

Monografia pod redakcją naukową
Artura DYCZKO



**KOMBAJN BOLTER MINER
W DRAŻENIU WYROBISK KORYTARZOWYCH
- POLSKIE DOŚWIADCZENIA**

ISBN 978-83-65593-25-2

<https://doi.org/10.32056/KOMAG/Monograph2021.1>

**Monografia pod redakcją naukową
Artura DYCZKO**

**KOMBAJN BOLTER MINER
W DRAŻENIU WYROBISK
KORYTARZOWYCH – POLSKIE
DOŚWIADCZENIA**



Licencja Creative Commons
Uznanie autorstwa-Bez utworów zależnych 3.0 Polska

Redaktor naukowy:

Artur Dyczko, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN

Autorzy:

Piotr Dawidziuk, Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

Jerzy Ficek, Geofic Biuro Naukowo-Techniczne, PBSz S.A.

Adam Kamiński, FAMUR S.A.

Paweł Kamiński, Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A., AGH w Krakowie

Jacek Korski, FAMUR S.A.

Marek Majcher, FAMUR S.A.

Wojciech Masny, Główny Instytut Górnictwa

Marcin Mieszczak, Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

Aleksandra Otto, Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

Rafał Pierszalik, Główny Instytut Górnictwa

Sylwia Pietras, FAMUR S.A.

Bartosz Polnik, Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Dariusz Prostański, Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Stanisław Prusek, Główny Instytut Górnictwa

Sylwester Rajwa, Główny Instytut Górnictwa

Andrzej Walentek, Główny Instytut Górnictwa

Dariusz Wejman, Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

Recenzenci:

Prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk, AGH w Krakowie

Dr hab. inż. Henryk Kleta, em. prof. Pol. Śl.

Redaktor techniczny:

Marzena Pabian-Macina, Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Copyright by

Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2021

Wydawca:

Instytut Techniki Górniczej KOMAG

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

ISBN 978-83-65593-25-2

Spis treści

	str.
1. Wstęp	1
2. Kombajny Bolter Miner w praktyce światowego górnictwa węglowego	4
2.1. Wprowadzenie	4
2.2. Podstawowe powody powstania maszyn typu Bolter Miner..	7
2.3. System techniczny drążenia wyrobiska korytarzowego z maszyną typu Bolter Miner	10
2.3.1. Systemy odstawy urobku w przodkach drążonych kombajnem typu Bolter Miner	13
2.3.2. Systemy zasilania przodka w materiały i energię...	15
2.3.3. Systemy przewietrzania przodków drążonych kombajnem typu Bolter Miner.....	15
2.4. Doświadczenia światowego górnictwa węglowego w stosowaniu kombajnów typu Bolter Miner	16
2.4.1. Bolter Miner w Australii	16
2.4.2. Zastosowanie kombajnów Bolter Miner w rosyjskich kopalniach węgla.....	18
2.4.3. Bolter Miner w Chinach	19
2.4.3.1. Bolter Miner Komat'su (Joy Global) w kopalniach chińskich	20
2.4.3.2. Zastosowanie kombajnu Bolter Miner firmy Sandvik w kopalniach grupy Shendong Coal Group	21
2.4.4. Bolter Miner w Europie	25
2.5. Podsumowanie.....	28
3. Stan kotwienia w Polsce i na świecie.....	30
4. Projekt wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. ...	60
5. Warunki górnico-geologiczne i zagrożenia naturalne w rejonie chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401	72
5.1. Warunki stropowe i spągowe	72

5.2. Warunki hydrogeologiczne	76
5.3. Skłonność skał do iskrzenia	76
5.4. Eksploatacja pokładów wyżej i niżej zalegających	76
5.5. Zaburzenia tektoniczne	77
5.6. Rozpoznanie geologiczne w procesie drążenia	77
5.7. Zagrożenia naturalne	88
5.8. Zasady zwalczania zagrożeń naturalnych	89
6. Technologia drążenia chodnika Bw-1n badawczego kombajnem JOY 12CM30	94
6.1. Opis kombajnu JOY 12CM30	94
6.2. Montaż kombajnu JOY 12CM30	97
6.3. Technologia pracy kombajnu JOY 12CM30	99
6.4. Sposób odstawy urobku	102
6.5. System przewietrzania wyrobiska	106
7. Zastosowanie samodzielnej obudowy kotwowej w chodniku Bw-1n badawczym (pokład 401)	113
7.1. Metodyka doboru wyrobisk przeznaczonych do zabezpieczenia samodzielną obudową kotwową	113
7.2. Analiza wyrobisk udostępniających i przygotowawczych spełniających wymagania w zakresie zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej	116
7.3. Projektowanie obudowy kotwowej	119
7.3.1. Metoda analityczno-empiryczna projektowania obudowy kotwowej.....	120
7.3.2. Metoda projektowania obudowy kotwowej z wykorzystaniem modelowania numerycznego	123
7.3.3. Projekt samodzielnej obudowy kotwowej Głównego Instytutu Górnictwa	125
7.4. Sposób wykonywania obudowy kotwowej w chodniku Bw-1n badawczym	132
7.4.1. Zasady wykonywania samodzielnej obudowy kotwowej w chodniku Bw-1n badawczym	132
7.4.2. Realizacja obudowy wyrobiska	135

7.5. Kontrola i monitoring samodzielnej obudowy kotwowej	156
7.5.1. Kontrola kotew, akcesoriów i sprzętu do kotwienia oraz kontrola prawidłowości zabudowy kotew	156
7.5.2. Kontrola stateczności wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwowej	157
7.5.3. Wyniki kontroli stateczności wyrobiska	168
7.5.4. Wnioski i zalecenia dla monitoringu samodzielnej obudowy kotwowej	186
8. Analiza wykonania zakrętów podczas drażenia chodnika Bw-1n badawczego za pomocą kombajnu Bolter Miner.....	191
8.1. Wykonanie zakrętu nr 1	192
8.2. Wykonanie zakrętu nr 2	194
8.3. Wykonanie zakrętu nr 3	197
8.4. Analiza czasu wykonania zakrętów nr 1, 2 i 3.....	200
8.5. Wykonanie zakrętu nr 3 w świetle projektu.....	201
8.6. Alternatywne możliwości wykonania zakrętu nr 3 w istniejącym systemie urządzeń współpracujących z kombajnem 12CM30	204
9. Analiza postępów i ocena efektywności prowadzonych robót górnictwowych	216
9.1. Analiza postępów robót	218
9.2. Analiza organizacji pracy	236
9.3. Analiza wykorzystania czasu pracy	239
9.4. Analiza przestojów	246
9.5. Analiza ekonomiczna.....	258
10. Podsumowanie	262
Literatura	267
Streszczenie	281
Abstract	283

1. Wstęp

Artur Dyczko¹

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. jest największym europejskim producentem węgla koksowego, wpisanego przez UE na listę surowców krytycznych, niezbędnego do wytopu stali, a tym samym produkcji materiału kluczowego dla większości gałęzi europejskiego przemysłu. Jednocześnie jest grupą kapitałową przechodzącą transformację, w kierunku gospodarki niskoemisyjnej, angażującą się w projekty badawcze, których celem jest oferowanie innowacyjnych produktów technologii przyszłości.

Kierując się właściwie rozumianą potrzebą rozwoju Spółki, zwłaszcza w obszarze techniczno-operacyjnym, Zarząd JSW S.A. w okresie 2017-2020 postanowił zaangażować dostępne środki i zasoby dla oceny możliwości zaadaptowania najlepszych, stosowanych w światowym przemyśle wydobywczym technologii, w celu poprawy efektywności procesu produkcyjnego. W tym celu powołano do życia program określany jako JSW 4.0, którego głównym celem było opracowanie, przetestowanie i wdrożenie przez JSW Innowacje S.A. w jastrzębskich kopalniach najnowszych technologii.

Formułą współpracy stosowaną w programie pomiędzy dostawcami technologii był dialog technologiczny, który miał umożliwić zidentyfikowanie najlepszych rozwiązań w ujęciu systemowym, tak w zakresie drążenia wyrobiska, jak i odstawy urobku oraz monitoringu górotworu. Tylko taka formuła realizacji programu pozostawała na tyle elastyczna oraz transparentna, aby cel, jakim stała się realizacja projektu wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w KWK Budryk, mógł zakończyć się sukcesem.

Biorąc pod uwagę rangę i trudność wdrożenia w polskich warunkach samodzielnej obudowy kotwowej realizowanej za pomocą kombajnu urabiająco-kotwiącego, dokonano wielu niezbędnych zmian w strukturze funkcjonowania Spółki, które stworzyły możliwość wykorzystywania pewnych szans i przewag technologicznych. Pierwszym krokiem do umożliwienia dialogu technologicznego było zorganizowanie przez JSW S.A. międzynarodowej konferencji naukowej z cyklu International Mining Forum 2017 (realizowanej w ramach Szkoły Eksploatacji Podziemnej), na którą zaproszono:

- przedstawicieli wiodących dostawców nowoczesnych systemów technologicznych dla górnictwa,
- naukowców z krajowych i międzynarodowych instytutów badawczych,
- menadżerów z wiodących spółek surowcowych w Polsce.

¹ Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk

W trakcie konferencji dyskutowano o rozwoju górnictwa na drodze dywersyfikacji jego działalności opartej na wiedzy, innowacjach, projektach badawczych i współpracy nauki i przemysłu.

W trakcie kilkunastu sesji International Mining Forum 2017 nawiązano szereg ważnych relacji na linii przemysł-nauka-dostawcy technologii, które w kolejnych kwartałach przerodziły się w realne projekty.

Pierwszym ważnym projektem realizowanym w ramach przyjętego programu było wdrożenie powszechnie stosowanej na świecie technologii drążenia wyrobisk z wykorzystaniem samodzielnej obudowy kotwowej realizowanej za pomocą kombajnu urabiająco-kotwiącego.

Niniejsza monografia prezentuje zdobyte podczas realizowanego projektu doświadczenia całych zespołów badawczych, szczegółowo dokumentując największy przełom technologiczny w polskim górnictwie od lat. Składa się ona z 10 rozdziałów. We wprowadzeniu przedstawiono ideę realizacji projektu samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach JSW S.A. W drugim rozdziale omówiono genezę powstania kombajnu Bolter Miner i jego wykorzystanie w światowym górnictwie węglowym, w procesie drążenia wyrobisk korytarzowych o przekroju prostokątnym. W rozdziale trzecim monografii prezentowana jest historia stosowania obudowy kotwowej w górnictwie krajowym i na świecie. Rozdział ten stanowi swego rodzaju wprowadzenie do tematu kotwienia z wykorzystaniem samodzielnej obudowy kotwowej. Rozdział czwarty zawiera opis samego projektu wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych kopalni Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. i analizy pełnego spektrum możliwości zastosowania tej technologii w procesie drążenia wyrobisk udostępniających i przygotowawczych, a także w wybieraniu reszkowych partii złoża. Na podstawie analizy zadecydowano o wyborze miejsca projektu – chodnika Bw-1n badawczego w KWK „Budryk”. W rozdziale piątym zamieszczono szczegółowy opis parametrów górnico-geologicznych i zagrożeń naturalnych występujących w rejonie wykonywanego wyrobiska, ze szczególną oceną warunków:

- stropowych, spągowych, hydrogeologicznych,
- zaburzeń tektonicznych,
- zagrożeń naturalnych.

Rozdział szósty jest szczegółowym opisem przyjętej technologii drążenia chodnika Bw-1n badawczego kombajnem Bolter Miner, a rozdział siódmy to opis projektu opracowanej obudowy kotwowej dla chodnika Bw-1n, z omówieniem sposobu jej wykonania, kontrolą stanu i monitoringiem. Rozdział ósmy przedstawia wariantową analizę wykonania przez kombajn Bolter Miner

zakrętów podczas drążenia chodnika, wraz z oceną alternatywnych możliwości wykonania skrzyżowań w istniejącym systemie urządzeń współpracujących z kombajnem. Rozdział dziewiąty jest pogłębioną analizą postępów i oceną efektywności prowadzonych robót górniczych, ze szczególnym naciskiem na analizę wykorzystania czasu pracy całego systemu technologicznego. Monografię kończy syntetyczne podsumowanie i bogata literatura przedmiotu.

Podjmując decyzję o realizacji wdrożenia w polskich warunkach samodzielnej obudowy kotwowej realizowanej za pomocą kombajnu urabiająco-kotwiącego Bolter Miner jastrzębscy górnicy udowodnili, iż samodzielna obudowa kotwowa to nie problem dla polskiego górnictwa, ale wyzwanie!

2. Kombajny Bolter Miner w praktyce światowego górnictwa węglowego

Jacek Korski¹, Marek Majcher¹

2.1. Wprowadzenie

Powstanie kombajnów typu Bolter Miner jest wynikiem wieloletniego rozwoju ścianowych systemów wydobywania węgla kamiennego. Początek systemów ścianowych w brytyjskich kopalniach węgla kamiennego sięga XVII wieku, ale aż do końca XIX wieku było to górnictwo tradycyjne – wszystkie operacje związane z wydobywaniem i transportem węgla wykonywano ręcznie. Zastosowanie w ścianach przenośników (wstrząsowych, taśmowych i w końcu zgrzeblowych), przy ciągle ręcznym urabianiu i ładowaniu urobku, pozwoliło na wzrost wydobywania przez wydłużenie ściany i zatrudnienie w niej większej ilości górników. Zastosowano też ręczne urządzenia mechaniczne w postaci młotów udarowych, mechanicznych łopat i wiertarek. Już w XIX wieku podejmowano próby zastosowania wrębiarek do podcinania węgla w ścianach. Dopiero później, pod koniec lat 30-tych XX wieku pojawiły się pierwsze pomysły na maszyny urabiająco-ładowujące w ścianach węglowych w postaci kombajnów wycinających.

Pojawienie się na początku lat 50-tych XX wieku frezujących lub wierzących kombajnów bębnowych pracujących na ścianowym przenośniku zgrzeblowym (tzw. pancernym) wprowadzonym do stosowania w latach 40-tych XX wieku umożliwiło wykonywanie kilku cykli wybierania w ciągu doby [1]. W latach 60-tych XX wieku pojawiły się w pełni zmechanizowane kompleksy ścianowe, które pozwoliły całkowicie zmechanizować operację wykonywania obudowy w ścianie. Pojawił się też nowy problem związany z tzw. utrzymaniem zdolności wydobywczej kopalni wydobywającej zmechanizowanym systemem ścianowym – wyrobiska chodnikowe dla następnej ściany powinny być przygotowane zanim pracujący przodek ścianowy dojdzie do linii zakończenia. Wynikający z rozwoju mechanizacji ścian wzrost ich postępu dobowego wymusił wzrost dobowych postępów drążenia i wprowadzenie mechanizacji także tych robót. Taka była geneza zastosowania kombajnów chodnikowych z punktowymi organami urabiającymi z podłużnymi lub poprzecznymi organami urabiającymi.

W europejskich i radzieckich zagłębiach węglowych powszechnie stosowano w chodnikach przyścianowych obudowy podporowe wykonywane z różnych materiałów (metal, drewno) i o różnym kształcie przekroju poprzecznego wyrobiska. Tymczasem w rozwijającym się podziemnym górnictwie węglowym USA powszechnie stosowano różnego rodzaju systemy komorowo-filarowe, w których od lat 40-tych XX wieku coraz powszechniej

¹ FAMUR S.A.

stosowano kotwienie stropu zamiast obudów podporowych. Wyróbiska przygotowawcze i eksploatacyjne miały przekrój prostokątny. W tym samym czasie różni producenci w USA opracowali i wdrożyli do stosowania wąsko-przodkowe maszyny urabiająco-ładujące dla komorowo-filarowych systemów wybierania, tę grupę różnych maszyn nazwano Continuous Miner. Należały do nich m.in. maszyny Joy JCM1, które funkcjonalnie zbliżone były do stosowanych w Europie kombajnów chodnikowych – ich organ urabiający stanowił wysięgnik z wielokrotnym równoległym frezującym łańcuchem wrębowym. Głowica urabiająca mogła przemieszczać się w pionie i w poziomie. Współcześnie w podziemnym górnictwie węglowym w mechanizowanych systemach komorowo-filarowych stosuje się kombajny wąsko-przodkowe typu Continuous Miner z poziomym, tzw. liniowym organem urabiającym będącym rozwojem maszyn z frezującym wielokrotnym łańcuchem wrębowym.

Kiedy w latach 70-tych XX wieku podjęto próby zastosowania zmechanizowanych kompleksów ścianowych w górnictwie węglowym USA, identycznych jak stosowane w Europie, okazało się, że występuje szereg problemów ograniczających wydajność ścian w warunkach górniczo-geologicznych lepszych niż w europejskich kopalniach [2-3]. W warunkach europejskich kopalń, stosowana podporowa obudowa chodnikowa ograniczała możliwość wykorzystywania ścianowych obudów zmechanizowanych tylko pomiędzy wewnętrznymi (od strony ściany) ociosami tych chodników. Oznaczało to konieczność wykonywania dodatkowych operacji na styku ściany i chodnika. Powszechne stosowanie w górnictwie węglowym USA kotwowej obudowy chodników przy zastosowaniu europejskich rozwiązań kompleksów ścianowych wymusiło konieczność zastosowania dodatkowej obudowy indywidualnymi stojakami stalowymi, co utrudniało i zwiększało pracochłonność robót na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem (fot. 2.1.)

Prostokątny przekrój chodnika wykonywanego w węglu pozwolił na zastosowanie rewolucyjnej zmiany – obudowę ścianową wyprowadzono aż do zewnętrznych ociosów chodników przyścianowych, co pozwoliło na wyeliminowanie ręcznych operacji na styku ściany i chodnika. Doprowadziło to do wzrostu wydajności dobowej ścian, ale jednocześnie zwiększyło wymagania wobec postępów uzyskiwanych w drążeniu wyrobisk korytarzowych.

Pierwotnie drążono je za pomocą kombajnów typu Continuous Miner z ręcznym kotwieniem stropu. Później w systemach dwóch lub więcej równoległych chodników zastosowano kombajny Continuous Miner i mobilne kotwiarki stropu, które, podobnie jak w zmechanizowanym systemie *Room & Pillar*, wymieniały się w przodkach, naprzemiennie wykonując operacje urabiania calizny (wraz z ładowaniem urobku i jego transportu) oraz kotwienia stropu.



Fot. 2.1. Chodnik podścianowy z przenośnikiem zgrzeblowym i dodatkowym wzmocnieniem stojakami stalowymi w rejonie okna ściany [4]

W czasie przejazdów kombajn Continuous Miner nie urabiał, co było stratą i niewykorzystaniem jego możliwości.

Rozwijające się dynamicznie podziemne górnictwo węglowe w Australii rozpoczynało działalność operacyjną od systemów wybierania *Room & Pillar*, jednak poszukiwano możliwości zwiększenia stopnia wykorzystania złoża przez późniejsze wybieranie pozostawionych filarów węglowych (system *Retreat Mining*) [5]. Najbardziej zaawansowanym systemem, według doświadczeń australijskich, okazał się system ścianowy „od granic” (*retreat longwall mining*). Do drążenia prostokątnych wyrobisk korytarzowych w obudowie kotwowej, w warunkach niemal poziomych pokładów węgla, stosowano kombajny z punktowymi i liniowymi głowicami urabiającymi.

Zastosowanie bardzo efektywnych systemów ścianowych, w podobnych jak USA w bardzo dogodnych warunkach górnictwo-geologicznych, spowodowało, że dość szybko pojawiły się problemy z odtwarzaniem frontu wydobywczego – postępy chodników węglowych były bowiem zbyt niskie [6]. Poszukiwanie rozwiązań, których nadrzędnym celem była maksymalizacja czasu poświęconego na urabianie przodka z wysoką wydajnością doprowadziło do powstania pierwszej maszyny typu Bolter Miner [7] i zastosowania jej w 1991 roku w australijskiej kopalni Tahmoor.

2.2. Podstawowe przyczyny powstania maszyn typu Bolter Miner

Kombajny chodnikowe typu Bolter Miner są pochodną rozwoju kompleksowo zmechanizowanych ścianowych systemów wydobywania węgla kamiennego z prostokątnymi chodnikami przyścianowymi w obudowie kotwowej. Podstawowym celem stworzenia takich maszyn było pozyskanie systemów technicznych, które dzięki wysokowydajnej układowi urabiająco-ładującemu były w stanie urobić objętość jednego zabioru, czyli kroku drążenia wyrobiska do chwili, kiedy niezbędne staje się zabezpieczenie stropu i ociosów wyrobiska za pomocą kotwienia. Uzyskanie dużych postępów drążenia wymagało także znacznego udziału czasu przeznaczonego na urabianie (rys. 2.1).

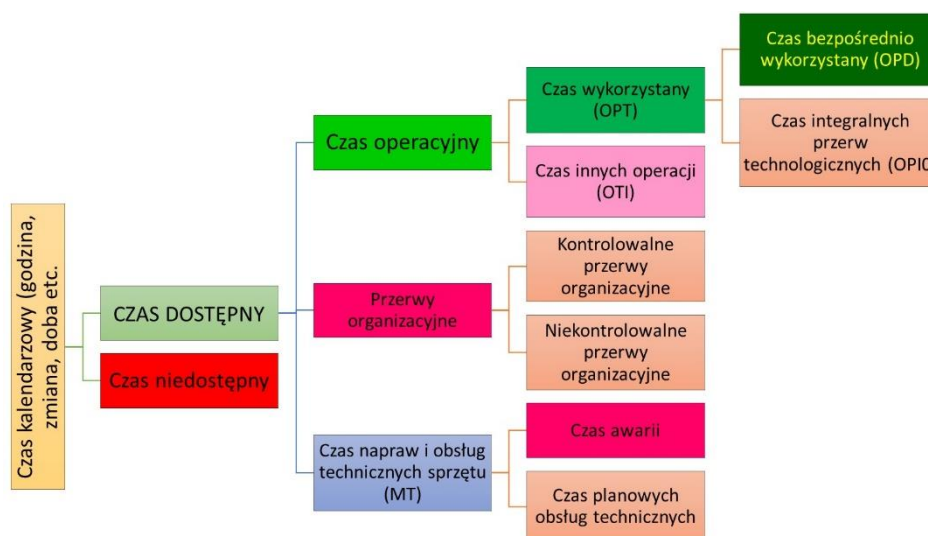


Rys. 2.1. Podstawowe wymagania dla uzyskania dużego postępu drążonego wyrobiska korytarzowego

Wydajność mechanicznego urabiania zależy od rodzaju urabianych skał i ich urabialności, w tym wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie oraz struktury skał czy też wskaźnika jakości górotworu RQD [8].

W zdecydowanej większości przypadków, dla konkretnej maszyny urabiającej wydajność urabiania ($\text{m}^3/\text{min(h)}$ lub Mg/min) spada ze wzrostem wytrzymałości na ściskanie i/lub wskaźnika RQD. Dla większości maszyn urabiających określa się więc dopuszczalne i optymalne parametry urabiania.

Na potrzeby analizy oraz doskonalenia procesu mechanicznego drążenia wyrobisk korytarzowych w australijskim górnictwie węglowym opracowano strukturę czasu kalendarzowego przodka [9], którą pokazano na rysunku 2.2.



Rys. 2.2. Struktura czasu kalendarzowego przodka chodnikowego wg poglądów australijskich [10]

Struktura ta jest wykorzystywana w poszukiwaniu rozwiązań zwiększających efektywność drążenia wyrobisk korytarzowych.

W trakcie drążenia wyrobiska korytarzowego najbardziej istotny jest czas przeznaczony na urabianie, ponieważ nadrzędnym celem robót przygotowawczych jest wykonanie dróg transportu niezbędnych do prowadzenia wydobywania węgla w przyjętym systemie eksploatacji. Jedynie urabianie i usuwanie urobku z przodka (rozumiane jako ładowanie urobku i jego transport poza przodek) jest operacją bezpośrednio służącą „wytwarzaniu” nowego wyrobiska. W przypadku przodków drążonych mechanicznie, każda czynność lub operacja, która wymaga wstrzymania urabiania zmniejsza udział czasu przeznaczonego na urabianie w bilansie czasu dostępnego (godziny, zmiany, doby itd.). Nieuzasadnione wstrzymanie operacji związanych z mechanicznym drążeniem wyrobiska korytarzowego przez brak obsady przodka lub nieuzasadnione przerwy operacyjne i awarie także skracają czas, który powinien być przeznaczony na urabianie [10].

Nadrzędną ideą doskonalenia procesów drążenia wyrobiska jest maksymalizacja udziału czasu OTPD, czyli w przypadku mechanicznego urabiania czasu operacji urabiania i usuwania urobku z przodka. W przypadku wyrobiska drążonego w obudowie kotwowej, czas kotwienia, kiedy niezbędne jest wstrzymanie urabiania, jest także niepożądanym opóźnieniem (przerwą w urabianiu) czyli OTPI. Najbardziej pożądanym rozwiązaniem jest wykonywanie operacji urabiania i kotwienia równolegle, lub jeżeli nie jest to możliwe, skrócenie do minimum czasu kotwienia przez zastosowanie bardziej

efektywnych kotwiarek i zwiększenie ilości jednocześnie pracujących urządzeń. Dla poprawy efektywności drażenia niezbędne jest wyeliminowanie lub skrócenie do minimum innych czynności, operacji czy przestojów, które ograniczają czas poświęcony na urabianie. Takie podejście doprowadziło do pojawienia się kombajnów typu Bolter Miner.

Generalna idea polegała na stworzeniu maszyny, która na jednym podwoziu integrowałaby dwa urządzenia:

- maszynę urabiająco-ładującą, umożliwiającą odtransportowanie urobku poza przodek (maszynę),
- wielogłowicową stację kotwiącą, z głowicami umożliwiającymi jednoczesne wydajne kotwienie stropu i ociosów wyrobisk. Współcześnie liczba głowic waha się od 4 do 6 szt.

W typologii urabiających maszyn przodkowych, maszyny typu Bolter Miner należy zaliczyć do maszyn, które na jednym podwoziu integrują urządzenia wykonawcze, wykonujące wszystkie czynności związane z drażeniem chodnika [9].

Zanim jednak pojawiły się maszyny typu Bolter Miner podejmowano próby stworzenia maszyn opartych o podobną ideę.

Na potrzeby dynamicznie rozwijanego australijskiego górnictwa węglowego firma Joy opracowała w latach 80-tych XX wieku urządzenie nazwane Joy Sump Shearer (JSS) (fot. 2.2) [11].



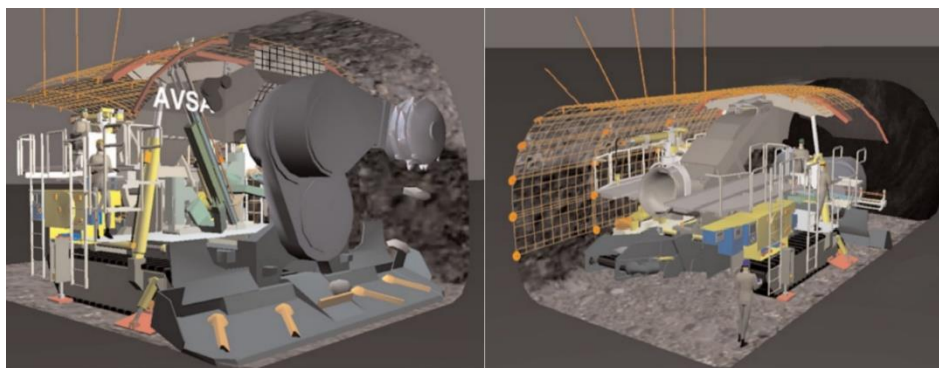
Fot. 2.2. Urządzenie Joy Sump Shearer [11]

Maszyna przeznaczona była do drażenia wyrobisk o przekroju prostokątno-łukowym z kotwieniem stropu w bezpośredniej bliskości czoła przodka (w odległości około 1,5 m). Zastosowano dwie kotwiarki, a przekrój poprzeczny

wyrobiska dobrano ze względu na optymalne wykorzystanie kotwiarek. Maszyna wyposażona była w dwa organy urabiające osadzone na ramionach, podobnie jak w kombajnach ścianowych.

Organy te umożliwiały urabianie stropu (z przycinaniem kamienia) z łukowym kształtem sklepienia. Minimalizowało to ilość urabianego w stropie kamienia, ponieważ w tamtym czasie w górnictwie australijskim wybierano ściany węglowe o wysokości $2,2\div 2,8$ m. Wzrost miąższości eksploatowanych pokładów i ograniczone korzyści stosowania JSS spowodowały, że zaniechano tego rozwiązania.

W Europie prowadzono próby z systemem AVSA, przedstawionym na rysunku 2.3. Podobnie jak w JSS do urabiania zastosowano frezujący organ urabiający, ale osadzony na przegubowym ramieniu umożliwiającym wycinanie półokrągłego przekroju przodka (rys. 2.3) [13-15]. Także w tym przypadku nadrzędną ideą było równoległe urabianie calizny i kotwienie stropu i ociosów bezpośrednio za organem urabiającym maszyny.

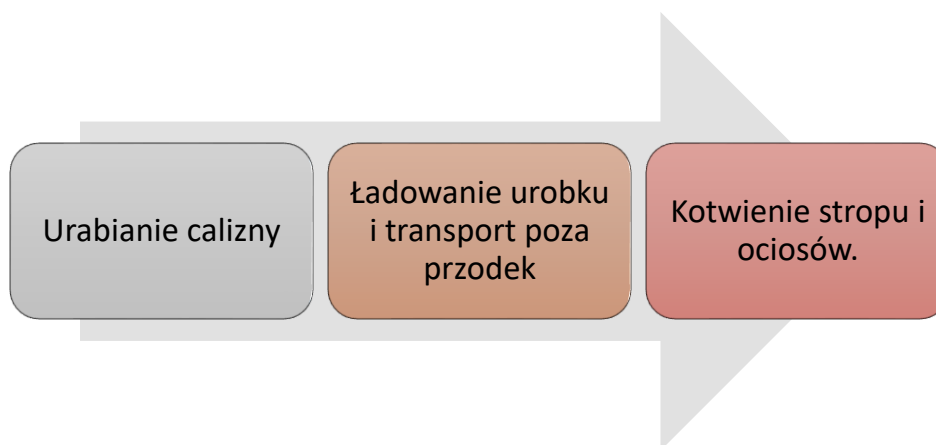


Rys. 2.3. Maszyna do drążenia wyrobisk korytarzowych typu AVSA [12]

Systemy drążenia wyrobisk typu AVSA, opracowane przez Voest Alpine Bergtechnik, dostosowane do różnych rodzajów obudów chodnikowych (obudowa kotwowa i podporowa) były testowane w niemieckich kopalniach węgla kamiennego (m.in. Schachtanlage Rossenray w 2003 r. czy Kopalni West) oraz szeroko promowane, nie zostały jednak rozpowszechnione.

2.3. System techniczny drążenia wyrobiska korytarzowego z maszyną typu Bolter Miner

Niezależnie od sposobu urabiania przodka i stosowanej obudowy, każdy techniczny system jego drążenia musi zapewnić możliwie sprawne wykonywanie podstawowych operacji związanych z drążeniem wyrobiska (rys. 2.4).



Rys. 2.4. Podstawowe operacje związane z drażeniem wyrobiska korytarzowego kombajnem Bolter Miner

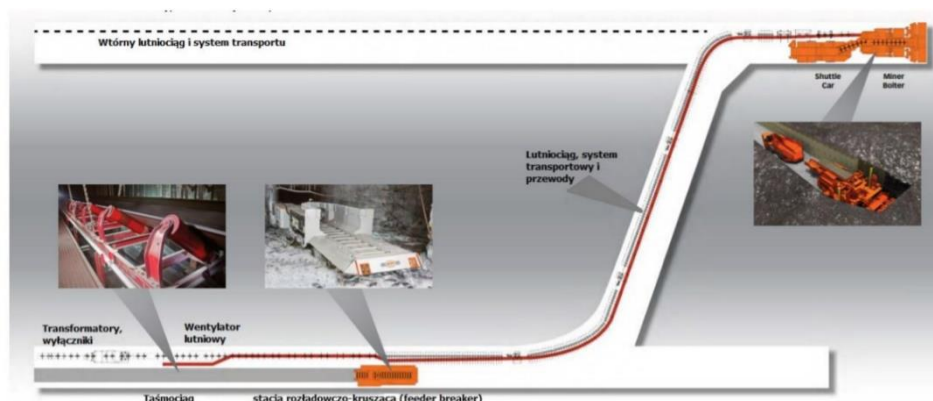
Efektywne wykonywanie tych operacji w istniejących warunkach wymaga:

- systemu odstawy lub transportu urobku dostosowanego do charakterystyki maszyny urabiającej,
- sprawnych systemów zasilania w media (energia elektryczna, woda etc.) o parametrach zapewniających właściwą pracę kombajnu Bolter Miner,
- sprawnego systemu transportu materiałów niezbędnych do operacji związanych z drażeniem wyrobiska i rozbudową infrastruktury technicznej.

Warunkiem koniecznym jest także zapewnienie pracowników o niezbędnych umiejętnościach i w odpowiedniej ich liczbie. Obecność ludzi w procesie drażenia wyrobiska stwarza konieczność zapewnienia warunków do życia i pracy, a w tym stosowania niezbędnych systemów i rozwiązań (np. wentylację). Współcześnie zachodzi konieczność zabezpieczenia drażonego wyrobiska, a właściwie jego funkcjonalności, przez zastosowanie obudowy podporowej i/lub kotwienia.

Zastosowanie w australijskich kopalniach węgla pierwszych maszyn typu Bolter Miner, które łączyły w sobie wysoką wydajność urabiania calizny węglowej, jak kombajny typu Continuous Miner stosowane jako maszyny urabiające w systemie *Room & Pillar*, z możliwością zabezpieczenia stropu i ociosów wyrobiska po każdym kroku urabiania, postawiło wysokie wymagania dotyczące współpracujących z tą maszyną innych podsystemów technicznych. Na rysunku 2.5 pokazano najbardziej rozpowszechniony system drażenia wyrobiska korytarzowego z kombajnem typu Bolter Miner w warunkach australijskich.

Efektywne zastosowanie maszyn typu Bolter Miner o bardzo dużych postępach wymaga bardzo sprawnego wsparcia logistycznego. Mimo, że zastosowanie kotwienia stropu zasadniczo ogranicza ilość materiału potrzebnego w czasie drążenia to duży postęp przodka wymaga nadążania innych systemów wsparcia (odstawa urobku, zasilanie w media i wentylacja). Dlatego maszyny typu Bolter Miner bardzo dobrze sprawdzają się w układzie chodników wielokrotnych (w tym podwójnych) łączonych kolejnymi przecinkami zlokalizowanymi w relatywnie niewielkiej odległości od siebie. Dąży się do maksymalnego uproszczenia systemu technicznego przodków drążonych naprzemiennie jedną (rys. 2.5) lub równocześnie dwoma maszynami urabiającymi.



Rys. 2.5. Podstawowe elementy systemu technicznego przodka chodnikowego z kombajnem typu Bolter Miner [9]

W przypadku zespołu przodków drążonych jedną maszyną konieczne jest zapewnienie swobodnej drogi przejazdu z przodka do przodka. Ze względu na duże, w stosunku do poprzecznych wymiarów wyrobiska gabaryty poprzeczne maszyny typu Bolter Miner droga przejazdu musi być wolna i pozbawiona wszelkich elementów utrudniających ten przejazd. Ekonomia kombajnu wymaga także sprawnego przemieszczenia do nowego miejsca pracy i jak najkrótszego czasu bez zatrudnienia. Dlatego układ połączonych przecinkami technologicznymi wielokrotnych wyrobisk pozwala na zajęcie tylko jednego z tych wyrobisk stacjonarnymi systemami odstawy urobku i zasilania przodka. Krótsze są także ciągi przewodów wentylacyjnych (lutni), które istnieją tylko w odcinkach ślepego wyrobiska.

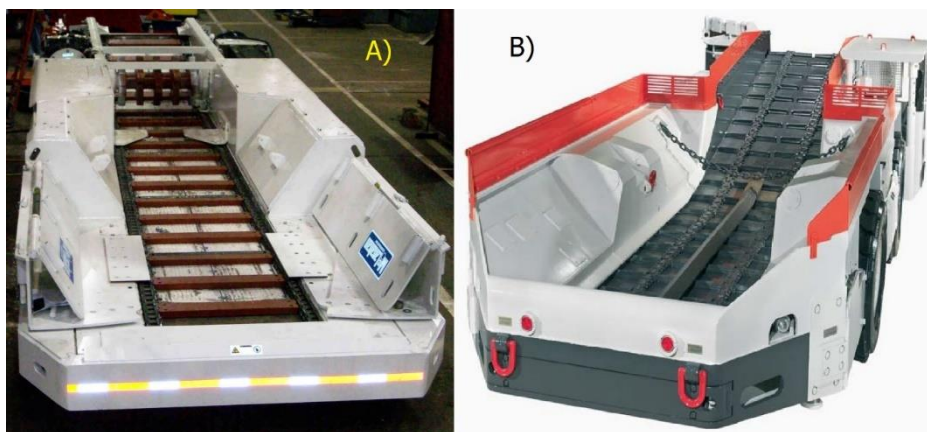
2.3.1. Systemy odstawy urobku w przodkach drążonych kombajnem typu Bolter Miner

W australijskim górnictwie węglowym, gdzie istniały rozwiązania techniczne związane z zastosowaniem wąsko-przodkowych maszyn urabiająco – ładujących typu Continuous Miner dla przodków drążonych kombajnem Bolter Miner powielono rozwiązania systemu odstawy urobku z systemu eksploatacji *Room & Pillar*. Podstawowy system mechanizacyjny drążenia chodnika węglowego z zastosowaniem kombajnu typu Bolter Miner pokazano na rysunku 2.6.



Rys. 2.6. Podstawowe urządzenia systemu mechanizacyjnego przodka drążonego z zastosowaniem kombajnu Bolter Miner

Zastosowano wozidło typu Shuttle Car do odbioru urobku z maszyny urabiającej i dostarczenia go do miejsca rozładunku na stację rozładowczo-kruszącą typu Feeder-Breaker (fot. 2.3).

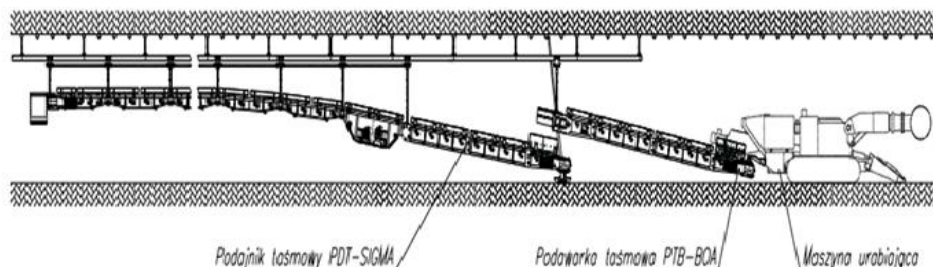


Fot. 2.3. Urządzenia systemu odstawy urobku z przodka drążonego kombajnem typu Bolter Miner: A) – stacja rozładowczo-krusząca typu Feeder Breaker, B) – wozidło typu Shuttle Car [13]

Zaletą takiego rozwiązania jest możliwość elastycznego połączenia kombajnu typu Bolter Miner z systemem dalekiego transportu odstawą taśmową – kombajn ma dużą chwilową wydajność podawania urobku, ale przerywaną

okresami, kiedy (w czasie kotwienia) urobek nie jest podawany. Retencyjna pojemność wozidła typu Shuttle Car i charakterystyka stacji Feeder-Breaker pozwala rozłożyć strugę urobku w czasie i zmniejszyć wymagania i obciążenie przenośnika taśmowego. Dodatkowo urobek jest kruszony, celem dostosowania go do transportu przenośnikiem taśmowym (eliminacja nadwymiarowych brył urobku).

Wysoka, ale krótkotrwała wydajność urabiania i ładowania urobku przez kombajn Bolter Miner przy bezpośrednim załadunku urobku na odbierający przenośnik (taśmowy lub zgrzeblowy) wymaga podobnie wysokich chwilowych parametrów od tego przenośnika i całego ciągu odstawy. Wymaga to dużych nakładów na taki system odstawy (dostosowany do chwilowych, a nie średnich wydajności) lub powoduje ryzyko przeciążeń systemu transportu urobku (zasypywania). Znalazło to potwierdzenie przy zastosowaniu maszyny Komatsu 12CM30 w Polsce, z zastosowaniem wyłącznie ciągłego systemu odstawy urobku (rys. 2.7).



Rys. 2.7. System odstawy urobku z przodka drążonego kombajnem Bolter Miner Komat'su 12CM30 w jednej z polskich kopalń, za pomocą podwieszanych przenośników taśmowych [128]

Kombajny Bolter Miner charakteryzujące się dużą masą własną wymagają pozycjonowania przed rozpoczęciem urabiania i do kotwienia w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych – podwieszony do kombajnu przenośnik utrudnia wykonywanie manewrów i powoduje rozjeżdżanie spągu wyrobiska. Z tego powodu unika się podwieszania dodatkowych urządzeń do kombajnu typu Bolter Miner.

Rozwiązania transportu urobku z wozidłem (lub kilkoma) i stacją Feeder Breaker są najbardziej rozpowszechnionym w świecie rozwiązaniem, ale należy wskazać, że w górnictwie chińskim zastosowano rozwiązanie z taśmową odstawą bezpośrednio za kombajnem. Podajnik wewnętrzny kombajnu Bolter Miner z ruchomym w poziomie wysypem typu „swing” przekazywał urobek do pojemnej, szerokiej skrzyni zasypowej stacji przeładowczo-kruszącej (Feeder Breaker) bez mechanicznego z nią połączenia.

2.3.2. Systemy zasilania przodka w materiały i energię

Zastosowanie samodzielnej obudowy kotwowej obniża istotnie, w stosunku do przodków prowadzonych w stalowej obudowie podporowej, wymagania odnośnie ilości materiałów transportowanych do przodka – jest to jedna z ważnych zalet stosowania kotwienia. W praktyce światowej stosuje się do transportu materiałów do przodka (lub grupy przodków) głównie oponowe ładowarki czołowe (LHD), w tym szufladowe (Scoop) (fot. 2.4).



Fot. 2.4. Ładowarki kołowe jako uzupełniające środki odstawy

W kopalniach Rosji, Chin, a ostatnio także w polskiej Kopalni Węgla Kamiennego Budryk do transportu materiałów i ludzi do przodka drążonego kombajnem typu Bolter Miner zastosowano spalinową kolejkę podwieszaną.

2.3.3. Systemy przewietrzania przodków drążonych kombajnem typu Bolter Miner

W praktyce drążenia pojedynczych wyrobisk korytarzowych różnego typu kombajnami chodnikowymi występuje problem stosowania wentylacji odrębnej (lutniowej), która przy dużych wybiegach chodnika sprawia wiele trudności związanych z utrzymaniem właściwych warunków przewietrzania i późniejszego usuwania akcesoriów tej wentylacji pomocniczej po zakończeniu drążenia wyrobiska. Takie rozwiązanie zastosowano w KWK Budryk.

Układy chodników wielokrotnych łączonych przecinkami (jak na rys. 2.5) ograniczają, na przykład długości wyrobisk przewietrzanych odrębnie i tym samym wymagają sprawności przewietrzania przodka. Stosowane są przez to często wentylatory pomocnicze (lutniowe) na podwoziu kołowym (fot. 2.5) lub saniach, które można szybko przemieścić pomiędzy przecinkami.



Fot. 2.5. Wentylator pomocniczy na podwoziu kołowym [16]

Po zakończeniu drążenia nie występują długie odcinki pozostawionych lutniociągów i innych materiałów utrudniających wyprowadzenie kombajnu z długiego pojedynczego przodka.

2.4. Doświadczenia światowego górnictwa węglowego w stosowaniu kombajnów typu Bolter Miner

Od czasu wprowadzenia maszyn typu Bolter Miner do eksploatacji w australijskim podziemnym górnictwie węglowym na początku lat 90-tych XX wieku zastosowano je w wielu zaawansowanych górnictwo krajach świata. Już w 2012 roku w światowym górnictwie węglowym pracowało ponad 300 kombajnów typu Bolter Miner różnych producentów, często uzyskując bardzo wysokie postępy dobowe czy zmianowe. Pod koniec lat 90-tych XX wieku zastosowano kombajny Bolter Miner w górnictwie węglowym USA. Kilka lat później takie urządzenia zagościły w kopalniach węglowych w Rosji i Chinach. Pojedyncze maszyny zastosowano w górnictwie węglowym Wielkiej Brytanii, Niemiec, Republiki Czeskiej, a ostatnio także w Polsce.

