Górniczy, t. 63, nr 5, s. 10–15.
120. Niełacny P., 2009: *Dobór technologii utrzymania wyrobisk przyścianowych w jednostronnym otoczeniu zrobów na podstawie pomiarów przemieszczeń górotworu*. Praca doktorska [niepublikowana], Kraków.
121. Niełacny P., Siodłak Ł., 2011: *Utrzymanie wyrobisk przyścianowych w warunkach koncentracji wydobywania na przykładzie KWK „Ziemowit”*. Materiały konferencyjne XX Szkoły Eksploatacji Podziemnej, 21–25 lutego, Kraków, s. 674–682.
122. Nierobisz A., 1999: *Zastosowanie kotwi w warunkach obciążeń dynamicznych*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 2, s. 10–15.
123. Nierobisz A., 2003: *Wyniki badań dołowych wpływu wstrząsów na zachowanie się kotwi w kopalniach węgla*. Seminarium Promocyjne nt. Aktualne problemy stosowania obudowy kotwiowej w kopalniach węgla. Materiały szkoleniowe, Katowice, s. 24–45 [niepublikowane].
124. Nierobisz A., 2012: *Rola obudowy w utrzymywaniu wyrobisk korytarzowych w warunkach zagrożenia tąpnięciami*. Wydawnictwo GIG, Katowice.
125. Nierobisz A., Pytlík A., Nowak H., 2001: *Charakterystyka pracy kotwi przy obciążeniach dynamicznych w świetle badań stanowiskowych*. Nowoczesne Technologie Górnicze – Kotwienie, s. 307–322.
126. Palmstrom A., Stille H., 2007: *Ground Behaviour and Rock Engineering Tools for Underground Excavations*. Tunnelling and Underground Space Technology, vol. 22, s. 363–376.
127. Pariseau W.G., 2006: *Design Analysis in Rock Mechanics*. Taylor & Francis, London.
128. Paszcza H., 2011: *Górnictwo węgla kamiennego w Polsce w 2010 r. Sukcesy i porażki*. Referat wygłoszony w ramach XX Szkoły Eksploatacji Podziemnej, 21–25 lutego, Kraków.
129. Paweł D., 2007: *Zabezpieczenie stateczności wyrobisk górniczych*. Geoinżynieria. Drogi Mosty Tunele, nr 2, s. 48–51.
130. Piechota S., Korzeniowski W., 2002: *Współczynnik wzmocnienia górotworu w obudowie podporowo-kotwiowej w wyrobiskach korytarzowych*. Przegląd Górniczy, nr 6, s. 17–21.
131. Piechota S., Korzeniowski W., Kosonowski J., Kozek B., Chmielewski J., Koza H., Maślakiewicz M., Słomiany P., Krukowski R., 2001: *Instrukcja doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalni Lubelski Węgiel „Bogdanka” SA*, Kraków, Bogdanka, [praca niepublikowana].
132. Pilecki Z., 1999: *Metoda oceny zachowania się masywu skalnego wokół wyrobiska podziemnego*. Studia, Rozprawy, Monografie 59, Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami i Energią PAN, Kraków.

133. Podgórski W., Podgórski K., 1969: *Obudowa kotwiowa wyrobisk górniczych*. Wydawnictwo Śląsk, Katowice.
134. Polska norma: PN-G-06002: 1997: *Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa betonowa monolityczna. Wymagania i badania*.
135. Polska norma: PN-G-06021:1997. *Obudowa wyrobisk korytarzowych. Okładziny żelbetowe*.
136. Polska norma: PN-G-15000-01:1985. *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Postanowienia ogólne*.
137. Polska norma: PN-G-15000-02:1993. *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP, z kształtowników typu V, typoszereg A. Wymiary*.
138. Polska norma: PN-G-15000-03:1993. *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP, z kształtowników typu V, typoszereg A. Łuki*.
139. Polska norma: PN-G-15000-06:1988. *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Elementy pomocnicze. Stopa podporowa*.
140. Polska norma: PN-G-15000-7:1996. *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Rozpory stalowe dwustronnego działania. Wymagania i badania*.
141. Polska norma: PN-G-15050:1996. *Obudowa wyrobisk górniczych. Siatki okładzinowe zgrzewane*.
142. Polska norma: PN-G-05020: 1997: *Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa sklepiąca. Zasady projektowania i obliczeń statycznych*.
143. Polska norma: PN-G-05600: 1998: *Podziemne wyrobiska korytarzowe i komorowe. Obudowa powłokowa. Zasady projektowania i obliczeń statycznych*.
144. Poulos H.G., Davis E.H., 1974: *Elastic Solutions for Soil and Rock Mechanics*. John Willey & Sons Inc., New York–London–Sydney–Toronto.
145. Prusek S., 2003: *Wielkość deformacji chodnika przyścianowego, utrzymywanego za pomocą pasa ochronnego*. Przegląd Górniczy, nr 7–8, s. 33–39.
146. Prusek S., 2008: *Metody prognozowania deformacji chodników przyścianowych w strefach wpływu eksploatacji z zawalem stropu*. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górniczego, nr 874, Katowice.