Poniżej przedstawiono przykłady efektywnego zastosowania maszyn typu Bolter Miner w krajach, gdzie są one używane w większym zakresie.

2.4.1. Bolter Miner w Australii

Jako pierwsze zastosowano w Australii maszyny Bolter Miner ABM20 firmy Voest Alpine Bergbautechnik [17]. Później wprowadzono również maszyny innych producentów. W 2014 roku równolegle pracowało w australijskich kopalniach ok. 50 maszyn typu Bolter Miner. Pozytywne pierwsze doświadczenia [18] spowodowały, że dla dalszej poprawy wyników, w kolejnych latach, doskonalono same maszyny, całe systemy mechanizacyjne oraz technologię [19] i organizację pracy [20-21].

Urobiony węgiel odbiera jeden Shuttle car, ale w przodkach o bardzo dużym postępie dobowym może okazać się konieczne zastosowanie drugiej jednostki. Dodatkowe wyposażenie przodka stanowi uniwersalny pojazd transportowy do

transportu materiałów lub ładowarka czołowa (w zależności od wysokości wyrobisk czołowa łyżkowa lub szufladowa), systemy wentylacji pomocniczej oraz stacja transformatorowa (zestaw transformatorów i wyłączników elektrycznych).

Ciągłe doskonalenie technologii drążenia chodników węglowych lub węglowo-kamiennych obejmuje także doskonalenie urządzeń systemu technicznego i organizacji pracy. Poszukuje się także rozwiązań, które usprawniają proces kotwienia i pozwalają na wydłużenie czasu przeznaczanego na urabianie [21-24]. Od początku w obszarze rozwoju systemu technicznego przodka drążonego kombajnem Bolter Miner prace koncentrowano nad:

- zdalnym nadzorem pracy maszyny (układu urabiającego),
- zmechanizowanym, a następnie zautomatyzowanym systemem zakładania siatek i kotwienia stropu i ociosów,
- zapewnieniem niezawodnej, najlepiej ciągłej odstawy urobku z przodka,
- integracji systemów obsługi i zasilania przodka (przodków) drążonych wyrobisk z systemami zasilania i obsługi przygotowywanej ściany.

Wszystkie podejmowane działania skoncentrowane były na skróceniu czasu trwania poszczególnych czynności i operacji w przodku, stworzeniu możliwości równoległego wykonywania operacji urabiania/ładowania i kotwienia oraz wyeliminowaniu przerw w urabianiu, wywołanych przerwami operacyjnymi na wykonywanie czynności wykluczających urabianie, w tym postojami spowodowanymi przerwami organizacyjnymi i niesprawnościami.

Wdrożone rozwiązania techniczne pozwoliły na uzyskiwanie w niektórych przypadkach bardzo wysokich postępów drążenia chodników przyścianowych np.:

- godzinowe - do ponad 7 m/h [24],
- postępy na zmianę (w warunkach australijskich) – do 55 m/zmianę.

W ramach badania procesów drążenia chodników węglowych w samodzielnej obudowie kotwowej stwierdzono dużą zależność uzyskiwanych postępów od ilości i rodzaju kotwi instalowanych w jednym cyklu drążenia (jednym zabiorze). W ramach doskonalenia procesu kotwienia wprowadzono wklejane kotwy samowierzące, które pozwoliły na oszczędność czasu pożytkowanego na wymianę żerdzi wiertniczej na kotwy i odwrotnie. W korzystnych warunkach stropowych prowadzono próby ze zwiększeniem zabioru urabiania oraz instalowania kolejno kilku rzędów kotew (np. 3 zabioły po 1,0 m, a następnie 3 rzędy kotew).

Od wielu lat podejmuje się próby zastosowania systemów ciągłej odstawy z przodka i szybkich, nadążnych systemów wydłużania przenośników taśmowych w ślad za postępem przodka.

Należy zauważyć, że w warunkach australijskich rozróżnia się dwa rodzaje maszyn urabiająco-kotwiących:

- maszyny urabiające wyposażone w zespół kotwiarów umożliwiających naprzemienne urabianie/ładowanie oraz zakładanie siatek/kotwienie stropu i ociosów – te maszyny noszą nazwę Miner Bolter,
- maszyny wyposażone w wysuwny system urabiająco-kotwiący (ang. Sump) i zespół kotwiarów zainstalowanych na podwoziu maszyny – taka konstrukcja stwarza możliwość równoległego urabiania i zabezpieczenia stropu i ociosów. W górnictwie australijskim te ostatnie maszyny noszą nazwę Bolter Miner. Stosowana jest także nomenklatura Entry Driver.

W dobrych warunkach górniczo-geologicznych godzinowe postępy przodków, niezależnie od rodzaju maszyny urabiająco-kotwiącej, wahają się od 2,5 do 7,1 m/h.

W australijskich badaniach akcentuje się znaczenie:

- projektowania i planowania procesu drążenia maszyną urabiająco-kotwiącą,
- właściwego doboru urządzeń systemu technicznego zgodnego z oczekiwaniami projektu,
- doboru ilości i umiejętności załogi dla uzyskania oczekiwanych wyników.

2.4.2. Zastosowanie kombajnów Bolter Miner w rosyjskich kopalniach węgla

Zanim w górnictwie węglowym Federacji Rosyjskiej zastosowano kombajny typu Bolter Miner, stosowano już kombajny typu Continuous Miner w eksploatacji systemem *Room & Pillar* (w 2009 roku w 125 podziemnych kopalniach węgla pracowało tylko 76 systemów ścianowych). Powszechnie stosowano także obudowę kotwową.

Od 2006 rozpoczęło się wdrażanie kombajnów typu Bolter Miner w rosyjskich kopalniach węgla. Pierwsze maszyny zastosowano w kopalniach Zagłębia Kuzbasu. Zastosowanie kombajnu Bolter Miner 12CM30D firmy Joy Global w dogodnych warunkach górniczo-geologicznych kopalni Vorgasorskaya [25], z dobrze dobranym systemem mechanizacyjnym pozwoliło na uzyskanie bardzo wysokich postępów (w sierpniu 2009 uzyskano ponad 1000 metrów miesięcznego postępu przodka). W kolejnym miesiącu inną maszyną tego typu wydrążono w tej kopalni 1212 m chodnika węglowego. Chodniki miały szerokość 5,2 m i wysokość równą grubości pokładu, czyli 3,6 m. W stropie stosowano kotwy stalowe z odstępem kotwienia 0,5 m i siatkę stalową.

Natomiast w ociosach stosowano kotwy o długości 1,8 m w układzie „W”, także z siatką z drutu stalowego. Dodatkowo za kombajnem zakładano kotwy linowe o długości 5 m. Z kombajnem współpracowały, podobnie jak w Australii, urządzenia typu Shuttle Car. Zastosowane w tej kopalni kombajny typu Bolter Miner (2 szt.) uzyskiwały przeciętny dobowy postęp 35 m/dobę. Według dostępnych informacji, przodki chodnikowe drążone za pomocą tych urządzeń uzyskiwały nie mniej niż 300 m postępu miesięcznie, ze średnią ok. 600 m/miesiąc.

Od 2013 roku w rosyjskich koalniach stosowane są także kombajny MB-670-1 produkcji firmy Sandvik [26].

2.4.3. Bolter Miner w Chinach

Około 2010 roku kombajny typu Bolter Miner znalazły zastosowanie w chińskich kopalniach węgla kamiennego, gdzie technologia i organizacja procesu drążenia wyrobisk korytarzowych jest stale doskonała. Mimo, że przeciętne wyniki (postępy dobowe) w bardzo zróżnicowanych warunkach górniczo-geologicznych wahają się w przedziale 15-25 m/dobę [27], to uzyskiwane są także znacznie wyższe rezultaty. Stosowane są kombajny Bolter Miner czołowych producentów światowych (Komatsu/Joy Global, Sandvik). W odróżnieniu od górnictwa węglowego w USA i Australii za pomocą kombajnów typu Bolter Miner drążone są także długie pojedyncze, prostoliniowe wyrobiska węglowe [28-29]. Systemy techniczne drążenia wyrobisk korytarzowych zależą od warunków drążenia i oczekiwanych postępów (tabela 2.1).

Systemy mechanizacyjne w przodkach chodnikowych z mechanicznym urabianiem i obudową kotwową stosowane w kopalniach chińskich [30]

Tabela 2.1.

Urządzenia wchodzące w skład systemu	Warunki stosowania systemu mechanizacyjnego
Kombajn chodnikowy z punktowym organem urabiającym (Roadheader), indywidualna kotwiarka, przenośnik podwieszany (mostowy – taśmowy lub zgrzebłowy), stacjonarny przenośnik taśmowy	Zalecany do stosowania w przodkach kamiennych lub kamiennie-węglowych z urabialnością skał do $R_c=100$ MPa (wskaźnik Protodiakonowa $f<10$) i w sytuacji, kiedy nie zachodzi potrzeba bezzwłocznego wykonywania obudowy wyrobiska. System może być stosowany w szerokim zakresie warunków górniczo-geologicznych.
Kombajn chodnikowy (Roadheader) z zainstalowaną integralną kotwiarką, przenośnik podwieszany, stacjonarny przenośnik taśmowy	Stosowany w chodnikach kamiennych i kamiennie-węglowych z urabialnością skał do $R_c=100$ MPa (wskaźnik Protodiakonowa $f<10$). W stosunku do poprzedniego skraca czas kotwienia i poprawia bezpieczeństwo pracy.

Kombajn chodnikowy z liniowym organem urabiającym (Continuous Miner), samobieżna kotwiarka wielogłowicowa, wozidło typu Shuttle Car, ładowarka czołowa (łyżkowa lub szufladowa), stacja rozładowczo-krusząca (Feeder Breaker)	System dogodny dla drążenia wyrobisk węglowych i węglowo-kamiennych o dużych przekrojach w systemie podwójnych wyrobisk równoległych w dogodnych warunkach górniczo-geologicznych. Naprzemienne urabianie i kotwienie w przodku. Duża wydajność urabiania. Mała zdolność przystosowania się do zmiennych warunków górniczo-geologicznych.
Bolter Miner, przenośnik podwieszany, stacjonarny przenośnik taśmowy	System do drążenia pojedynczych chodników węglowych i węglowo-kamiennych w dobrych warunkach górniczo-geologicznych. Możliwe równoczesne urabianie i kotwienie. Duża wydajność urabiania. Mała zdolność przystosowania systemu do zmiennych warunków górniczo-geologicznych.
Szybkościowy system drążenia z kombajnem typu Bolter Miner i nadążny system urządzeń współpracujących (tzw. BMRET – <i>Bolter Miner Rapid Excavation Technology</i>)	System zastosowany w bardzo dobrych warunkach górniczo-geologicznych Zagłębia Ordos w Chinach. Zintegrowany pod kątem uzyskiwania wysokich postępów system: urabiania-kotwienia i odstawy urobku zapewniający ciągłość pracy.

W dalszej części rozdziału przedstawiono przykłady rozwiązań z wykorzystaniem maszyn typu Bolter Miner.

2.4.3.1. Bolter Miner Komat'su (Joy Global) w kopalniach chińskich

W warunkach chińskich maszyny typu Bolter Miner stosowane są w bardzo różnorodnych warunkach górniczo-geologicznych, dlatego trudne jest porównywanie wyników uzyskiwanych maszynami różnych producentów i zastosowaniem bardzo zróżnicowanych systemów mechanizacji przodka. W tabeli 2.2 pokazano przykłady dwóch przodków drążonych za pomocą maszyny typu Bolter Miner.

Warunki eksploatacji i wyniki uzyskiwane przez maszyny typu 12CM30

Tabela 2.2.

Kopalnia:	Nr 1	Nr 2
Typ kombajnu	12CM30 Bolter Miner	12CM30 Bolter Miner
Mięższność pokładu	9,0 m	4,7 m
Rodzaj spągu	mułowiec	mułowiec
Skąły w stropie i ociosach	słabe	---
Wymiary wyrobiska (wysokość x szerokość)	4,2 x 5,4 m	4,0 x 5,6 m
Nachylenie podłużne	do 15°	poziomo

Układ kotew	- 6 x 2,4 m kotwy w stropie, - 4 x 1,8 m kotwy ociosowe (na każdy ocios, razem 8 szt.), - 2 x 9 m kotwy linowe instalowane poza przodkiem, - rozstaw kotew 0,95 m, później 1,3 m.	- 6 x 2,2 m kotwy stropowe, - 2 x 2,0 ociosowe (na każdą stronę, razem 4 szt.), - 2 x 5,0 m kotwy linowe co 3,6 m, - rozstaw kotew 1,0 m.
Obłożenie przodka zm.	4 zm/dobę (6 dni/tydzień)	4 zm/dobę (7 dni/tydzień)
Średni postęp dobowy	20 m/d	36 m/d
Maksymalny postęp w miesiącu	600 m	1000 m
Średni czas trwania cyklu	49 min	29 min
Dostępność maszyny	ok. 90%	-

2.4.3.2. Zastosowanie kombajnu Bolter Miner firmy Sandvik w kopalniach grupy Shendong Coal Group

W 2012 roku państwowa grupa Shenhua Shendong Coal Group zakupiła kilkanaście kombajnów typu Bolter Miner MB-670 firmy Sandvik. Od początku podjęto prace nad wdrożeniem wysokowydajnych kompleksów chodnikowych, umożliwiających uzyskiwanie dużych postępów. Podstawowym obszarem aktywności górniczej w zakresie podziemnego wydobycia węgla kamiennego jest zagłębie węglowe Ordos z pokładami węgla leżącymi na pograniczu Regionu Autonomicznego Mongolii Wewnętrznej i prowincji Shanxi w Chinach. Niektóre z kopalń eksploatują pokłady węgla o bardzo regularnym zaleganiu i często dużej miąższości. Od kilku lat eksploatowane są w tym zagłębiu tzw. ultrawysokie ściany, o wysokości furty ściany osiagającej 8,5 m. Dla takich ścian, o bardzo dużych wybiegach, wykonuje się systemy podwójnych chodników przyścianowych o przekroju prostokątnym. Do drażenia stosuje się kombajny typu Bolter Miner. W 2013 roku w należącej do Shenhua Shendong Coal Group Co. Ltd. kopalni Daliuta uruchomiono przodki chodnikowe z kombajnami typu Miner Bolter MB670 [29]. Kopalnia prowadzi eksploatację na głębokości około 200 m, w regularnie zalegających pokładach węgla i dogodnych warunkach górniczo-geologicznych w postaci dobrych stropów i nośnych spągów bez zaburzeń geologicznych. W takich warunkach eksploatowane są [31] m.in. ściany ultrawysokie o bardzo dużym wydobyciu dobowym. W istniejących warunkach dzięki zastosowaniu odpowiednich systemów mechanizacyjnych i technologii

górnictwa możliwe było uzyskiwanie bardzo dużych postępów dobowych drążenia chodników przyścianowych o znacznych wybiegach. Główny nacisk położono na maksymalne zwiększenie udziału czasu przeznaczonego na urabianie calizny w dobowym czasie dostępnym. Nadrzędną ideą realizacji procesu drążenia była harmonizacja następujących operacji:

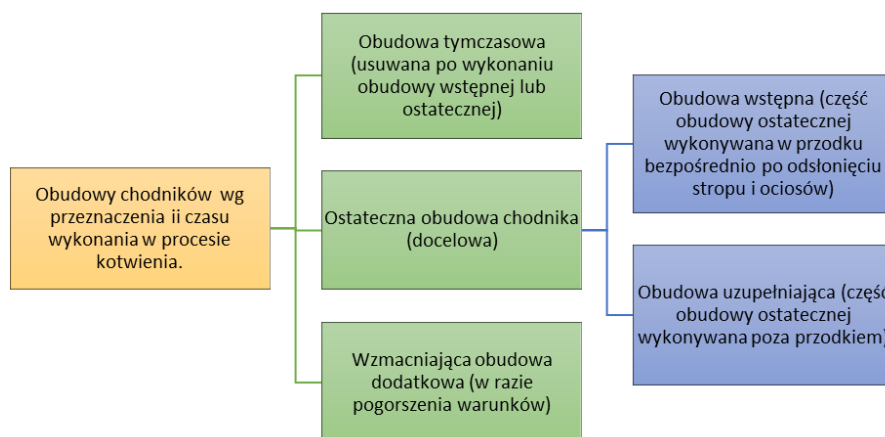
- urabiania, ładowania i odstawy urobku poza przodek,
- wykonywania obudowy (kotwienia stropu i ociosów wyrobiska),
- transportu urobku i materiałów,

w taki sposób, aby wszystkie operacje mogły być wykonywane równolegle i żadna z nich nie wstrzymywała lub spowalniała pozostałych.

Taką pracę umożliwiał kombajn typu MB670 firmy Sandvik o bardzo dużej wydajności urabiania (do 25 Mg/min) w węglu o R_c ok. 25 MPa i system techniczny (zwłaszcza odstawy), który pozwalał na ciągły szybki postęp kombajnu bez przerw urabiania na np. przedłużanie odstawy czy przemieszczanie współpracujących urządzeń. Duży nacisk położono na taką technologię wykonywania obudowy kotwowej, aby w najmniejszym stopniu nie wstrzymywała ona urabiania kombajnem, ponieważ tylko urabianie zapewniało w istocie postęp wyrobiska. Jednym z rozwiązań związanych z kotwieniem było rozdzielenie operacji kotwienia na dwie fazy:

- Faza I: wstępne zabezpieczenie przodka kotwiarkami kombajnu Bolter Miner wykonywane w czasie urabiania.
- Faza II: wykonywanie uzupełniającego kotwienia do docelowej postaci w niewielkiej odległości od czoła przodka.

Dla wykonywania dopełniającego (ostatecznego) kotwienia zastosowano mobilną stację kotwiącą wyposażoną w 8 głowic kotwiących zabudowaną „okrakiem” nad trasą mobilnego przenośnika taśmowego w niewielkiej odległości od przodka. Wykonywanie najpierw wstępnej obudowy (np. kotwowej) doraźnie zabezpieczającej przodek, a następnie dopełnienie jej obudową ostatecznie zabezpieczającą wykonywane wyrobisko na cały okres jego utrzymania (rys. 2.8).



Rys. 2.8. Systematyka obudów wyrobisk korytarzowych ze względu na przeznaczenie i czas wykonania

Kombajn podawał urobiony węgiel na mobilną stację przeładowczo-kruszącą (Feeder Breaker) wyposażoną w niewielki zasobnik retencyjny węgla. Urobek ze stacji podawany był na kroczący, nadążny przenośnik taśmowy, który wraz z urządzeniem Feeder Breaker przemieszczał się w ślad za urabiającym kombajnem. Nadążny przenośnik taśmowy podawał z kolei urobek na stacjonarny przenośnik taśmowy wyposażony w przesuwную stację zwrotną z własnym systemem rozpór, co umożliwiało szybkie przedłużanie tego przenośnika.

W tej samej grupie kopalń zastosowano także kombajn typu Bolter Miner do drążenia chodnika przyścianowego w odmiennych warunkach geologicznych w kopalni węgla Meneqing położonej w północno-wschodniej części Zagłębia Ordos. Pokład, w którym drążono wyrobisko miał średnią miąższość 4,78 m [26] i zalegał bardzo regularnie z niewielkim nachyleniem wynoszącym ok. 3°. W stropie pokładu zalegał średnioziarnisty piaskowiec. Duża głębokość prowadzenia robót górniczych stawiała większe wymagania w zakresie obudowy – kotwienia stropu i ociosów, dlatego w doskonaleniu procesu skupiono się zwłaszcza na tym elemencie. Wśród zastosowanych rozwiązań należy wymienić:

- dążenie do zastąpienia szeregowo wykonywanych w przodku czynności i operacji w możliwie największym stopniu czynnościami wykonywanymi równolegle,
- skrócenie czasu trwania poszczególnych czynności i operacji,
- zmiany rodzaju kotwi i technologii kotwienia.

Nowe rozwiązania organizacyjne i technologiczne wprowadzano stopniowo. W pierwszym etapie zastąpiono niektóre czynności wykonywane szeregowo przez ich równoległe realizowanie np. kotwienie stropu wraz z urabianiem. Przyniosło to efekt w postaci skrócenia podstawowego cyklu drążenia z 63,3 min do 48,2 min przy identycznych czasach trwania poszczególnych czynności i takiej samej technologii kotwienia. Należy zaznaczyć, że ze względu na znaczną głębokość wyrobiska, stosowano w stropie 7 kotwi stalowych o długości 2,2 m w siatce kotwienia 0,8 x 1,0 m. Dodatkowo stosowano kotwy linowe od długości 6,3 m w siatce kotwienia 2,4 x 3,2 m. Ociosy zabezpieczano 5 kotwami 2,2 m na każdy ocios w siatce kotwienia 0,8 x 1,0 m. Krok (zabior) przodka wynosił 1,0 m.

W kolejnym etapie zmieniono projekt kotwienia zastępując stalowe kotwy prętowe w stropie (7 szt.) kotwami linowymi ze wstępnym naprężeniem, w ilości 4 szt., o długości 4,3 m, ze stalową stropnicą profilową. Kotwy linowe instalowano za pomocą kotwiarek kombajnu Bolter Miner bezpośrednio w przodku. Zmniejszono także liczbę kotwi ociosowych. Zmiana sposobu kotwienia przyniosła efekt w postaci znacznego skrócenia czasu podstawowego cyklu drążenia przy tym samym zabiorze (1,0 m) i tym samym czasie trwania urabiania przodka (9,5 min). Przy szeregowym wykonywaniu czynności w przodku czas trwania cyklu podstawowego wynosił 45,8 min (a więc był krótszy od czasu szeregowo-równoległego cyklu podstawowego w poprzednim schemacie kotwienia), a przy szeregowo-równoległym wykonywaniu czynności ulegał skróceniu do 22,7 min. Uzyskane efekty nie wymagały zmian w systemie mechanizacyjnym przodka.

W celu zwiększenia wydajności urabiania zastosowano wierzący pełnoprzekrojowy kombajn typu Borer Miner (Marietta Miner) z systemem obudowy tymczasowej stropu na maszynie (fot. 2.6). Na podstawie analizy zdjęć można zauważyć, że maszyna typu QMJ4260 ma system urabiania bardzo podobny lub identyczny z rozwiązaniami kombajnu MF420 produkcji firmy Sandvik. Ze względu na bardzo duży postęp maszyny stało się praktycznie niemożliwie kotwienie stropu i ociosów przy ciągle przemieszczającej się maszynie. Z tego powodu zwiększono możliwości samodzielnej maszyny kotwiącej przemieszczającej się w ślad za maszyną urabiającą wyposażając ją w 10 głowic kotwiących.



Fot. 2.6. Pełnoprzekrojowy kombajn chodnikowy typu QMJ4260 do szybkościowego drążenia chodników węglowych i wielogłowicowa kotwiarka mobilna w kopalni Daliuta [32]

2.4.4. Bolter Miner w Europie

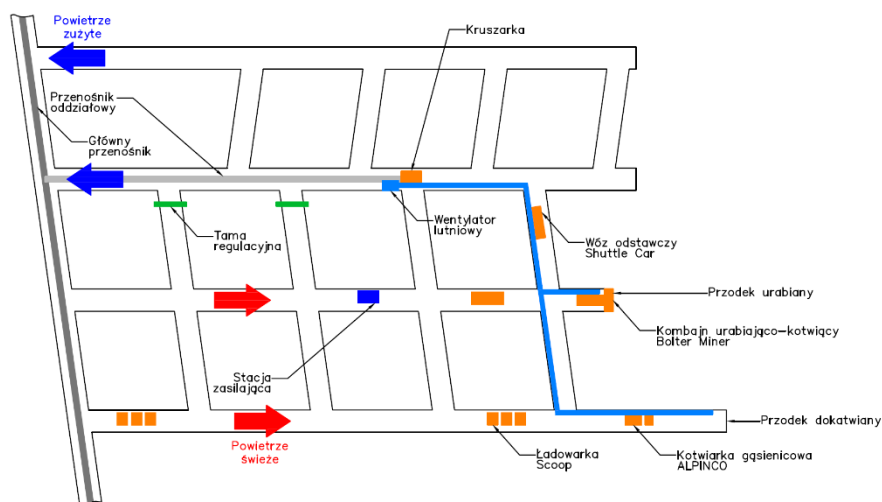
W europejskim górnictwie węglowym kombajny typu Bolter Miner stosowano w podziemnym górnictwie Wielkiej Brytanii, Niemiec, Republiki Czeskiej [33-34] oraz od 2019 roku w Polsce.

W zamkniętej w 2013 roku brytyjskiej kopalni Daw Mill zastosowano kombajn Bolter Miner Joy 12BM15. Wiadomo, że w trudnych warunkach górnictwo-geologicznych kombajn uzyskiwał dobowe postępy na poziomie 6-7 m/dobę, przy czasie trwania cyklu 40 minut przy zabiorze (kroku) cyklu 0,8 m. Nie jest znana siatka kotwienia, ale na każdy cykl wiercono łącznie 48 m otworów pod kotwy. Roboty górnicze prowadzono na głębokości 700-800 m.

W zamkniętej w październiku 2004 roku brytyjskiej kopalni węgla Riccall wchodzącej w skład kompleksu wydobywczego Selby także zastosowano kombajn Bolter Miner do drążenia chodników węglowych w pokładzie Stanley Main Seam, zalegającego na głębokości 750-850 m. Wiadomo, że tygodniowy postęp drążenia osiągał 125 m.

Brak wiarygodnych informacji o zastosowaniu kombajnu typu Bolter Miner w niemieckiej kopalni węgla Walsum, za wyjątkiem informacji, że średni postęp dobowy wynosił 8,3 m/dobę. Po analizie wyników i doświadczeń zastosowano Bolter Miner firmy Joy także w kopalni Auguste Victoria. Zastosowano tam nadążną przesuwную stację zwrotną przenośnika taśmowego, usprawniono systemy zasilania i odbioru urobku oraz ograniczono do minimum ręcznie wykonywane czynności w przodku. Dzięki wprowadzonym usprawnieniom osiągnięto dobowe postępy do 22 m/dobę.

Około 2014 roku stosowano kombajn Bolter Miner 12CM30 produkcji Joy Global jako maszynę podstawową w komorowo-filarowym systemie eksploatacji pokładu węgla czeskiej kopalni węgla ČSM. Zastosowany system eksploatacji różnił się w wielu szczegółach od typowych rozwiązań z udziałem kombajnów typu Continuous Miner pracujących naprzemiennie z mobilnymi wielogłowicowymi stacjami kotwiącymi (Mobile Bolter) w kilku przodkach (w liczbie 5-9) ze względu na możliwość wykonywania obudowy wstępnej (*initial bolting*) wykonywanej przez kombajn Bolter Miner. Zastosowany układ wyrobisk (rys. 2.9) i rozwiązania systemu technicznego są zbliżone do stosowanych w systemach drążenia poczwórnych równoległych wyrobisk korytarzowych dla ścian w górnictwie USA.



Rys. 2.9. System eksploatacji *Room & Pillar* z wykorzystaniem kombajnu typu Bolter Miner 12CM30 zastosowany w czeskiej kopalni ČSM [33]

Dwa z wyrobisk służyły do doprowadzenia świeżego powietrza do systemu przodków i dwa do odprowadzenia powietrza zużytego. W przyjętym systemie eksploatacji dwa z przodków wymagały zawsze zastosowania odrębnej wentylacji lutniowej z pojedynczym lutniociągiem z rozgałęzieniem i możliwością regulacji rozpyłu. Zastosowano wentylację ssącą. W przodku, w którym pracował kombajn stosowano dwa warianty przewietrzania:

- lutniociąg stacjonarny z wydłużalną końcówką, pozwalającą utrzymać stałą odległość od czoła przodka,
- lutniociąg stacjonarny połączony lutnią elastyczną z integralnym wentylatorem stacji odpylającej będącej integralną częścią kombajnu Bolter Miner.

Skrzyżowania chodników z drążonymi przecinkami łączącymi były wykonywane pod kątem różnym od 90°, ze względu na duże wymiary kombajnu oraz w celu ułatwienia operowania wozidłem typu Shuttle Car. Występowanie przecinek pomiędzy równoległymi chodnikami powodowało, że odcinki przewietrzane wentylacją odrębną były stosunkowo krótkie. W przodku, w którym pracował kombajn Bolter Miner ilość powietrza była około dwukrotnie większa od pasywnego przodka (w którym nie było prowadzone urabianie) z pracującą kotwiarką mobilną.

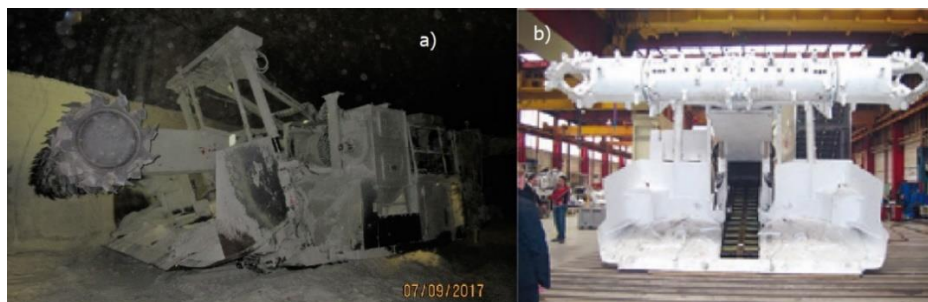
W skład systemu mechanizacyjnego przodka, oprócz kombajnu Bolter Miner 12CM30, wchodziły:

- dwa wozidła Shuttle Car 10SC32B,
- mobilne urządzenie przesypowo-kruszące (Feeder Breaker) typu BF 14Q58,
- szufladowa ładowarka czołowa (Scoop) GE Fairchild 35C-WH2-30-AC,
- mobilna kotwiarka (Mobile Roof Bolter) – Alminco Scorpion Bolter,
- ręczne kotwiarki (Handheld Bolter) – Hilti,
- przenośnik taśmowy,
- wentylator lutniowy z odpylaczem (CFT),
- dostosowany zespół transformatorowo-wyłaczający (zainstalowany w prądzie świeżego powietrza) – Hansen Electric,
- instalacje zasilania w energię elektryczną, wodę technologiczną i sprężone powietrze.

Powodem zastosowania takiego systemu eksploatacji (*Room & Pillar*) było umożliwienie wybrania wysokiej jakości węgla w filarze szybowym, gdzie, dla ochrony licznych wyrobisk funkcjonalnych, nie można było zastosować systemu ścianowego. System wprowadzano w warunkach braku doświadczeń w zastosowaniu takiej metody eksploatacji i takiego systemu technicznego. W takich warunkach w ciągu około roku stosowania systemu wydobyto 61,8 tys. Mg węgla i wydrążono ok. 2200 m wyrobisk eksploatacyjnych. System kotwienia dostosowywano do zmiennych warunków. Podstawowe elementy obudowy kotwowej instalowano za pomocą kotwiarek kombajnu Bolter Miner, ale stosowano też dodatkowe kotwienie ręcznymi kotwiarkami oraz uzupełniające kotwienie ociosów kotwiarką mobilną.

W listopadzie 2019 w polskiej Kopalni Węgla Kamiennego Budryk uruchomiono przodek chodnikowy drążony kombajnem Bolter Miner 12CM30. Pierwotnym celem było sprawdzenie możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej na dużej głębokości w warunkach tej kopalni oraz

zgromadzenie doświadczeń w zastosowaniu kombajnu Bolter Miner do drążenia wyrobisk korytarzowych w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego.



Fot. 2.7. Bolter Miner MB670 w kopalniach soli: a) zastosowany do eksploatacji soli kamiennej w należącej do polskiego KGHM kopalni rud miedzi Polkowice-Sieroszowice, b) przygotowany do pracy w jednej z niemieckich kopalń soli potasowych

Kombajny typu Bolter Miner, ze względu na wysoką wydajność urabiania zastosowano także w europejskich kopalniach soli kamiennej i potasowej (fot. 2.7). W takich zastosowaniach Bolter Miner nie musi być wyposażony w system kotwiący i staje się w istocie maszyną typu Continuous Miner.

2.5. Podsumowanie

Bolter Miner jest maszyną urabiającą umożliwiającą bardzo wydajne kotwienie stropu i ociosów wyrobiska w bezpośrednim sąsiedztwie drążonego przodka. W dogodnych warunkach, współpracując ze zharmonizowanymi systemami odstawy urobku kombajn typu Bolter Miner może uzyskiwać najlepsze postępy dobowe spośród wszystkich znanych systemów drążenia wyrobisk przyścianowych w kopalniach węgla kamiennego.

Z doświadczeń wynika, że warunkami niezbędnymi do uzyskiwania dobrych efektów zastosowania kombajnu typu Bolter Miner są:

- dogodne warunki górnico-geologiczne, a zwłaszcza: nośne spągi, odpowiednie własności mechaniczne skał umożliwiające zastosowanie niezbyt złożonej obudowy kotwowej, niski poziom zagrożenia metanem czy wyrzutami skał i gazów,
- dobrze zaprojektowany system mechanizacyjny umożliwiający niezawodną, sprawną odstawę urobku, niezawodne zasilanie w media (energię elektryczną, wodę, sprężone powietrze),
- dobra organizacja pracy, robót i odpowiednia obsada załogą, które w połączeniu z wysoką wydajnością kombajnu, pozwolą maksymalnie wykorzystać dostępny czas na urabianie przodka.

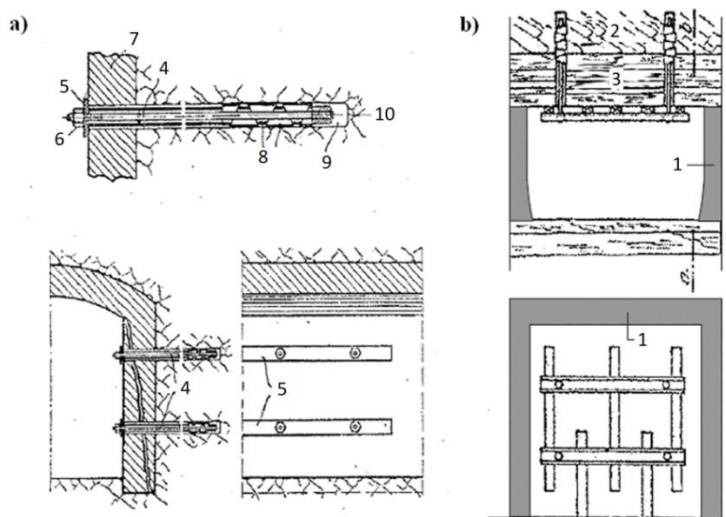
W warunkach polskich kopalń węgla kamiennego potwierdzono wykonalność prowadzenia wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej. Kolejnym krokiem powinno być doskonalenie systemu mechanizacyjnego przodka uwzględniającego duży potencjał kombajnu w zakresie urabiania i ładowania urobku oraz optymalizacja rozwiązań w zakresie kotwienia stropu i ociosów w aspekcie zmniejszenia czaso- i pracochłonności przy zapewnieniu bezpieczeństwa i funkcjonalności drążonego wyrobiska.

3. Stan kotwienia w Polsce i na świecie

Wojciech Masny¹, Jerzy Ficek^{2,3}

Pierwsze wzmianki dotyczące wykorzystania kotwi w górnictwie, zgodnie z przeglądem przedstawionym w opracowaniu [35], datowane są na lata 1872 w Nowej Walii [36] oraz 1905 w USA [37]. Rzeczywisty rozwój kotwienia rozpoczął się jednak w roku 1913 wraz z uzyskaniem patentu nr 302909 przez Stephana, Fröhlicha oraz Klüpfela, według którego zasadniczym celem zastosowania nowego typu obudowy było zastąpienie tradycyjnych na owe czasy stojaków drewnianych posadowionych na spągu. Aby uzyskać ten cel: „*należy wywiercić otwory o odpowiedniej długości w skale, w które to wsuwane będą pręty, rury lub liny wykonane z materiału zapewniającego odpowiednią nośność np. stali, a które to mocowane będą na końcu w odpowiedni sposób lub cementowane na całej swej długości*” [38].

Z początkami zastosowania kotwi nierozłącznie wiąże się historia polskiego górnictwa węglowego, gdyż po raz pierwszy już w 1916 roku obudowę kotwową zastosowano w kopalni Friedensgrube (od roku 1922 – Pokój) [38-40], gdzie wskutek oddziaływania skał spągowych, uszkodzone zostały ociosy jednego z wyrobisk. Długość zastosowanych tam kotwi wynosiła 2,0 m, ich odstęp 1,0 m, zaś do ich wzajemnego połączenia posłużył płaskownik stalowy (rys. 3.1a).



Rys. 3.1. Pierwsze zastosowanie obudowy kotwowej w Polsce: a) w ociosach wyrobiska, b) w pułapie wyrobiska [38]:

1 – węgiel; 2 – piaskowiec; 3 – łupek; 4 – kotwy; 5 – płaskownik; 6 – nakrętka;
7 – mur; 8 – pierścienie stożkowe; 9 – otwór kotwowy; 10 – skała

¹ Główny Instytut Górnictwa

² Geofic Biuro Naukowo-Techniczne

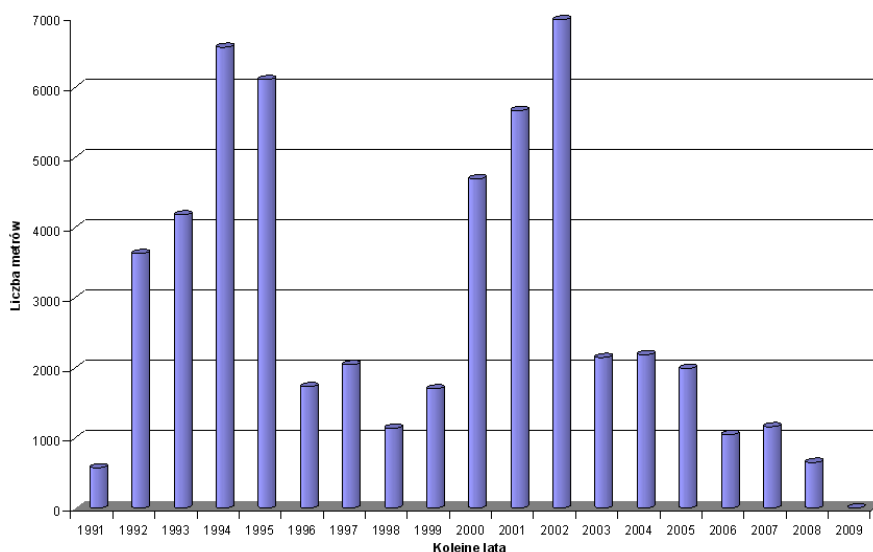
³ Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

W tej samej kopalni wykonano również próby kotwienia stropu (rys. 3.1b). Zastosowanie tego typu systemu obudowy było zbyt nowatorskie jak na owe czasy i kolejny raport z wykorzystania obudowy kotwowej w górnictwie polskim pochodzi dopiero z roku 1938 z kopalni Michał, gdzie kotwy osadzone za pomocą cementu, wykorzystano do zabezpieczenia ociosów przekopu głównego posadowionego na głębokości 340 m [40].

Z okresu powojennego z kolei można wymienić kolejne istotne zdarzenia, które to związane były z zastosowaniem kotwi w polskim górnictwie węglowym. W 1954 roku przeprowadzono pod auspicjami Głównego Instytutu Górnictwa pierwsze, oparte na podstawach naukowych, kotwienie stropu [40]. W 1960 roku wydano instrukcję wykonywania oraz kontroli kotwienia przystosowaną do potrzeb ruchowych [41], zaś w 1976 Ministerstwo Górnictwa wydało „Tymczasowe wytyczne stosowania obudowy kotwiowej, kotwiowo-podporowej i prostej podporowej w kopalniach węgla kamiennego”, które to funkcjonowały aż do początku lat dziewięćdziesiątych.

Na przełomie lat sześćdziesiątych i siedemdziesiątych obudowa kotwowa została zastosowana jako obudowa podstawowa w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. W tym samym okresie podjęte zostały liczne udane próby kotwienia stropów w kopalniach węgla kamiennego (kopalnie Siemianowice, Bielszowice, Katowice, Dębieńsko, Michał, Czeladź i Miłowice), niemniej jednak nie zakończyły się one wdrożeniem obudowy kotwowej na skalę przemysłową. Wśród przyczyn takiego stanu rzeczy należy upatrywać między innymi niską wydajność pracy, spowodowaną głównie zastosowaniem przestarzałego sprzętu do kotwienia [42-44].

W latach dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku rozpoczęto stosowanie w Polsce samodzielnej obudowy kotwowej w szerszym zakresie, w tym również w chodnikach przyścianowych. W latach 1994 i 1995 miały jednak miejsce dwa zawały wyrobisk (02.11.1994 – KWK Anna, 05.07.1995 – KWK Staszic), co spowodowało zmniejszenie zainteresowania tym typem obudowy, aż do roku 1999. Ponowne zainteresowanie kotwieniem w latach 2000÷2002 związane było ze zmianami restrukturyzacyjnymi w polskim przemyśle wydobywczym, jednak od tego momentu długość wykonanych wyrobisk w tym typie obudowy systematycznie spadała, aż do całkowitego zaniechania jej stosowania jako obudowy samodzielnej w roku 2009 [45-46]. Sytuację tę przedstawiono na rysunku 3.2.



Rys. 3.2. Długość wyrobisk wykonywanych w samodzielnej obudowie kotwowej w latach 1991÷2009 [45-46]

Tylko w okresie 1991÷2000 r. obudowę kotwową w różnych formach zastosowały 44 podziemne zakłady górnicze, natomiast w samodzielnej obudowie kotwowej wykonano około 300 km wyrobisk. Możliwość szerokiego zastosowania kotwi górniczych warunkowana była przez [43]:

- nowelizację przepisów prawa regulujących kwestie obudowy wyrobisk podziemnych,
- dynamiczny rozwój rynku kotwi, kotwiarek i ładunków klejowych,
- przeszkolenie kadry inżynierskiej w zakresie kotwienia wyrobisk,
- wyłonienie przez prezesa WUG wykwalifikowanych rzeczoznawców do spraw obudowy kotwowej,
- wykonanie niezbędnych prac badawczych w zakresie współpracy kotwi z górotworem oraz zastosowania kotwi do ochrony przed skutkami zjawisk dynamicznych,
- organizację konferencji naukowo-technicznych dotyczących tematyki kotwienia wyrobisk.

Doświadczenia w stosowaniu obudowy kotwowej u progu XXI wieku były jednoznacznie pozytywne, w szczególności przy zastosowaniu kotwienia w przecinkach rozruchowych ścian i chodnikach przyścianowych likwidowanych za frontem ściany. W chodnikach utrzymywanych za frontem

ściany nie zaobserwowano problemów z utrzymaniem stropu, niemniej jednak problematycznym okazało się być zjawisko wypiętrzania spągu. Podstawowe korzyści ze stosowania samodzielnej obudowy kotwowej uzyskane w omawianym okresie to [43]:

- ograniczenie zużycia materiałów,
- skrócenie czasu zbrojenia przecinek rozruchowych ścian,
- wzrost bezpieczeństwa pracy,
- poprawa jakości produkowanego węgla, dzięki ograniczeniu przybierki kamienia w stropie.

Nie bez znaczenia pozostawała także możliwość istotnego ograniczenia kosztów drążenia wyrobisk, gdyż w całkowitym rachunku ekonomicznym dla każdej kopalni istotne są nie tylko wyrobiska ścianowe, ale również wyrobiska korytarzowe, których drążenie i uzbrajanie w odpowiednią obudowę stanowi znaczny udział w całkowitym koszcie wydobywania. Na podstawie różnych źródeł można stwierdzić, że zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej, zamiast typowej podporowej, pozwoliło obniżyć koszty ich drążenia o [47-49]:

- KWK Jankowice, chodnik nadścianowy Z-1, pokł. 413/1+2 23,9 %,
- KWK Jankowice, dowiezchnia Z-1, pokł. 413/1+2 28,5 %,
- KWK Jankowice, chodnik odstawczy, pokł. 411/1 24,8 %,
- KWK Jankowice, pochylnia Z-2, pokł. 411/1 24,3 %,
- KWK Chwałowice, chodnik nadścianowy śc. I, pokł. 403/1 19,5 %,
- KWK Mysłowice, upadowa 3 zachodnia, pokł. 418 20,5 %.

Należy również zauważyć, że do czasu rozpoczęcia drążenia wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej w KWK Budryk, kiedy to po raz pierwszy w historii polskiego górnictwa węglowego zastosowano do tego celu kombajn typu Bolter Miner, kotwienie prowadzono głównie z zastosowaniem kotwiąrek ręcznych (np. UW-1, BM-8, Gopher, BM-505, Wombat, KHTP [49-50]), co miało niewątpliwie wpływ na osiągnięte wyniki produkcyjne.

Samodzielna obudowa kotwowa najbliższej granic Polski, zastosowana została w czeskiej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, gdzie w latach 1996-1997 przeprowadzone było próbne wybieranie filara ochronnego szybów Zakładu Północnego. Metoda eksploatacji opierała się na chodnikach, zaś do urabiania oraz kotwienia wykorzystano kombajn ABM 20 produkcji Voest Alpine [34]. Dopiero 17 lat później, w roku 2014, powrócono do pomysłu eksploatacji złoża węgla zalegającego we wspomnianym filarze ochronnym. Tym razem zdecydowano się jednak zastosować metodę eksploatacji filarowo-

Podstawowe dane geologiczno-górnice w rejonie eksploatacji w pokładzie nr 30 przedstawiały się następująco [34, 51-54]:

- głębokość eksploatacji: 850 m, 700÷900 m,
- miąższość pokładu: 2,5÷5,2 m (połączone pokłady 30+31+32), średnio 3,5 m,
- nachylenie: 8÷17°, lokalnie do 20°,

- strop: 0,10-0,15 m zapiaszczony łupek ilasty, który przechodził w szary piaskowiec oraz laminowany mułowiec o grubości 5,0 m, powyżej 6,0 m średnioziarnistego piaskowca,
- spąg: mułowiec, lokalnie z iłowcem oraz poniżej drobno- i średnioziarniste piaskowce,
- wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie:
 - strop – mułowiec: 69 do 129 MPa, średnio 105 MPa,
 - spąg – mułowiec lokalnie z iłowcem: 45 do 80 MPa, średnio 60 MPa,
 - węgiel – 9,2 do 22,0 MPa, średnio 14 MPa,
- wymiary wyrobiska: 5,2 x 3,5 m,
- filary w kształcie rombów.

Do urabiania i kotwienia wykorzystano, podobnie jak w kopalni Budryk, kombajn typu Bolter Miner 12CM30 o zakresie pracy na wysokość 2,4÷4,5 m oraz szerokości organu 5,4 m, z tą zasadniczą różnicą, że transport urobku realizowany był za pomocą samojezdnego wozu transportowego Shuttle Car 10SC32, który to urobek odstawiał do urządzenia przesypowo-kruszącego typu Feeder Breaker BF-14Q-58-64C, a dalej już na przenośniki taśmowe. Całość umaszynowania uzupełniona została wozem transportowym Scoop 35C-WH-AC o napędzie elektrycznym akumulatorowym oraz wiertnicą gąsienicową Alminco Scorpion [34].

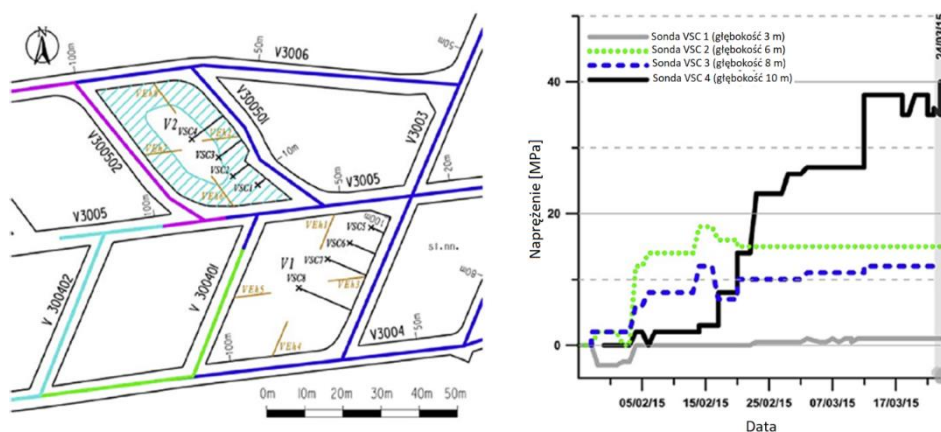
Do zabezpieczenia wyrobisk w dobrych warunkach geologicznych, zastosowano 6 kotwi APB-1-k o nośności 300 kN i długości 2,4 m w stropie (w rzędach 4+2) oraz 3 kotwy tego samego typu w ociosach. W przypadku pogorszonych warunków, oprócz 6 kotwi stropowych APB-1-k o długości 2,8 m, stosowano 2 kotwy linowe o długości 6,0 m, zaś w ociosach 3 kotwy o długości 2,8 m. Ponadto, za kombajnem schemat uzupełniany był 2,8 m dodatkowymi kotwami ociosowymi oraz jedną stropową. W skrajnych przypadkach w stropie zastosowano osiem kotwi [34].

Doświadczenia czeskie wskazały jednoznacznie na możliwość bezpiecznego prowadzenia eksploatacji w warunkach GZW, tym bardziej, że wyrobiska dwukrotnie bezpiecznie przechodziły przez strefy uskoków odwróconych. Największy postęp osiągnięto w kwietniu 2015 roku, kiedy to wydrążono 255 m wyrobiska [34]. Ze względu na intensywny program monitoringu w rejonie zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej, warto przytoczyć wybrane spostrzeżenia i uwagi:

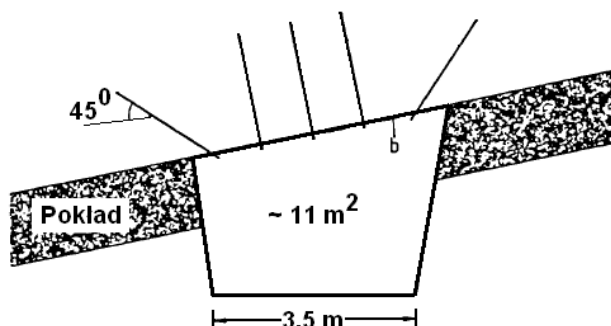
- pomiary sił osiowych w kotwach oprzyrządowanych wykazały bardzo niewielkie obciążenia, które maksymalnie wynosiły: 20 kN siły ściskające

oraz 40 kN siły rozciągające. Te pierwsze zlokalizowane były głównie przy końcówkach kotwi (dno otworu i obrys wyrobiska), natomiast siły ściskające około 0,5-1,2 m od wlotu otworu [53],

- niskie wartości obciążenia kotwi potwierdzają również pomiary wykonane za pomocą dynamometrów hydraulicznych na kotwach linowych, które najczęściej nie przekraczały 10 kN, a maksymalnie wyniosły 30 kN [53],
- pomiary wykonane za pomocą ekstensometrów pionowych wykazały wartości najczęściej poniżej granicy dokładności tj. 0,5 mm. Maksymalnie było to 7,5 mm i wartość ta zmierzona została w odległości 2,0 m od stropu. Z kolei ekstensometry poziome, zabudowane w ociosach, wskazywały znacznie większe wartości od 200 do 270 mm [53],
- pomiary filarów wykonywane za pomocą laserów 3D, wskazały, że podczas 10 miesięcznego okresu obserwacji, największe deformacje ociosów węglowych występowały w ich dolnej części i w skrajnym przypadku osiągnęły 50 cm przemieszczenia poziomego. Przyczyną takiego stanu rzeczy były znaczne wypiętrzenia spągu oraz oddziaływanie grawitacyjne, co istotne jednocześnie nie zarejestrowano przemieszczeń stropu [52],
- przyczyną deformacji filarów węglowych były znaczne naprężenia pionowe, które w filarze o powierzchni 860 m² i wysokości 3,5 m wyniosły maksymalnie 49 MPa – rysunek 3.4, a ponadto występujące płaszczyzny poślizgu nad i pod pokładem. Efektem tego było znaczne wypiętrzenie spągu, konwergencja ociosów oraz zmiana naprężeń wewnątrz filarów, co w efekcie wpłynęło na osłabienie pokładu węgla i upodatkowanie filarów. Tym niemniej jak wskazują autorzy, rdzeń filara pozostał nienaruszony i zapewniał dostateczną podporność [51, 55-56].

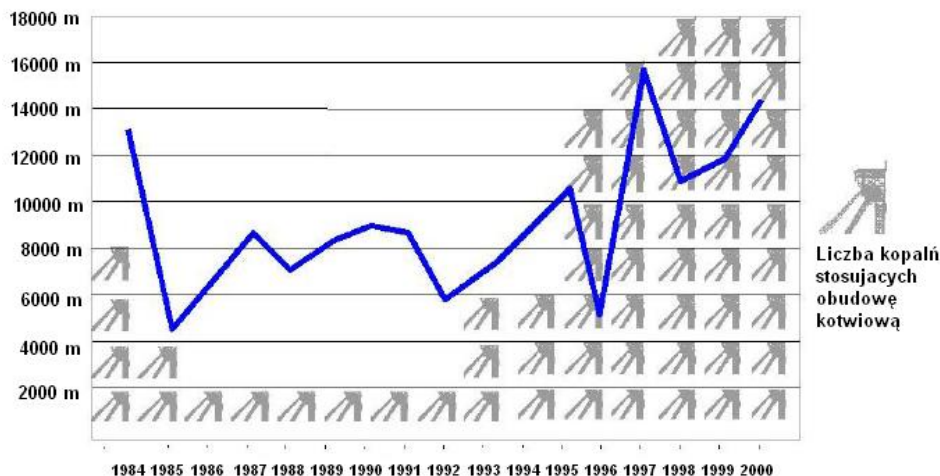


W Niemczech obudowa kotwowa przed II wojną światową była rzadko stosowana [57], a pierwsze próby kotwienia przeprowadzono w latach 1948-51 w kopalniach węgla kamiennego Consolidation, Neumühl i Diergradt-Merissen [40]. Widok typowego chodnika z lat 50. ubiegłego wieku w samodzielnej obudowie kotwowej przedstawiono na rysunku 3.5.

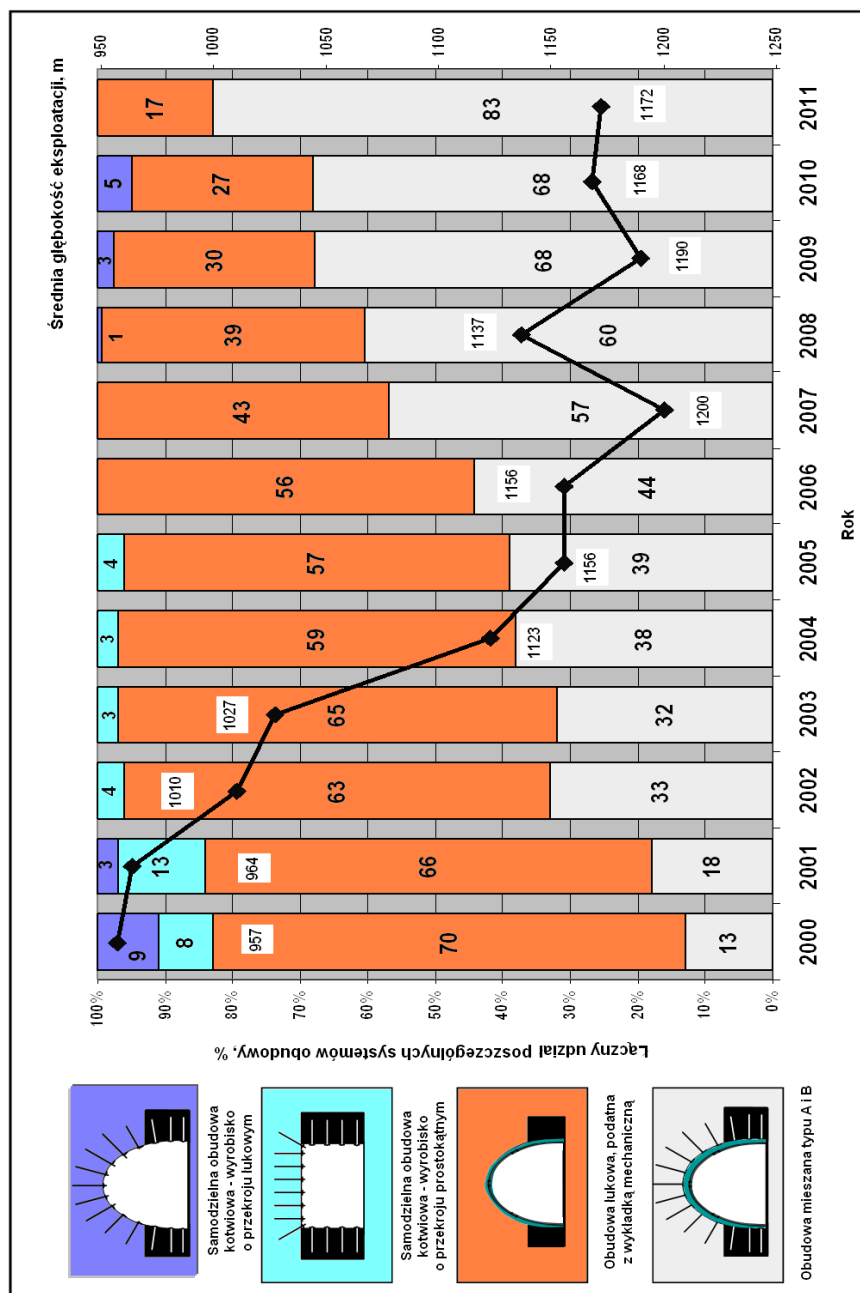


Rys. 3.5. Chodnik w samodzielnej obudowie kotwowej – lata 50., Niemcy [57]

W latach 1960-1975 niemal zaniechano zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej, co związane było z niskimi kosztami pracy w stosunku do znacznych nakładów niezbędnych na mechanizację procesu kotwienia. Po 1975 r. ponownie zainteresowano się tego typem obudowy, jednak nigdy nie zyskała ona znaczącego udziału w ogólnym metrażu drążonych wyrobisk [58]. W końcówce lat 90. ubiegłego wieku nastąpił ponowny wzrost zainteresowania zastosowaniem samodzielnej obudowy kotwowej (rys. 3.6), czego wyrazem mogą być publikacje [58-61], jednak jak pokazano na rysunku 3.7, od 2006 roku niemal całkowicie zaniechano stosowania tego typu obudowy.

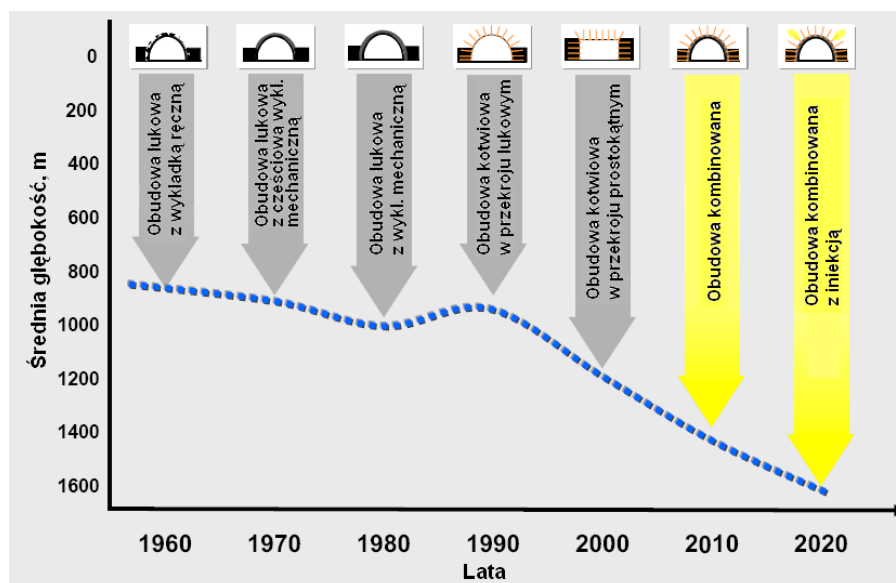


Rys. 3.6. Łączny metraż wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej w Niemczech w latach 1984-2000 [62]



Rys. 3.7. Obudowa chodników przysycianowych w Niemczech w zależności od głębokości i lat [63]

Główną przyczyną zaniechania stosowania samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach niemieckich była stale rosnąca głębokość eksploatacji i zaszłości eksploatacyjne oraz związany z tym niekorzystny rozkład naprężeń w górotworze. Jak przewidywano (rys. 3.8) dominującą obudową chodników przyścianowych w kopalniach niemieckich stała się obudowa mieszana (Kombiausbau typ A – fot. 3.1).



Rys. 3.8. Obudowa chodników przyścianowych w Niemczech w zależności od głębokości i lat [64]



Fot. 3.1. Widok chodnika wykonanego w obudowie mieszanej typu A [64]

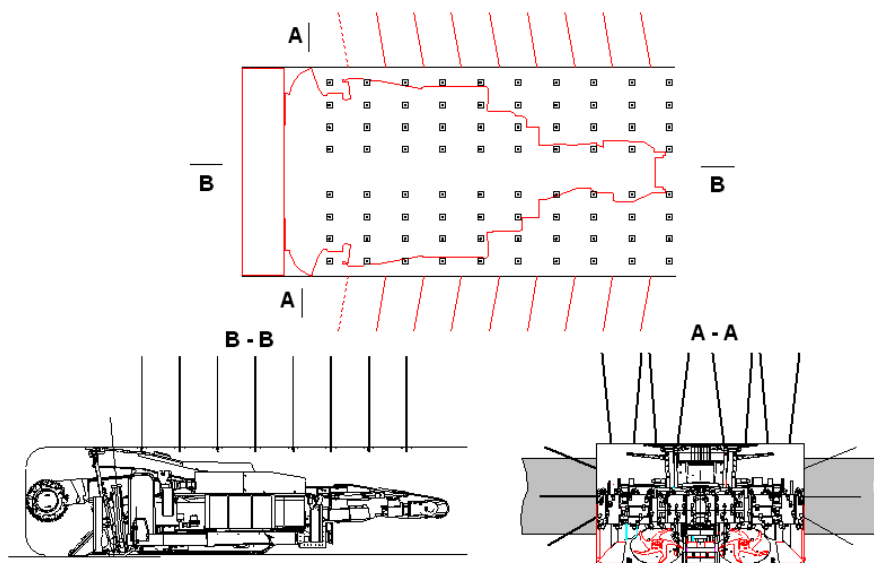
W Wielkiej Brytanii w latach 1945÷1946 ukazała się obszerna publikacja, zawarta w sześciu zeszytach „Colliery Engineering”, holenderskiego inżyniera Beyla, na temat pozytywnych doświadczeń z kotwieniem górotworu, przeprowadzonych w Anglii w latach 1942÷1943. Już wtedy na podstawie pomiarów konwergencji, zauważył on, że *„niezbędne jest, aby kotwienie odbywało się natychmiast po odsłonięciu skał”*. Pomimo tych badań obudowa kotwowa nie rozpowszechniła się od razu, jednak stanowiły one podwaliny do jej rozwoju pod koniec lat 50. ubiegłego wieku [40, 57, 65]. Jak podaje Newson [66] w 1959 roku w Wielkiej Brytanii było prawie 100 km wyrobisk wykonanych w samodzielnej obudowie kotwowej.

W połowie lat 60. ze względu na powtarzające się zawały w wyrobiskach, w których to zastosowano kotwy mechaniczne, zrezygnowano całkowicie z tego typu obudowy. Dalsze próby, ale tym razem już z kotwiami mocowanymi za pomocą ładunków klejowych, miały miejsce w latach 70. i wczesnych 80. ubiegłego wieku [67]. W 1982 roku górnictwo węglowe zużywało 330 tys. kotwi stalowych oraz prawie milion drewnianych [57]. Nieco później, bo w połowie lat 80. dokonano prób z systemami obudowy stosowanymi w górnictwie australijskim oraz amerykańskim. Na podstawie tych testów stwierdzono, że dla warunków geologiczno-górnictwowych panujących w górnictwie węgla kamiennego na Wyspach Brytyjskich, najbardziej odpowiednie są systemy australijskie, na które składają się kotwy o znacznej nośności, wklejane na ładunkach żywicznych poliestrowych.

Prawdziwa rewolucja w zastosowaniu samodzielnej obudowy kotwowej w Wielkiej Brytanii rozpoczęła się jednak w 1987 roku. Właścicielem spółek górniczych było wówczas państwo (Górnictwo brytyjskie - British Coal Corporation, którego właścicielem był skarż państwa funkcjonowało do 1994 r., kiedy to zostało sprywatyzowane) i to właśnie ze strony rządu występowały stałe naciski na redukcję kosztów oraz ograniczenie dotacji, wobec rosnącego udziału węgla pochodzącego z importu. Odpowiedzią na to zapotrzebowanie był zakrojony na szeroką skalę program badawczo-rozwojowy, obejmujący m.in. zagadnienia obudowy. Jedną z konkluzji tego programu było stwierdzenie, że dla osiągnięcia pozytywnych wyników finansowych, które pozwalałyby konkurować z zagranicznymi producentami węgla, konieczne jest zastosowanie w chodnikach przyścianowych, prostokątnego przekroju poprzecznego wyrobisk pozwalającego na stosowanie kombajnów typu Continuous Miner oraz samodzielnej obudowy kotwowej [68-69]. W efekcie tych działań w latach dziewięćdziesiątych kotwienie zostało, z zapewnieniem odpowiedniego poziomu bezpieczeństwa, z pełnym sukcesem wprowadzone do górnictwa węglowego w Wielkiej Brytanii, a w 2006 r. około 95% wszystkich nowych chodników wykonanych zostało w samodzielnej obudowie kotwowej [68]. Typowe wymiary wyrobisk wykonanych w samodzielnej obudowie kotwowej w Wielkiej Brytanii zawierały się w przedziale: wysokość 2,5 do 5,0 m natomiast szerokość 4,5-6,0 m [70]. Do zabezpieczania wyrobisk stosowano kotwy o długości 2,4 m oraz kotwy długie około 4,0 m. Gęstość kotwienia średnio wynosiła 1,5 kotwy/m², przy czym w niektórych przypadkach osiągała 3,0 kotwy/m². Cechą charakterystyczną górnictwa brytyjskiego [71] było powszechne stosowanie szerokich filarów pomiędzy dwoma kolejnymi polami eksploatacyjnymi, co zapewnić miało utrzymanie zadowalających gabarytów chodników przyścianowych wykonanych w samodzielnej obudowie kotwowej.

Jak podaje Ma et al. [27] zastosowanie kombajnu JOY12BM15, na głębokości 700-800 m, przy rozstawie kotwi 0,8 m, pozwoliło na uzyskanie około 40 minutowego cyklu oraz postępów od 6 do 7 metrów na dobę. Z kolei kopalnia Riccall uzyskiwała postępy około 125 tygodniowo na głębokościach 750 do 850 m.

Przykładowy schemat siatki kotwienia w górnictwie angielskim przedstawiono na rysunku 3.9.



Rys. 3.9. Przykładowy schemat kotwienia w jednym z chodników w kopalni Thoresby [72]

W Stanach Zjednoczonych po wspomnianym już na wstępie pierwszym zastosowaniu kotwi w 1905 roku, kolejne doniesienia o pozytywnym ich zastosowaniu dotyczą kopalni Sagamore w południowej Wirginii, co miało miejsce w 1917 roku. Na początku lat 20. XX wieku pierwsze przedsiębiorstwo górnicze - St. Joseph Lead Company, zaczęło stosować kotwy na szeroką skalę [73]. Prawdziwa ekspansja zastosowania obudowy kotwowej w USA rozpoczęła się pod koniec lat 40, przy czym znaczną zasługę miało tutaj U.S. Bureau of Mines, które stało się orędownikiem nowej technologii [74]. Niewątpliwie pozytywny wpływ miała również publikacja Weigla [75], który przedstawił główne podstawy kotwienia, które są aktualne aż do czasów obecnych:

- wzmocnij osłabiony górotwór poniżej naturalnej, łukowej płaszczyzny odspojenia,
- zakotw (połącz) słabe, cienkie warstwy razem, aby utworzyć grubsze i mocniejsze warstwy,
- kotw na początku cyklu urabiania.

Rozwój technologii kotwienia był tak gwałtowny, że w niecałe dwa lata ponad 200 kopalń stosowało ten typ obudowy [76]. Jak pisał Fletcher [77]: „kotwienie zostało zaakceptowane przez górnictwo z większą szybkością niż jakiegokolwiek inne zmiany od momentu powstania mechanizacji”. Świadczą o tym najlepiej dane statystyczne, bowiem w 1956 roku miesięcznie zużywano 26,4 mln sztuk kotwi, a obudowę kotwową stosowano w 424 kopalniach [40]. Szacuje się,

że w 1976 r. wykorzystywano około 100 mln sztuk kotwi rocznie, w 1984 r. około 120 mln, w 1988 r. około 88 mln, w 1999 r. około 100 mln, zaś w 2005÷2006 około 68 mln [76-81]. Szacuje się, że obecnie wykorzystuje się około 68-80 mln sztuk rocznie [82-83]. Obserwowane przez lata zmniejszenie zapotrzebowania związane jest z rosnącym udziałem eksploatacji ścianowej, która wykorzystuje tylko około jednej czwartej liczby kotwi, w stosunku do systemu filarowo-komorowego.

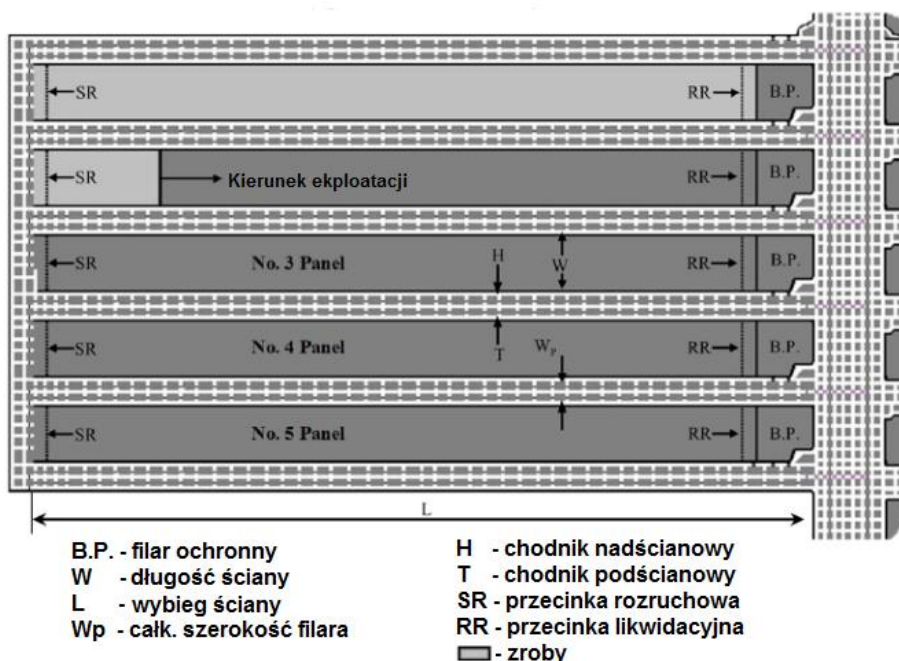
Do chwili obecnej samodzielna obudowa kotwowa stanowi podstawowy typ obudowy w kopalniach węgla kamiennego w Stanach Zjednoczonych. Dodatkowe wzmocnienie obudowy podstawowej (fot. 3.2), stosuje się jedynie w sytuacji nadmiernych deformacji chodników, związanych ze zwiększonymi wartościami naprężeń, na przykład w strefach oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego [6, 70, 84-85]. W takich przypadkach stosuje się następującą strategię działania [87]:

- obudowa podstawowa (*Primary support*) – typowo kotwy stalowe wklejane na całej długości, możliwie z okładzinami profilowanymi lub/i siatkami,
- obudowa dodatkowa (*Secondary support*) – wykonywana po obudowie podstawowej, najczęściej na skrzyżowaniach, gdzie występuje znaczna rozpiętość wyrobisk i typowo obejmuje zabudowę kotwi linowych,
- obudowa uzupełniająca (*Supplementary support*) – wykonywana po obudowie dodatkowej, z powodu złych warunków geologiczno-górnictwowych i typowo obejmuje zabudowę obudowy kotwowo-ciężkowej i podporowej, w postaci kasztów, słupów lub innych rozwiązań, których charakterystyka opisana została m.in. w pracy [54].



Fot. 3.2. Chodnik wykonany w samodzielnej obudowie kotwowej wzmocniony kasztami drewnianymi [85]

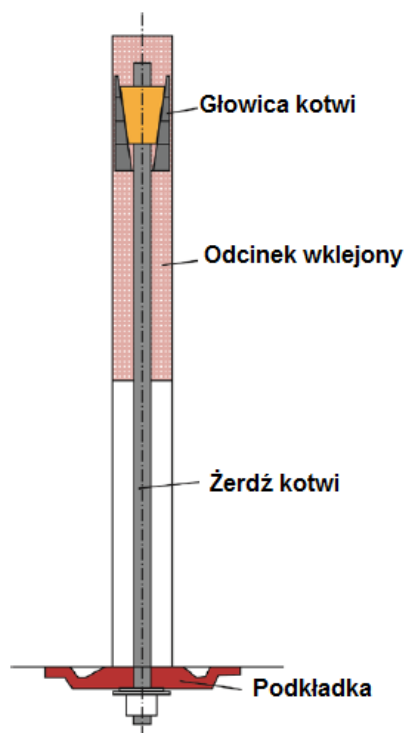
Zastosowanie samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach węgla kamiennego w Stanach Zjednoczonych wiąże się z faktem, że obok górnictwa australijskiego, osiąga się tam najlepsze wyniki produkcyjne na świecie. W takiej sytuacji konieczne jest, aby wyrobiska przyścianowe były drążone szybko, tym bardziej, że w systemie ścianowym, amerykańskim, dla każdego pola drąży się od dwóch do pięciu chodników przyścianowych, przy czym dominują systemy z trzema chodnikami. Szerokość chodników przyścianowych zawiera się w przedziale 4,5-6,0 m i są one drążone głównie kombajnami typu Continuous Miner – rysunek 3.10 [87-88].



Rys. 3.10. Typowy schemat rozcięcia pola eksploatacyjnego w Stanach Zjednoczonych [6]

W Stanach Zjednoczonych stosuje się szeroki wachlarz kotwi, wśród których wyróżnić można: kotwy z naciągiem i bez naciągu wstępnego, mocowane punktowo i wklejone na całej długości, z gwintowaną końcówką kotwi i różnorodnymi zakończeniami stałymi, stalowe i linowe oraz rozwiązania specjalistyczne typu obudowy kotwowo-ciężnowe [83]. Jak podają Dolinar i Bhatt [78] w górnictwie amerykańskim można wyspecyfikować pięć głównych typów kotwi zasadniczych:

- mechaniczne o zamocowaniu punktowym i mechaniczne z dodatkowym wklejeniem (rys. 3.11),
- stalowe, wklejane za pomocą ładunków klejowych z naciągiem wstępnym (*torque-tension bolts*),
- kotwy łączone składające się z gładkiego pręta oraz żebrowanego, połączonych łącznikiem (*combination bolts*),
- stalowe, wklejane za pomocą ładunków klejowych.



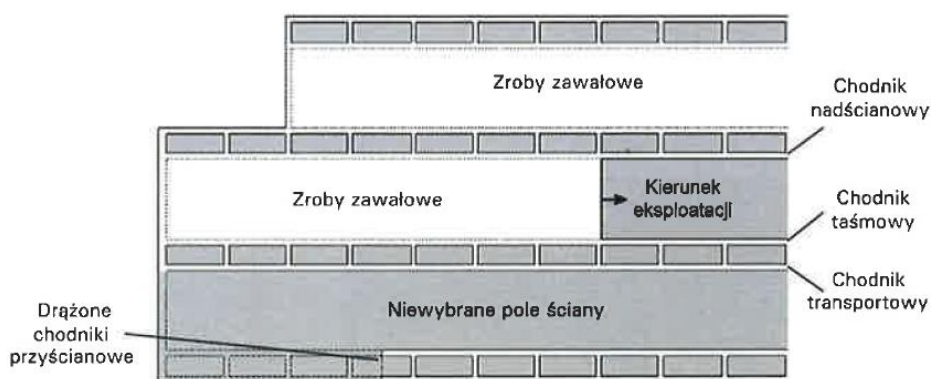
Rys. 3.11. Kotew mechaniczna, wklejona odcinkowo [83]

Ponad osiemdziesięcioprocentowe zastosowanie w chodnikach przyścianowych mają kotwy stalowe o średnicy 19 mm i wklejeniu ciągłym. Długość ich zawiera się w przedziale 1,8÷2,4 m i są one instalowane w podziałce 1,2 m. Nośność kotwi przy średnicy 19 mm wynosi około 180 kN, natomiast średnicy 20,4 mm około 260 kN [6, 78, 86, 89].

Historia zastosowania kotwi w Australii rozpoczęła się w momencie budowy (1949-1969) kompleksu hydroelektrycznego i irygacyjnego Snowy Mountains Hydroelectric Scheme, kiedy to po raz pierwszy zastosowano ten typ obudowy dla wzmocnienia górotworu [90]. Pierwszą kopalnią natomiast, która zaczęła stosować kotwy wraz z obudową drewnianą była kopalnia Elrington, zlokalizowana w Nowej Południowej Walii w roku 1949 [91]. W latach 70. ubiegłego wieku w górnictwie australijskim dominowała obudowa drewniana, uzupełniona o stalową oraz stosunkowo rzadko stosowane kotwy mechaniczne. Znaczące zmiany w udziale samodzielnej obudowy kotwowej nastąpiły pod koniec lat 70. oraz na początku 80., co związane było m.in. z rosnącą liczbą wypadków przy wykonywaniu obudowy podporowej, rachunkiem ekonomicznym, wprowadzeniem nowoczesnych ładunków klejowych oraz poszerzeniem oferty sprzętu stosowanego do wykonywania kotwienia. Kolejnym

krokiem na początku lat 90 było wprowadzenie kotwi linowych, nie tylko jako formy wzmocnienia istniejących chodników, ale także jako elementu systemu podstawowego obudowy [92]. W 2011 roku górnictwo australijskie zużyło około 7 milionów kotwi [91].

Aktualnie w warunkach australijskiego górnictwa węgla kamiennego, kształt i obudowa wyrobisk przyścianowych zdeterminowana jest przede wszystkim możliwością szybkiego drążenia tych wyrobisk oraz ich zabezpieczania odpowiednim typem obudowy. Czynniki te w warunkach eksploatacji prowadzonej systemem ścianowym, mają bowiem wpływ na uzyskiwane wyniki produkcyjne [93]. Dlatego też chodniki przyścianowe wykonywane są w przekroju prostokątnym, przede wszystkim z zastosowaniem obudowy kotwowej, zarówno na etapie drążenia (obudowa podstawowa), jak i podczas ewentualnego wzmocnienia wyrobiska (obudowa wzmacniająca). Typowo schemat rozcięcia pola przeznaczanego do wybierania systemem ścianowym jest bardzo zbliżony do schematu stosowanego w Stanach Zjednoczonych i oparty jest na systemie dwuchodnikowym – rysunek 3.12.

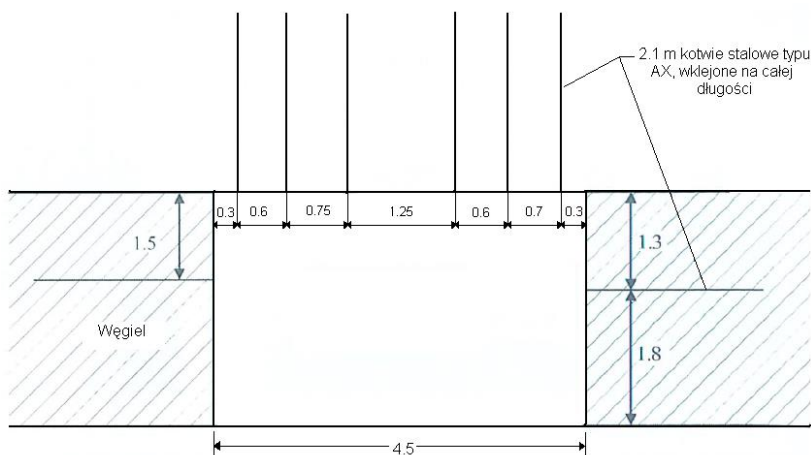


Rys. 3.12. Schemat pola eksploatacyjnego w kopalni australijskiej [94]

Szerokość chodników w systemie australijskim zawiera się w przedziale od 4,0 do 6,0 m przy wysokości od 2,0 do 4,0 m, zaś drążenie wykonywane jest za pomocą kombajnów typu Continuous Miner lub Bolter Miner [9, 88, 95].

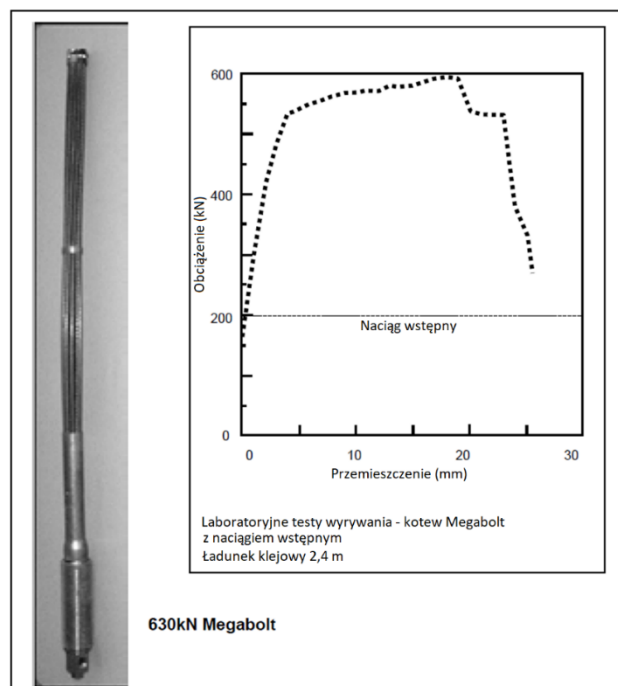
Najczęściej podczas stosowania samodzielnej obudowy kotwowej w Australii wykorzystuje się kotwy stalowe, wykonane ze stali o wytrzymałości na rozciąganie 770 MPa, średnicy 22 mm i nośności 260 kN (nośność rzeczywista przekracza 300 kN). Kotwy wklejane są na całej długości za pomocą ładunków klejowych na bazie odpowiednio dobranych, specjalistycznych żywic poliestrowych. Podobnie, jak w warunkach polskiego górnictwa węglowego, stosuje się ładunki wolno- i szybkozwiązające o różnych czasach żelowania. Zastosowanie znajdują głównie kotwy stropowe o długości 1,8 do 2,4 m w liczbie

4 do 8 sztuk, zaś kotwy ociosowe z zakresu długości 1,2 do 2,1 m i liczbie 2 do 6 sztuk. Całość schematu zasadniczej siatki kotwienia uzupełniana jest najczęściej okładzinami profilowanymi o przekroju poprzecznym w kształcie litery W (*W-shaped straps*) i tam, gdzie jest to konieczne siatkami stalowymi lub w przypadku ociosów, w miejscu przyszłej eksploatacji, siatkami urabialnymi [84, 96]. Przykładowy schemat samodzielnej obudowy kotwowej stosowanej w Australii przedstawiono na rysunku 3.13.



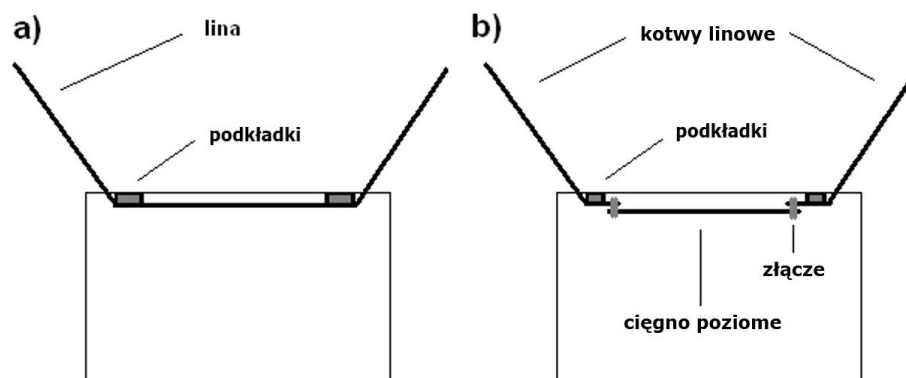
Rys. 3.13. Przykład schematu samodzielnej obudowy kotwowej – kopalnia Angus Place, Western Coal Field, New South Wales, Australia [96]

W trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych w siatce kotwienia stosuje się dodatkowo kotwy długie, linowe o znacznej nośności, które wprowadzone zostały do górnictwa australijskiego we wczesnych latach osiemdziesiątych, początkowo jako wzmocnienie skrzyżowań chodników oraz w chodnikach przyścianowych, gdzie występowały słabe skały stropowe. Miały one średnicę 15,2 mm i zabudowywane były w otworach o średnicy 50 mm za pomocą zaprawy cementowej. Obecnie najczęściej stosuje się jako obudowę zasadniczą i uzupełniającą, kotwy typu Flexibolts o średnicy 23,5 mm i nośności 580 kN, których długość wynosi do 8,0 m oraz kotwy Megabolts, stosowane od 1997 roku, które występują w różnych wariantach: 500, 630, 840 i 900 kN. Przykładowo wersja 630 kN (rys. 3.14) składa się z 9 drutów i ma średnicę 40 mm, a instalacja odbywa się w 45-55 mm otworze kotwowym. Montaż kotwi odbywa się z wykorzystaniem ładunków klejowych, a po ich związaniu możliwe jest nadanie naciągu wstępnego (standardowo 250 kN) i iniekcja cementem pozostałej długości kotwi [97-98].



Rys. 3.14. Charakterystyka nośności 630 kN kotwi Megabolt [98]

Ciekawym rozwiązaniem niestosowanym dotychczas w Polsce, a obecnym w Australii oraz Stanach Zjednoczonych, jest system obudowy kotwowo-ciężnowej (Truss). Konstrukcja takiej obudowy jest nieskomplikowana i niedroga, gdyż wykorzystuje się kotwy w połączeniu z liną bądź też same liny. Wyróżnić można jej dwa zasadnicze układy, tj. jednoczęściowy [99] oraz trzyczęściowy [100] – rysunek 3.15.



Rys. 3.15. Typowy schemat obudowy kotwowo-ciężnowej:
a) jednoczęściowej, b) trzyczęściowej [101]

Jak podają Kidybiński i Nierobisz [102] typowa długość kotwi wchodzących w skład obudowy kotwowo-ciężnowej, zabudowanych w stropie wynosi około 2,5 m, przy czym otwory kotwowe, o średnicy 25÷35 mm, wiercone są w odległości około 0,6 m od ociosów. Kąty zabudowy w stosunku do płaszczyzny stropu, według różnych źródeł są do siebie zbliżone i wynoszą: 45÷60°. Obszerne przeglądu literatury w tym zakresie dokonali Cała et al. [35].

Obudowę kotwowo-ciężnową stosuje się najczęściej w kopalniach węgla kamiennego, jako obudowę dodatkową, w miejscach występowania słabego stropu lub znacznych naprężeń górotworu, w których sama obudowa kotwowa może być niewystarczająca do zapobiegania opadom stropu, wynikającym z powstałych spękań i szczelin ponad horyzontem zakotwienia [103]. W takich przypadkach obudowa kotwowo-ciężnowa może być niezbędna do utrzymania stateczności wyrobiska. Przykładowe zastosowanie tego typu obudowy przedstawiono na fot. 3.3 i 3.4.



Fot. 3.3. Obudowa kotwowo-ciężnowa z linami stalowymi przed nadaniem jej naciągu wstępnego [95]



Fot. 3.4. Obudowa kotwowo-ciężnowa z linami stalowymi w wyrobisku korytarzowym [104]

Jak podaje Turek [95], przy zastosowaniu kombajnu JOY 12SCM30, podczas 8,5 godzinnej zmiany w kopalni Crinum osiągnęto postępy 44 metry, zaś średni postęp chodnika, uwzględniając czas poświęcony na przedłużanie przenośnika taśmowego, dochodził do 15 metrów na zmianę. Zastosowanie kombajnu ABM 20, dla różnych kopalń, dawało efekt w postaci średniego, zmianowego postępu 7÷20 metrów, co daje postępy dobowe rzędu 14÷40 m. Turek [95] przedstawił również zestawienie postępów, które zaprezentowano w tabeli 3.1.

**Postępy chodników wykonanych w samodzielnej obudowie kotwowej
na podstawie zestawienia Turka [95]**

Tabela 3.1.