147. Pytlík A., 2005: *Odporność dynamiczna górniczych kotwi strunowych*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, z. 2, s. 1–14.
148. Rak Z., Małkowski P., Stasica J., 2011: *Elementy technologii wykonywania wykładki mechanicznej w świetle dotychczasowych doświadczeń*. Prace Naukowe GIG. Górniczo i Środowisko, nr 1/1, s. 316–326.
149. Rak Z., Stasica J., 2006: *Kotew strunowa jako element obudowy wyrobisk korytarzowych w polskich kopalniach węgla kamiennego*. Przegląd Górniczy, nr 9, s. 21–29.
150. Rak Z., Siodlak Ł., Stasica J., 2007: *Możliwości i zakres stosowania betonu natryskowego*. Miesięcznik WUG, nr 12, s. 21–27.
151. Rak Z., Stasica J., Stopyra M., 1996: *Technologia wzmacniającego kotwienia górotworu z wykorzystaniem lin w kopalniach węgla kamiennego*. Wiadomości Górnicze, nr 12, s. 635–642.
152. Rak Z., Stasica J., Stopyra M., 2004: *Nowe rozwiązania elementów obudowy podporowo-kotwiowej na przykładzie przecinek ścianowych w KWK „Wieczorek”*. Materiały konferencyjne XIII Szkoły Eksploatacji Podziemnej, 23–27 lutego, s. 221–234.
153. Rotkegel M., Bock S., Witek M., 2010: *Analiza wybranych sposobów pełnego wykorzystania parametrów nośnościowych portalowej obudowy odgałęzienia*. Prace Naukowe GIG.
154. Rotkegel M., Stałęga S., Węzik W., Schöpp W., 2007: *Poprawa warunków pracy obudowy przez zastosowanie wykładki mechanicznej*. Prace naukowe GIG, Seria Konferenacje nr 53 pt. Systemy obudowy wyrobisk korytarzowych dla zapewnienia stateczności i poprawy bezpieczeństwa pracy. Katowice, s. 151–157.

155. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, Dz.U. nr 139, poz. 1169 oraz z 2006 r. nr 124, poz. 863, stan prawny: 12 sierpnia 2006 r.
156. Rułka K., 2006: *Stalowe obudowy odrzwiowe. Nowe rozwiązania konstrukcyjne i metody projektowania*. Praca zbiorowa pod red. K. Rułki, Główny Instytut Górnictwa, Katowice.
157. Rułka K., Mateja J., Kowalski E., Skrzyński K., Stałęga S., Wojtusiak A., Schinol J., 2001: *Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny*. GIG, Seria Instrukcje, nr 15, Katowice 2001.
158. Saaty T.L., 1980: *The Analytic Hierarchy Process*. McGraw Hill, New York, s. 287.
159. Sakurai S., 1997: *Lessons Learned from Field Measurements in Tunnelling*. Tunnelling and Underground Space Technology, vol. 12, no. 4, s. 453–460.
160. Safustowicz A., 1968: *Zarys mechaniki górotworu*. Wydawnictwo Śląsk, Katowice.
161. Sasaoka T., Shimada H., Ichinose M., Matsui K., 2008: *Improvement of Roof Support System under Weak Roof Conditions by Way of Numerical Analysis*. International Mining Symposia, 15–15 May. Aachen, p. 69–84.
162. Šašenko A.N., 2004: *Mechanika gornyh porod*. Nacional'nyj gornyj universitet, Dnepropetrovsk.
163. Sikora W., 2001: *Wpływ koncentracji wydobywania z przodków ścianowych na roboty przygotowawcze*. Nowoczesne technologie górnicze – Kotwienie, Gliwice–Ustroń, s. 405–412.
164. Singh B., Goel R.K., Jethwa J.L., Dube A.K., 1997: *Support Pressure in Arched Underground Openings through Poor Rock Masses*. Engineering Geology, vol. 48, s. 59–81.
165. Skiba J., Adamec K., Vlcek S., Snpuparek R., 1999: *Kotwiowo-iniekcyjna metoda wzmacniania skał*. Przegląd Górniczy, nr 7–8, s. 36–41.
166. Sobczyk E., 2009: *Uciążliwość geologiczno-górnich warunków eksploatacji węgla kamiennego i jej wpływ na gospodarkę złożem*. Studia, Rozprawy, Monografie nr 150, Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków, s. 182.
167. Solovyov G.I., Moroz O.K., Liashok J.A., Griebionkin S.S., Kierkiez S.D., Galchenko A.M., 2008: *Combined Methods on Stability Providing in Preparatory mine Workings of Deep Mines in Donetsk Region*. 21st World Mining Congress & Expo 2008, New Challenges and Vision for Mining. Poster Session, Ed. staff J. Kicki, E.J. Sobczyk. Kraków, s. 267–278.
168. Spearing A.J.S., Hyett A.J., Kostecki T., Gadde M., 2013: *New Technology for Measuring the in situ Performance of Rock Bolts*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 57, s. 153–166, <http://dx.doi.org/10.1016/j.ijrmmms.2012.07.027>.