Kopalnia	Schemat kotwienia	System zmian	Średni postęp na zmianę	
			Chodniki przyścianowe	Przekopy główne
1	6 x 2,1 m - kotwy stropowe 4 x 1,5 m - kotwy ociosowe Rozstaw - 1,2 m	3 x 8h / 5 dni w tygodniu	15,0 m	12,0 m
2	6 x 2,1 m - kotwy stropowe 6 x 1,4 m - kotwy ociosowe oraz siatka Rozstaw - 1,0 m	8,75h / 15 zmian w tygodniu	13,07 m	9,28 m
3	4 x 2,1m, kotwy stropowe oraz stropnica stalowa „W”, Rozstaw - 1,5 m	9h / 9 zmian na dwa tygodnie	8,0 m	9,0 m

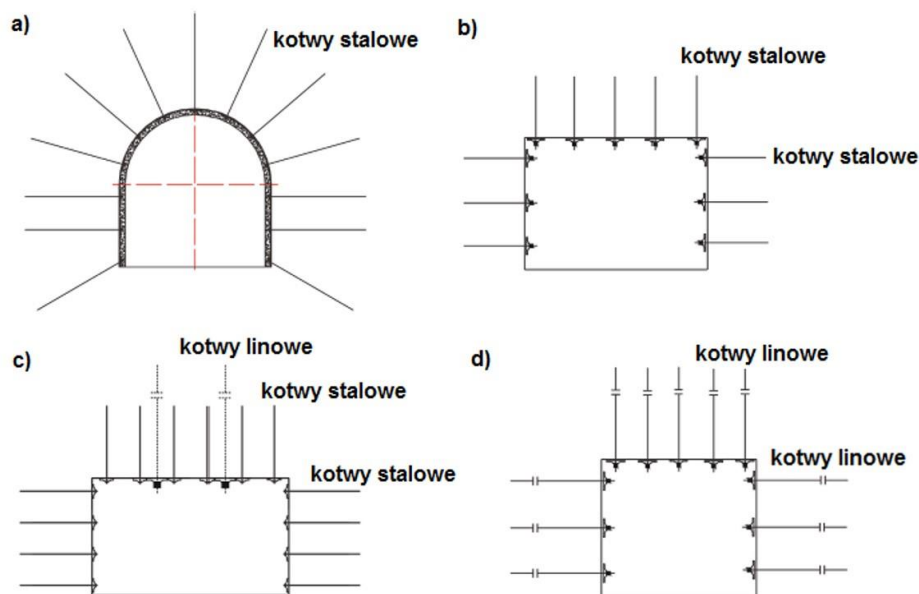
4	4 x 1,8 m kotwy stropowe oraz siatka 1 x 1,2 m kotwy ociosowe Rozstaw - 1,2 m	10,0h / 15 zmian w tygodniu	25,0 m	15,0 m
5	4 x 1,8 m kotwy stropowe Rozstaw - 1,0 m	8h / 15 zmian w tygodniu	20,0 m	brak danych
6	4 x 1,5 m kotwy stropowe Rozstaw - 2,0 m	7h	23,0 m	12,6 m
7	4 do 6 x 2,1 m kotwy stropowe Rozstaw - 1,0 m 2 x 1,2 m kotwy ociosowe Rozstaw - 1,5 m	8h	7,6 m	7,4 m
8	6 x 2,1 m kotwy stropowe 4 x 2,1 m kotwy ociosowe Rozstaw - 1,0 m	9h	7,0 m	6,0 m

Na podstawie pięćdziesięcioletniego doświadczenia w zastosowaniu samodzielnej obudowy kotwowej w Australii [105] wyspecyfikowano osiem zasadniczych zasad, według których należy prawidłowo wzmacniać górotwór:

1. Miejsce zabudowy kotwi, powinno uwzględniać odległość od czoła przodka.
2. Odpowiedni dobór długości kotew oraz prawidłowo dobrany, pod kątem warunków geotechnicznych, ich schemat rozmieszczenia.
3. Minimalizacja ciśnienia wywieranego na ładunki klejowe podczas instalacji kotwi tak, aby unikać niekorzystnego wpływu wzmożonego ciśnienia na wzmacnianie warstwy skalnej.
4. Właściwie mieszanie ładunków klejowych, dla uzyskania poprawnego połączenia kotew-górotwór.
5. Zastosowanie ładunków klejowych o odpowiednich parametrach.
6. Maksymalne wykorzystanie efektu naciągu wstępnego przez dokręcanie nakrętki podczas instalacji kotwi.
7. Ochrona załogi przed wszelakimi opadami skał ze stropu, zwłaszcza tymi, które mogą wystąpić pomiędzy kotwami.
8. Zastosowanie ciągłych procesów zarówno do prawidłowej zabudowy kotwi, jak także zarządzania i kontroli, w warunkach niepewności, związanych ze wzmacnianiem górotworu.

W Chinach, w podziemnych kopalniach węgla kamiennego, kotwy rozpoczęto stosować w 1956 roku [106]. Początkowo stosowano głównie kotwy mechaniczne oraz kotwy typu split-set, które cechowały się niskimi parametrami wytrzymałościowymi. W 1995 roku kotwienie stosowano w około 15% wyrobisk przyścianowych. W latach 1996-97 rozpoczęto wprowadzać australijską technologię kotwienia, co zaowocowało zastosowaniem nowych materiałów, zwłaszcza w postaci kotwi wklejanych na całej długości, które charakteryzowały

się znacznymi nośnościami. Kolejną istotną datą w górnictwie węglowym w Chinach jest rok 2005, kiedy rozpoczęto program badań dla obudów stosowanych na znacznych głębokościach oraz w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych. Program zaowocował między innymi zwiększonymi postępami przodków, drażonych w samodzielnej obudowie kotwowej. W chwili obecnej, w kopalniach węgla kamiennego należących do państwa, około 70%, a nawet w niektórych regionach 90% chodników wykonywanych jest w samodzielnej obudowie kotwowej [83]. Podstawowe schematy stosowane w chińskich kopalniach przedstawiono na rysunku 3.16, zaś parametry mechaniczne kotwi stalowych w tabeli 3.2.



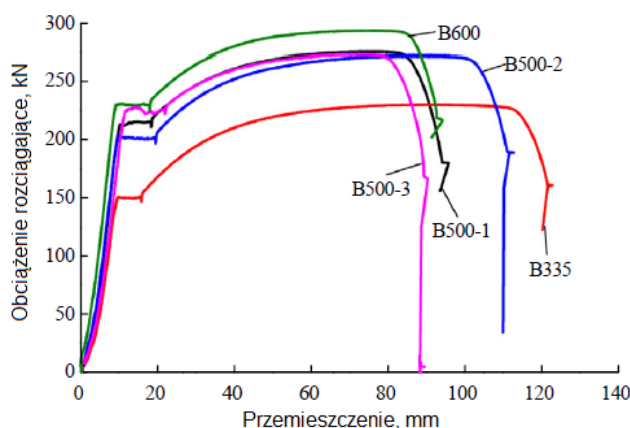
Rys. 3.16. Podstawowe schematy stosowane w chińskich kopalniach węgla kamiennego: a) kotwy stalowe i torkret, b) kotwy stalowe, c) kotwy stalowe i linowe, d) kotwy linowe [83]

Podstawowe parametry mechaniczne kotwi stalowych stosowanych w górnictwie chińskim na podstawie zestawienia Kanga [83]

Tabela 3.2.

Typ	Średnica [mm]	Granica plastyczności [MPa]	Wytrzymałość na rozciąganie [MPa]	Wydłużenie [%]
Q235	14-20	235	380	25
BHRB335	16-22	335	490	22
BHRB400	18-22	400	570	22
BHRB500	18-25	500	670	20
BHRB600	20-25	600	780	18

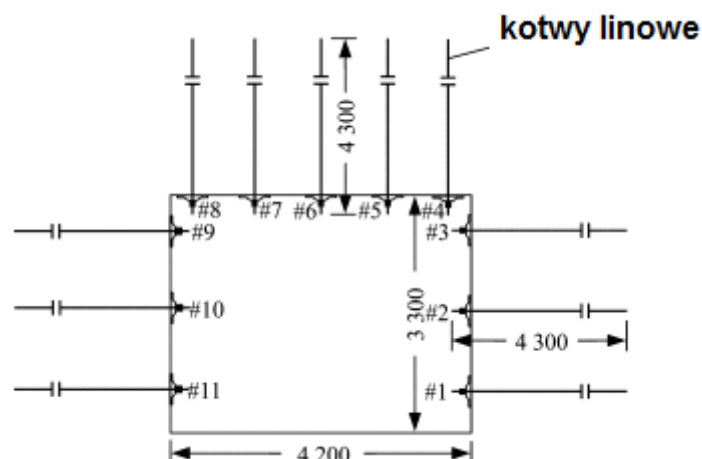
Szczegółowe wyniki badań laboratoryjnych kotwi oraz podkładek stosowanych w Chinach odnaleźć można m.in. w pracy [107] – rysunek 3.17.



Rys. 3.17. Wyniki badań laboratoryjnych kotwi stosowanych w Chinach [107]

Opracowane na potrzeby chińskich kopalń węgla kamiennego kotwy linowe, charakteryzują się znaczną nośnością oraz możliwością ich montażu w otworach małośrednicowych. Wykonane są z dziewiętnastodrutowej splotki stalowej i występują w średnicach: 18, 20, 22 i 28,6 mm. Przykładowo kotew 22 mm osiąga nośność około 600 kN, przy wydłużeniu około 7%. Dla tych kotwi stosuje się podkładki o wymiarach 300 x 300 x 16 mm oraz siatkę stalową, z drutu 6,5 mm [108-109].

Schemat obudowy wyrobiska, które wykonane zostało w samodzielnej obudowie kotwowej z zastosowaniem lin przedstawiono na rysunku 3.18. W schemacie tym zastosowano wspomniane już kotwy 22 mm o długości 4,3 m, montowane za pomocą ładunków klejowych, którym nadawano napięcie wstępny 200-250 kN, a następnie włączano zaczyn cementowy tak, aby uzyskać pełne wklejenie. W stropie zastosowano pięć, zaś w ociosach trzy kotwy z rozstawem 1,2 m. Co charakterystyczne, otwory kotwowe miały średnicę 28 mm, ociosowe 42 mm, zaś wszystkie kotwy instalowane były prostopadle do obrysu [109].

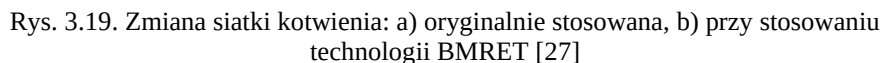


Rys. 3.18. Wyrobisko wykonane w samodzielnej obudowie kotwowej z zastosowaniem kotwi linowych – jednostki w mm [109]

Ze względu na fakt, że wysokowydajne kopalnie chińskie potrzebują technologii, która umożliwić będzie szybkie i efektywne drążenie wyrobisk przyścianowych, szczególną wagę przykłada się do tej problematyki. Średnie postępy w podziemnych kopalniach węgla w zachodnich Chinach przekraczają wartość 500 m/miesiąc, co jednak nie jest satysfakcjonujące [110]. Jednym ze stosowanych rozwiązań jest technologia BMRET (*Bolter Miner Rapid Excavation Technology*) czyli szybkiego drążenia wyrobisk z wykorzystaniem kombajnów typu Bolter Miner. Średnie postępy w kopalniach głębokich stosujących tę technologię zawierają się w granicach od 15 do 25 metrów na dobę [111]. Jak pokazują dane zaprezentowane w pracy [27] technologia ta, w korzystnych warunkach, pozwala uzyskać niemal 99,72% zwiększenie postępów, co daje w efekcie średni postęp miesięczny 36,15 m/dobę oraz 1080 m/miesiąc.

Jednym z zasadniczych elementów BMRET jest zmiana siatki kotwienia (rys. 3.19) oraz fakt, że dzięki zmianom uzyskuje się redukcję trwania cyklu z 48,2 do 22,7 minuty.

Samodzielna obudowa kotwowa stosowana jest również w Rosji. Wśród stosujących technologię samodzielnej obudowy kotwowej wyróżnić można spółki: Raspadskaya, Severstal, JSC Yzhkuzbassugol [112]. Jak podają Artemyev i McNally [113] firma SUEK (Siberian Coal Energy Company) zakupiła między innymi 12 kombajnów typu Bolter Miner. W kopalni Wołgaszorska w rejonie rosyjskiego miasta Workuta w 2014 roku uzyskano ponad 1400 mb postępu chodnika w miesiącu [9].



The diagram shows a 4x4 grid world environment. The top row is labeled 2L, 1L, Main, 1R, and 2R. A robot (orange car) is positioned at the top left (2L). A goal (orange car) is positioned at the top right (2R). A path is marked with a red line, starting from the robot, moving right to the Main column, then down to the bottom row, and finally right to the goal. Obstacles (orange rectangles) are located at (1L, 2), (1L, 3), (1L, 4), (2L, 2), (2L, 3), (2L, 4), (3L, 2), (3L, 3), (3L, 4), (4L, 2), (4L, 3), (4L, 4), (1R, 2), (1R, 3), (1R, 4), (2R, 2), (2R, 3), (2R, 4), (3R, 2), (3R, 3), (3R, 4), (4R, 2), (4R, 3), (4R, 4). A scale bar at the top right indicates 0 to 25m.

Rys. 3.20. System filarowo-komorowy w indyjskiej kopalni węgla kamiennego [116]

Wymiary filarów, przy głębokościach eksploatacji 220÷400 m, wynosiły 35 x 35 m, 40 x 40 m i 40 x 35 m, zaś wymiary wyrobisk 3,6 x 2,7 m, 4,8 x 2,7 m i 4,8 x 3,5 m. Do zabezpieczania stropu wykorzystywano 4 kotwy stalowe [116].

W Południowej Afryce w latach 40 XX wieku wprowadzono do górnictwa po raz pierwszy kotwy mechaniczne. Od tego czasu dynamiczny rozwój tego typu obudowy sprawił, że stała się ona podstawowym sposobem wzmocnienia stropu i ociosów w kopalniach węgla kamiennego. Podstawowymi typami stosowanymi w chwili obecnej są kotwy stalowe, wklejane na całej długości, zarówno za pomocą ładunków o jednakowym czasie wiązania, jak i łączonych szybko- oraz wolnowiążących, jak również kotwy stalowe, wklejane odcinkowo i kotwy mechaniczne. Stosuje się głównie kotwy o średnicach 16, 18 i 20 mm [117-118].

W praktyce w Południowej Afryce stosuje się cztery 20 mm kotwy o nośności 180 kN w rzędzie. Rozstaw rzędów wynosi 1,5÷2,0 m. W przypadku doboru długości kotwi oraz rozstawu, operuje się pojęciem maksymalnej grubości osłabionych warstw [117], według danych przedstawionych w tabeli 3.3.

Dobór długości kotwi oraz rozstawu rzędów [117]

Tabela 3.3.

Odległość między rzędami kotwi [m]	Długość kotwi [m]	Maksymalna grubość osłabionych warstw [m]
1,5	0,9	0,59
	1,2	0,78
	1,5	0,98
	1,8	1,17
	2,0	1,30
2,0	0,9	0,21
	1,2	0,29
	1,5	0,36
	1,8	0,43
	2,0	0,48

Na fot. 3.5 przedstawiono przykład przodka, w wyrobisku wykonywanym w samodzielnej obudowie kotwowej, w kopalni wydobywającej węgiel kamienny.



Fot. 3.5. Kotwienie w przodku w kopalni węgla kamiennego w RPA [119]

W Iranie samodzielną obudowę kotwową stosuje kopalnia Tabas. Dąży się tam wyrobiska, o prostokątnym kształcie przekroju poprzecznego, o powierzchni 15 m² i 18 m². Pokłady mają miąższość od 1,8÷2,2 m, przy nachyleniu 11-26°. Wytrzymałość skał stropowych zawiera się w przedziale 32÷73 MPa. Podstawowy schemat kotwienia obejmuje zastosowanie 13 kotwi typu AT o długości 2,4 m, w układzie 7 + 6 sztuk na każdy metr bieżący wyrobiska. Ociosy wzmacnia się trzema kotwami typu AT o długości 1,8 m oraz po przeciwnym ociosie 4 kotwami urabialnymi również o długości 1,8 m [120-121] – fot 3.6.



Fot. 3.6. Wrobisko wykonane w samodzielnej obudowie kotwowej w irańskiej kopalni Tabas [122]

4. Projekt wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.

Stanisław Prusek¹, Sylwester Rajwa¹

Pomiędzy styczniem 2017 r. a marcem 2018 r. w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej (JSW) S.A. wykonano około 90 km wyrobisk korytarzowych. Całkowite koszty drążenia wyniosły około 1,1 mld zł. W poszczególnych kopalniach/ruchach JSW S.A. procentowy udział drążenia wyrobisk korytarzowych za pomocą kombajnów chodnikowych był różny i wahał się od 28% na Ruchu Zofiówka do 94% w KWK Budryk. Zestawienie wyrobisk korytarzowych wydrążonych w poszczególnych kopalniach/ruchach JSW S.A. w omawianym okresie przedstawiono w tabeli 4.1 oraz na rysunkach 4.1 i 4.2.

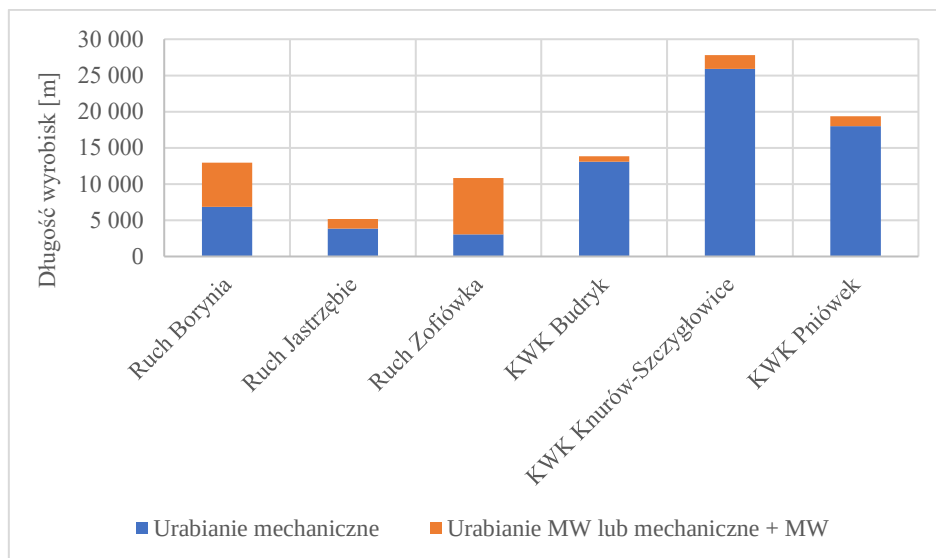
Długość wyrobisk korytarzowych w poszczególnych kopalniach/ruchach JSW S.A. wg sposobów drążenia w latach 2017-2018

Tabela 4.1.

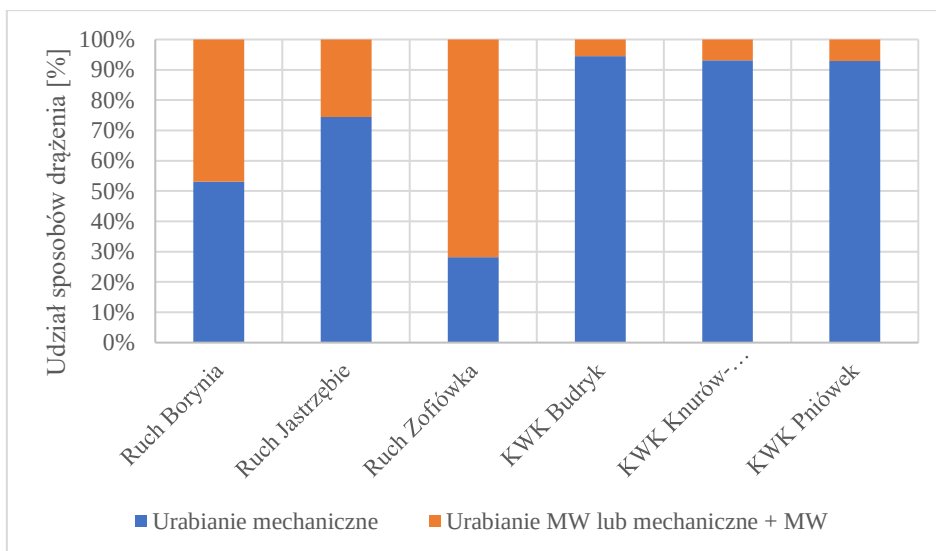
Kopalnia/ruch	Długość wyrobisk korytarzowych [m]		
	Urabianie mechaniczne	Urabianie MW* lub mechaniczne + MW*	Suma
Ruch Borynia	6 873,0	6 073,5	12 946,5
Ruch Jastrzębie	3 866,0	1 329,0	5 195,0
Ruch Zofiówka	3 056,0	7 780,0	10 836,0
KWK Budryk	13 088,0	766,9	13 854,9
KWK Knurów-Szczygłowice	25 910,0	1 901,0	27 811,0
KWK Pniówek	18 014,5	1 371,5	19 386,0

*Materiały Wybuchowe

¹ Główny Instytut Górnictwa

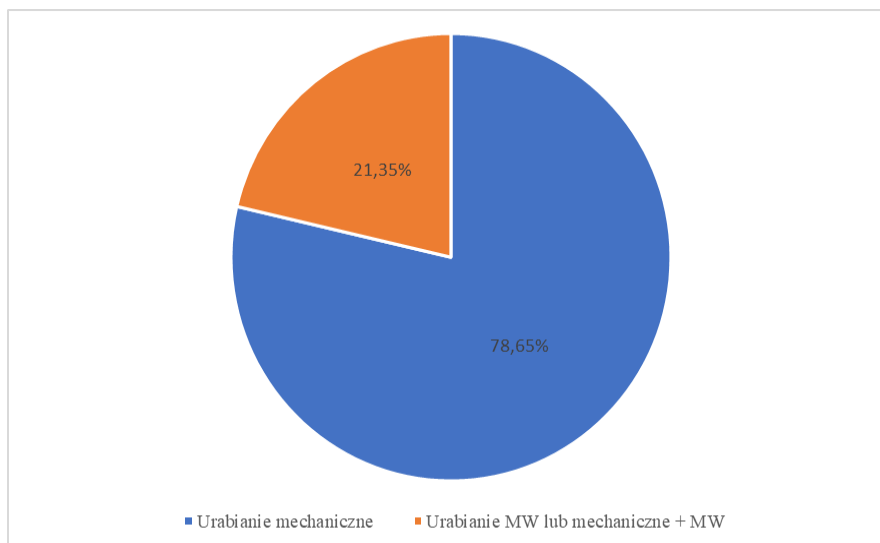


Rys. 4.1. Długość wyrobisk korytarzowych w poszczególnych kopalniach/ruchach JSW S.A. wg sposobów drążenia w latach 2017-2018



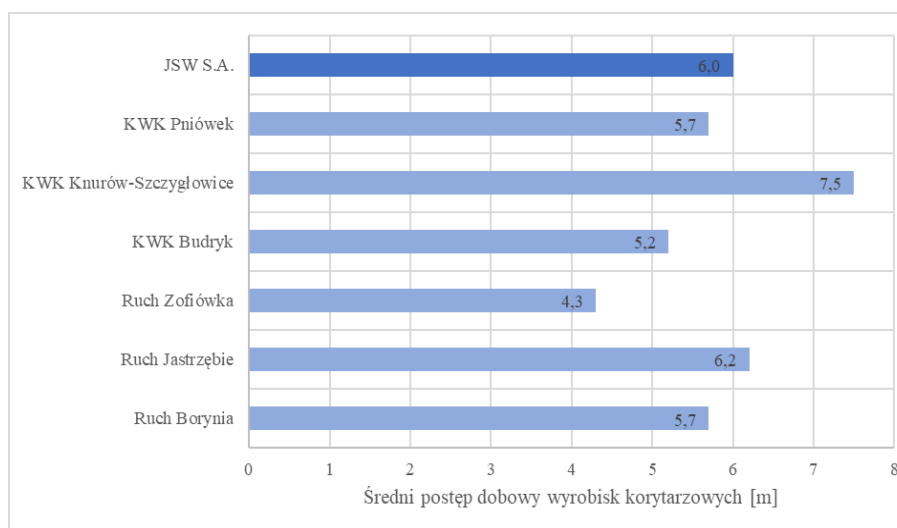
Rys. 4.2. Procentowy udział długości wyrobisk korytarzowych w poszczególnych kopalniach/ruchach JSW S.A. wg sposobów drążenia w latach 2017-2018

Na rysunku 4.3 przedstawiono procentowy udział sposobów drążenia wyrobisk we wszystkich kopalniach/ruchach JSW S.A. w omawianym okresie.



Rys. 4.3. Udział sposobów drążenia wyrobisk we wszystkich kopalniach JSW S.A. w latach 2017-2018

W poszczególnych kopalniach/ruchach JSW S.A. postęp dobowy wyrobisk drążonych z wykorzystaniem kombajnów chodnikowych w omawianym okresie był zróżnicowany, zawierając się w przedziale $4,2 \div 7,5$ m (rys. 4.4). Najmniejsze postępy dobowe uzyskiwano w Ruchu Zofiówka, natomiast największe w KWK Knurów-Szczygłowice. Uzyskiwane w omawianym okresie postępy dobowe można określić jako „poniżej oczekiwań”.



Rys. 4.4. Średnie postępy dobowe drążenia wyrobisk korytarzowych w kopalniach/ruchach JSW S.A. w latach 2017-2018

W celu zwiększenia postępów robót zdecydowano o podjęciu próby wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych, wykonywanej za pomocą kombajnów typu Bolter Miner. Po przeprowadzeniu kompleksowej analizy dostępnych na rynku kombajnów typu Bolter Miner oraz technicznych możliwości zastosowania tego typu maszyn w warunkach kopalń JSW S.A. zwrócono uwagę na następujące kombajny:

- JOY 12CM30 firmy Komatsu JOY [123],
- MB 670-1 FLP firmy Sandvik [124].

Podstawowe parametry techniczne obu maszyn porównano w tabeli 4.2.

**Podstawowe parametry techniczne kombajnów
typu JOY 12CM30 i MB 670-1 FLP [123-124]**

Tabela 4.2.

Parametr	Jednostka	JOY 12CM30	MB 670-1 FLP
Masa	kg	96 000	105 000
Szerokość urabiania	mm	4 800÷5 600	5 000÷6 200
Wysokość urabiania	mm	3 000÷4 900	2 800÷5 000
Liczba kotwiarek stropowych	szt.	4	4
Liczba kotwiarek ociosowych	szt.	2	2
Minimalne otwarcie stropu przed zabiozem	mm	1 000	1 900
Moc napędu głowicy urabiającej	kW	340	270
Moc całkowita	kW	610	546

Czynnikiem decydującym o wyborze kombajnu była wartość minimalnego otwarcia przestrzeni stropowej. Na etapie pilotażowego projektu badawczego pt. „Samodzielna Obudowa Kotwowa” w celu minimalizacji ryzyka związanego z organizacją pracy, zdecydowano się na oparcie działań w projekcie o maszynę Bolter Miner typu JOY 12CM30 (fot. 4.1).



Fot. 4.1. Kombajn JOY 12CM30 [123]

W celu oceny efektów wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach JSW S.A. na podstawie kalkulacji cykli pracy kombajnu typu Bolter Miner została wykonana prognoza potencjalnej wartości postępu dobowego przodka. Czas trwania cyklu pracy jest funkcją liczby i długości kotew, które należy zabudować po każdym odsłonięciu stropu. Analizie poddano następujące warianty:

- wariant 1: 8 kotwi stropowych i 6 kotwi ociosowych o długości 2,6 m,
- wariant 2: 6 kotwi stropowych o długości 2,6 m i 6 kotwi ociosowych o długości 1,8 m,
- wariant 3: 6 kotwi stropowych i 6 kotwi ociosowych o długości 2,6 m,
- wariant 4: 8 kotwi stropowych o długości 2,6 m i 6 kotwi ociosowych o długości 1,8 m.

Wyniki analizy zestawiono w tabeli 4.3.

Analiza czasu cyklu pracy kombajnu typu Bolter Miner

Tabela 4.3.

Czynności cyklu	Jednostka	Wariant 1	Wariant 2	Wariant 3	Wariant 4
Urobienie 1 mb	min	3,65	3,65	3,65	3,65
Siatkowanie		4,17	4,17	4,17	4,17
Zabudowa kotwi stropowych		15,87	11,90	11,90	15,87

Zabudowa kotwi ociosowych	min	19,40	13,65	15,40	17,70
Nierównoległe zakończenie		1,50	1,50	1,50	1,50
Instalacja kotwi technologicznych (2,6 m) co 0,5 m		4,00	4,00	4,00	4,00
Łączny czas cyklu		48,58	38,87	40,62	46,88

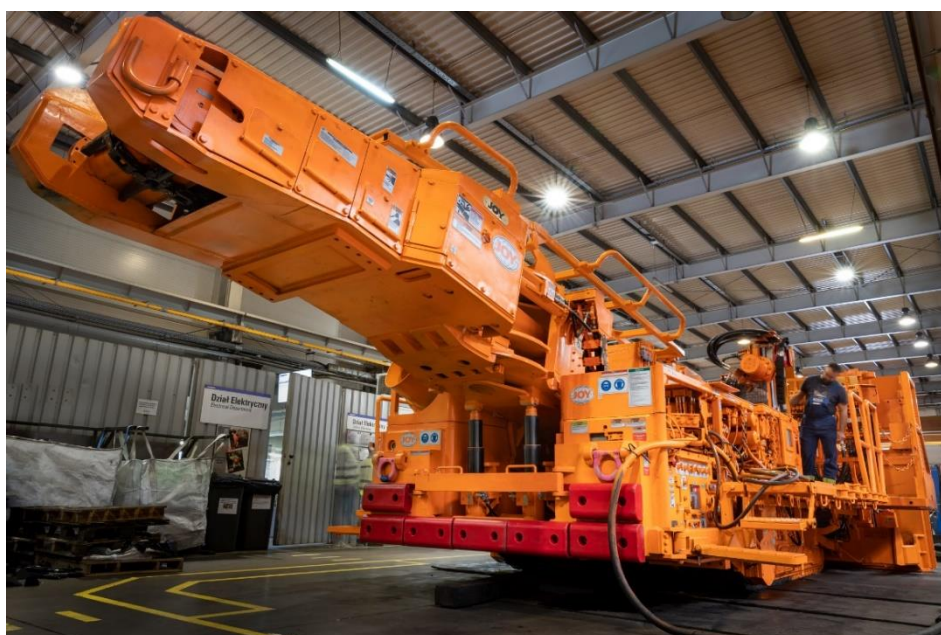
W przypadku zastosowania wariantu 1 (14 kotwi) osiągnięty postęp dobowy wynosi 15÷30 m. Nawet przy założeniu konserwatywnego podejścia do wykorzystania czasu na poziomie 50% obliczono, iż postępy uzyskiwane z wykorzystaniem kombajnu typu Bolter Miner powinny być większe o ok. 98% od dotychczasowych postępów uzyskiwanych w kopalniach JSW S.A. Tym samym stwierdzono, iż wdrożenie projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” przyniesie spółce wymierne korzyści, powodując obniżenie kosztów robót przygotowawczych, przy równoczesnym zwiększeniu postępów, a co za tym idzie również szybszym przygotowaniu frontów eksploatacyjnych. Równocześnie w przypadku niepowodzenia zastosowania technologii obudowy kotwowej dla wyrobisk udostępniających i przyścianowych, istnieje duży potencjał do zastosowania jej w wyrobiskach, celem wybierania resztek złoża, niemożliwych do eksploatacji systemem ścianowym ze względu na ograniczania związane z wpływami eksploatacji górniczej na powierzchnię terenu.

W ramach przygotowań do realizacji projektu podpisano trójstronne porozumienie pomiędzy Jastrzębską Spółką Węglową S.A., Głównym Instytutem Górnictwa oraz spółką Joy Global (Poland) Sp. z o.o. Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. zwróciła się do Zakładu Technologii Eksploatacji i Obudów Górniczych Głównego Instytutu Górnictwa o wykonanie pracy badawczej dotyczącej możliwości wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach JSW S.A. W ramach prac studialnych przeprowadzono analizę możliwości zastosowania technologii samodzielnej obudowy kotwowej w zakresie robót udostępniających i przygotowawczych. Na podstawie analizy zdecydowano o zastosowaniu kombajnu typu Bolter Miner do drażenia chodnika Bw-1n badawczego w KWK Budryk.

Wyprodukowany w Stanach Zjednoczonych kombajn JOY 12CM30 został przetransportowany do Polski, a następnie zmontowany w zakładzie Joy Global w Tychach (fot. 4.2-4.4), gdzie przeszedł niezbędne odbiory. Kombajn został następnie zdemontowany i przetransportowany do podziemi kopalni KWK Budryk w rejon chodnika Bw-1n badawczego, gdzie został ponownie zmontowany w przeznaczonej do tego celu komorze montażowej, stanowiącej jednocześnie początkowy odcinek chodnika Bw-1n badawczego.



Fot. 4.2. Kombajn JOY 12CM30 w zakładzie Joy Global w Tychach – głowica urabiająca



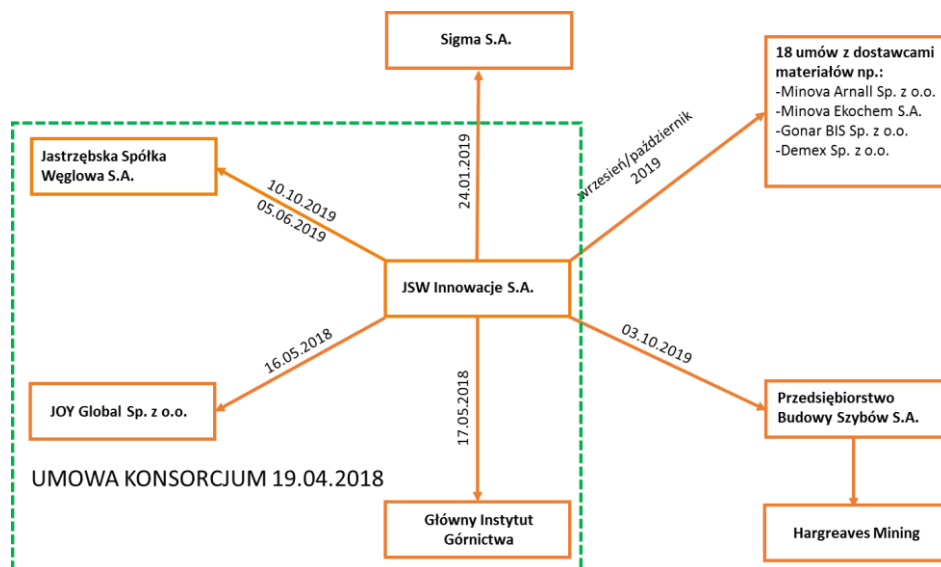
Fot. 4.3. Kombajn JOY 12CM30 w zakładzie Joy Global w Tychach – podawarka



Fot. 4.4. Kombajn JOY 12CM30 w zakładzie Joy Global w Tychach – systemy sterowania

Projekt samodzielnej obudowy kotwowej dla warunków górniczo-geologicznych chodnika Bw-1n badawczego został wykonany przez Główny Instytut Górnictwa w oparciu o metody analityczno-empiryczną oraz modelowania numerycznego. Wstępny projekt wykonany został dla wyrobiska o wymiarach 5,4 x 3,4 m, tym niemniej ostatecznie gabaryty chodnika Bw-1n badawczego wyniosły 5,6 x 3,4 m. Ponadto w trakcie drążenia zbadana została możliwość wykonania wyrobiska o większej szerokości i wysokości. Pierwsze odcinki omawianego wyrobiska wykonane zostały z zastosowaniem kombinacji obudowy podporowej i kotwowej, umożliwiając tym samym płynny rozruch kompleksu. Po osiągnięciu cechy około 40 m rozpoczęto wykonywanie wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej, natomiast pomocniczą obudowę podporową zastosowano wyłącznie w rejonie zakrętów wyrobiska.

Umowa na wykonywanie prac w wyrobisku zawarta została z firmą Przedsiębiorstwo Budowy Szybów (PBSz) S.A., która na potrzeby realizacji projektu powołała nowy oddział liczący 113 pracowników, w tym 100 pracowników fizycznych i 13 osób dozoru [125]. Ponadto w projekt zaangażowana została firma Sigma S.A., odpowiadająca za część urządzeń odstawy rejonowej oraz firma Hargreaves Mining, odpowiadająca za szkolenie pracowników PBSz S.A. w początkowych miesiącach projektu. Powiązania pomiędzy podmiotami zaangażowanymi w projekt wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej przedstawiono na rysunku 4.5.

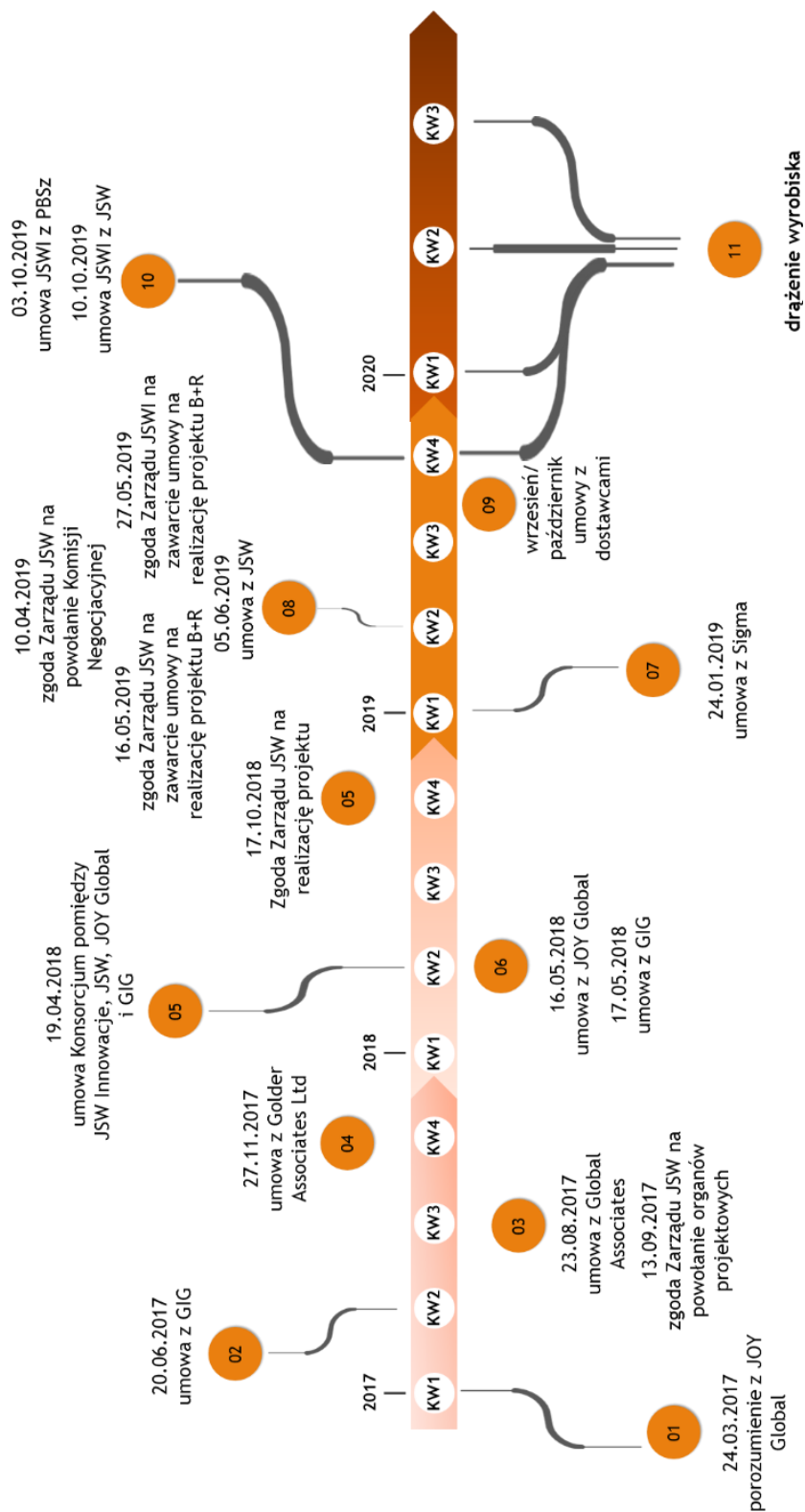


Rys. 4.5. Podmioty zaangażowane w projekt wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej [125]

Każdy z podmiotów przedstawionych na rysunku 4.5. miał przydzieloną w projekcie odpowiednią rolę [126]:

- **JSW Innowacje S.A.** – koordynacja projektu, prace naukowo-badawcze, organizacja dostawy kombajnu oraz maszyn i urządzeń przodkowych i pozaprzodkowych zgodnie z wytycznymi Zespołu Projektowego, organizacja dostawy materiałów wsadowych i eksploatacyjnych oraz przyrządów pomiarowych,
- **JSW S.A. Biuro Zarządu** – nadzór nad projektem,
- **JSW S.A. KWK Budryk** – nadzór nad projektem zgodnie z obowiązującymi przepisami ruchowymi oraz ustawą Prawo Geologiczne i Górnictwo,
- **PBSz S.A.** – drażnienie i prowadzenie innych prac w wyrobisku,
- **Hargreaves Mining** – szkolenie załogi w początkowych miesiącach projektu,
- **JOY Global sp. z o.o.** – dostawa kombajnu, nadzór nad częścią mechaniczną,
- **Sigma S.A.** – dostawa maszyn i urządzeń pozaprzodkowych wraz z wymaganą infrastrukturą,
- **Główny Instytut Górnictwa** – usługi rzeczoznawców, prace badawcze i projektowe.

Najważniejsze działania organizacyjne podjęte w ramach przygotowań do realizacji projektu przedstawiono na osi czasu (rys. 4.6).

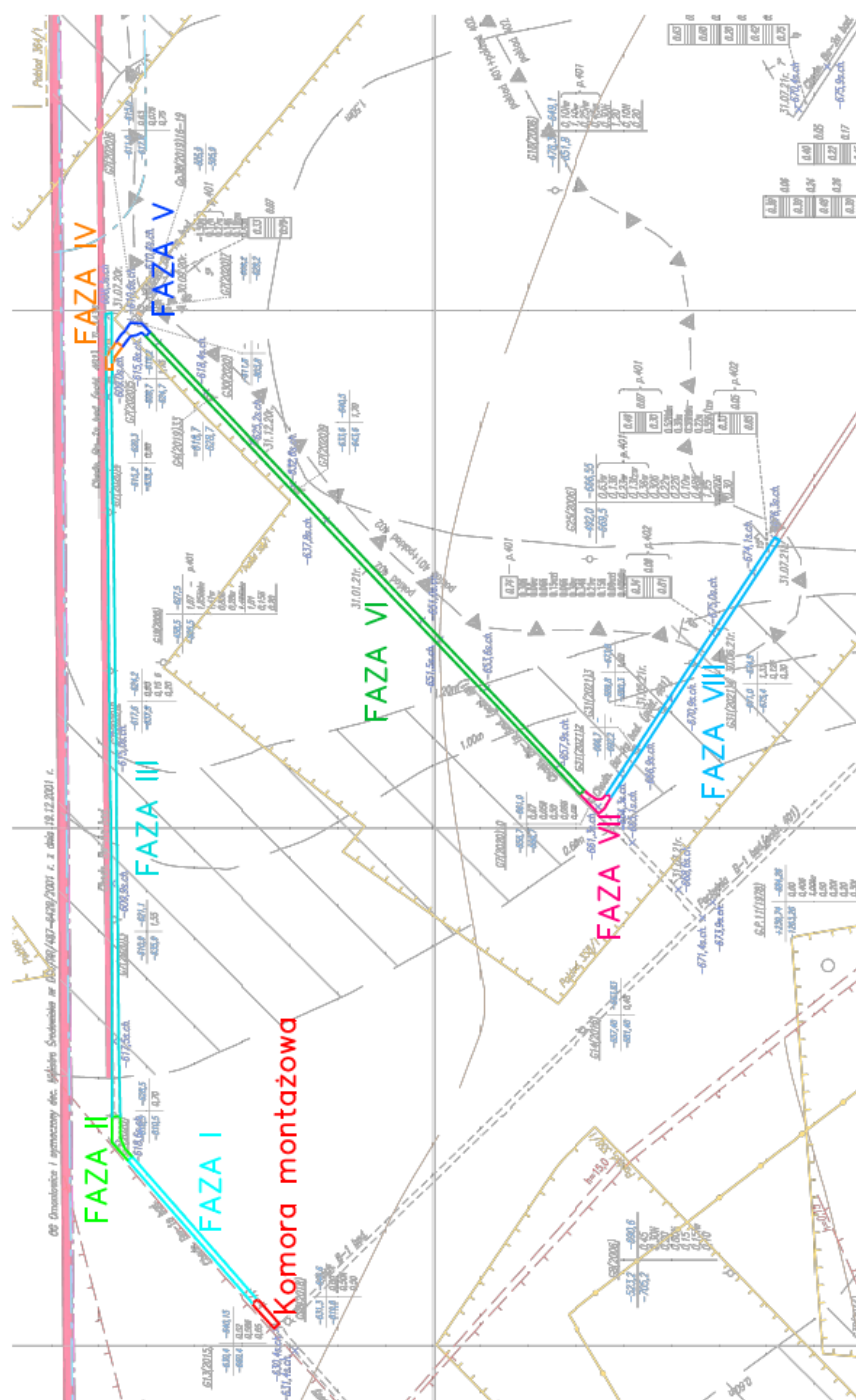


Rys. 4.6. Oś czasu działań prowadzonych w ramach przygotowań do realizacji projektu wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej [125]

Chodnik Bw-1n badawczy znajduje się w północno-wschodniej części Partii B pokładu 401 O.G. Ornontowice I. Wyróbisko zostało rozpoczęte w miejscu skrzyżowania chodnika B transportowego z pochylnią B-1 badawczą w pokładzie 401. Dążenie wyróbiska składało się z następujących faz (rys. 4.7) [126-127]:

- **Wykonanie komory montażowej** kombajnu Bolter Miner o długości ok. 30 m stanowiącej początkowy odcinek chodnika Bw-1n badawczego.
- **Faza I** – wykonanie odcinka prostego o długości 200 m w kierunku północno-wschodnim.
- **Faza II** – wykonanie zakrętu nr 1 pod kątem 135° , zmieniającego kierunek dążenia chodnika z północno-wschodniego na wschodni.
- **Faza III** – wykonanie odcinka prostego o długości 780 m w kierunku wschodnim (po osiągnięciu cechy 1044,1 m ze względów techniczno-technologicznych zatrzymano dążenie i przystąpiono do wykonania zakrętu na cesze 994 m),
- **Faza IV** – wykonanie zakrętu nr 2 pod kątem 146° , zmieniającego kierunek dążenia chodnika ze wschodniego na południowo-wschodni.