169. Stachowicz S., Koza H., Gluch P., 2000: *Technologia drażenia chodników w obudowie podporowo-kotwiowej przy wykorzystaniu do kotwienia wozu kotwiowego*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo, z. 246, s. 485–497.
170. Stałęga S., Łaboński S., Chmielewski W., 1992: *Statystyczna ocena własności skał karbońskich kształtujących ciśnienie na obudowę wyrobisk korytarzowych*. Wiadomości Górnicze, nr 12, s. 261–264.
171. Stasica J., Rak Z., Stopyra M., 2006: *Kontrola stateczności wyrobisk korytarzowych w obudowie podporowo-kotwiowej*. Miesięcznik WUG, nr 4, s. 7–14.
172. Stopyra M., Menzel W., Sklorz T., 1994: *Zastosowanie kotwi wklejanych do wzmocnienia obudowy łukowej w kopalni „Ziemowit”*. Bezpieczeństwo Pracy, nr 1, s. 27–32.
173. Szwedzicki T., 2003: *Rock Mass Behaviour Prior to Failure*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, vol. 40, no. 4, June, s. 573–584.
174. Tajduś A., Cała M., 1996: *Możliwości zastosowania obudowy kotwiowej w warunkach występowania zagrożenia tąpnięciami*. Materiały konferencyjne XIX Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Ustroń Zawodzie, s. 197–213.
175. Tajduś A., Cała M., 1999: *Określanie parametrów obudowy wyrobisk korytarzowych w oparciu o obliczenia numeryczne*. Konferencja naukowo-techniczna poświęcona 50-leciu pracy Prof. zw. dr hab. inż. Henryka Filcka: Geotechnika w górnictwie i budownictwie specjalnym,

- Kraków, 9–10 grudnia 1999 r. Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Wydawnictwo „SCRIPTUM”, s. 253–265.
176. Tajduś A., Cała M., Tajduś K., 2012: Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projektowanie i budowa tuneli. Wydawnictwa AGH, Kraków, s. 762.
 177. Tajduś A., Kluska J., Rak Z., Stasica J., 1999: *Prototypowy system wybierania węgla chodnikami w obudowie kotwiowej i wykonywanymi z nich wcinkami*. Przegląd Górniczy, nr 3, s. 15–17.
 178. Tajduś K., Tajduś A., 2010: *Określenie wartości parametrów odkształceniowych górotworu poddanego wpływom eksploatacji górniczej na przykładzie KWK „Ziemowit”*. Przegląd Górniczy, nr 7–8, s. 1–6.
 179. Turek M., 2007: *Zmiany długości wyrobisk korytarzowych w procesie restrukturyzacji technicznej kopalń*. Wiadomości Górnicze, nr 1, s. 9–19.
 180. Vardakos S., Gutierrez M., Xia C., 2012: *Parameter Identification in Numerical Modelling of Tunneling Using the Differential Evolution Genetic Algorithm (DEGA)*. Tunneling and Underground Space Technology, vol. 28, s. 109–123.
 181. Walentek A., 2009: *Model numeryczny strefy zniszczenia górotworu wokół chodnika przyscianowego*. Prace Naukowe GIG, Górniczo i Środowisko, nr 1, s. 67–80.
 182. Wang T., Fan Q., 2000: *Optimization of Soft Rock Engineering with Particular Reference to Coal Mining*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, vol. 37, s. 535–542.
 183. Wang C., Wang Y., Lu S., 2000: *Deformational Behavior of Roadways in Soft Rocks in Underground Coal Mines and Principles for Stability Control*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, vol. 37, s. 937–946.
 184. Wizner L., Wolny L., Duży S., 2013: *Kierunki rozwoju metod utrzymania stateczności połączeń wyrobisk korytarzowych*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 1, s. 9–21.
 185. Załącznik nr 3 do Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych *Projektowanie, wykonywanie i kontrola obudowy kotwiowej w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny oraz zakładach wydobywających rudy miedzi, cynku i ołowiu*.
 186. *Zawały stropu i opady skał jako podstawowe zagrożenie przy prowadzeniu robot górniczych*. 2013, Centrum Badań i Dozoru Górniczo Podziemnego (CBiDGP), Materiały szkoleniowe, Ustroń, 6–8 lutego 2013.
 187. Zorychta A., 1995: *Wpływ warunków geotechnicznych na możliwość stosowania obudowy kotwiowej*. Konferencja Naukowo-Techniczna Monitoring Obudowy Kotwiowej. Ustroń–Zawodzie, s. 63–95.
 188. Zorychta A., Chudek M., Żelechowski A., Koziura M., Pawlikowski T., 1997: *Analiza przyczyn i okoliczności zawałów w wyrobiskach korytarzowych w latach 1984–1996*. Główny Instytut Górniczo-Hutniczy, Komisja ds. obudowy wyrobisk korytarzowych i komorowych w podziemnych zakładach górniczych, Katowice [praca niepublikowana].
 189. Żyliński R., Grzybowski W., 2004: *Koszty wykonania a technologia drążenia wyrobisk korytarzowych. Badania własne*. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, z. 3, s. 9–13.