Omawiany rejon został rozpoznany pochylnią B-1 badawczą oraz pochylnią Bw badawczą. Ponadto na obszarze projektowanych robót górniczych zostały wykonane z powierzchni następujące otwory badawcze: G16(2006), G25(2006), G19(2006), G.Ch7(1959). Przewidywano, że miąższość pokładu w omawianym rejonie wynosi $0,90 \div 1,80$ m (w otworze G.Ch.7 pokład wraz z 1,0 m przerostem łupka ilastego posiadał miąższość 3,0 m) [126].



Rys. 4.7. Przebieg drażenia chodnika Bw-1n badawczego (stan na 31.08.2020) [126-127]

5. Warunki górnictwo-geologiczne i zagrożenia naturalne w rejonie chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401

Piotr Dawidziuk¹, Paweł Kamiński^{1,2}, Wojciech Masny³, Rafał Pierszalik³

5.1. Warunki stropowe i spągowe

Warunki stropowe i spągowe na podstawie danych z otworów G16(2006) i G25(2006) zestawiono w tabelach 5.1 i 5.2.

Warunki stropowe i spągowe w rejonie chodnika Bw-1n badawczego na podstawie danych z otworu G16(2006) [126]

Tabela 5.1.

Otwór G16(2006)		
Posadowienie	Skala	Mięszość [m]
Strop	węgiel (pokład 364/2)	1,60
	łupek ilasty	1,5
	łupek piaszczysty	5,5
	łupek ilasty	3,0
	piaskowiec średnio i gruboziarnisty	4,7
	łupek ilasty	0,65
	węgiel (pokład 364/3)	0,95
	łupek ilasty z przerostami łupka piaszczystego	10,80
	węgiel (pokład 364/4)	0,9
	łupek ilasty	1,7
	piaskowiec drobnoziarnisty z przerostami łupka piaszczystego	1,3
	łupek ilasty	4,0
	piaskowiec drobnoziarnisty z przerostami łupka piaszczystego	0,70
	łupek ilasty	2,55

¹ Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

² AGH w Krakowie

³ Główny Instytut Górnictwa

Tabela 5.1. cd.

Otwór G16(2006)		
Posadowienie	Skala	Mięższność [m]
Pokład 401		
Spąg	łupek ilasty z przerostami łupka piaszczystego	6,35
	piaskowiec drobnoziarnisty	13,3
	łupek ilasty	0,5
	węgiel	0,5
	łupek ilasty	5,6
	węgiel (pokład 402)	3,7

Warunki stropowe i spągowe w rejonie chodnika Bw-1n badawczego na podstawie danych z otworu G25(2006) [126]

Tabela 5.2.

Otwór G25(2006)		
Posadowienie	Skala	Mięższność [m]
Strop	węgiel (364/2)	1,45
	łupek ilasty	3,35
	łupek ilasty z przerostami łupka piaszczystego	1,7
	łupek piaszczysty z przerostami piaskowca drobnoziarnistego	2,4
	piaskowiec	8,9
	węgiel (pokład 364/3)	0,3
	łupek ilasty	3,4
	łupek piaszczysty z przerostami piaskowca drobnoziarnistego	3,0
	piaskowiec drobnoziarnisty	2,8
	łupek ilasty	0,9
	łupek piaszczysty	1,1
	węgiel (pokład 364/4)	0,95
	łupek ilasty	7,85
Pokład 401		
Spąg	łupek ilasty	3,85
	łupek piaszczysty	0,6
	piaskowiec	13,4
	łupek ilasty	12,05
	węgiel (pokład 402)	4,5

W I fazie drążenia wyrobiska, na 29,8 mb chodnika Bw-1n badawczego, przeprowadzone zostały dodatkowe badania wytrzymałości skał na ściskanie z wykorzystaniem hydraulicznego penetrometru otworowego. Wyniki badań zestawiono w tabeli 5.3. [126].

Wyniki badań penetrometrycznych w otworze Gp8(2019) na 29,8 mb chodnika badawczego Bw-1n [126]

Tabela 5.3.

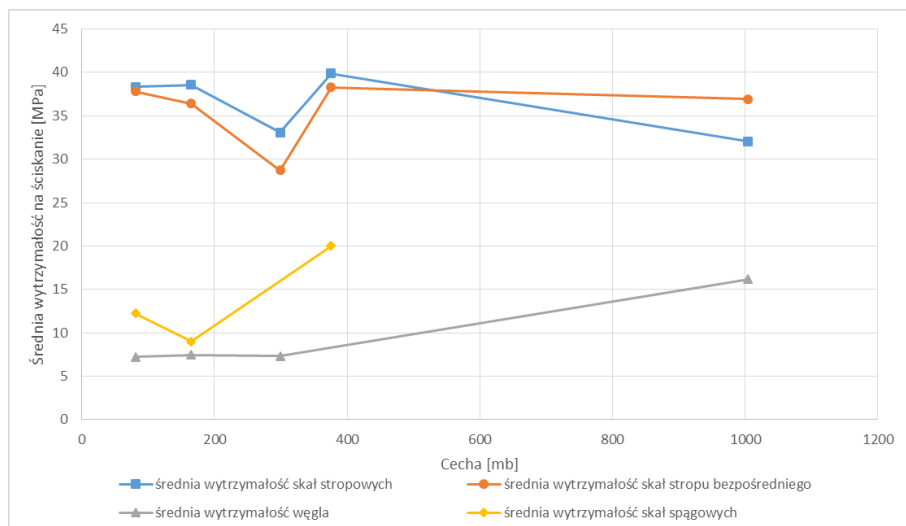
Posadowienie	Warstwa	R_c [MPa]
Strop	łupek ilasty z wtrąceniami syderytu	58,0
	łupek ilasty zapiaszczony	53,7
	łupek ilasty warstwowany łupkiem piaszczystym	62,7
Ocios	węgiel	17,9
Spąg	łupek ilasty warstwowany węglem i łupkiem węglowym	41,7

W kolejnych etapach drążenia na bieżąco wykonywane były kolejne badania penetrometryczne wytrzymałości skał na ściskanie. Wyniki badań zestawiono w tabeli 5.4 i na rysunku 5.1.

Wyniki badań penetrometrycznych w otworach Gp38(2019)/1-14 na 80,8; 165,0; 299,0; 375,6 i 1003,7 mb chodnika badawczego Bw-1n [127]

Tabela 5.4.

	Cecha [mb]				
	80,8	165,0	299,0	375,6	1003,7
Skala	R_c [MPa]				
skały stropowe	38,33	38,58	33,07	39,87	32,06
skały stropu bezpośredniego	37,79	36,39	28,74	38,27	36,91
węgiel	7,21	7,48	7,33	-	16,18
skały spągowe	12,23	9,01	-	20,03	-



Rys. 5.1. Wykres zmienności wartości penetrometrycznych wytrzymałości skał na ściskanie na długości chodnika Bw-1n badawczego [127]

Ponadto na podstawie próbek pobranych z rdzenia otworu Gp38(2019)/12 na cesze 1003,7 m określono współczynnik rozmałności skał stropowych r . Wyniki badań zestawiono w tabeli 5.5.

Wyniki badań rozmałności skał wg metody GiG przeprowadzonych na próbkach pobranych z otworu Gp38(2019)/12 na cesze 1003,7 chodnika Bw-1n badawczego [127]

Tabela 5.5.

Nr próbki	Położenie, litologia	Czas [h]		
		24	48	72
		Współczynnik rozmałności r [-]		
1	1,34-1,41 m; iłowiec zapiaszczony	1,0	1,0	1,0
2	3,32-3,39 m; iłowiec zapiaszczony	1,0	1,0	1,0
3	6,05-6,11 m; iłowiec zapiaszczony	1,0	1,0	1,0
4	5,33-5,38 m; iłowiec zapiaszczony	1,0	1,0	1,0
5	8,95-9,00 m; iłowiec zapiaszczony	1,0	1,0	1,0

Wartości współczynnika rozmałności r skał stropowych pozostały na identycznym poziomie, w stosunku do wyznaczanych przed rozpoczęciem projektu. W związku z tym w świetle przepisów dopuszczalne było dalsze prowadzenie wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej.

5.2. Warunki hydrogeologiczne

Z uwagi na znaczną głębokość prowadzonych robót na etapie projektowania nie przewidywano występowania znacznego zawodnienia górotworu. Niemniej jednak przyjęto, iż wykroplenia, wycieki, a nawet ewentualne wypływy wody mogą występować w miejscach występowania piaskowców oraz zaburzeń tektonicznych [126].

W trakcie prowadzenia drążenia (do długości wyrobiska 1044,1 m) zaobserwowano dopływy wód z otworów stropowych z zabudowanymi rozwarstwieniomierzami w ilości $0,05 \div 0,25$ l/min. Ponadto doszło do wypływów wody ze spągu w ilości około 0,2 l/min. Wszystkie zaobserwowane wypływy wykazywały tendencję malejącą aż do ich całkowitego zaniku. Badania laboratoryjne pobranych próbek wykazały, iż dopływy pochodzą z wód reliktowych zdeponowanych w warstwach piaskowców, zalegających powyżej stropu wyrobiska. Ze względu na lokalny zasięg i małe wartości dopływu omawiane wypływy i wykroplenia nie stanowiły zagrożenia dla ruchu zakładu górniczego [127].

W IV fazie drążenia chodnik Bw-1n badawczy prowadzony był w odległości około 98 m na południe od zbiornika wodnego z KWK Makoszowy o pojemności $213\ 000\ m^3$ zlokalizowanego w pokładzie 364/1. Pomimo to nie spodziewano się na tym odcinku zawodnienia górotworu, zakładając, iż możliwe jest jedynie występowanie niewielkich wykropleń i wycieków wód pochodzących z wymienionego zbiornika oraz piaskowców zalegających w warstwach stropowych [127].

5.3. Skłonność skał do iskrzenia

W projektowanym chodniku Bw-1n badawczym przewidziano możliwość wystąpienia bezpośrednio nad i pod pokładem łupków ilastych, łupków piaszczystych oraz piaskowców. Skały te charakteryzują się zróżnicowaną skłonnością (od nieskłonnych do skał o dużej skłonności) do iskrzenia zapalającego metan na podstawie klasyfikacji skał pod względem stopnia zagrożenia iskrami mechanicznymi podczas urabiania mechanicznego, przedstawionej w tabeli nr 1 załącznik nr 3 do Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. [126].

5.4. Eksploatacja pokładów wyżej i niżej zalegających

W odległości około 170 m od chodnika Bw-1n badawczego zlokalizowany jest chodnik Bw-4 wentylacyjny, wykonany w 2005 roku w pokładzie 358/1. W odległości pomiędzy $24 \div 31$ m od projektowanego zakrętu nr 2 na cesze 994 m chodnik Bw-1n badawczy zaprojektowano poniżej krawędzi eksploatacyjnej pokładu 358/1 o miąższości $2,2 \div 2,4$ m, a następnie drążono w niewielkiej od niej

odległości (2÷20 m). Pokład 358/1 eksploatowany był w latach 2006÷2007 ścianą Bw-4. Prowadzenie drążenia w pobliżu krawędzi eksploatacyjnej ma wpływ na występujący lokalnie stan naprężeń górotworu [127].

5.5. Zaburzenia tektoniczne

Na podstawie stanu rozpoznania rejonu nie przewidywano wystąpienia zaburzeń tektonicznych. Niemniej jednak nie wykluczano istnienia uskoków o niewielkich zrzutach. W odległości około 35 m na północny-zachód od miejsca rozpoczęcia pierwszego etapu zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej występuje uskok o zrzucie 7,1 m. W miejscu występowania ewentualnych małych uskoków przewidywano obniżenie parametrów fizykomechanicznych skał oraz pojawienie się wysięków, wykropleń czy wycieków wody z warstw piaskowców w stropie pokładu 401 [126].

5.6. Rozpoznanie geologiczne w procesie drążenia

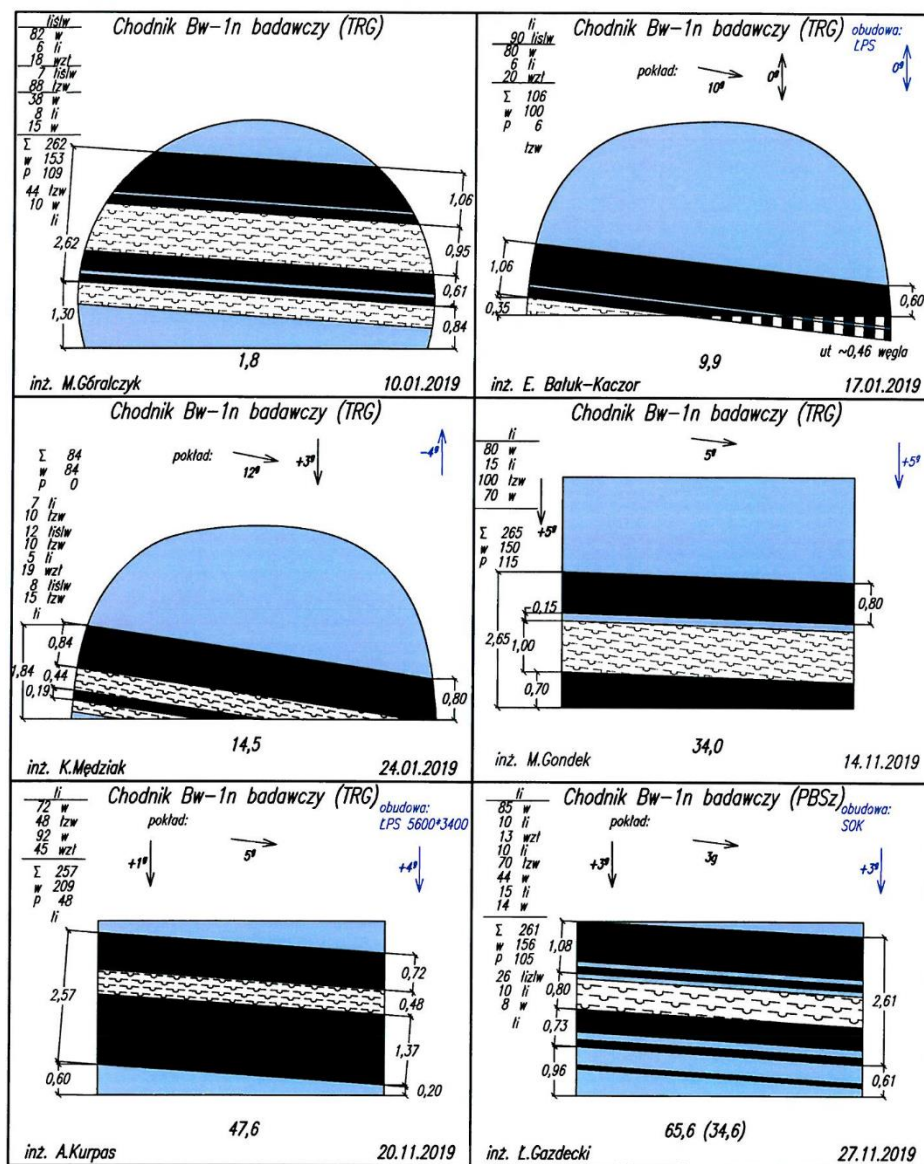
W miejscu rozpoczęcia drążenia chodnika Bw-1n badawczego całkowita miąższość pokładu 401 wynosiła 2,62 m, w jego skład wchodziły następujące warstwy [128]:

- warstwa węgla o miąższości 1,06 m,
- przerost o miąższości 0,95 m,
- warstwa węgla o miąższości 0,61 m.

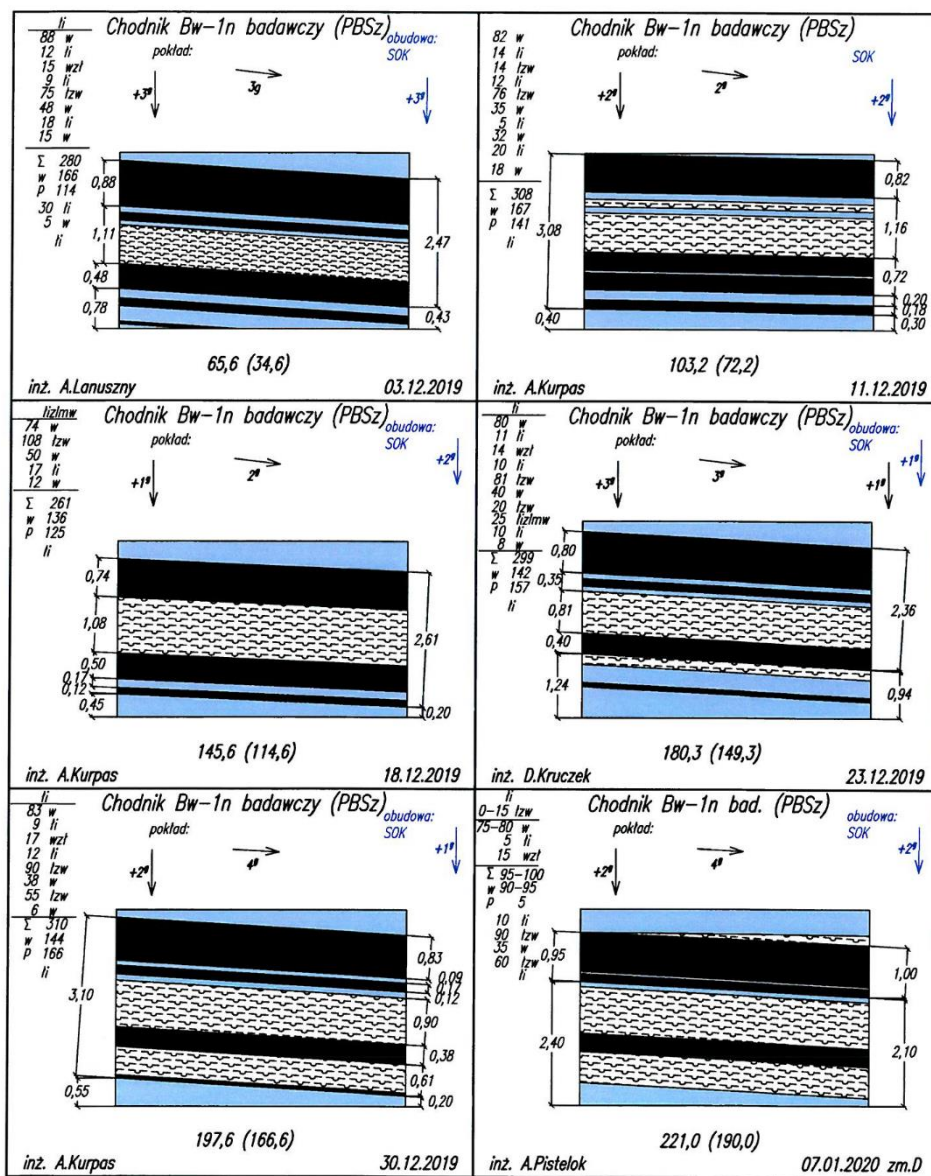
Miąższość wymienionego przerostu na wybiegu drążonego wyrobiska wynosiła od 0,40 do 3,20 m, stopniowo wzrastając w trakcie drążenia chodnika Bw-1n badawczego w kierunku wschodnim. Przerost zbudowany był z łupku z węglem, łupku ilastego ze śladami węgla oraz lamin węgla. Miąższość występującej pod przerostem warstwy węgla wahała się od 0,40 do 1,00 m. Z uwagi na sposób prowadzenia wyrobiska i stopniowo rosnącą miąższość przerostu, od cechy około 656 m warstwa węgla zalegała poniżej spągu wyrobiska, zaś jej miąższość określana była z wykorzystaniem otworów badawczych [128].

Nachylenie warstw, w tym pokładu węgla, na wybiegu chodnika wynosiło od 0° do 7°, lokalnie do 12°. Od cechy wyrobiska około 1028 m do cechy 1044,10 m nastąpił wzrost nachylenia do około 15°, mający wpływ na lokalne pogorszenie warunków stropowych [128].

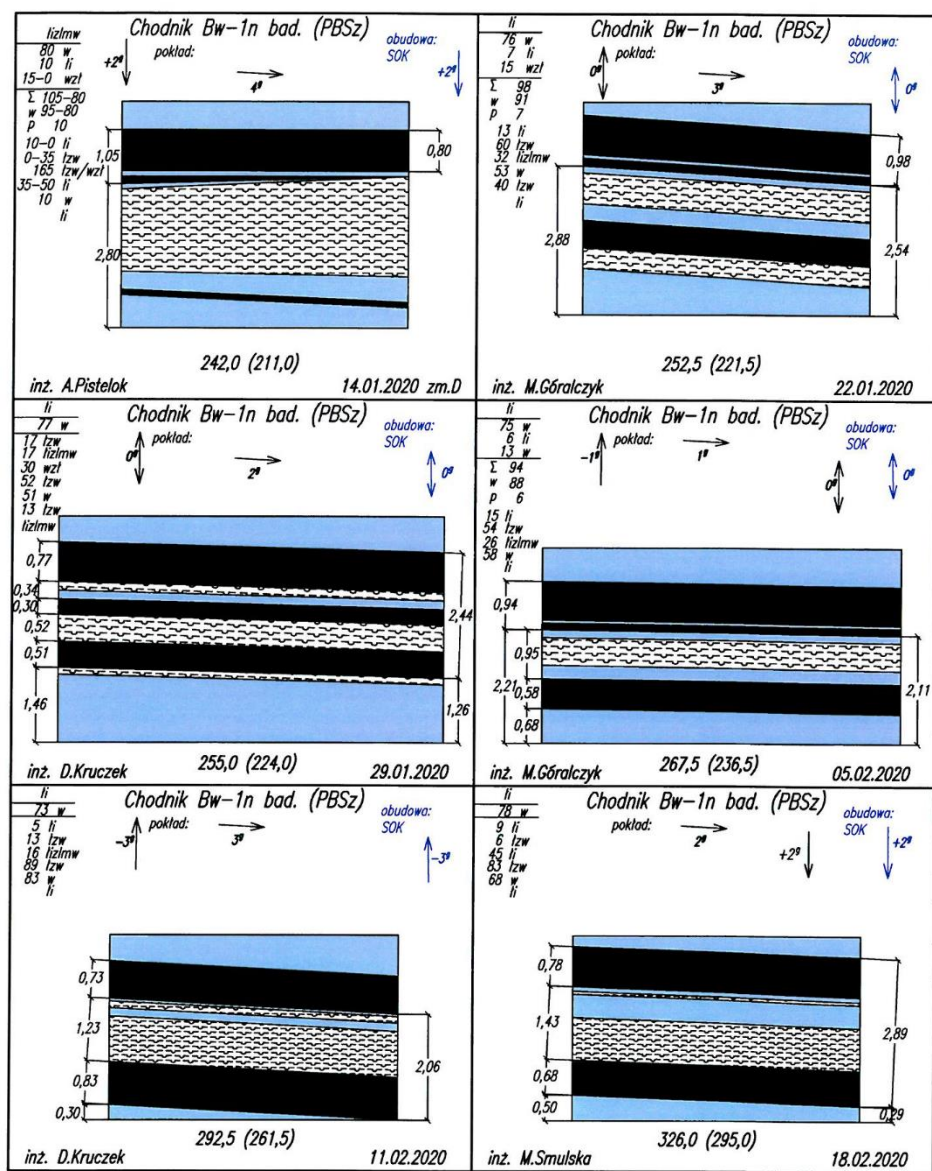
Zmienność litologii w przekroju przodka w chodniku Bw-1n badawczego przedstawiono na rysunkach 5.2÷5.8.



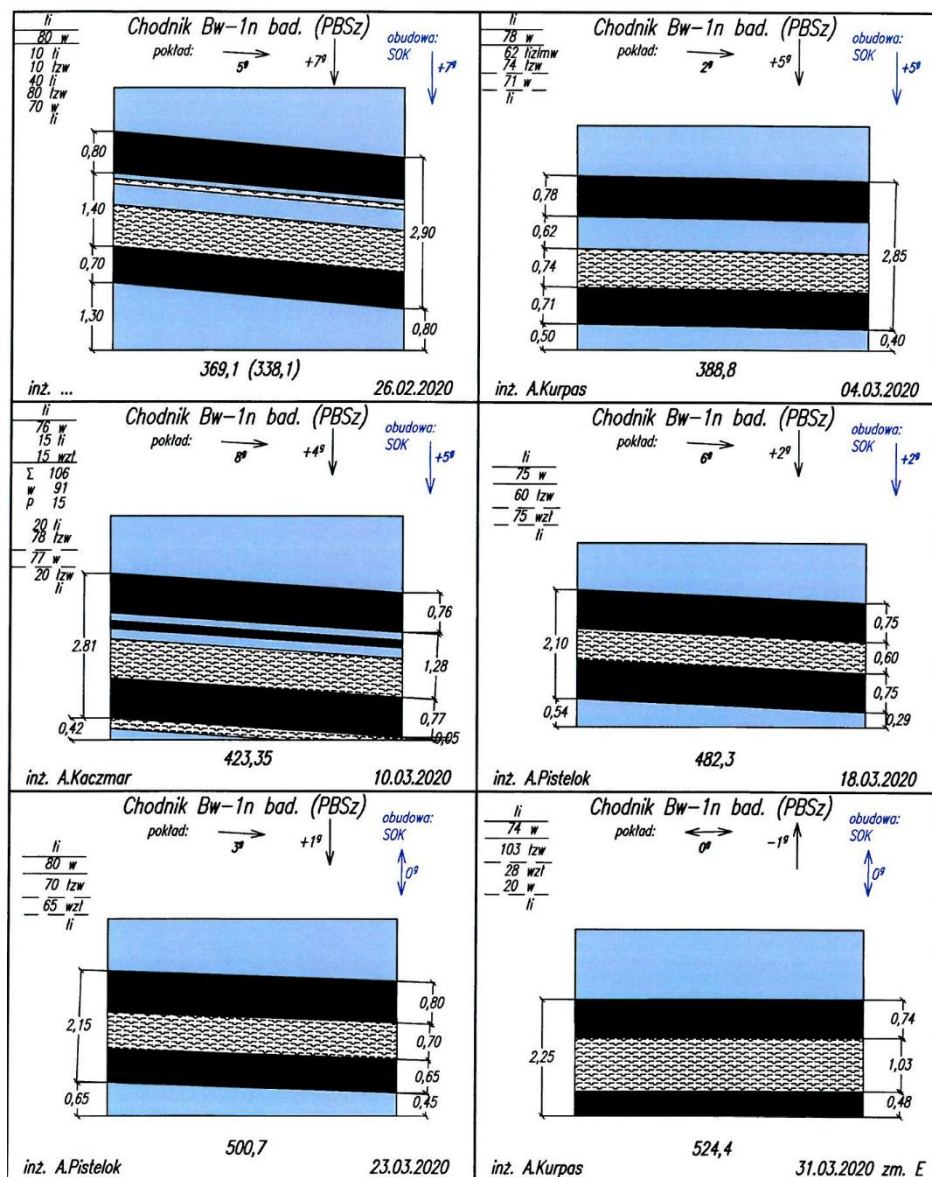
Rys. 5.2. Przekroje geologiczne przodka 10.01.2019-27.11.2019 [128]



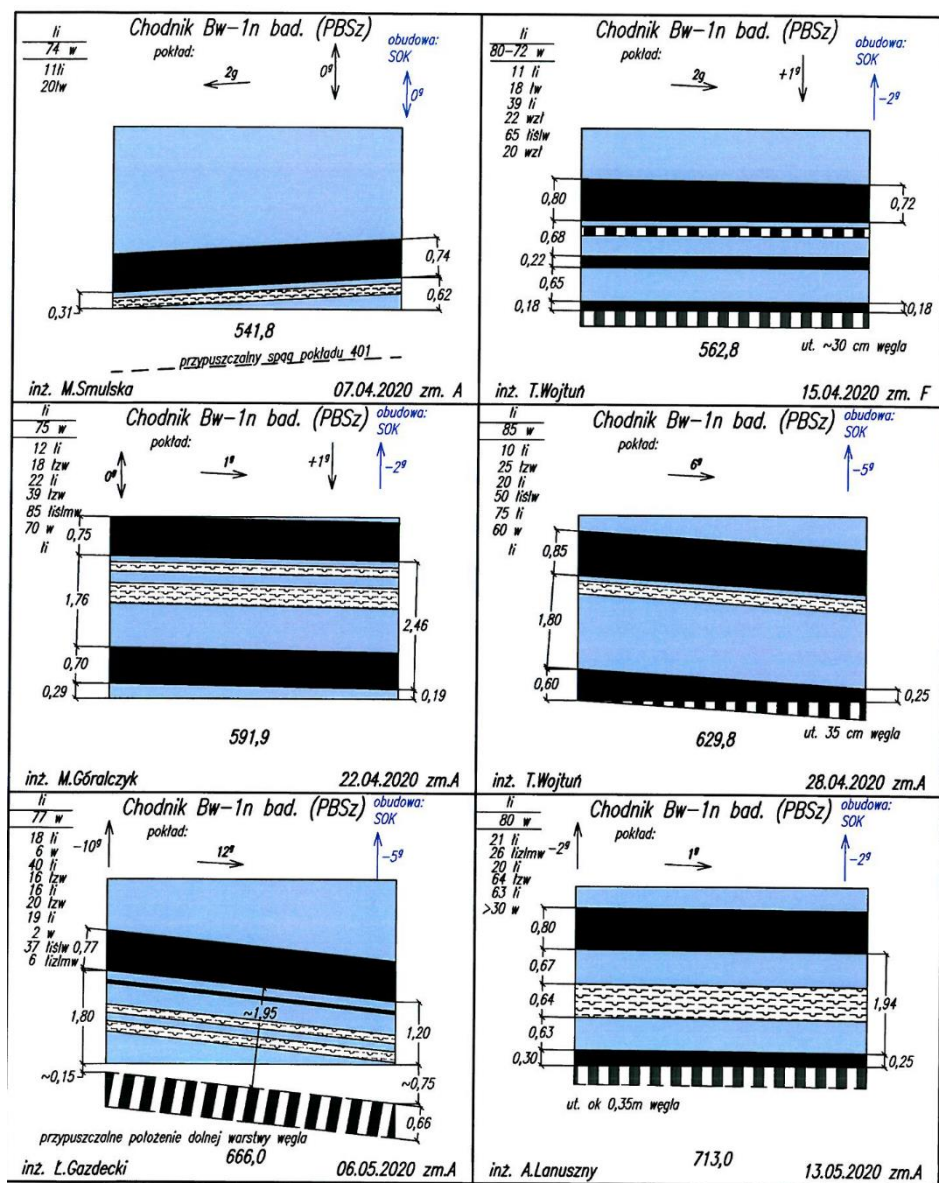
Rys. 5.3. Przekroje geologiczne przodka 3.12.2019-7.01.2020 [128]



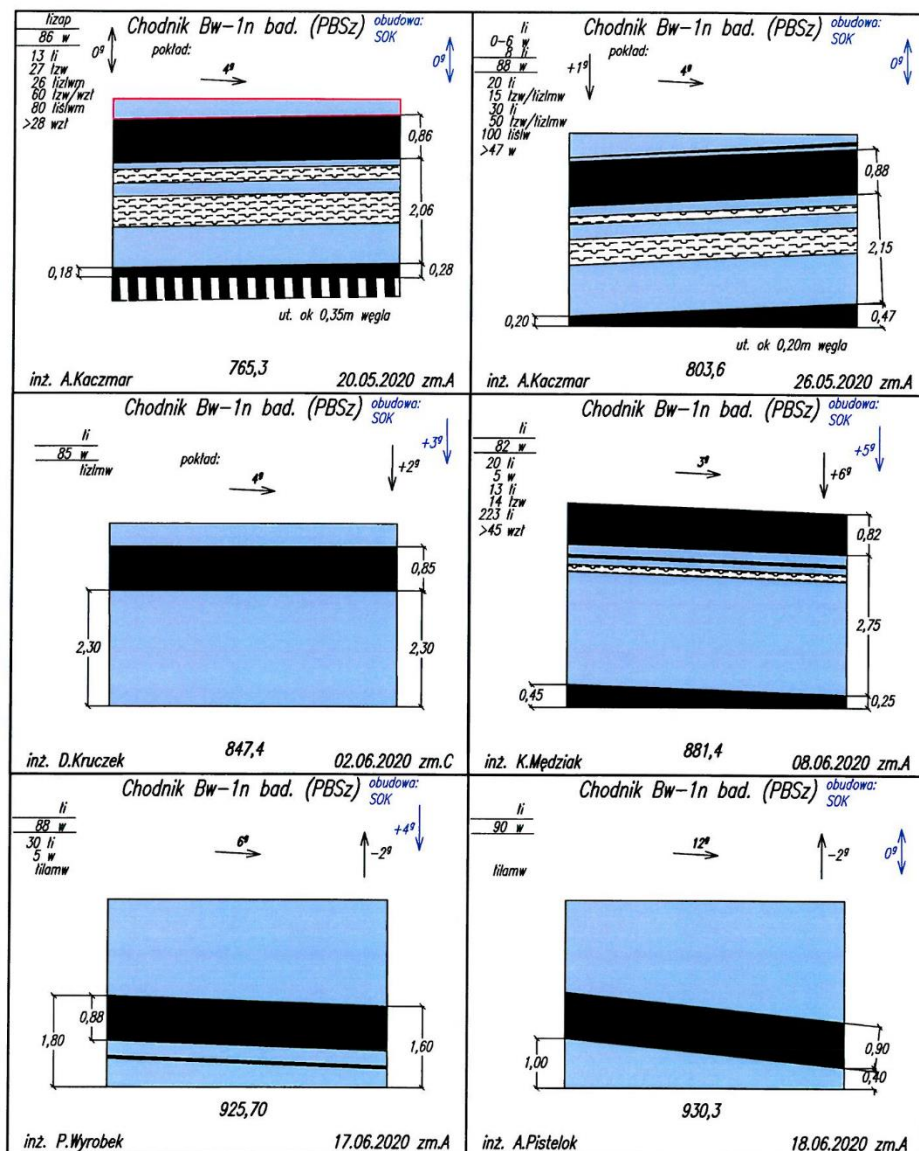
Rys. 5.4. Przekroje geologiczne przodka 14.01.2020-18.02.2020 [128]



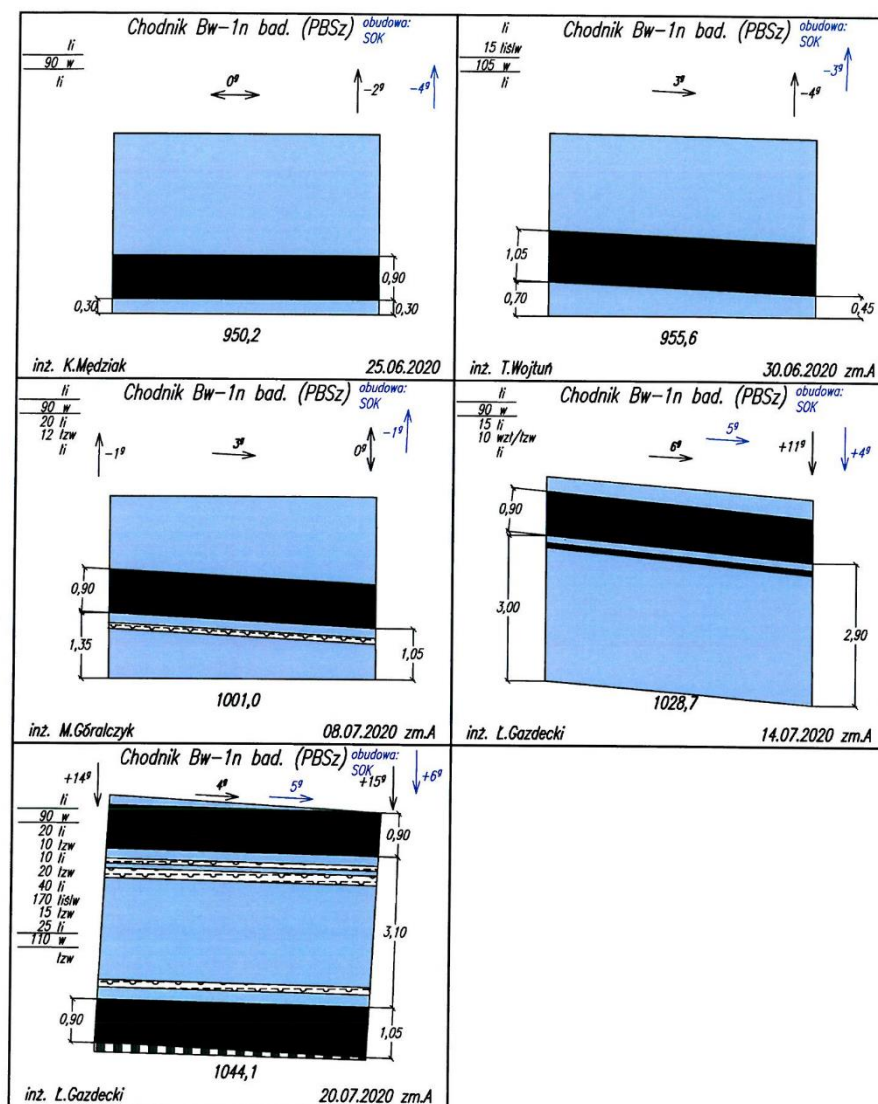
Rys. 5.5. Przekroje geologiczne przodka 26.02.2020-31.03.2020 [128]



Rys. 5.6. Przekroje geologiczne przodka 7.04.2020-13.05.2020 [128]



Rys. 5.7. Przekroje geologiczne przodka 20.05.2020-18.06.2020 [128]



Rys. 5.8. Przekroje geologiczne przodka 25.06.2020-14.07.2020 [128]

Po wydrążeniu chodnika Bw-1n badawczego do cechy około 700 m, przodek wyrobiska znajdował się na wysokości otworu badawczego G19(2006), zlokalizowanego 48 m na południe od chodnika. Na podstawie obserwacji budowy litologicznej czoła przodka stwierdzono, iż budowa pokładu 401 i skał otaczających różni się w znaczny sposób od budowy warstwy węgla, identyfikowanej dotychczas jako pokład 401 w przekroju wymienionego otworu. W związku z przeprowadzeniem dokładniejszego rozpoznania złoża chodnikiem Bw-1n badawczym zweryfikowano korelację zalegania pokładów 401 i 402 wraz

z analizą wpływu zaistniałych okoliczności na sposób rozcinki złoża. Ponadto za postępowaniem przodka chodnika Bw-1n badawczego rozpoczęto wiercenie dodatkowych otworów badawczych, celem zbadania warstw węgla zalegających poniżej spągu drążonego wyrobiska i nawiązania ich do profili otworów G25(2006) i G16(2006) [128].

Wyniki rozpoznania wymienionymi otworami zestawiono w tabeli 5.6.

Wyniki rozpoznania geologicznego otworami G7(2020)2-5 [128]

Tabela 5.6.

Nazwa otworu	G7(2020)2	G7(2020)3	G7(2020)4	G7(2020)5
Cecha wyrobiska [mb]	458,8	697,2	850,6	1008,4
Odległość między pokładami 401 i 402 [m]	8,00	4,30	3,50	2,30
Miąszość pokładu 402 [m]	1,55	1,30	0,90	1,15

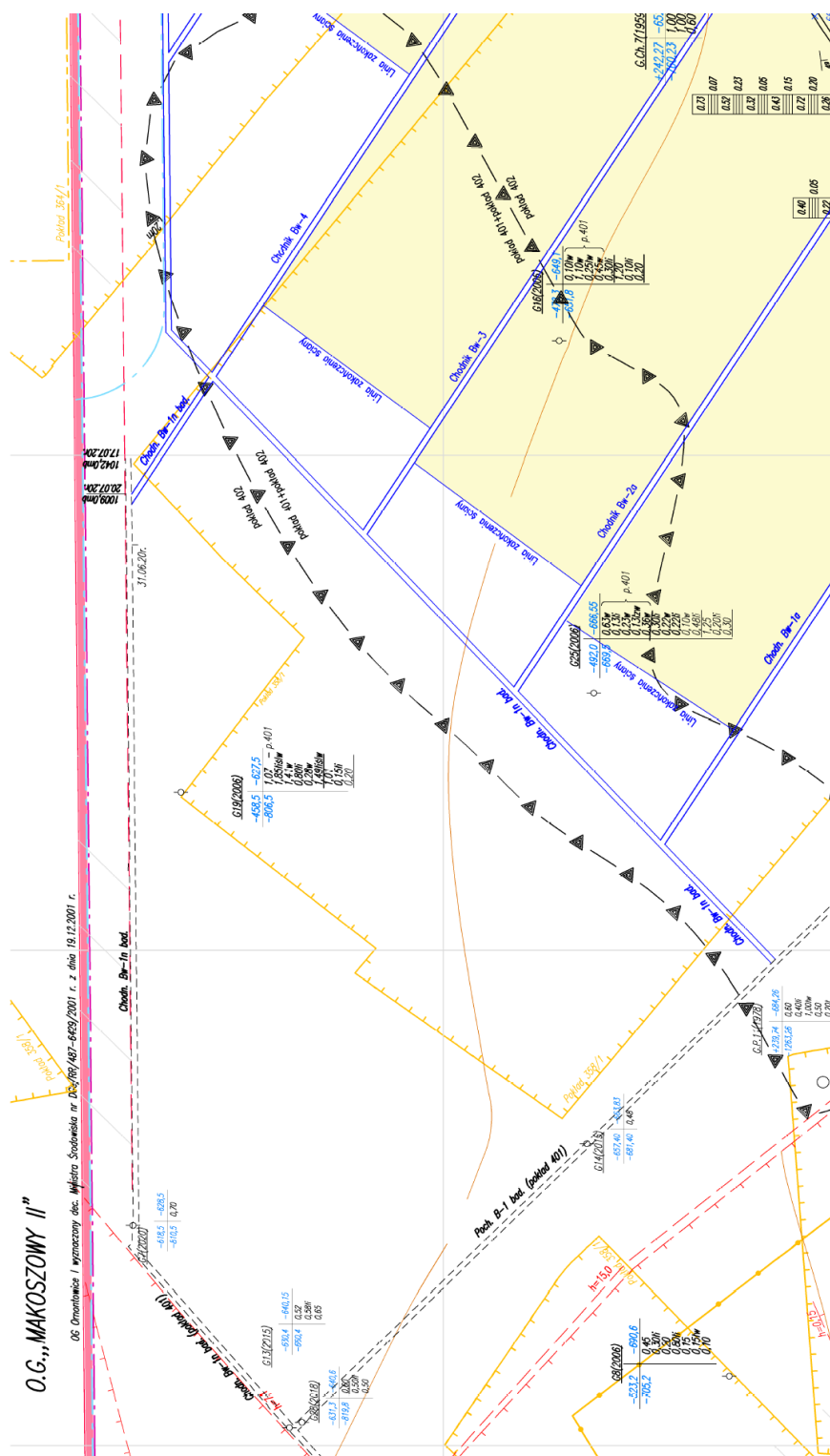
Ponowna analiza sytuacji geologicznej w rejonie zalegania pokładów węgla 401 i 402 pozwoliła stwierdzić, że omawiane pokłady wraz z warstwami otaczającymi cechuje trudna do przewidzenia, znaczna zmienność strukturalna i niejednorodność zalegania. Według rozpoznania na dzień 24 lipca 2020 r. stwierdzono, że w opisywanym rejonie przypuszczalnie występuje obszar, w którym dochodzi do połączenia pokładów 401 i 402, zaś ich łączna miąszość wynosi od 3,70 do 4,50 m. Na południowy wschód od przypuszczalnej linii zrostu połączone warstwy węgla występują już wyłącznie jako pokład 402, natomiast pokład 401 stanowi występująca niezależnie, około 5,60 m powyżej stropu pokładu 402, warstwa węgla o miąszości około 0,50 m [128].

Po uwzględnieniu nowych uwarunkowań geologicznych zaprojektowano nowy przebieg chodnika Bw-1n badawczego, celem optymalnego wykorzystania zasobów złoża poprzez wydłużenia projektowanych ścian wydobywczych Bw-1, Bw-2 i Bw-3 w pokładzie 402 [128]. Do korzyści płynących ze zmiany projekcji drążenia przedmiotowego wyrobiska oraz udostępnienia pokładu 402 w projektowanej parceli można zaliczyć [128]:

- wydłużenie ścian Bw partii „B” w pokładzie 402 do wybiegu 1500÷1800 m,
- brak konieczności prowadzenia dodatkowych prac związanych z rabunkiem i zbrojeniem kolejnych ścian,
- zbadanie możliwości wdrożenia technologii samodzielnej obudowy kotwowej w pokładzie 402,
- umożliwienie zbadania stateczności wyrobiska przyścianowego wykonanego w samodzielnej obudowie kotwowej,
- umożliwienie zbadania stateczności wyrobiska udostępniającego w chwili kończenia biegu ściany,

- wcześniejsze rozpoczęcie drażenia wyrobiska przygotowawczego do uruchomienia ścian Bw w partii „B” w pokładzie 402.

Projektowany przebieg chodnika Bw-1n badawczego (po 31.08.2020) i związany z tym nowy plan rozcinki złoża przedstawiono na rysunku 5.9.



Rys. 5.9. Projektowany przebieg chodnika Bw-1n badawczego i związany z tym nowy plan rozcinki złoza [128]

5.7. Zagrożenia naturalne

Występujące w trakcie drążenia chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 zagrożenia naturalne zestawiono w tabeli 5.7.

Charakterystyka zagrożeń naturalnych [127]

Tabela 5.7.

Zagrożenie	Zaliczenie	Opis
wodne	I stopień zagrożenia	Do I stopnia zagrożenia został zaliczony chodnik Bw-1n badawczy w pokładzie 401.
wybuchem pyłu węglowego	klasa B zagrożenia	Do klasy B zagrożenia została zaliczona całość pokładu 401 wraz z wyrobiskami na północ od uskoku "Barbara" w granicach O.G. Ornontowice.
pożarowe	II klasa samozapalności	Na podstawie badań przeprowadzonych w chodniku B-3 badawczym w pokładzie 401 wykazano, że: – wskaźnik samozapalności $Sz_{(237)}^a = 68^{\circ}C/min$, – wskaźnik samozapalności $Sz_{(190)}^a = 17^{\circ}C/min$, – wskaźnik energii aktywacji utleniania $A = 57 \frac{kJ}{mol}$, – prognozowany okres inkubacji pożaru $T = 69 dni$. Na podstawie wyników badań stwierdzono małą skłonność węgla do samozapalenia i zaliczono pokład 401 do II grupy samozapalności.
metanowe	IV kategoria zagrożenia	Rejon drążenia chodnika Bw-1n badawczego obejmuje część pokładu 401 zaliczoną do IV kategorii zagrożenia metanowego.
tapaniami	brak	Pokład 401 w rejonie drążenia chodnika Bw-1n badawczego jest nieskłonny to tapan.
radiacyjne	brak	Na podstawie prognozy nie stwierdzono występowania zagrożenia radiacyjnego w pokładzie 401.
wyrzutami gazów i skał	brak	Pokład 401 w rejonie drążenia chodnika Bw-1n badawczego nie jest zagrożony wyrzutami gazów i skał.
klimatyczne	brak	Temperatura pierwotna górotworu w rejonie rozpoczęcia drążenia chodnika Bw-1n badawczego wynosi $36,2^{\circ}C$, na podstawie prognozy warunków klimatycznych stwierdzono, iż przy pracującym urządzeniu chłodniczym o mocy 300 kW temperatura na stanowiskach pracy nie powinna przekroczyć $28^{\circ}C$, tym samym nie przewiduje się wystąpienia zagrożenia klimatycznego.

5.8. Zasady zwalczania zagrożeń naturalnych

Zagrożenie wodne

W przypadku wyrobisk prowadzonych w I stopniu zagrożenia wodnego nie obowiązują specjalne rygory. W czasie wykonywania robót należało prowadzić bieżącą obserwację zawodnienia górotworu, zgodnie z ustaleniami geologa górniczego. W wypadku stwierdzenia zwiększenia się zawodnienia, dozór ruchu zobowiązano do powiadomienia działu mierniczo-geologicznego i podjęcia działań mających na celu usunięcie wody gromadzącej się w przodku. Ponadto w związku z wykonywaniem wyrobiska w słabo rozpoznanej partii złoża postępowanie w przodku zdecydowano się poprzedzać go przedwiertami o długości nie mniejszej niż 4,0 m plus zabiór [127].

Woda z chłodzenia maszyn i urządzeń oraz woda z lokalnych rozlewisk chodnika Bw-1n badawczego odprowadzana była rurociągiem odwadniającym Ø150 mm w kierunku zestawu pompowego OS 100 zabudowanego w przekopie C-5, a następnie tłoczona rurociągiem Ø150 mm w kierunku chodników wodnych w rejonie szybów centralnych na poziomie 1050 [127].

Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego

Przy drażeniu wyrobiska stosowano następujące środki zabezpieczające przed powstawaniem i rozprzestrzenianiem wybuchu pyłu węglowego [127]:

- zraszanie poprzez dysze zraszające zabudowane fabrycznie na kombajnie JOY 12CM30 oraz na wszystkich przesypach przenośników odstawy urobku,
- podawanie do wody wykorzystywanej do zraszań środka mającego na celu zmniejszenie napięcia powierzchniowego, poprawiającego tym samym skuteczność zraszania i odpylania,
- zastosowanie wewnętrznego urządzenia odpylającego kombajnu JOY 12CM30 oraz urządzenia odpylającego typu ODM-800 zabudowanego w przodku w systemie wentylacji ssącej.

Stefy zabezpieczające przed przenoszeniem się wybuchu pyłu węglowego utrzymywano na całej długości wyrobiska poprzez [127]:

- opylanie pyłem kamiennym do zawartości przynajmniej 80% części niepalnych stałych lub,
- zmywanie wodą aż do osiągnięcia zawartości wody przemijającej w pyłe kopalnianym uniemożliwiającej przeniesienie się wybuchu pyłu węglowego lub,

- zmywanie wodą i rozsypywanie środka higroskopijnego aż do osiągnięcia zawartości wody całkowitej w pyłe kopalnianym uniemożliwiającej przeniesienie się wybuchu pyłu węglowego.

Ze stref zabezpieczających pobierano próby pyłu do analiz laboratoryjnych na zawartość części niepalnych stałych, wody przemijającej lub wody całkowitej. W przypadku stwierdzenia braku wymaganej zawartości części niepalnych stałych, wody przemijającej lub wody całkowitej należało zatrzymać drażnienie przodka i wyłączyć urządzenia elektryczne w przodku, a następnie wykonać neutralizację pyłu węglowego. Przywrócenie napięcia i wznowienie robót było możliwe po uzyskaniu pozytywnych wyników badań laboratoryjnych [127].

Drażone wyrobisko zabezpieczano zaporą przeciwwybuchową zabudowaną w odległości od 60 do 200 m od czoła przodka. Ponadto okresowo usuwano nagromadzenia pyłu węglowego po uprzednim pozbawieniu go lotności. Na bieżąco usuwano także nagromadzenia pyłu spod taśm przenośnikowych oraz w rejonie napędów i zwrotni przenośników [127].

Zagrożenie pożarowe

Wczesne wykrywanie pożarów w chodniku Bw-1n badawczym prowadzone było z wykorzystaniem pomiarów ręcznych na stacjach pomiarowych [127]:

- na wlocie powietrza do Wentylatora Lutniowego Elektrycznego (WLE) przewietrzającego wyrobisko,
- w wylotowym prądzie powietrza.

Badania prowadzono dwa razy w tygodniu. Ponadto w chodniku Bw-1n badawczym, w odległości 10÷15 m od pochylni B-1 badawczej zabudowany był czujnik tlenku węgla o zakresie pomiarowym 200 ppm [127].

Do chodnika Bw-1n badawczego doprowadzono rurociągi przeciwpożarowe. Ich główne źródło zasilania znajduje się na poziomie 500 w obrębie Szybu III. Rezerwowym źródłem zasilania rurociągów przeciwpożarowych jest zbiornik na poziomie 164 w Szybie I o pojemności 300 m³ [127].

Z uwagi na prowadzenie urabiania z wykorzystaniem kombajnu chodnikowego i odstawę urobku przenośnikami taśmowymi ustalono następujące rozmieszczenie sprzętu przeciwpożarowego [127]:

- zawory hydrantowe co 50 m na trasie taśmociągu oraz maksymalnie 20 m od strony dopływu powietrza przy napędach i stacjach zwrotnych przenośników odstawy urobku,
- szafki hydrantowe: po jednej w miejscu zabudowy zaworów hydrantowych oraz dwie przy dwóch hydrantach najbliższych przodka,

- rurociąg przeciwpożarowy zakończony trójdzielnym hydrantem w odległości nie większej niż 50 m od czoła przodka,
- na kombajnie chodnikowym JOY 12CM30 dwa Automatyczne Urządzenia Gaśnicze oraz dodatkowo jedna gaśnica proszkowa – 6 kg,
- 3 x 12 kg (lub 6 x 6 kg) gaśnice proszkowe w rejonie przodka wyrobiska,
- 2 x 12 kg gaśnice pianowe i 1 x 6 kg gaśnica proszkowa przy napędach przenośników odstawy urobku zabudowanych w wyrobisku,
- 2 x 12 kg gaśnice pianowe – usytuowane co 200 m na trasie zabudowy każdego taśmociągu.

W drążonym wyrobisku największe niebezpieczeństwo zaistnienia pożaru pochodziło od ruchu maszyn i przenośników taśmowych. Każda osoba przebywająca w podziemnej części zakładu górniczego ma obowiązek posiadać przy sobie izolujący sprzęt ochrony dróg oddechowych dopuszczony do stosowania na dole kopalni. W KWK Budryk stosowane są izolujące aparaty z tlenem chemicznie związanym [127].

Zagrożenie metanowe

W trakcie drążenia chodnika Bw-1n badawczego ustalono następujące zasady prewencji zagrożenia metanowego [127]:

- w celu zapewnienia niezbędnej ilości powietrza w przodku wyrobiska należy prowadzić bieżącą kontrolę stanu technicznego lutniociągu tłoczącego i na bieżąco usuwać nieszczelności,
- przodowy oraz kombajnista zobowiązani są do kontroli stanu noży kombajnowych przed rozpoczęciem urabiania, ponadto kombajnista i ślusarz zobowiązani są do kontroli systemu zraszania,
- koniec lutniociągu ssącego lub ssawy urządzenia odpylającego należy utrzymywać w odległości nie większej niż 6 m od czoła przodka, natomiast lutniociągu tłoczącego w odległości nie większej niż 12 m,
- w wyrobisku należy utrzymywać urządzenia do automatycznej kontroli zawartości metanu,
- przodowy lub kombajnista powinien posiadać w przodku metanomierz do ciągłej kontroli zawartości metanu pod stropem wyrobiska w miejscach największego wydzielania się lub gromadzenia metanu pomiędzy przodkiem, a wlotem powietrza do lutniociągu ssącego z progiem alarmu 1,0%,
- w miejscach wypływu lub gromadzenia się metanu wzdłuż trasy lutniociągów należy utrzymywać nawiewy z płótna wentylacyjnego,

strumienice lub rurki perforowane zasilane sprężonym powietrzem w celu usunięcia niebezpiecznych stężeń metanu,

- w przypadku zwiększenia intensywności wydzielania metanu (poniżej wartości dopuszczalnych) w przodku oraz w strefie 50 m od czoła przodka należy przerwać roboty związane z postępowaniem wyrobiska do czasu ich usunięcia za pomocą dodatkowych pomocniczych urządzeń wentylacyjnych,
- pomocnicze urządzenia wentylacyjne należy zabudowywać w sposób wykluczający zakłócanie pomiarów czujników metanometrycznych,
- w przypadku powstania wyrw w stropie nad obudową należy szczelnie je wypełnić, natomiast w razie konieczności należy zastosować odpowiednie środki eliminujące przystropowe nagromadzenia metanu,
- podczas urabiania przodka zabronione jest wykonywanie przebudowy pomocniczych urządzeń wentylacyjnych zainstalowanych w strefie 50 m od czoła przodka oraz prowadzenie robót na rurociągu sprężonego powietrza,
- rejon drążonego wyrobiska jest objęty kontrolą prowadzoną przez metanarzy oddziału W-1, konserwatorów oddziału EDŁ, przodowych i kombajnistów, dozór górniczy, dozór wentylacji, dozór wyższy wydziału TTG-2 oraz dozór wyższy wentylacji.

Urabianie mechaniczne kombajnem skał zwięzłych o średniej i dużej skłonności do iskrzenia można prowadzić pod następującymi rygorami [127]:

- prędkość powietrza w wyrobisku musi być zgodna z projektem technicznym wentylacji lutniowej,
- zawartość metanu mierzona czujnikiem metanometrii automatycznej zabudowanym pod stropem wyrobiska w odległości nieprzekraczającej 2 m od czoła przodka i powodującym automatyczne wyłączenie kombajnu nie może przekraczać 1,0%,
- nie mogą występować przystropowe nagromadzenia metanu w odległości do 50 m od miejsca urabiania skał zwięzłych,
- w obecności osoby dozoru należy wykonywać otwory badawcze wyprzedzające czoło przodka o długości minimum 1 m, wiercone w każdej z warstw skał zwięzłych o średniej i dużej skłonności do iskrzenia, w wykonanych otworach badawczych nie może występować nadciśnienie.

Zagrożenie tąpnięciami

Rejon drążenia wyrobiska znajduje się pod ciągłą obserwacją prowadzoną przez stację geofizyki górniczej KWK Budryk za pomocą systemu obserwacji sejsmologicznej SOS, rejestrującego wstrząsy o energii rzędu 10^2 J.

W przypadku ewentualnej rejestracji zwiększonej aktywności sejsmicznej Kopalniany Zespół ds. Rozpoznawania i zwalczania zagrożenia tąpnięciami oraz Kopalniany Zespół ds. Obudowy na bieżąco ustalały ewentualne dodatkowe rygory drażenia wyrobiska [127].

Zagrożenie radiacyjne

W celu oceny rzeczywistego zagrożenia radiacyjnego w trakcie drażenia wyrobiska wykonywano pomiary stężenia energii potencjalnej α [127].

Zagrożenie wyrzutami gazów i skał

W drażonym wyrobisku zgodnie z obowiązującymi przepisami należy wykonywać pomiary metanonośności i zawartości części lotnych, a także określać wskaźnik intensywności desorpcji metanu, wskaźnik zwięzłości węgla i wychód zwiercin w odstępach nie przekraczających 50 m. W przypadku stwierdzenia objawów wskazujących na możliwość wystąpienia zagrożenia wyrzutami gazów i skał należy wstrzymać dalsze prace, powiadomić służby geologiczne i wentylacyjne [127].

Decyzję o wykonywaniu i zakresie otworów badawczych wyprzedzających czoło przodka podejmuje Kierownik Ruchu Zakładu Górniczego w oparciu o opinię właściwego kopalnianego Zespołu. Przy drażeniu za pomocą kombajnu długość otworów badawczych powinna być nie mniejsza niż 10 m [127].

Zagrożenie klimatyczne

Na podstawie wykonanej prognozy temperatury nie przewidywano zmiany warunków klimatycznych, rozumianej przez wystąpienie temperatury suchej powietrza powyżej 28°C na stałych stanowiskach pracy oraz stanowiskach pracy reprezentatywnych, przy pracującym urządzeniu chłodniczym o znamionowej mocy chłodniczej 300 kW, zabudowanym w prądzie powietrza dopływającego do wentylatora przewietrzającego drażone wyrobisko [127].

Konieczność zabudowy urządzeń chłodniczych oraz ich ilość w rejonie drażenia chodnika Bw-1n badawczego uzależniono od występujących rzeczywistych warunków klimatycznych w drażonym wyrobisku [127].

Dla określenia warunków klimatycznych w drażonym wyrobisku, pracownicy działu wentylacji wykonywali pomiary parametrów mikroklimatu powietrza kopalnianego z częstotliwością, co najmniej raz w miesiącu na stanowiskach pracy niezagrożonych klimatycznie lub zaliczonych do I stopnia zagrożenia klimatycznego. W przypadku zaliczenia stanowisk pracy do II stopnia zagrożenia klimatycznego pomiary parametrów mikroklimatu należy wykonywać co najmniej raz w tygodniu [127].

6. Technologia drażenia chodnika Bw-1n badawczego kombajnem JOY 12CM30

Paweł Kamiński^{1,2}, Marcin Mieszczak¹, Stanisław Prusek³, Sylwester Rajwa³

6.1. Opis kombajnu JOY 12CM30

Kombajn JOY 12CM30 produkcji firmy Komatsu Mining Corp. jest wysokowydajnym kombajnem chodnikowym przeznaczonym do stosowania w pokładach węgla o średniej miąższości. Kombajn napędzany jest energią elektryczną o napięciu 1000 V/50 Hz. Całkowita moc silników elektrycznych i innych urządzeń wynosi 620 kW. Sterowanie kombajnem odbywa się za pomocą pilota radiowego, z możliwością podłączenia go do maszyny za pomocą kabla o długości 15 m. Niemniej jednak niektóre funkcje kombajnu mogą być także sterowane bezpośrednio z panelu sterowania [129].

Kombajn może być wykorzystywany do urabiania skał o wytrzymałości na ściskanie nie większej niż 85 MPa, przy nachyleniu poprzecznym drażonego wyrobiska do $\pm 5^\circ$ i nachyleniu podłużnym do $\pm 15^\circ$. Kombajn zbudowany jest z następujących podzespołów [129-130]:

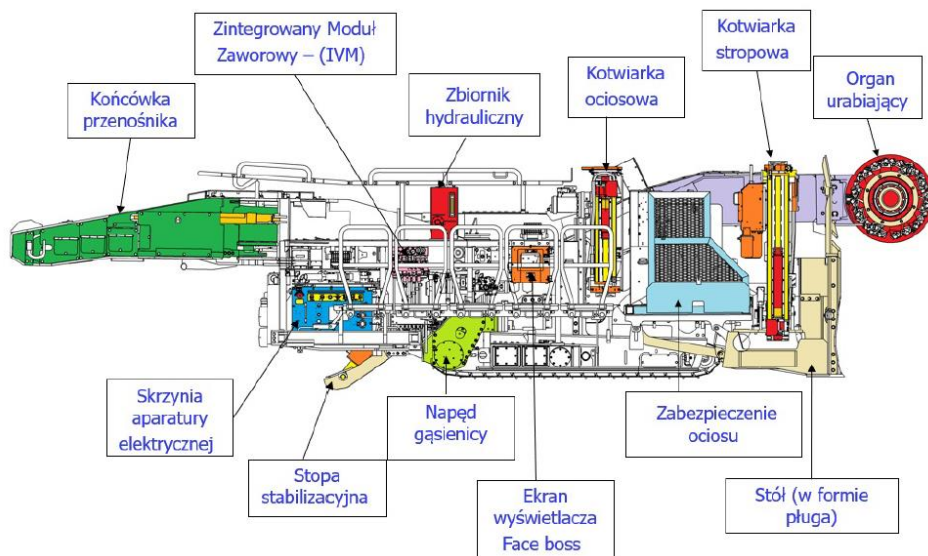
- organ urabiający,
- ramię organu urabiającego,
- układ zasilania organu urabiającego,
- centralny przenośnik zgrzeblowy z wychylną końcówką,
- powietrzno-wodny system zraszania,
- odpylacz,
- system metanometrii,
- układ hydrauliczny,
- osprzęt elektryczny, w tym system sterowania,
- 2 zespoły wierząco-kotwiące ociosowe,
- 4 zespoły wierząco-kotwiące stropowe,
- podesty robocze.

¹ Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

² AGH w Krakowie

³ Główny Instytut Górnictwa

Główne podzespoły kombajnu przedstawiono na rysunku 6.1. Najważniejsze parametry kombajnu zestawiono w tabeli 6.1.



Rys. 6.1. Główne podzespoły kombajnu JOY 12CM30 [129]

Najważniejsze parametry techniczne kombajnu chodnikowego JOY 12CM30

Tabela 6.1.

Parametr	Jednostka	Wartość
Długość	mm	11 700
Szerokość	mm	3 430
Wysokość	mm	2 680
Szerokość urabiania	mm	4 800÷5 600
Wysokość urabiania	mm	3 000÷4 900
Minimalne otwarcie stropu przed zabiozem	mm	1 000
Liczba kotwiarek stropowych	szt.	4
Liczba kotwiarek ociosowych	szt.	2
Moment obrotowy wiertarki stropowej	Nm	345
Moment obrotowy wiertarki ociosowej	Nm	270
Napięcie zasilania	V	1000
Moc napędu głowicy urabiającej	kW	340
Moc całkowita zainstalowana na maszynie	kW	610
Ciężar całkowity maszyny	Mg	96
Maksymalna wytrzymałość na ściskanie urabianej skały	MPa	85
Maksymalne wzdłużne nachylenie wyrobiska	°	±15

System urabiania

Organ urabiający o średnicy 1120 mm zasilany jest dwoma silnikami elektrycznymi prądu przemiennego o mocy 170 kW zabezpieczonymi sprzęgłami. Silniki zabudowane są z dwóch stron, równolegle do osi ramienia organu urabiającego i połączone z przekładniami za pomocą wewnętrznych wałów. W trakcie przemieszczania kombajnu możliwe jest przesunięcie organu urabiającego celem zmniejszenia jego wymiarów. Ponadto w celu zwiększenia powierzchni urabiania istnieje możliwość poszerzenia organu urabiającego. Narzędzia robocze w postaci noży urabiających montowane są w uchwytach typu JOY J30 z tulejami wciskanyymi [129].

System transportu

System transportu wewnętrznego kombajnu złożony jest z pługą i głównego przenośnika zgrzeblowego. Urobek na przenośnik zgrzeblowy nagarniany jest ślimacznikami organu urabiającego. Celem kontroli właściwego załadunku urobku na środki odstawy końcówka przenośnika może być wychylana w lewo lub prawo. Główny łańcuch przenośnika zgrzeblowego napędzany jest przez silnik zamontowany w jego ramie głównej. Szerokość rynny przenośnika wynosi 760 mm [129].

System posuwu

System posuwu zamontowany jest po obu stronach kombajnu w ramach gąsienic. Obie gąsienice napędzane są za pośrednictwem silnika o mocy 37 kW i przekładni. Każdy napęd posuwu wyposażony jest w hydraulicznie zwalniany hamulec postojowy, zamontowany bezpośrednio na każdej przekładni [129].

System hydrauliczny

Wszystkie funkcje hydrauliczne kombajnu sterowane są z pilota zdalnego sterowania, nie ma przy tym możliwości ręcznego sterowania zaworami. Kombajn wyposażony jest w dwa osobne układy hydrauliczne [129]:

- układ hydrauliczny prawej strony zasila wszystkie funkcje danego trybu oraz prawe wiertarki,
- układ hydrauliczny lewej strony zasila lewe wiertarki.

Każdy układ hydrauliczny zasilany jest pompami o zmiennej wydajności, napędzanymi silnikami o mocy 45 kW [129].

System wodny

Układ wodny kombajnu realizuje funkcje zraszania oraz chłodzenia silników. Wielkość przepływu wody kontrolowana jest przez czujniki przepływu zamontowane w obwodach chłodzenia silnika. W przypadku wykrycia

niewystarczającego przepływu odpowiednie silniki zostają automatycznie wyłączone, zaś na liście alarmów wyświetlany jest stosowny komunikat [129].

System sterowania

Kontrola pracy kombajnu realizowana jest za pomocą pilota zdalnego sterowania o gwarantowanym zasięgu radiowym wynoszącym około 100 m. System zdalnego sterowania służy do sterowania wszystkimi funkcjami uruchamiania kombajnu, posuwu, urabiania i obrotu oraz sterowania funkcjami wiertnic i kotwiąrek. W przypadku awarii systemu sterowania automatycznie odłączone zostaje zasilanie i kombajn zatrzymuje się. Odpowiednie systemy blokujące zapewniają, że sekwencja operacji rozruchu nie pozwala na niebezpieczne warunki pracy. Przykładowo przed uruchomieniem organu urabiającego musi zostać włączona funkcja zraszania [129].

Zastosowanie zdalnego sterowania w znacznym stopniu poprawia poziom bezpieczeństwa pracy załogi. Operator przez cały czas pracuje pod zabezpieczonym stropem i jeżeli tylko przestrzega stref dostępu, nie jest narażony na wystąpienie opadu skał stropowych [129].

6.2. Montaż kombajnu JOY 12CM30

Elementy kombajnu urabiająco-kotwiącego JOY 12CM30 zostały opuszczone do podziemi KWK Budryk na początku października 2019 roku. Podzespoły o największej masie, w tym przekładnię ramienia, organ urabiający, ramię organu urabiającego z silnikami, ramę główną, obie gąsienice i elementy podajnika, opuszczono szybem VI. Pozostałe elementy wraz z materiałami wsadowymi zostały opuszczone szybem III [128].

W dniu 10 października 2019 roku została przeprowadzona wizja lokalna oraz przekazanie miejsca rozpoczęcia realizacji projektu. Przed rozpoczęciem montażu kombajnu należało ustalić odpowiednią sekwencję łączenia poszczególnych części. Było to szczególnie istotne, ponieważ kombajn JOY 12CM30 został przywieziony ze Stanów Zjednoczonych w elementach o zbyt dużej masie i gabarytach, uniemożliwiających opuszczenie ich w szybie i dalszy transport do komory montażowej. W związku z tym konieczne było przeprowadzenie demontażu elementów kombajnu w taki sposób, aby możliwy był ich transport, a jednocześnie nie powstały zbyteczne komplikacje przy ponownym montażu [128].

Przed rozpoczęciem montażu należało wykonać następujące czynności [129]:

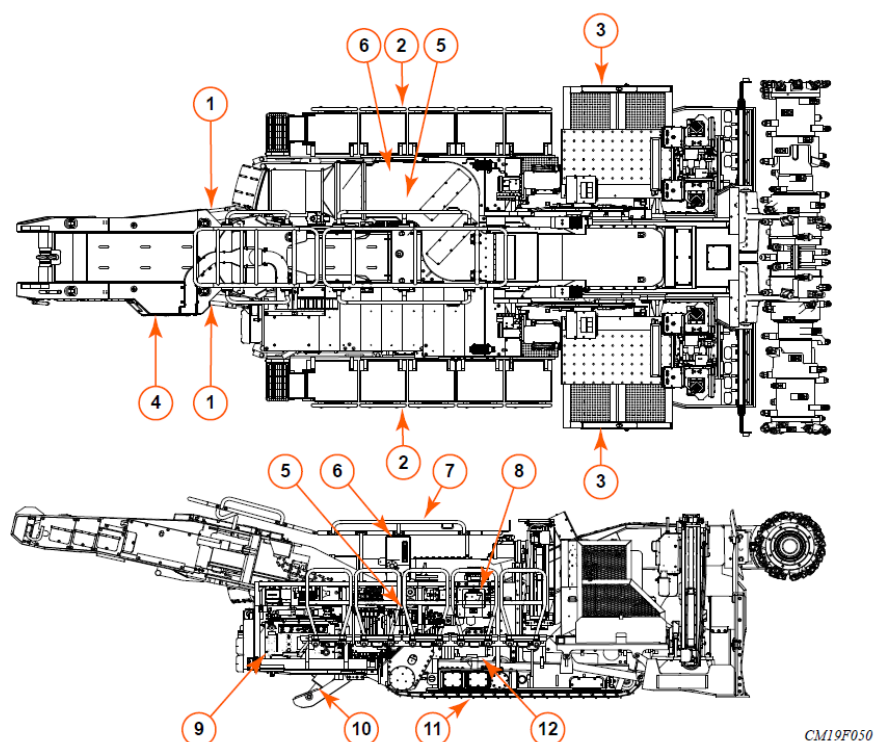
- potwierdzić kompletność dostawy elementów (rys. 6.2),
- zidentyfikować gabaryty i masy poszczególnych elementów dla prawidłowego transportu do komory montażowej (tabela 6.2),

- skontrolować rozmieszczenie elementów kombajnów w komorze montażowej pod kątem zgodności z instrukcją montażu (rys. 6.3),
- przeprowadzić oględziny przewiezionych do komory montażowej elementów pod kątem występowania ewentualnych uszkodzeń.

Zestawienie mas głównych podzespołów kombajnu JOY 12CM30 [128]

Tabela 6.2.

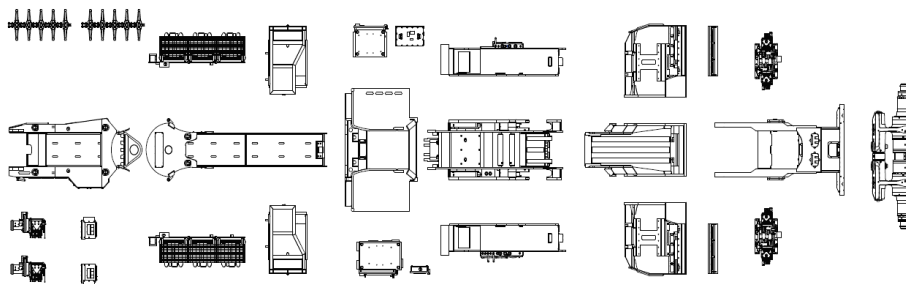
Lp.	Podzespół	Masa [kg]
1	Cała maszyna	92 985
2	System posuwu	44 405
3	Zespół przenośnika	9 880
4	Zespół ramienia urabiającego	21 425
5	Zespół osłon	14 145



CM19F050

Rys. 6.2. Głównie podzespoły kombajnu JOY 12CM30 [128];

- 1 – silownik wychyłu przenośnika, 2 – składany podest do przemieszczania załogi,
 3 – składany podest roboczy/platforma operatora, 4 – silnik napędu łańcucha przenośnika, 5 – pompa hydrauliczna i silnik, 6 – główny zbiornik oleju,
 7 – stelaż na siatki, 8 – wyświetlacz JNA, 9 – skrzynia aparatury elektrycznej,
 10 – podpora stabilizująca (stopa), 11 – gąsienica, 12 – silnik posuwu



Rys. 6.3. Sposób przygotowania podzespołów kombajnu JOY 12CM30 do montażu [128]

Po zakończeniu procedury montażu, przed pierwszym uruchomieniem kombajnu, należało wykonać następujące czynności [128]:

- skontrolować poprawność montażu maszyny przy szczególnym uwzględnieniu obecności wszystkich niezbędnych osłon, podestów, wyłączników bezpieczeństwa, szczelności układu hydraulicznego, właściwego podłączenia kabla zasilającego i zabezpieczenia naciągu przewodu zasilającego,
- sprawdzić zgodność wartości napięcia na kombajnie z wartościami podanymi na tabliczce znamionowej,
- sprawdzić prawidłowość kierunku faz i obrotu silników elektrycznych,
- sprawdzić prawidłowość wskazań poziomów oleju,
- skontrolować uzupełnienie punktów smarowania,
- przeprowadzić kompleksową kontrolę wszystkich funkcji i urządzeń bezpieczeństwa w trakcie rozruchu, w przypadku stwierdzenia możliwości uszkodzenia maszyny odłączyć ją od zasilania i usunąć usterkę.

6.3. Technologia pracy kombajnu JOY 12CM30

Przy urabianiu kombajnem JOY 12CM30 długość zabioru należy ustalać na podstawie projektowanego rozstawu obudowy zasadniczej wyrobiska. W związku z tym, w zależności od rozstawu obudowy, zabiór wykonywany w jednym cyklu pracy kombajnu wynosi 0,6; 0,8 lub 1,0 m [130].

Dla zapewnienia długotrwałej i bezawaryjnej pracy kombajnu należy przestrzegać zaleceń zawartych w instrukcji obsługi, w tym [130]:

- zwracać uwagę na właściwy sposób użytkowania kombajnu i odpowiednie warunki pracy,

- kombajn utrzymywać w czystości, co umożliwi dostrzeżenie ewentualnych uszkodzeń, szczególną uwagę należy zwracać na rejon przyłączy węży hydraulicznych,
- w czasie postoju kombajnu system zraszania zewnętrznego powinien być wyłączony,
- przejazd kombajnu powinien odbywać się z zespołem urabiającym ustawionym w położeniu osiowym, równoległe do spągu.

Każdorazowo przed rozpoczęciem pracy kombajnu kombajnista wraz z dyżurnym ślusarzem i elektrykiem powinni wykonać następujące czynności [130]:

- skontrolować kombajn pod kątem występowania zewnętrznych uszkodzeń, mogących utrudnić, uniemożliwić lub wpływać na poziom bezpieczeństwa pracy,
- skontrolować działanie poszczególnych podzespołów kombajnu przy zwróceniu szczególnej uwagi na elementy podwozia gąsienicowego, łańcucha przenośnika zgrzeblowego oraz przenośnika pośredniego,
- skontrolować stan noży urabiających i ich mocowania, zużyte lub uszkodzone noże wymienić, dla zapewnienia optymalnych warunków urabiania, różnica w wysokości poszczególnych noży musi być nie większa niż 10 mm,
- skontrolować stan układu hydraulicznego kombajnu pod kątem występowania ewentualnych wycieków,
- skontrolować poziom oleju w zbiorniku,
- skontrolować wszystkie elementy wyposażenia elektrycznego,
- skontrolować poprawność działania układów sterowania hydraulicznego i elektrycznego,
- skontrolować drożność dysz zraszających.

Po wykonaniu wyżej wymienionych czynności i stwierdzeniu, że w rejonie ładowarki i organu urabiającego nie przebywają ludzie, kombajnista może przystąpić do uruchomienia kombajnu zgodnie z instrukcją obsługi [131]. Kombajn posiada trzy tryby uruchamiania [130]:

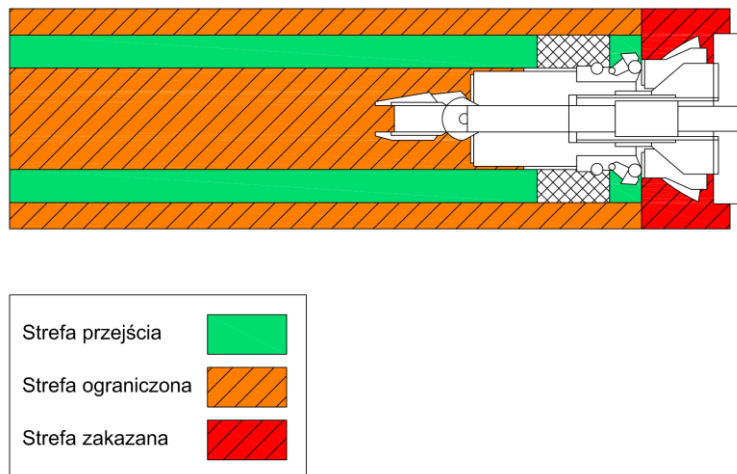
- **tryb radiowy** – jest podstawowym trybem pracy maszyny w trakcie urabiania, w tym trybie kombajn może być obsługiwany za pomocą przewodu lub sygnału radiowego przy użyciu pilota zdalnego sterowania, wszystkie silniki i funkcje hydrauliczne są włączone,

- **tryb lokalny** – jest trybem zapewniającym alternatywne połączenie z maszyną w wypadku awarii portu szeregowego trybu radiowego, połączenie odbywa się poprzez połączenie pilota zdalnego sterowania z portem lokalnym za pomocą przewodu lub podłączenie odbiornika do portu lokalnego, wszystkie silniki i funkcje hydrauliczne są włączone, niemniej jednak posuw maszyny jest ograniczony do korzystania z pierwszej prędkości,
- **tryb konserwacyjny** – w tym trybie uruchomiony może być wyłącznie silnik pompy, umożliwiając uzupełnienie oleju w zbiorniku hydraulicznym, wszystkie pozostałe silniki i funkcje hydrauliczne są wyłączone.

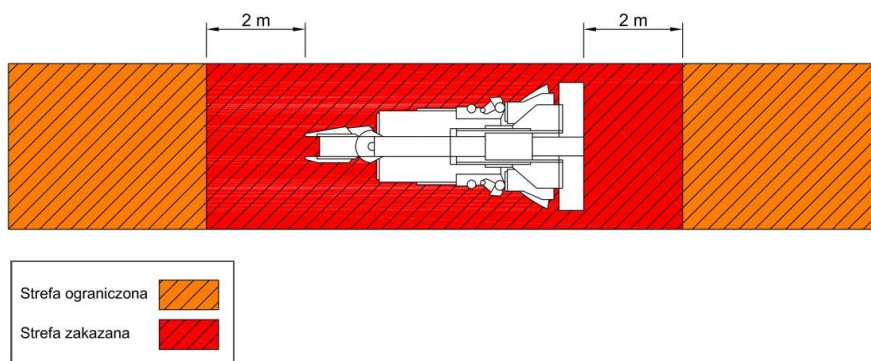
W trakcie pracy kombajnu należy przestrzegać następujących zaleceń BHP [130]:

- do samodzielnej obsługi kombajnu powinni być dopuszczeni wyłącznie pracownicy posiadający stosowne przeszkolenie i upoważnienia,
- wszelkie naprawy kombajnu powinni wykonywać elektrycy i ślusarze w dostatecznym stopniu zaznajomieni z budową maszyny,
- podczas napraw kombajn powinien być odłączony od napięcia zasilania w sposób uniemożliwiający jego przypadkowe podłączenie,
- montaż i demontaż podzespołów kombajnu należy prowadzić wyłącznie w zabudowanej części przodka,
- wszystkie osoby pracujące w przodku muszą być zaznajomione ze sposobem zatrzymania kombajnu zarówno w warunkach normalnych jak i w przypadkach awaryjnych,
- wszystkie osoby pracujące w przodku muszą być zaznajomione z ustalonym systemem sygnałów ostrzegawczych.

Na rysunkach 6.4 i 6.5 przedstawiono strefy dostępu, w których może przebywać załoga w poszczególnych cyklach pracy kombajnu.



Rys. 6.4. Strefy dostępu w trakcie pracy kotwiarok



Rys. 6.5. Strefy dostępu w trakcie posuwu kombajnu

6.4. Sposób odstawy urobku

Odstawa urobku z przodka odbywa się z wykorzystaniem transportu taśmowego. W **fazie I** drążenia wyrobiska (pierwszy odcinek prosty) urobek z kombajnu podawany był na podajnik taśmowy typu SIGMA PDT 1000 w wersji podwieszanej, a następnie na przenośnik taśmowy Pioma 1200 nr 3. Urobek z chodnika Bw-1n badawczego podawany był na przenośnik typu Bogda 1200 zabudowany w chodniku B transportowym, następnie na przenośnik typu Pioma 1200 nr 1 w pochylni transportowej B-1, a dalej ciągiem odstawy głównej w kierunku szybu I [128].

Trasa przenośnika SIGMA PDT 1000 w wersji podwieszanej, odbierającego urobek bezpośrednio z kombajnu, podwieszona została do wózków nośnych poruszających się po szynach kolejki podwieszanej. Zastosowanie tego typu konstrukcji umożliwiło ciągłe przesuwanie przenośnika za postępem czoła przodka i cykliczne wydłużanie kolejnego środka odstawy [128].

Rozpoczęcie **fazy II** drążenia wyrobiska (zakręt nr 1) wiązało się ze zmianą konfiguracji urządzeń odstawy. Po osiągnięciu minimalnej skrajni ruchowej przy prawym ociosie przez przenośnik podwieszany SIGMA PDT 1000 konieczne było jego skrócenie przy jednoczesnym maksymalnym wydłużeniu przenośnika Pioma 1200 nr 3. Ponadto dla usprawnienia pokonywania zakrętu końcówka podajnika kombajnu została wychylona w lewo. Po wykonaniu kilkudziesięciu metrów wyrobiska za zakrętem, pomiędzy przenośnikiem podwieszonym PDT SIGMA 1000 a przenośnikiem Pioma 1200 nr 3 zabudowany został przenośnik PDT SIGMA 1000 w wersji stacjonarnej [128].

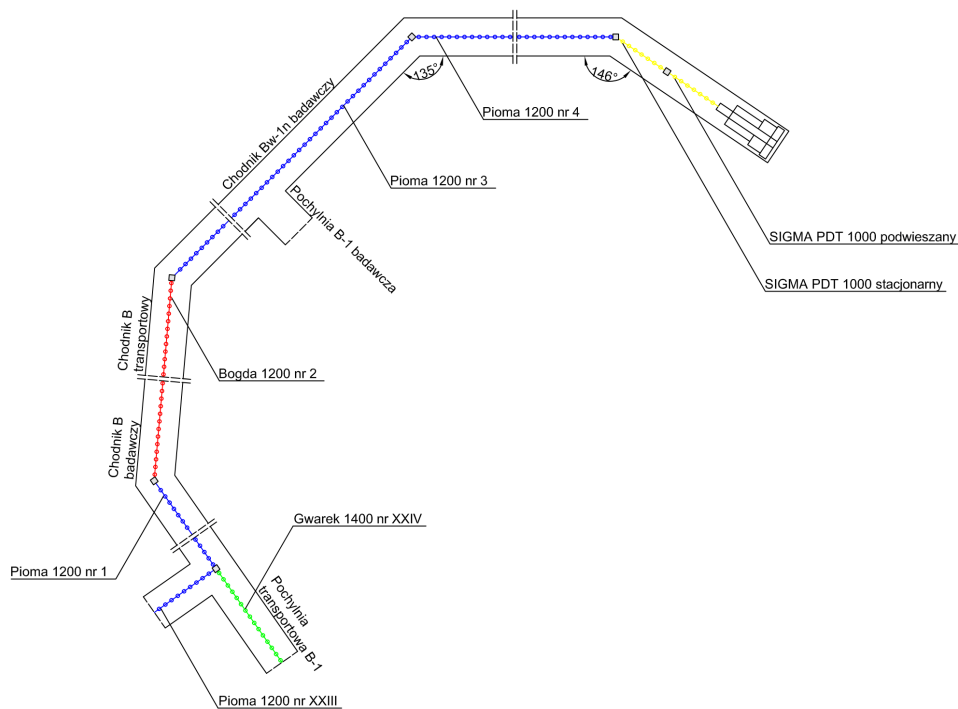
W **fazie III** drążenia wyrobiska (odcinek prosty nr 2) stopniowo wydłużane były oba przenośniki typu SIGMA PDT 1000. Po osiągnięciu przez nie maksymalnej długości przystąpiono do montażu przenośnika taśmowego Pioma 1200 nr 4 [128].

Konfiguracja urządzeń odstawy w **fazie IV** drążenia (zakręt nr 2) była zbliżona do konfiguracji zastosowanej w fazie II [128].

Konfigurację urządzeń odstawy po wykonaniu zakrętu nr 2 przedstawiono na rysunku 6.6.

W trakcie drążenia wyrobiska na dłuższym wybiegu, w celu usprawnienia procesu wydłużania trasy przenośników, zastosowano urządzenie do przeciągania zwrotni przenośników taśmowych UPT. Urządzenie to może zostać zastosowane ponadto do przeciągania różnego rodzaju elementów po spągu, pod warunkiem zamocowania go do stałego punktu utwierdzenia. Urządzenie UPT zbudowane jest z następujących podzespołów [128]:

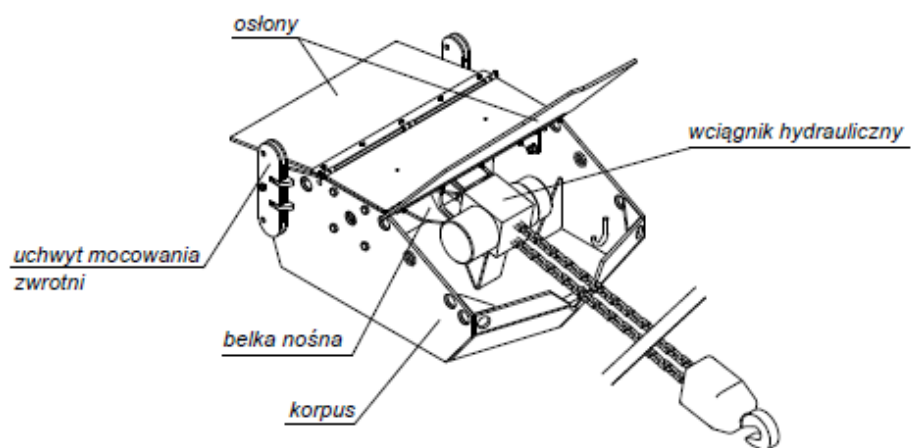
- korpusu,
- belki nośnej,
- wciągnika hydraulicznego.



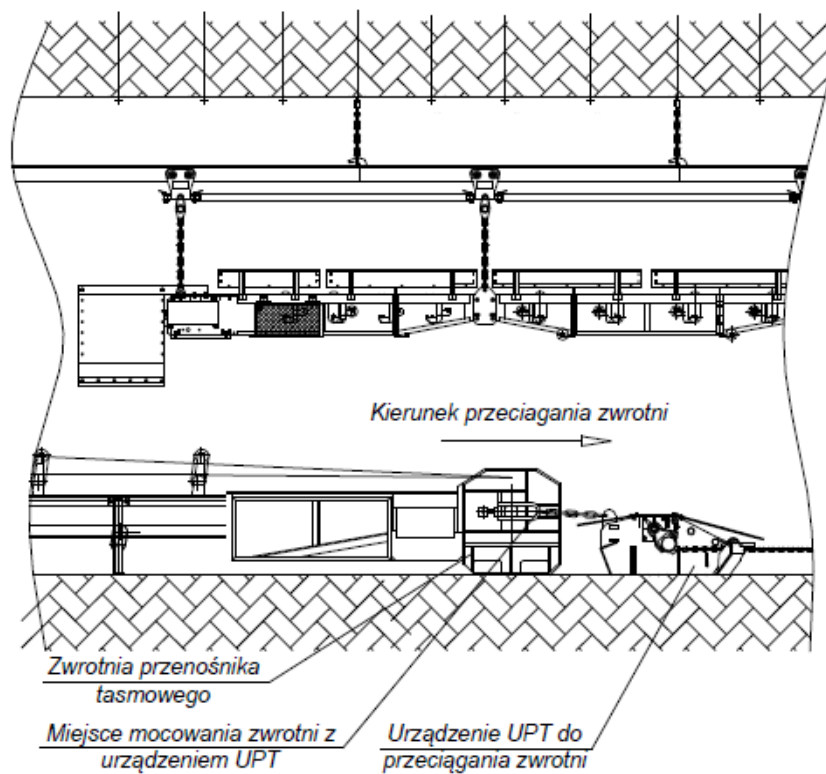
Rys. 6.6. Schemat konfiguracji urządzeń odstawy

Korpus jest konstrukcją nośną, zapewniającą urządzeniu odpowiednią sztywność. W jego wnętrzu zabudowane są pozostałe podzespoły. W tylnej części korpusu znajdują się uchwyty służące do zamocowania urządzenia do zwrotni. Belka nośna jest podzespołem, na którym zabudowany jest wciągnik hydrauliczny. Hak wciągnika zapinany jest do sworznia belki osadzonej w dwóch kielichach, mocowanych do korpusu za pomocą śrub. Urządzenie UPT połączone jest ze zwrotnią przenośnika za pomocą cięgien łańcuchowych, zamocowanych do uchwytów w tylnej części korpusu urządzenia oraz korpusów zwrotni [128].

Na rysunku 6.7 przedstawiono schemat budowy urządzenia UPT. Na kolejnym rysunku 6.8 przedstawiono sposób przeciągania zwrotni przez urządzenie UPT.



Rys. 6.7. Schemat budowy urządzenia UPT [128]



Rys. 6.8. Sposób przeciągania zwrotni przenośnika za pomocą urządzenia UPT [128]

6.5. System przewietrzania wyrobiska

Chodnik Bw-1n badawczy przewietrzany jest wentylacją odrębną lutniową kombinowaną z pomocniczym lutniociągiem ssącym, w której skład wchodzi następujące urządzenia [128]:

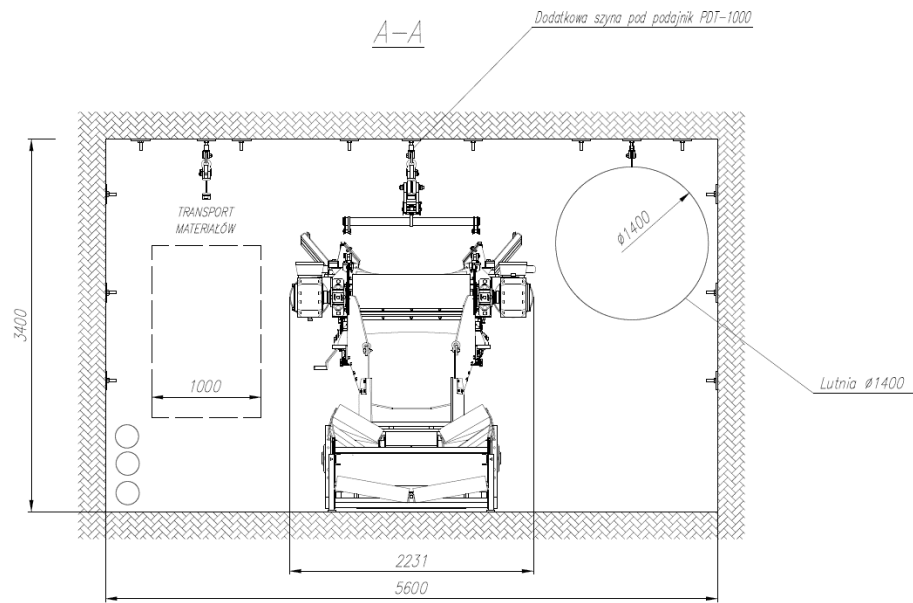
- wentylator typu WLE-12132B/E,
- lutnie elastyczne Ø1400 mm (do cechy 675 mb),
- lutnie elastyczne Ø1200 mm (od cechy 675 mb),
- lutnia zasobnikowa Ø1000 mm o długości 20 m, zabudowana na końcowym odcinku lutniociągu tłoczącego,
- odcinek lutniociągu o długości 10 m w przodku wyrobiska, zabudowany z lutni wirowych i wyposażony w urządzenie do zmiany kierunku powietrza (WIR-1000P),
- wewnętrzne urządzenie odpylające kombajnu JOY 12CM30.

W tabeli 6.3 przedstawiono podstawowe parametry techniczne wentylatora WLE-12132B/E i lutniociągu Ø1400 mm. Na rysunku 6.9 przedstawiono umiejscowienie w wyrobisku lutni Ø1400 mm. Na rysunku 6.10 przedstawiono umiejscowienie w wyrobisku lutni WIR-1000P.

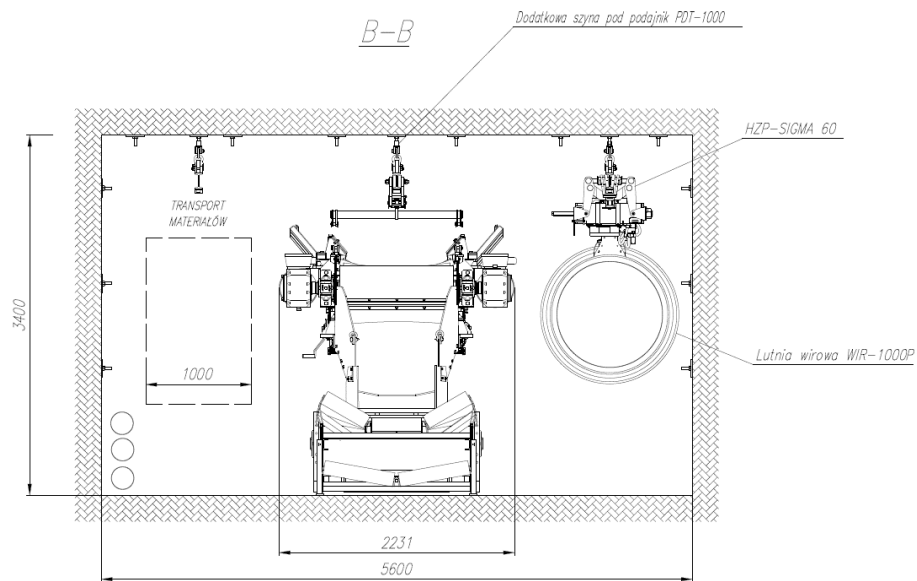
**Podstawowe parametry techniczne lutniociągu Ø1400 mm
i wentylatora WLE-12132B/E [128]**

Tabela 6.3.

Lp.	Parametr	Jednostka	Wielkość
Lutniociąg Ø1400 mm			
1	Sprawność	%	90,81
2	Prędkość powietrza	m/s	0,38
3	Ilość powietrza	m ³ /s	7,20
4	Wydatek	m ³ /s	7,93
Wentylator WLE-12132B/E			
1	Wydatek	m ³ /s	21,52
2	Spiężnienie	Pa	7 308
3	Ilość powietrza w przodku	m ³ /s	19,54
4	Ilość powietrza w prądzie opływowym	m ³ /s	25,68

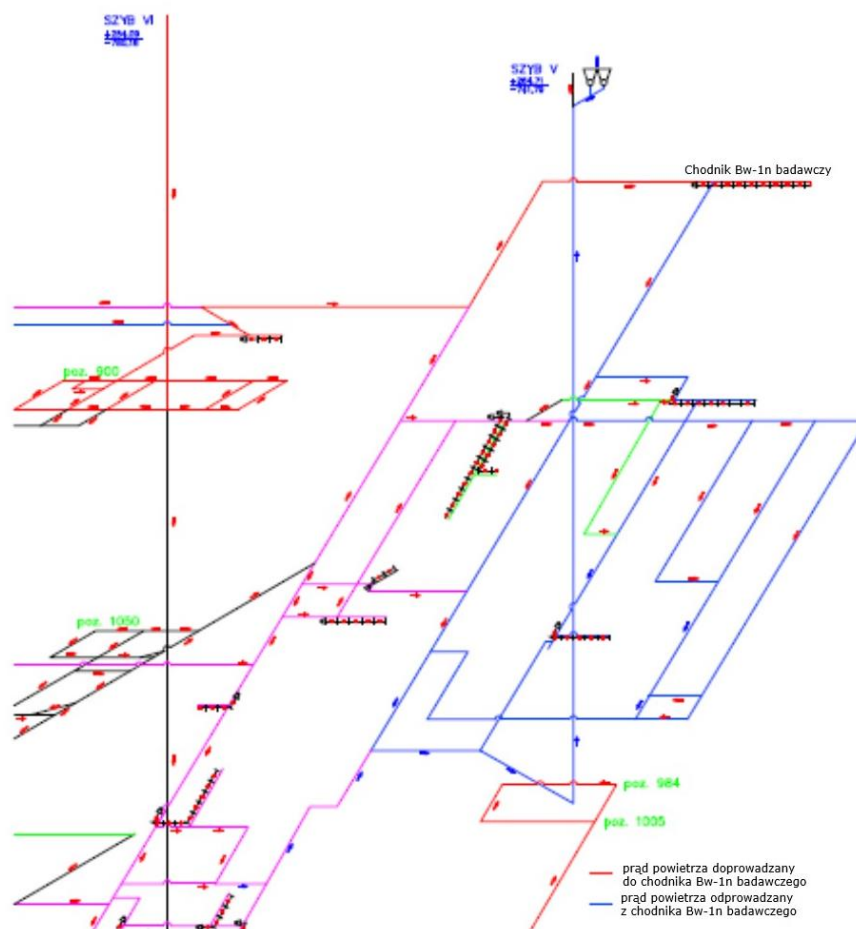


Rys. 6.9. Przekrój przez wyrobisko z zabudowaną lutnią Ø1400 mm [128]



Rys. 6.10. Przekrój przez wyrobisko z zabudowaną lutnią WIR-1000P [128]

Sposób doprowadzenia i odprowadzenia powietrza z chodnika Bw-1n badawczego przedstawiono na rysunku 6.11.



Rys. 6.11. Sposób doprowadzenia i odprowadzenia powietrza z chodnika Bw-1n badawczego [128]

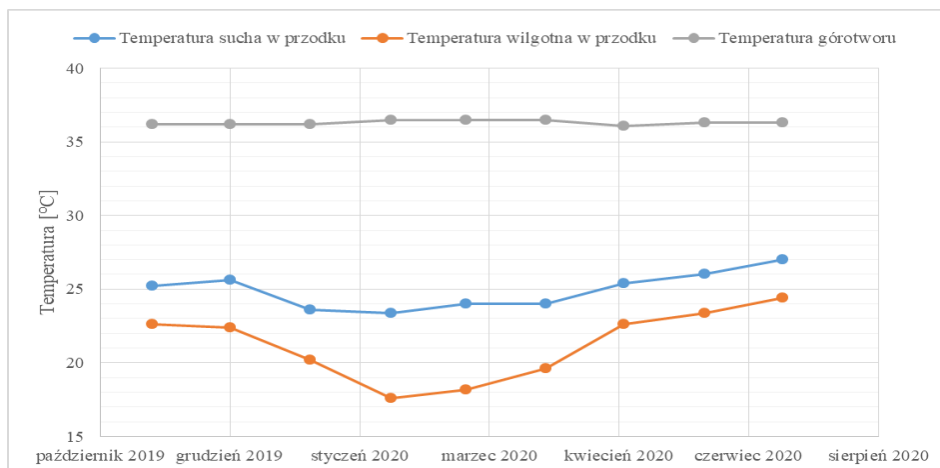
Parametry powietrza w wyrobisku

Podstawowe parametry wentylacyjne i warunki klimatyczne z pierwszych dziewięciu miesięcy trwania projektu zestawiono w tabeli 6.4. Wykres zmiany temperatur przedstawiono na rysunku 6.12. Wykres zmiany ilości powietrza w wyrobisku przedstawiono na rysunku 6.13.

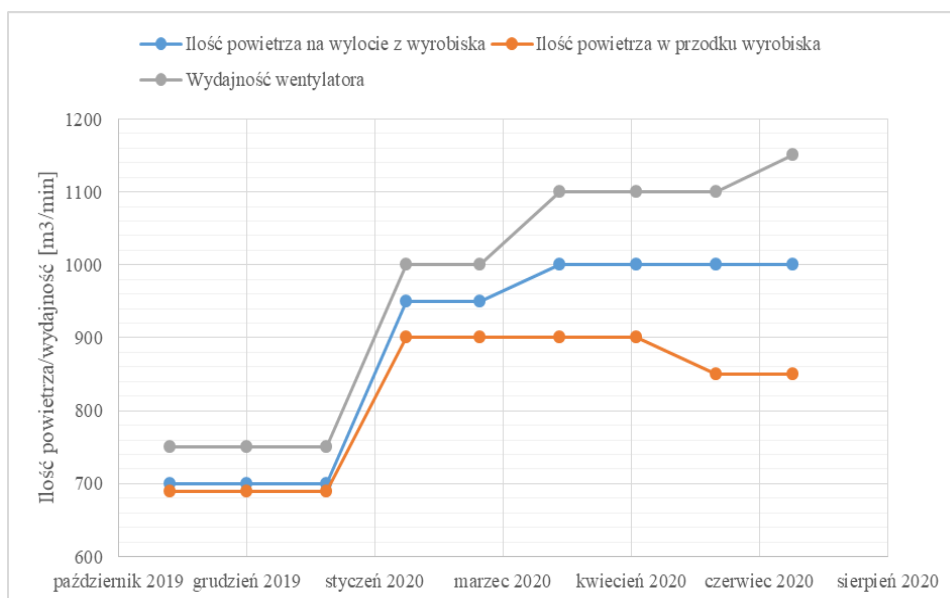
Parametry wentylacyjne i warunki klimatyczne w chodniku Bw-1n badawczym [128]

Tabela 6.4.

Lp.	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Miesiąc	Listopad 2019	Grudzień 2019	Styczeń 2020	Luty 2020	Marzec 2020	Kwiecień 2020	Maj 2020	Czerwiec 2020	Lipiec 2020
Wentylator	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E	WLE12132 B/E
Wydajność wentylatora	750 m ³ /min	750 m ³ /min	750 m ³ /min	1000 m ³ /min	1000 m ³ /min	1100 m ³ /min	1100 m ³ /min	1100 m ³ /min	1150 m ³ /min
Ilość powietrza w przodku wyrobiska	690 m ³ /min	690 m ³ /min	690 m ³ /min	900 m ³ /min	900 m ³ /min	900 m ³ /min	900 m ³ /min	850 m ³ /min	850 m ³ /min
Ilość powietrza na wylocie wyrobiska	700 m ³ /min	700 m ³ /min	700 m ³ /min	950 m ³ /min	950 m ³ /min	1000 m ³ /min	1000 m ³ /min	1000 m ³ /min	1000 m ³ /min
Temperatura sucha w przodku	25,2°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	25,6°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	23,6°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	23,4°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	24,0°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	24,0°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	25,4°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	26,0°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	27,0°C (schładzanie chłodnicą powietrza dopływającego o do WLE)
Temperatura wilgotna w przodku	22,6°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	22,4°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	20,2°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	17,6°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	18,2°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	19,6°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	22,6°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	23,4°C (bez schładzania chłodnicą powietrza)	24,415 K _w °C (schładzanie chłodnicą powietrza dopływającego o do WLE)
Intensywność Chłodzenia	15 K _w	15,3 K _w	17,3 K _w	21,2 K _w	20,5 K _w	18,9 K _w	15,5 K _w	14,7 K _w	14,3 K _w
Temperatura grotworu	36,2°C	36,2°C	36,2°C	36,5°C	36,5°C	36,5°C	36,1°C	36,3°C	36,3°C



Rys. 6.12. Wykres zmienności temperatury w chodniku Bw-1n badawczym [128]



Rys. 6.13. Wykres zmienności ilości powietrza i wydajności wentylatora w chodniku Bw-1n badawczym [128]

Jak widać na rysunku 6.12 poczynając od lutego (4 miesiąc projektu) obserwowano stały wzrost temperatur wilgotnej i suchej powietrza w wyrobisku przy jednoczesnych niewielkich wahaniach temperatury górotworu. Z tego względu w lipcu (10 miesiąc projektu) zdecydowano o rozpoczęciu schładzania powietrza doprowadzonego do wyrobiska. Ponadto, jak wynika z rysunku 6.13,

obserwuje się tendencję wzrostową wydajności wentylatora oraz ilości powietrza w wyrobisku.

Urządzenie do zmiany kierunku powietrza

Celem zastosowania **lutni wirowej** jest umożliwienie sterowania kierunkiem przepływu powietrza w wyrobisku oraz rozrzedzanie przystropowych nagromadzeń metanu. Wyróżnia się dwa stany pracy lutni wirowej [128]:

- wentylacja kombinowana jest **wyłączona** – lutnia wirowa realizuje typową wentylację tłoczącą, kierując zasadniczą część powietrza osiowo w kierunku czoła wyrobiska korytarzowego, powietrze przepływa swobodnie przez segmenty lutni wirowej,
- wentylacja kombinowana jest **włączona** – powietrze dopływające do zespołu napędowego zostaje w nim zawirowane i zmieniając kierunek przepływu, wypływa przez szczelinę w segmentach lutni wirowej, odpowiednio ukształtowane aerodynamicznie ściany szczeliny kierują strumień powietrza stycznie do ociosu wyrobiska korytarzowego w kierunku stropu, strumień powietrza omywający strop usuwa ewentualne nagromadzenia metanu, powietrze przy stropie może osiągać prędkość do 1,50 m/s, nie ma uderzenia strumienia powietrza o czoło wyrobiska

System schładzania powietrza

Ze względu na zwiększenie temperatury powietrza dopływającego do wentylatora, od lipca (10. miesiąc projektu) zdecydowano o zastosowaniu dodatkowego schładzania powietrza w drążonym wyrobisku. Uruchomione zostało urządzenie chłodnicze typu MK-300 o znamionowej mocy chłodniczej 300 kW, zabudowane w chodniku B transportowym w prądzie powietrza dopływającego do wentylatora przewietrzającego chodnik Bw-1n badawczy. Ponadto zdecydowano, iż na dalszym wybiegu drążonego wyrobiska zastosowane zostanie urządzenie chłodnicze, zabudowane w odległości do 200m od czoła przodka w tzw. boczniku z dodatkowym wentylatorem wymuszającym przepływ powietrza przez chłodnicę [128].

System kontroli przewietrzania wyrobiska

Drążony chodnik Bw-1n badawczy w trakcie drążenia został wyposażony w automatyczny system kontroli przewietrzania wyrobiska i zabezpieczenie metanometryczne [128]. W tabeli 6.5 przedstawiono wykaz zastosowanych czujników.

Wykaz czujników kontroli przewietrzania wyrobiska [128]

Tabela 6.5.

Lp.	Rodzaj czujnika	Próg	Miejsce zabudowy
1	Czujnik CH ₄	2,0 %	MK
2	Czujnik CH ₄	1,0 %	Przodek
3	Czujnik CH ₄	1,0 %	Strefa zazębienia lutniociągu
4	Czujnik CH ₄	1,0 %	Wylot z zewnętrznej instalacji odpylającej
5	Czujnik CH ₄	1,0 %	Wylot z wewnętrznej instalacji odpylającej
6	Czujnik CH ₄	1,0 %	Przy urabianiu skał o dużej i średniej skłonności do iskrzenia
7	Czujnik CH ₄	0,5 %	Wlot do wentylatora lutniowego
8	Czujnik CH ₄	1,5 %	Nad każdą stacją transformatorów
9	Czujnik CH ₄	2,0 %	Wylot z wyrobiska
10	Czujnik CO	-	Wylot z wyrobiska
11	Czujnik pracy WLE	-	-

7. Samodzielna obudowa kotwowa w chodniku Bw-1n badawczym (pokład 401)

Wojciech Masny¹, Aleksandra Otto², Andrzej Walentek¹, Dariusz Wejman², Jerzy Ficek^{2,3}

7.1. Metodyka doboru wyrobisk przeznaczonych do zabezpieczenia samodzielną obudową kotwową

Pierwszym etapem prac związanych z wprowadzeniem w kopalniach JSW S.A. samodzielnej obudowy kotwowej było wytypowanie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych oraz pól eksploatacyjnych lub reszkowych, które spełniają wymagania do zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej oraz kombajnu typu Bolter Miner [132].

Wyróżniono następujące kryteria dyskwalifikujące [132]:

- krótkie odcinki do drążenia,
- zagrożenie dla harmonogramu robót – długi czas potrzebny na zakup i montaż kombajnu oraz wyposażenia,
- konieczność utrzymywania wyrobisk za frontem ściany w warunkach zwiększonych obciążeń np. przy przewietrzaniu na „Y”,
- trudne warunki geologiczne:
 - uskoki,
 - nadmierne wypływy wody z górotworu,
 - zbiorniki wodne,
 - wycieki.
- trudna sytuacja górnicza:
 - sąsiedztwo zrobów lub eksploatacja pod zrobami,
 - krawędzie i resztki występujące w odległości mniejszej niż 50 m, zwłaszcza nakładające się (wymagana dodatkowa analiza),
 - przechodzenie drążonego przodka przez nieczynne wyrobiska korytarzowe,
 - nachylenia powyżej 18-20°.

¹ Główny Instytut Górnictwa

² Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

³ Geofic Biuro Naukowo-Techniczne

Zgodnie z przepisami dotyczącymi obudowy kotwowej zawartymi w Rozporządzeniu Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. Dz. U. Nr 2017 poz. 1118 [133]:

§ 125.1. Stosowanie samodzielnej obudowy kotwowej w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny jest dopuszczalne tylko w przypadku, gdy:

- 1) skały stropowe mają średnio ważoną wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie (R_c), badaną dla pakietu skał o grubości 3 m, wynoszącą nie mniej niż:
 - a) 15 MPa – dla warstw o budowie płytowej oraz mierzoną szczelinowatość skał stropowych (RQD) wynoszącą nie mniej niż 20%,
 - b) 10 MPa – dla warstw o budowie masywnej oraz mierzoną szczelinowatość skał stropowych (RQD) wynoszącą nie mniej niż 40%;
- 2) górotwór jest suchy lub nierozmakający i współczynnik rozmakalności (r) wynosi nie mniej niż 0,8;
- 3) służy do zabezpieczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych o powierzchni przekroju poprzecznego nie większej niż 30 m² i szerokości wyrobiska nie większej niż 7 m.

Wyrobiska i pola, dla których dysponowano powyższymi danymi, zostały dodatkowo ocenione również pod kątem zgodności z przepisami prawa.

Dla każdego ocenianego przypadku wypełniano kartę z zestawieniem podstawowych informacji – tabela 7.1.

Karta A zawierająca podstawowe informacje geologiczno-górnice wraz z oceną możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej [132]

Tabela 7.1.

Część	A	Nr karty	Axx
Kopalnia			
Pokład			
Partia/O.G.			
Głębokość [m]			
Mięszczość pokładu [m]			
Ocena możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej			

W przypadku pozytywnej oceny możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej w karcie A, dane uzupełniono danymi szczegółowymi w karcie B – tabela 7.2.

Karta B - informacje dodatkowe - wyrobiska udostępniające i przygotowawcze oraz pola resztkowe spełniające warunki do zastosowania kombajnu typu Bolter Miner oraz samodzielnej obudowy kotwowej [132]

Tabela 7.2.

Część	B	Nr karty	Bxx
Kopalnia			
Pokład			
O.G./Partia			
Wytrzymałość na ściskanie [MPa]	Strop		
	Węgiel		
	Spąg		
Wskaźnik podzielności rdzenia RQD [%]			
Rozmakalność <i>r</i>			
Profil geologiczny			
Zagrożenia naturalne	Tępaniami		
	Wodne		
	Metanowe		
	Wybuchem pyłu węglowego		
Pokłady wyżej/niżej zalegające (odległości pionowe)			
Nachylenie			
Zaburzenia tektoniczne			
Długość wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej [m]			
Czy jest udostępnienie?			
Technologia eksploatacji			

Na podstawie analizy pięcioletniego harmonogramu robót udostępniających i przygotowawczych przeprowadzonej zgodnie z przedstawioną powyżej metodyką przez Główny Instytut Górnictwa, oraz analogicznej oceny pól resztkowych już udostępnionych lub których udostępnienie możliwe byłoby stosunkowo niewielkim nakładem kosztów, wyspecyfikowano dziesięć potencjalnych lokalizacji, gdzie możliwe byłoby zastosowanie samodzielnej

obudowy kotwowej w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. Osiem z nich związanych było z polami resztkowymi, natomiast dwie z wyrobiskami udostępniającymi i przygotowawczymi, a dotyczyły one kopalń Budryk (pokład 401) oraz kopalni Knurów-Szczygłowice Ruch Szczygłowice (pokład 406/3).

Łączny metraż ocenionych wyrobisk udostępniających i przygotowawczych oraz pól resztkowych udostępnionych lub których udostępnienie możliwe byłoby stosunkowo niewielkim nakładem (licząc jedynie okonturowanie pola), oszacowano na około 36 km. Samo okonturowanie pól resztkowych wynosiło około 32 km. Dokonując podobnej analizy w stosunku do pól resztkowych, przy założeniu, że eksploatacja złoża prowadzona byłaby za pomocą wyrobisk korytarzowych, a odległość pomiędzy kolejnymi filarami wynosiłaby 25 m, łączny metraż wyrobisk przeznaczonych do eksploatacji kombajnem Bolter Miner wg ekspertów znacząco przekracza 208 km. Jednocześnie ze względu na specyfikę pól resztkowych jastrzębskich kopalń, w szczególności możliwość redukcji szerokości filarów, nie jest wykluczone, iż łączny metraż tych wyrobisk mógłby być nawet dwukrotnie większy.

7.2. Analiza wyrobisk udostępniających i przygotowawczych spełniających wymagania w zakresie zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej

W wyniku przeprowadzonej oceny projektowanych wyrobisk, w których możliwe jest zastosowanie samodzielnej obudowy kotwowej oraz analizy harmonogramu robót udostępniających i przygotowawczych, zdecydowano o zastosowaniu kombajnu typu Bolter Miner i samodzielnej obudowy kotwowej w pokładzie 401 KWK Budryk. Warunki występujące w polu zestawiono w tabeli 7.3 [132].

Karta A7 – wyrobiska udostępniające i przygotowawcze spełniające warunki do zastosowania kombajnu typu Bolter Miner oraz samodzielnej obudowy kotwowej [132]

Tabela 7.3.

Część	A	Nr karty	A7
Kopalnia	Budryk		
Pokład	401		
Partia/O.G.	Ornontowice I		
Głębokość [m]	890-960		
Mięszość pokładu [m]	0,90-1,80		
Ocena możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej	Udostępniona foremna część pokładu 401. Według obecnego stanu wiedzy nie przewiduje się występowania znaczących zaburzeń tektonicznych. Możliwość dowolnego kształtowania rozcięcia tej części złoża zarówno pod kątem eksploatacji ścianowej, jak i wyrobiskami korytarzowymi.		

KWK Budryk nie dysponowała wystarczającym rozpoznaniem pokładu 401, w rejonie proponowanego zastosowania kombajnu Bolter Miner i samodzielnej obudowy kotwowej. W porozumieniu z Głównym Instytutem Górnictwa zdecydowano o przeprowadzeniu dokładnego rozpoznania warunków górniczo-geologicznych w rejonie poprzez wykonanie dodatkowych badań penetrometrycznych [132].

Badania prowadzono [133]:

- w pochylni Bw badawczej – Gp17,
- w pochylni B-1 badawczej – Gp18.

Do wykonania badań konieczne było wykonanie [15]:

- otworu pionowego w stropie,
- otworu skośnego w stropie,
- otworu w spągu,
- otworu w ociosie.

W bazach pomiarowych przeprowadzono badania i pomiary [132]:

- wytrzymałości na ściskanie skał stropowych, spągowych i węgla,
- określenia zasięgu strefy spękań wokół wyrobiska,
- pobrania rdzenia i określenia litologii oraz *RQD*,
- pobrania próbek z rdzenia w celu określenia współczynnika rozmałności *r*.

Badania wytrzymałości na ściskanie wykonano hydraulicznym penetrometrem otworowym. Wyniki pomiarów wykonanych penetrometrem w otworze Gp17 w pochylni Bw badawczej przedstawiono w tabeli 7.4 [132].

Zestawienie wyników uzyskanych za pomocą hydraulicznego penetrometru otworowego w otworze Gp17 w pochylni Bw badawczej [132]

Tabela 7.4.

Lokalizacja	Otwór [m]	Wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	Wytrzymałość na rozciąganie R_r [MPa]	RQD_p [%]
Strop	do 3,0	45,66	2,93	70
	0,0-8,0	42,52	2,73	61
Ocios	0,0-3,0	13,82	0,89	-
Spąg	0,0-2,2	25,00	1,60	54

Na podstawie badań próbek skalnych pobranych z rdzenia określono współczynnik rozmałności r . Dla wszystkich trzech próbek po czasie 24, 48 i 72 godzin, próbki nie zmieniły formy ani konsystencji, można więc stwierdzić, że współczynnik r wynosił 1,0 [132].

Wyniki wszystkich pomiarów wykonanych w pochylni Bw badawczej w celu oceny możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej przedstawiono w tabeli 7.5.

Podsumowanie wyników badań wykonanych w pochylni Bw badawczej wraz z oceną możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej [132]

Tabela 7.5.

Parametr		Wartość	Ocena
R_c strop [MPa]	0-3 m	45,7	pozytywna
	0-8 m	42,5	pozytywna
R_c węgiel [MPa]		13,8	pozytywna
R_c spąg [MPa]		25,0	pozytywna
Rozmałność [-]		1,0	pozytywna
RQD [%]	0-3 m	43	pozytywna
	0-8 m	38	pozytywna

Na podstawie wyników badań przeprowadzonych w pochylni Bw badawczej stwierdzono, że analizowane parametry są zgodne z Rozporządzeniem Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. Dz.U. 2017 poz. 1118 i nie wykluczają zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej [132].

Wyniki badań wykonanych hydraulicznym penetrometrem otworowym w otworze Gp18 w pochylni B-1 badawczej zestawiono w tabeli 7.6.

Zestawienie wyników uzyskanych za pomocą hydraulicznego penetrometru otworowego w otworze Gp18 w pochylni B-1 badawczej [132]

Tabela 7.6.

Lokalizacja	Otwór [m]	Wytrzymałość na ściskanie R_c [MPa]	Wytrzymałość na rozciąganie R_r [MPa]	Wskaźnik szczelinowości RQD_p [%]
Strop	do 3,0	33,03	2,12	53
	0,0-7,7	42,25	2,71	61
Ocios	0,0-2,9	8,97	0,58	-
Spąg	0,0-1,5	10,82	0,69	57

Na podstawie próbek skalnych pobranych z rdzenia określono współczynnik rozmałności r . Dla wszystkich trzech próbek po czasie 24, 48

i 72 godzin, próbki nie zmieniały formy ani konsystencji można więc stwierdzić, że współczynnik r wynosił 1,0 [132].

Wyniki wszystkich pomiarów wykonanych w otworze Gp18 w pochylni B-1 badawczej w celu oceny możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej przedstawiono w tabeli 7.7.

Podsumowanie wyników badań wykonanych w pochylni B-1 badawczej wraz z oceną możliwości zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej [132]

Tabela 7.7.

Parametr		Wartość	Ocena
R_c strop [MPa]	0-3 m	33,0	pozytywna
	0-7,7 m	42,3	pozytywna
R_c węgiel [MPa]		9,0	pozytywna
R_c spąg [MPa]		10,8	pozytywna
Rozmakalność [-]		1,0	pozytywna
RQD [%]	0-3 m	30	pozytywna
	0-8 m	35	pozytywna

Na podstawie wyników badań przeprowadzonych w pochylni B-1 badawczej stwierdzono, że analizowane parametry są zgodne z Rozporządzeniem Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. Dz.U. 2017 poz. 1118 i nie wykluczają zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej [132].

W związku z jednoznacznie pozytywną oceną parametrów skał w otoczeniu pokładu 401 i skał otaczających zdecydowano o zastosowaniu kombajnu typu Bolter Miner i samodzielnej obudowy kotwowej przy drażeniu chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 KWK Budryk.

7.3. Projektowanie obudowy kotwowej

Projekt samodzielnej obudowy kotwowej dla chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 został opracowany przez Główny Instytut Górnictwa. Proces projektowania został przeprowadzony w oparciu o dwie metody [134]:

- analityczno-empiryczną,
- modelowania numerycznego.

Celem **metody analityczno-empirycznej** było wyznaczenie obciążenia wyrobiska, zasięgu strefy spękań skał stropowych oraz ociosów węglowych, a także opracowanie schematu kotwienia obejmującego rozstaw i długość kotwi. Celem zastosowania **metody numerycznej** była natomiast weryfikacja

poprawności przeprowadzonych obliczeń pod kątem współpracy kotwi z górotworem [134].

Zastosowane metody projektowe uwzględniały [134]:

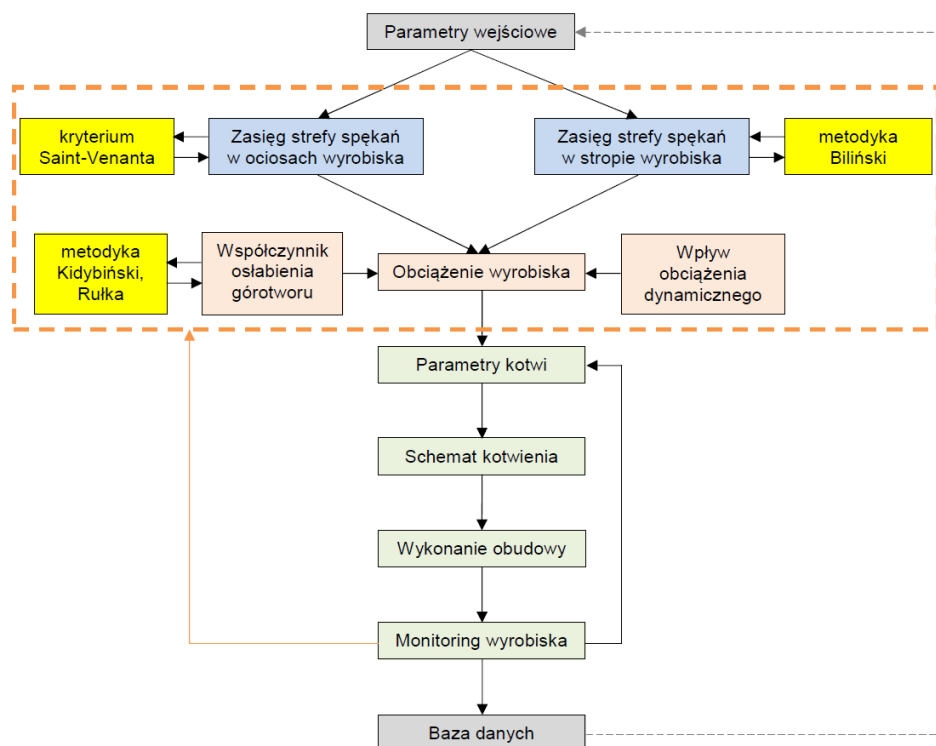
- pionową niejednorodność wytrzymałościową oraz określoną in situ naturalną podzielność skał stropowych,
- wpływ występowania krawędzi eksploatacyjnych, filarów, zrobów i sąsiadujących wyrobisk na stan naprężeń w górotworze,
- zasięg spękań skał ociosowych przy ocenie rzeczywistej rozpiętości odsłoniętego stropu i odchylenia od pionu kotwi skrajnych,
- maksymalny zasięg odspojenia skał stropowych w pionowym przekroju stropu jako podstawę dla doboru odpowiedniej długości kotwi,
- wpływ czasu utrzymania wyrobiska i wpływu wilgotności na parametry wytrzymałościowe skał stropowych.

7.3.1. Metoda analityczno-empiryczna projektowania obudowy kotwowej

Projekt samodzielnej obudowy kotwowej wymaga rozpoznania następujących czynników mogących mieć wpływ na stateczność wyrobiska [134]:

- właściwości fizyko-mechaniczne skał stropowych i ociosowych,
- stan naprężeń górotworu i zasięg strefy spękań w bezpośrednim otoczeniu wyrobiska,
- zaszłości eksploatacyjne,
- zaburzenia tektoniczne,
- możliwość wystąpienia zjawisk dynamicznych.

Na rysunku 7.1. przedstawiono algorytm postępowania podczas projektowania obudowy kotwowej z wykorzystaniem metody analityczno-empirycznej.



Rys. 7.1. Algorytm postępowania podczas projektowania obudowy kotwowej z wykorzystaniem metody analityczno-empirycznej [134]

Zgodnie z przedstawionym na rysunku 7.1. algorytmem postępowania w pierwszej kolejności należy poddać analizie parametry wejściowe, w tym następujące uwarunkowania górniczo-geologiczne [134]:

- W_w – wysokość wyrobiska w wyłomie, m,
- S_w – szerokość wyrobiska w wyłomie, m,
- H – głębokość posadowienia wyrobiska, m,
- R_c – średnia wytrzymałość na ściskanie skał stropowych, MPa,
- R_{co} – średnia wytrzymałość na ściskanie skał ociosowych, MPa,
- r – współczynnik wpływu zawilgocenia skał, -,
- p – współczynnik wpływu czasu utrzymania wyrobiska, -,
- γ_o – średni ciężar objętościowy skał ociosowych, MN/m³,
- γ_s – średni ciężar objętościowy skał stropowych, MN/m³,
- RQD – podzielność rdzenia wiertniczego, %,
- k_α – współczynnik wpływu nachylenia poprzecznego warstw skalnych, -,

- k_β – współczynnik wpływu nachylenia podłużnego wyrobiska, –,
- k_s – współczynnik wpływu wyrobiska sąsiadującego, –,
- k_e – współczynnik wpływu krawędzi, –,
- k_u – współczynnik wpływu uskoku, –,
- q_{dyn} – jednostkowe obciążenie dynamiczne, MPa.

Proces obliczeniowy rozpoczyna się od wyznaczenia zasięgu strefy spękań w stropie wg metody Bilińskiego oraz zasięgu strefy spękań w ociosach w oparciu o kryterium wytrzymałościowe Saint-Venanta [134].

Następnie wyznacza się obciążenie na obudowę wyrobiska, uwzględniając przy tym następujące czynniki [134]:

- oddziaływanie energii zjawisk dynamicznych,
- lokalne koncentracje naprężeń w skałach otaczających projektowane wyrobisko wynikające z oddziaływania krawędzi eksploatacyjnych, sąsiedztwa uskoków, zrobów i wpływu innych wyrobisk,
- współczynnik osłabienia górotworu zależny od zawodnienia, występowania naturalnych spękań (wskaźnik RQD) i przewidywanego czasu utrzymywania wyrobiska.

W dalszej kolejności na podstawie analizy parametrów kotwi (długości, średnicy i nośności) projektuje się schemat kotwienia wyrobiska. Ze względów bezpieczeństwa długość mocowania kotwi w górotworze powinna być o 0,3 m większa od prognozowanego zasięgu strefy spękań. Siatkę kotwienia wyznacza się ze stosunku ciężaru odspojonych skał do nośności pojedynczej kotwi [134]. Musi zatem zostać spełniony następujący warunek [135]:

$$Q_k = \pi \cdot \gamma_0 \cdot l_1 \cdot l_3 \cdot h_s < N_k \quad (7.1)$$

gdzie:

- Q_k – obciążenie pojedynczej kotwi, kN,
- γ_0 – ciężar objętościowy górotworu nadległego, kN/m³,
- l_1, l_3 – odpowiednio podłużny i poprzeczny rozstaw kotwi, m,
- h_s – zasięg strefy spękań, m,
- N_k – nośność rzeczywista kotwi, kN.

Projekt samodzielnej obudowy kotwowej obejmuje zatem:

- długość mocowania kotwi w górotworze,
- podłużny i poprzeczny rozstaw kotwi,
- rodzaj kotwi wraz z jej podstawowymi parametrami,
- sposób utwierdzenia kotwi w górotworze.

Po wykonaniu wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej należy prowadzić kompleksowy monitoring kotwi (badanie nośności kotwi i dokładności wklejenia żerdzi) oraz górotworu (osiadanie stropu i konwergencja wyrobiska), umożliwiającą weryfikację i ewentualną korektę założeń projektowych. W przypadku przekroczenia dopuszczalnych osiadań stropu wyrobiska lub niespełnienia warunku określonego w teście wyrywania kotwi należy natychmiast przystąpić do wykonania odpowiedniej korekty projektu samodzielnej obudowy kotwowej [134].

7.3.2. Metoda projektowania obudowy kotwowej z wykorzystaniem modelowania numerycznego

W celu weryfikacji poprawności obliczeń przeprowadzonych metodą analityczno-empiryczną wykorzystano metodę modelowania numerycznego. Posłużono się programem RS3 firmy Rocscience, opartym na metodzie elementów skończonych [134].

Metoda elementów skończonych opiera się na podziale pewnego wycinka górotworu na elementy o skończonych wymiarach. Zabieg ten pozwala na wyznaczenie zależności pomiędzy stanem naprężenia, przemieszczenia i odkształcenia. Warunek stanu granicznego, obliczany na podstawie kryterium Hoek'a-Browna dla spękanego masywu skalnego, wyznacza się z następującej zależności [134]:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_b \cdot \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a, \quad (7.2)$$

gdzie:

σ'_1, σ'_3 – efektywne naprężenia maksymalne i minimalne przy zniszczeniu, MPa,

m_b – wartość stałej Hoek'a-Browna dla rozpatrywanego masywu skalnego, -,

s, a – stałe wyznaczone w oparciu o właściwości górotworu,

σ_{ci} – wytrzymałość jednoosiowa próbki skalnej na ściskanie, MPa.

Parametr m_b wyznacza się z następującego wzoru [134]:

$$m_b = m_i \cdot \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14 \cdot D} \right), \quad (7.3)$$

gdzie:

m_i – stała dla nienaruszonej skały zależna od jej rodzaju wyznaczana w oparciu o próbę trójosiowego ściskania lub na podstawie tabel, -,

GSI – parametr jakości górotworu (*Geological Strength Index*), -,

D – współczynnik zniszczenia zależny od rodzaju skały i przyjętego sposobu urabiania, -.

Gdy wartość $GSI > 25$ parametry s i a wyznacza się z następujących wzorów [134]:

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{90 - 3 \cdot D}\right), \quad (7.4)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}}\right). \quad (7.5)$$

Gdy wartość $GSI < 25$ parametr $s = 0$, natomiast parametr a wyznacza się z następującego wzoru [134]:

$$a = 0,65 - \frac{GSI}{200} \quad (7.6)$$

Najistotniejszym założeniem przyjmowanym w procesie modelowania numerycznego jest odpowiedni dobór naprężeń pionowych σ_z i poziomych $\sigma_x = \sigma_y$ działających na rozpatrywany model górotworu. We wstępnej fazie projektowania, przy obliczaniu obudowy odcinka prostego, wykonywanego w fazie I projektu, naprężenia wyznaczono z następujących wzorów [135]:

$$\sigma_z = \gamma \cdot H \text{ [MPa]}, \quad (7.7)$$

gdzie:

γ – ciężar objętościowy skał nadległych, MN/m³,

H – głębokość, m.

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \cdot \frac{\nu}{1 - \nu}, \quad (7.8)$$

gdzie:

ν – współczynnik Poissona, -.

W praktyce górniczej zdarza się w wielu przypadkach, iż wartości naprężeń poziomych $\sigma_x = \sigma_y$, są większe aniżeli wyznaczone według wzoru (7.8). Na podstawie wyników badań dołowych wyznaczono współczynnik empiryczny k definiujący stosunek naprężeń poziomych do pionowych. Współczynnik k wyznacza się z następującego wzoru [134]:

$$k = \frac{100}{H} + 0,3. \quad (7.9)$$

Przy projektowaniu obudowy zakrętu nr 2 posłużono się wynikami badań stanu naprężeń w górotworze, przeprowadzonymi *in situ* w rejonie projektowanego wyrobiska przez firmę Golder Associates (UK) Ltd. Badania wykazały, iż w rozpatrywanym rejonie kopalni panuje hydrostatyczny stan naprężeń, co oznacza, że wartość naprężeń pionowych jest równa wartości naprężeń poziomych [134]:

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z.$$

Ponadto dla rozpatrywanych modeli przyjęto następujące założenia [131, 134]:

- modelowany górotwór stanowi ośrodek sprężysto-plastyczny i izotropowy,
- brak możliwości występowania przemieszczeń poziomych na pionowych krawędziach modelu,
- brak możliwości występowania przemieszczeń pionowych na poziomych krawędziach modelu.

7.3.3. Projekt samodzielnej obudowy kotwowej Głównego Instytutu Górnictwa

Metoda analityczno-empiryczna

W tabelach 7.8 i 7.9 zestawiono parametry wejściowe przyjęte przez Główny Instytut Górnictwa do wstępnych obliczeń obciążenia obudowy pierwszego odcinka prostego (faza I projektu) chodnika Bw-1n badawczego w samodzielnej obudowie kotwowej. W obliczeniach założono miąższość pokładu węgla 1,8 m, co przy 3,4 m wysokości wyrobiska oznacza przybieranie 0,5 m skał spągowych oraz 1,1 m skał stropowych [134].

Parametry wejściowe do wstępnych obliczeń obudowy odcinka prostego chodnika Bw-1n badawczego - uwarunkowania górnictwo-geologiczne [134]

Tabela 7.8.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wartość
W_w	wysokość w wyłomie	m	3,4
S_w	szerokość w wyłomie	m	5,4
H	głębokość lokalizacji wyrobiska	m	880
R_c	średnia wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	MPa	36,8
R_{co}	średnia wytrzymałość na ściskanie skał ociosowych	MPa	16,9
r	współczynnik wpływu zawilgocenia skał	-	1,0
p	współczynnik wpływu czasu utrzymania wyrobiska	-	1,2

γ_s	średni ciężar objętościowy skał stropowych	MN/m ³	0,025
γ_o	średni ciężar objętościowy skał ociosowych	MN/m ³	0,014
RQD	podzielność rdzenia wiertniczego (wskaźnik szczelinowości)	%	30,0
k_u	współczynnik wpływu uskoku	-	1,0
k_α	współczynnik wpływu nachylenia poprzecznego warstw skalnych	-	1,0
k_β	współczynnik wpływu nachylenia podłużnego wyrobiska	-	1,0
k_e	współczynnik wpływu krawędzi	-	1,2
k_s	współczynnik wpływu wyrobiska sąsiedniego	-	1,0
q_{dyn}	jednostkowe obciążenie dynamiczne	MPa	0,023

Parametry wejściowe do wstępnych obliczeń obudowy odcinka prostego chodnika Bw-1n badawczego - charakterystyka kotwi stalowych [134]

Tabela 7.9.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wartość
R_e	granica plastyczności	MPa	>640
R_m	wytrzymałość stali na rozciąganie	MPa	>770
A_s	wydłużenie stali	%	18
N_k	minimalna nośność kotwi	kN	260
d_r	średnica nominalna żerdzi stropowych	mm	21,7
d_{ro}	średnica nominalna żerdzi ociosowych	mm	21,7
d_o	średnica otworu kotwowego w stropie i ociosie	mm	28,0

Wyniki obliczeń prowadzonych metodą analityczno-empiryczną zestawiono w tabeli 7.10.

**Wyniki wstępnych obliczeń obudowy odcinka prostego chodnika Bw-1n
badawczego [134]**

Tabela 7.10.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wynik
h_s	zasięg strefy spękań w stropie	m	2,1
h_o	zasięg strefy spękań w ociosie	m	1,2
q	obciążenie wyrobiska	MPa	0,072
i_{ks}	liczba kotwi stropowych w rzędzie	szt.	6
i_{ko}	liczba kotwi ociosowych w rzędzie	szt.	3
l	odstęp między rzędami kotwi	m	1,0

W tabelach 7.11 ÷ 7.13 zestawiono parametry wejściowe przyjęte przez Główny Instytut Górnictwa do obliczeń obciążenia obudowy zakrętu chodnika Bw-1n badawczego w samodzielnej obudowie kotwowej na przykładzie zakrętu nr 2 wykonywanego na cesze 994 mb (faza IV projektu). W obliczeniach rozpatrzono dwa warianty gabarytów wyrobiska. Zgodnie z cechą 1003,7 mb w obliczeniach przyjęto miąższość pokładu węgla równą 0,9 m. Przy wysokości chodnika 4,2 m oznacza to przybieranie 1,95 m skał stropowych i 1,35 m skał spągowych. Przy wysokości chodnika 4,0 m oznacza to przybieranie 2,05 m skał stropowych i 1,05 m skał spągowych [131].

**Parametry wejściowe do obliczeń obudowy zakrętu chodnika Bw-1n badawczego -
uwarunkowania górnictwo-geologiczne [131]**

Tabela 7.11.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wartość	
W_w	wysokość w wyłomie	m	4,2	4,0
S_w	szerokość w wyłomie	m	5,6	6,8
H	głębokość lokalizacji wyrobiska	m	900	900
R_c	średnia wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	MPa	36,9	36,9
R_{co}	średnia wytrzymałość na ściskanie skał ociosowych	MPa	27,7	27,2
r	współczynnik wpływu zawilgocenia skał	-	1,0	1,0
p	współczynnik wpływu czasu utrzymania wyrobiska	-	1,3	1,3
γ_s	średni ciężar objętościowy skał stropowych	MN/m ³	0,025	0,025
γ_o	średni ciężar objętościowy skał ociosowych	MN/m ³	0,014	0,025

RQD	podzielność rdzenia wiertniczego (wskaźnik szczelinowatości)	%	52,3	52,3
k_u	współczynnik wpływu uskoju	-	1,0	1,0
k_α	współczynnik wpływu nachylenia poprzecznego warstw skalnych	-	1,0	1,0
k_β	współczynnik wpływu nachylenia podłużnego wyrobiska	-	1,0	1,0
k_e	współczynnik wpływu krawędzi	-	1,2	1,2
k_s	współczynnik wpływu wyrobiska sąsiedniego	-	1,0	1,0
q_{dyn}	jednostkowe obciążenie dynamiczne	MPa	0,023	0,023

Parametry wejściowe do obliczeń obudowy zakrętu chodnika Bw-1n badawczego - charakterystyka kotwi stalowych [131]

Tabela 7.12.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wartość
R_e	granica plastyczności	MPa	>640
R_m	wytrzymałość stali na rozciąganie	MPa	>770
A_s	wydłużenie stali	%	18
N_k	minimalna nośność kotwi	kN	260
d_r	średnica nominalna żerdzi stropowych	mm	21,7
d_{ro}	średnica nominalna żerdzi ociosowych	mm	21,7
d_o	średnica otworu kotwowego w stropie i ociosie	mm	28,0

Parametry wejściowe do obliczeń obudowy zakrętu chodnika Bw-1n badawczego - charakterystyka kotwi długich elastycznych [131]

Tabela 7.13.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wartość
N_k	minimalna nośność kotwi	kN	320
d_r	średnica nominalna żerdzi	mm	18
d_o	średnica otworu kotwowego w stropie i ociosie	mm	28

Wyniki obliczeń prowadzonych metodą analityczno-empiryczną zestawiono w tabeli 7.14.

Wyniki obliczeń obudowy zakrętu chodnika Bw-1n badawczego [131]

Tabela 7.14.

Symbol	Parametr	Jednostka	Wynik	
			Wyrobyśko 5,6x4,2 m	Wyrobyśko 6,8x4,0 m
h_s	zasięg strefy spękań w stropie	m	1,3	0,6
h_0	zasięg strefy spękań w ociosie	m	0,5	1,6
q	obciążenie wyrobiska	MPa	0,056	0,064
i_{ks}	liczba kotwi stropowych w rzędzie	szt.	6	8
i_{ko}	liczba kotwi ociosowych w rzędzie	szt.	4	4
l	odstęp między rzędami kotwi	m	1,0	0,8

Metoda modelowania numerycznego

W celu przeprowadzenia analizy zachowania się projektowanego wyrobiska opracowano dwuwymiarowe (dla wstępnego projektu pierwszego obudowy odcinka prostego) oraz trójwymiarowe, prostopadłościennie (dla projektu obudowy zakrętu nr 2) modele numeryczne, odwzorowujące lokalne uwarunkowania górnico-geologiczne oraz schemat kotwienia. Odpowiednie wartości parametrów poszczególnych warstw skalnych przyjęto na podstawie charakterystyki warunków górnico-geologicznych rozpatrywanego rejonu, badań przeprowadzonych przez Główny Instytut Górnictwa oraz w oparciu o obliczenia przeprowadzone za pomocą modułu RocLab. Podstawowe parametry warstw skalnych przyjęte do wstępnych obliczeń obudowy zestawiono w tabelach 7.15 i 7.16. Widok dwuwymiarowego modelu górotworu przedstawiono na rysunku 7.2. Widok trójwymiarowego modelu górotworu przedstawiono na rysunku 7.3.

Podstawowe parametry warstw skalnych w rejonie chodnika Bw-1n badawczego przyjęte do wstępnych obliczeń numerycznych obudowy odcinka prostego [134]

Tabela 7.15.

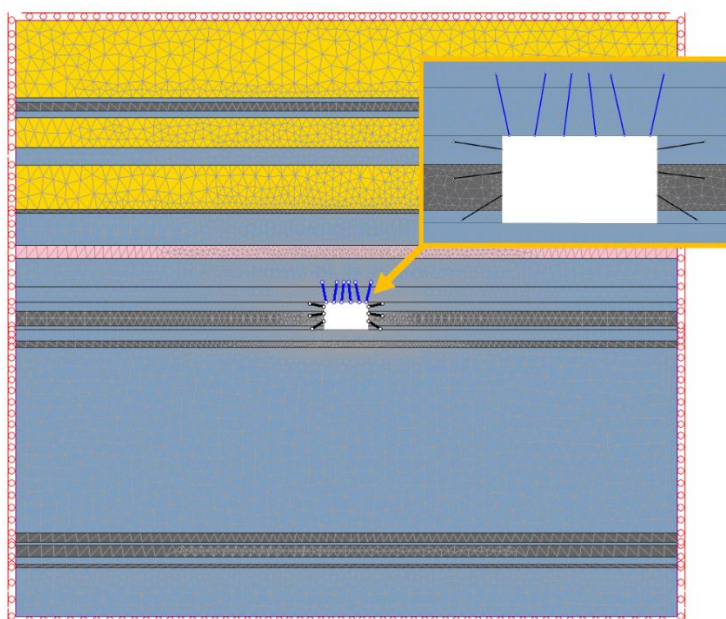
Rodzaj skały	Modul Younga	Współczynnik Poissona	Wytrzymałość na ściskanie	Parametr obliczeniowy	
	E	ν	R_c	m_b	s
	MPa	-	MPa	-	-
węgiel	1700	0,30	8,9	0,9632	0,0012
łupek ilasty - strop	3100	0,25	33,0	1,5632	0,0042
łupek ilasty zapiaszczony - strop	3300	0,25	43,0	1,5632	0,0042

łupek piaszczysty - strop	4900	0,22	61,0	2,2050	0,0067
piaskowiec - strop	5900	0,20	66,7	3,7932	0,0094
łupek ilasty - spąg	2700	0,25	10,8	1,4620	0,0041
łupek ilasty - spąg	2700	0,25	15,8	1,4620	0,0041

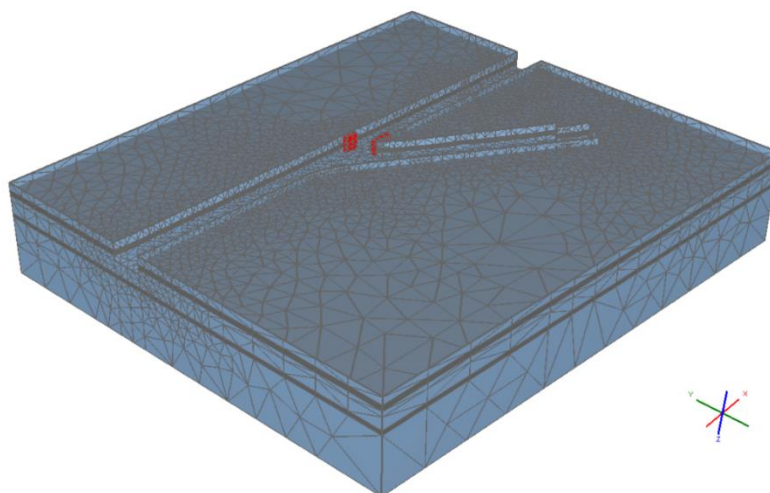
Podstawowe parametry warstw skalnych w rejonie chodnika Bw-1n badawczego przyjęte do obliczeń numerycznych obudowy zakrętu nr 2 [131]

Tabela 7.16.

Rodzaj skały	Modul Younga	Współczynnik Poissona	Wytrzymałość na ściskanie	Parametr obliczeniowy	
	E	ν	R_c	m_b	s
	MPa	-	MPa	-	-
węgiel	1700	0,30	16,3	0,9632	0,0012
łupek ilasty - strop	3300	0,25	36,7	1,8623	0,0062
łupek piaszczysty - strop	4900	0,22	44,0	2,2050	0,0082
piaskowiec - strop	5900	0,20	66,7	3,7932	0,0094
łupek ilasty - spąg	2700	0,25	20,0	1,8100	0,0061
łupek ilasty - spąg	2700	0,25	41,9	1,9210	0,0062



Rys. 7.2. Dwuwymiarowy model górotworu wg GiG - obudowa pierwszego odcinka prostego [134]



Rys. 7.3. Trójwymiarowy model górotworu wg GiG - obudowa zakrętu nr 2 [134]

Przy opracowywaniu wstępnego projektu obudowy chodnika Bw-1n badawczego posadowionego na głębokości 880 m, na podstawie wzorów (7.7), (7.8) i (7.9) wyznaczono następujące wartości naprężeń w górotworze [134]:

$$\sigma_z = 19,3 \text{ MPa},$$

$$\sigma_x = \sigma_y = 8,2 \text{ MPa}.$$

Przy obliczaniu obudowy zakrętu nr 2 chodnika Bw-1n badawczego posadowionego na głębokości 900 m, na podstawie badań dołowych stwierdzono występowanie hydrostatycznego stanu naprężeń w górotworze, przy następujących wartościach [131]:

$$\sigma_z = \sigma_x = \sigma_y = 21,6 \text{ MPa}$$

Na podstawie przedstawionych powyżej parametrów oraz założeń stanu naprężeń w górotworze możliwe było przeprowadzenie obliczeń rozkładu naprężeń i zasięgu stref spękań wokół projektowanych wyrobisk oraz wartości sił osiowych w kotwach zabudowanych w tych wyrobiskach [131, 134].

W rezultacie przeprowadzonej przez Główny Instytut Górnictwa analizy numerycznej stwierdzono poprawność obliczeń przeprowadzonych metodą analityczno-empiryczną. Przyjęty wstępnie schemat kotwienia przy założonych uwarunkowaniach górniczo-geologicznych umożliwia zachowanie stateczności i funkcjonalności wyrobiska. Dowodzą tego:

- wartości sił w kotwach, mniejsze od nośności zaproponowanych kotwi,
- zasięg strefy spękań, mniejszy od długości zaproponowanych kotwi,
- niskie wartości przemieszczeń konturu wyrobiska.

7.4 Sposób wykonywania obudowy kotwowej w chodniku Bw-1n badawczym

7.4.1 Zasady wykonywania samodzielnej obudowy kotwowej w chodniku Bw-1n badawczym

Właściwe wykonywanie samodzielnej obudowy kotwowej w chodniku Bw-1n badawczym w pokładzie 401 wymagało przestrzegania następujących zasad [136]:

- kotwienie powinno być wykonywane przez przeszkoloną brygadę pod nadzorem uprawnionej osoby dozoru ruchu, przed rozpoczęciem prac załoga powinna zapoznać się z zaprojektowanym schematem kotwienia, technologią wykonywania obudowy kotwowej oraz zasadami bezpieczeństwa,
- kotwienie należy przeprowadzić z zastosowaniem kotwi oraz akcesoriów, których charakterystyka jest zgodna z projektami technicznymi drażenia wyrobiska w poszczególnych fazach, kotwy oraz akcesoria powinny posiadać aktualne cechy dopuszczenia do zastosowania w wyrobiskach podziemnych kopalń węgla kamiennego,
- transport, składowanie oraz montaż kotwi i akcesoriów powinien być zgodny z odpowiednimi instrukcjami producentów,
- nie należy stosować kotwi oraz akcesoriów uszkodzonych, zabrudzonych oraz skorodowanych, należy zwrócić szczególną uwagę na daty przydatności do użycia ładunków klejowych,
- wiercenie otworów kotwowych oraz montaż kotwi powinien odbywać się z wykorzystaniem sprawnych maszyn i urządzeń, posiadających odpowiednie parametry oraz dopuszczenia do stosowania w kopalniach węgla kamiennego,
- długość otworów kotwowych należy przyjmować o $50 \div 100$ mm (dla kotwi stalowych) lub 200 mm (dla kotwi elastycznych) krótszą od długości żerdzi kotwowej, po wywierceniu otworu kotwowego należy przepłukać go wodą lub oczyścić sprężonym powietrzem w celu usunięcia zwiercin,
- różnica pomiędzy średnicą zewnętrzną żerdzi kotwy, a otworem kotwowym powinna wynosić $4 \div 12$ mm,
- do wywierconego otworu stropowego i ociosowego należy wprowadzić ładunki klejowe, w tym ładunek szybkowiązący, ilość ładunków klejowych powinna zapewnić całkowite lub minimum 90% wypełnienie otworu po wprowadzeniu żerdzi kotwi, po czasie wiązania ładunku szybkowiązącego podanym przez producenta należy dokręcić nakrętkę kotwi na jej gwincie zakładając uprzednio siatkę okładzinową i podkładkę, dokręcenie powinno nadać naciąg wstępny kotwi o wartości nie mniejszej niż 30 kN,

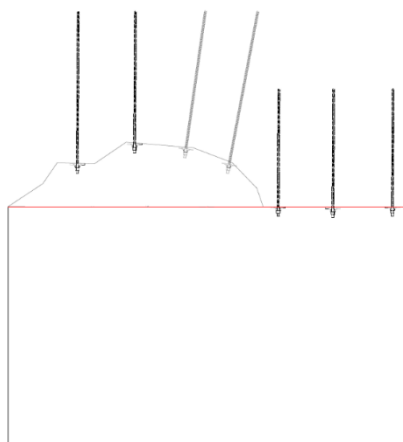
- kotwienie należy wykonywać bezpośrednio po odsłonięciu stropu i ociosu wyrobiska, wydrążony odcinek wyrobiska nie powinien pozostawać niezabudowany w dni wolne od pracy oraz gdy przerwa między zmianami jest dłuższa niż 8 godzin,
- strop należy zabezpieczyć siatką okładzinową o wymiarach oczek 100 x 100 mm, wzmocnioną od strony zakładki pod kotwy dodatkowym prętem – oczka 50 x 100 mm, szerokość siatki powinna odpowiadać szerokości wyrobiska, zaś jej wymiar podłużny rozstawowi kotwi stropowych powiększonemu o 0,3 m zakładki, przykładowo dla szerokości wyrobiska 5,6 m i rozstawu kotwi 0,8 m wymiary siatki wyniosą 5,6 x 1,1 m,
- ociosy należy zabezpieczyć siatką okładzinową o wymiarach oczek 100 x 100 mm, szerokość siatki powinna być o 0,4 m mniejsza od wysokości wyrobiska, natomiast jej długość odpowiadać rozstawowi kotwi ociosowych powiększonemu o 0,2 m zakładki, przykładowo dla wysokości wyrobiska 4,0 m i rozstawu kotwi 0,8 wymiary siatki wyniosą 3,6 x 1,0 m,
- siatki okładzinowe muszą być tak ukształtowane i zamontowane, aby przylegały ściśle do wykonanego wyłomu wyrobiska,
- obudowę podporową należy wykonywać ręcznie poprzez wydźwiganie do stropu stropnicy i dobudowanie stojaków SVt lub Valent zgodnie z odpowiednią technologią, obudowę podporową należy zabudowywać nie dalej niż 30 m od czoła przodka,
- kotwy stropowe zasadniczego schematu obudowy nie mogą być wykorzystywane do podnoszenia i podwieszania ciężkich (powyżej 10 kN) maszyn, urządzeń lub ich elementów oraz mocowania szyn trasy kolejki podwieszanej, kotwy stropowe zasadniczego schematu obudowy można wykorzystać natomiast do podwieszania lekkich elementów, takich jak np.: lutniociąg, rurociągi, przewody, kable energetyczne,
- w przypadku konieczności zastosowania kolejki podwieszanej lub transportu materiałów należy zabudować dodatkowe kotwy o długości mocowania w górotworze nie mniejszej niż 2,4 m, nośności co najmniej 260 kN i rozstawie zgodnym z projektowanym ich maksymalnym obciążeniem,
- w przypadku wystąpienia nagłych utrudnień w przodku np. w postaci obwałów oraz innych nieprawidłowości (przekroczenie stanów krytycznych, nagła zmiana dynamiki przyrostów rozwarstwień itp.) należy niezwłocznie, zgodnie z odpowiednią decyzją osób dozoru, zagęścić kotwienie, zastosować dodatkowe wzmocnienia lub wycofać załogę, należy również powiadomić osoby odpowiedzialne z ramienia Głównego Instytutu Górnictwa.

Na okoliczność pogorszenia się warunków stropowych, skutkujących powstaniem pustek i nierówności w stropie, opracowano następujące rozwiązania:

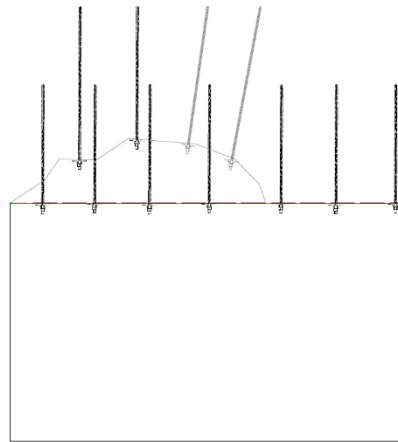
- zabudowa wyprzedzającej obudowy kotwowej,
- zabudowa wyprzedzającej obudowy podporowej.

Zasady zabudowy **wyprzedzającej obudowy kotwowej** były następujące:

- bezpośrednio po otwarciu stropu przez kombajn należy zabezpieczyć strop poprzez kotwienie bez siatki,
- kotwy należy zabudować nie według istniejącej siatki kotwienia, ale według bieżących potrzeb i warunków,
- organ urabiający kombajnu należy opuścić do najniższego możliwego położenia i zawrzeć go, w ten sposób, aby maszyna mogła podjechać jak najbliżej przodka,
- ze względu na nierówny kształt pustki założenie siatki może być niemożliwe, w związku z tym siatkę należy założyć jak do normalnego kotwienia i przykotwić do stropu tam, gdzie istnieje taka możliwość (rys. 7.4),
- w miejscach, w których siatka nie sięga poziomu odsłoniętego stropu należy przykotwić ją dodatkowymi kotwami (rys. 7.5),
- wolną przestrzeń należy wypełnić drewnem lub poprzez zabudowę worka typu *Big-bag* i zatłoczenie go spoiwem do wypełniania pustek.



Rys. 7.4. Sposób montażu siatki przy wystąpieniu pustek w stropie



Rys. 7.5. Sposób przykotwienia siatki przy powstaniu pustek w stropie

7.4.2 Realizacja obudowy wyrobiska

Komora montażowa

Początkowy odcinek chodnika Bw-1n badawczego stanowiła wykonana wcześniej komora montażowa kombajnu JOY 12CM30 o następujących gabarytach [128]:

- długość – 31,2 m,
- szerokość maksymalna – 7,2 m,
- wysokość maksymalna – 5,3 m.

Na obudowę komory montażowej składało się 55 kompletów odrzwi stalowych wykonanych z kształtowników V36, dwa równoległe, rozmieszczone symetrycznie pod stropem, podciągi z kształtowników V32, komplet rozpór międzyodrzwiowych oraz 324 kotwy wklejane APB (długość całkowita – 2,5 m; długość wklejenia – 2,4 m; nośność minimalna – 260 kN) w liczbie 6 sztuk na każde pole międzyodrzwiowe [128].

Faza I

Proces drążenia wyrobiska w I fazie odbywał się czterema etapami o długości odpowiednio 6,0; 16,0; 16,0 i 160 m. W pierwszych trzech etapach zastosowano kombinację obudowy podporowej i kotwowej, natomiast w czwartym etapie zastosowano po raz pierwszy samodzielną obudowę kotwową. We wszystkich czterech etapach szerokość wyrobiska wyniosła około 5,6 m, natomiast wysokość ok. 3,4 m. Parametry obudowy wyrobiska w poszczególnych etapach fazy I zestawiono w tabelach 7.17÷7.20 [136]. Schemat zabezpieczenia wyrobiska w etapach I ÷ III przedstawiono na rysunku 7.6.

Parametry obudowy wyrobiska w etapie I fazy I drążenia chodnika Bw-1n badawczego [136]

Tabela 7.17.

	Etap I	
	Zabezpieczenie stropu	Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	21,7

Nośność kotwy [kN]	260	260
Rozstaw kotew	6 kotew na 0,6 m wyrobiska	6 kotew na 0,6 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Dodatkowo zastosowano obudowę podporową z odrzwi wykonanych z prostek V29, podbudowanych przy ociosach stojakami stalowymi SVt o minimalnej podporności 250 kN w rozstawie 0,6 m.	

Parametry obudowy wyrobiska w etapie II fazy I drążenia chodnika Bw-1n badawczego [136]

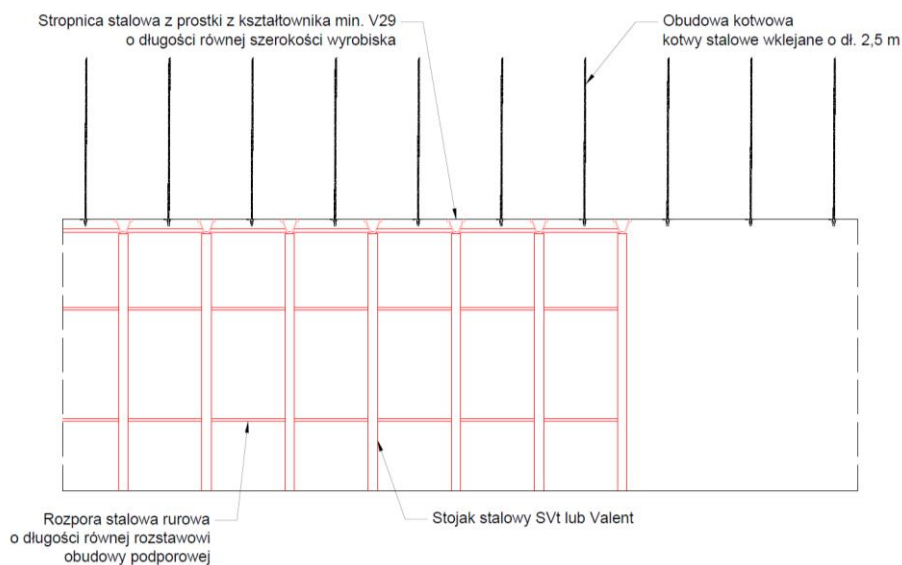
Tabela 7.18.

	Etap II	
	Zabezpieczenie stropu	Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	260
Rozstaw kotew	6 kotew na 0,8 m wyrobiska	6 kotew na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Dodatkowo zastosowano obudowę podporową z odrzwi wykonanych z prostek V29, podbudowanych przy ociosach stojakami stalowymi SVt o minimalnej podporności 250 kN w rozstawie 0,8 m.	

Parametry obudowy wyrobiska w etapie III fazy I drążenia chodnika Bw-1n
badawczego [136]

Tabela 7.19.

	Etap III	
	Zabezpieczenie stropu	Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	260
Rozstaw kotew	6 kotew na 0,8 m wyrobiska	6 kotew na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Dodatkowo zastosowano obudowę podporową z odrzwi wykonanych z prostek V29, podbudowanych przy ociosach stojakami stalowymi Svt o minimalnej podporności 250 kN w rozstawie 1,6 m.	



Rys. 7.6. Schemat zabezpieczenia wyrobiska w etapach I ÷ III fazy I [136]

Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie IV fazy I drążenia chodnika Bw-1n badawczego [136]

Tabela 7.20.

	Etap IV	
	Zabezpieczenie stropu	Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	260
Rozstaw kotwi	6 kotew na 0,8 m wyrobiska	6 kotew na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)

Faza II

II faza drążenia obejmowała wykonanie zakrętu nr 1 od 216 do 310 m wyrobiska. Zakręt ten zmieniał kierunek drążenia chodnika Bw-1n badawczego z północno-wschodniego na wschodni. Proces drążenia zakrętu nr 1 odbywał się trzema etapami o długości odpowiednio ok. 25 m, ok. 25 m i ok. 45 m. W I etapie na odcinku 10 m zastosowana została kombinacja obudowy kotwowej i podporowej. Zróżnicowane były również parametry przekroju poprzecznego wyrobiska. Zmienność parametrów przekroju poprzecznego w fazie II przedstawiono w tabeli 7.21. Parametry obudowy wyrobiska w poszczególnych etapach wykonywania zakrętu nr 1 zestawiono w tabelach 7.22÷7.24. Sposób wykonania i zabezpieczenia zakrętu przedstawiono na rysunkach 7.7÷7.9.

Zmienność gabarytów wyrobiska w fazie II drążenia chodnika Bw-1n badawczego [126]

Tabela 7.21.

Etap	I	II	III
Szerokość [m]	ok. 5,6	ok. 6,8	ok. 5,6
Wysokość [m]	ok. 4,2	ok. 4,0	ok. 4,0

**Parametry obudowy wyrobiska w etapie I
wykonywania zakrętu nr 1 chodnika Bw-1n badawczego [126]**

Tabela 7.22.

	Etap I		
	Zabezpieczenie stropu		Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	4,20	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,00	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	320	260
Rozstaw kotew	6 kotew na 0,6 m wyrobiska	2,5 kotwi na 0,6 m wyrobiska	8 kotwi na 0,6 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Na odcinku 10 m od zakończenia odcinka prostego chodnika dodatkowo zabudowane zostały prostki V29 podparte stojakami w rozstawie 0,6 m oraz kaszty, od miejsca rozpoczęcia zakrętu w urabianym ociosie zabudowano kotwy urabialne zamiast stalowych o nośności nie mniejszej niż 180 kN.		

**Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie II
wykonywania zakrętu nr 1 chodnika Bw-1n badawczego [126]**

Tabela 7.23.

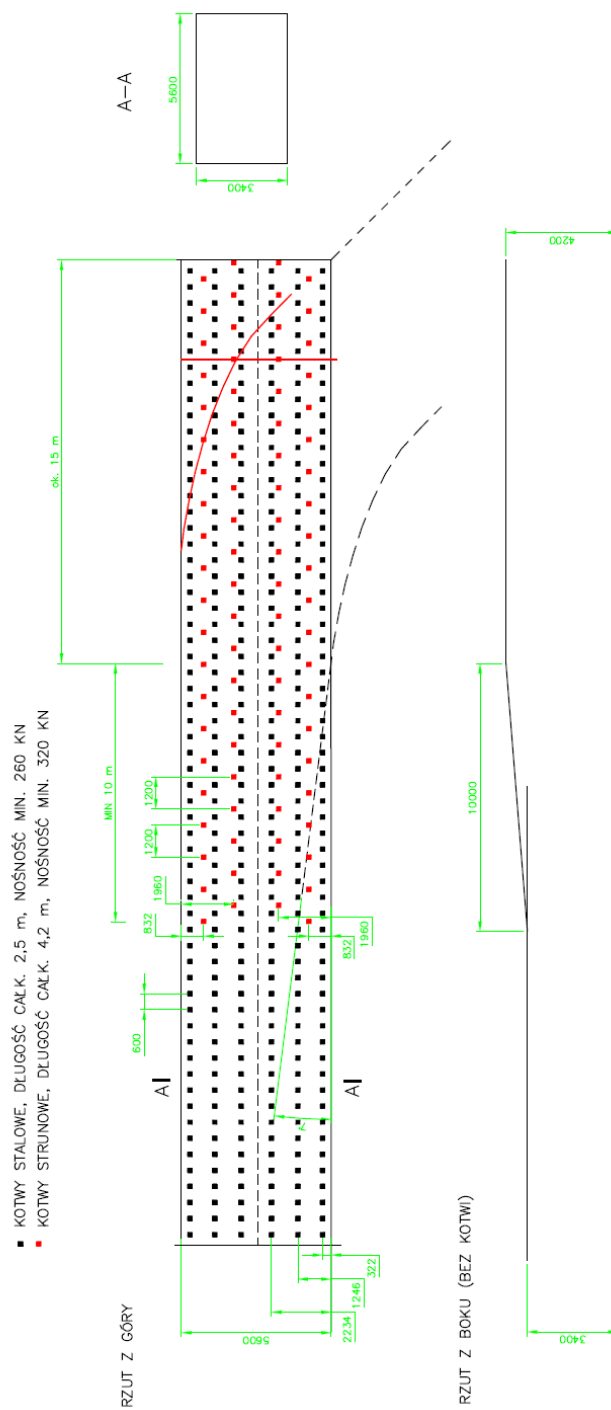
	Etap II		
	Zabezpieczenie stropu		Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	4,20	2,50

Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,00	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	320	260
Rozstaw kotew	8 kotew na 0,6 m wyrobiska	2,5 kotew na 0,6 m wyrobiska	8 kotew na 0,6 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)

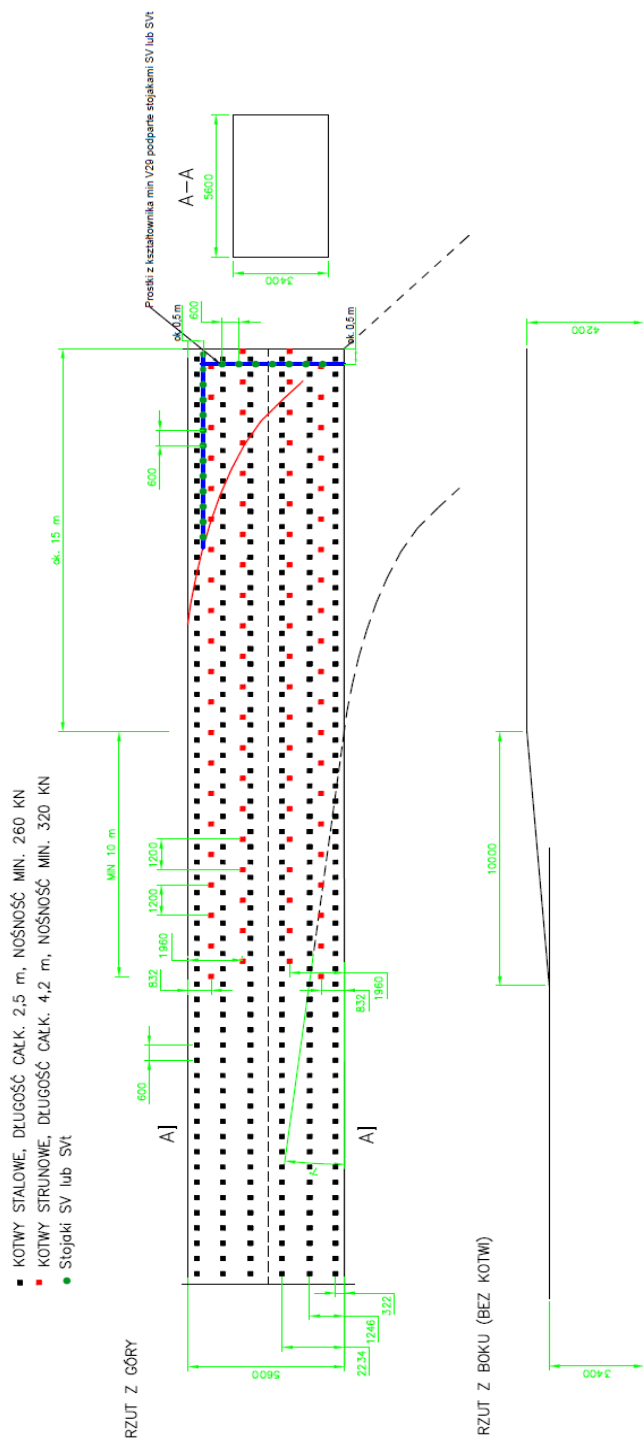
**Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie III
wykonywania zakrętu nr 1 chodnika Bw-1n badawczego [126]**

Tabela 7.24.

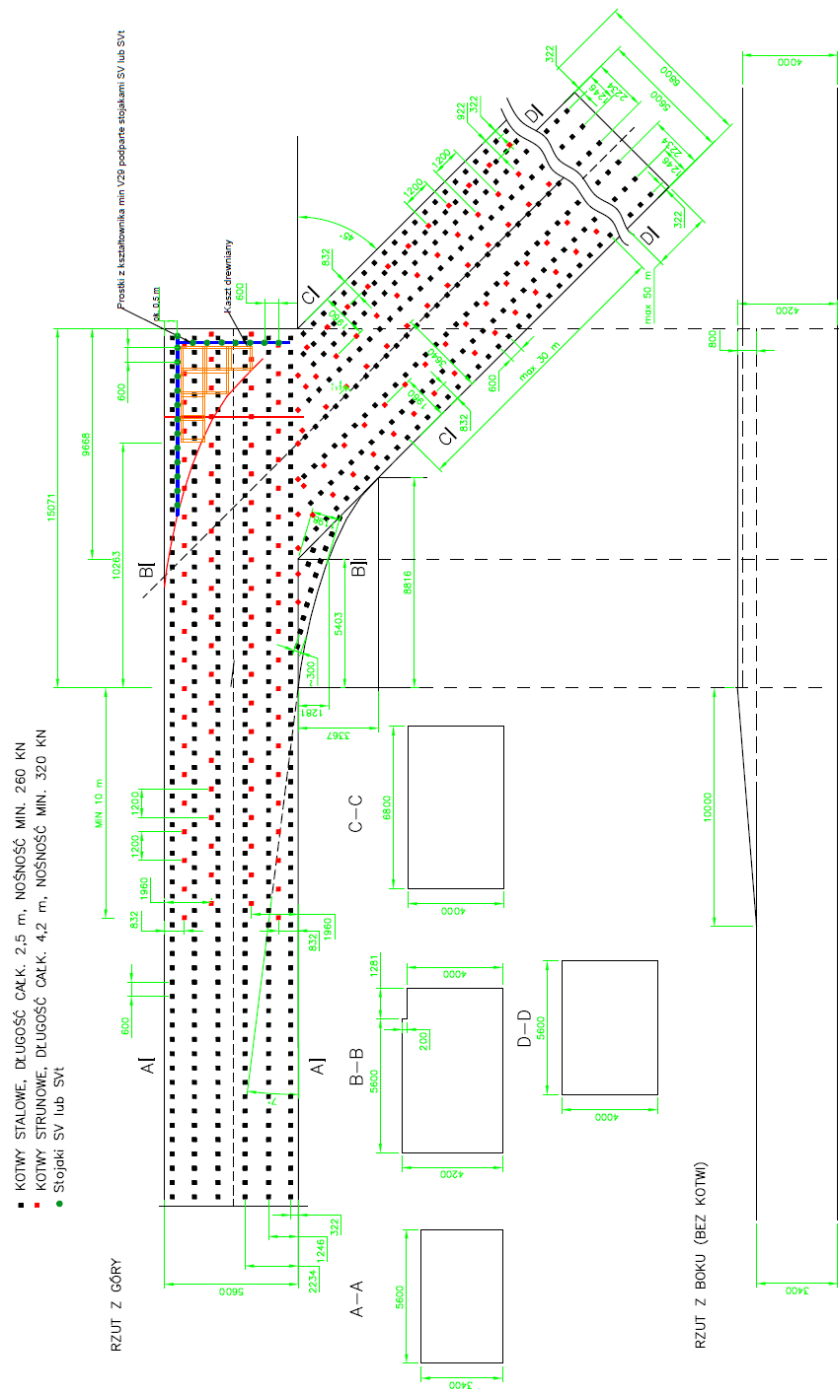
	Etap III	
	Zabezpieczenie stropu	Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	260
Rozstaw kotew	6 kotew na 0,6 m wyrobiska	8 kotew na 0,6 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)



Rys. 7.7. Sposób wykonania zakrętu nr 1 – Etap I w chodniku Bw-1n badawczym [126]



Rys. 7.8. Sposób zabezpieczenia zakrętu nr 1 – etap I w chodniku Bw-1n badawczym [126]



Faza III

III faza drążenia obejmowała wykonanie około 800 m odcinka prostego w kierunku wschodnim od cechy 310 m do około 1100 m. Ostatecznie, z uwagi na pogorszenie się warunków geologicznych, chodnik Bw-1n badawczy w fazie III został wydrążony do cechy 1044 m. Drążenie wyrobiska w III fazie składało się z trzech etapów. W etapie I szerokość wyrobiska wyniosła ok. 5,6 m, natomiast wysokość ok. 3,4 m. W etapie II wykonano poszerzenie pod stację transformatorów o długości 10 m. W tym etapie szerokość wyrobiska wyniosła ok. 6,8 m, natomiast wysokość 3,2÷3,4 m. W III etapie powrócono do wymiarów wyrobiska z etapu I [137].

Parametry obudowy wyrobiska w poszczególnych etapach fazy III zestawiono w tabelach 7.25÷7.27.

Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie I fazy III drążenia chodnika Bw-1n badawczego [128, 137]

Tabela 7.25.

	Etap I	
	Zabezpieczenie stropu	Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	260
Rozstaw kotew	6 kotew na 0,8 m wyrobiska	6 kotew na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	W dniu 25.03.2020 r. przeprowadzono wizję lokalną w wyrobisku, w wyniku której stwierdzono bardzo wysokie wartości rozwarstwień stropu. Na podstawie przeprowadzonych obserwacji zdecydowano o zmianie schematu kotwienia w stosunku do opisanego powyżej: – w osi wyrobiska zabudowano dodatkowe kotwy elastyczne o długości 5,0 m w rozstawie 2 kotwy na 0,8 m wyrobiska, – przy ociosach wyrobiska zabudowano dwie dodatkowe kotwy stalowe o długości 2,40 m; ostatecznie rozstaw kotew stalowych wklejanych w stropie wyniósł 8 kotew na 0,8 m wyrobiska. Nowy schemat kotwienia zastosowano od ok. 480 m wyrobiska.	

Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie II fazy III drażenia chodnika Bw-1n badawczego [128, 137]

Tabela 7.26.

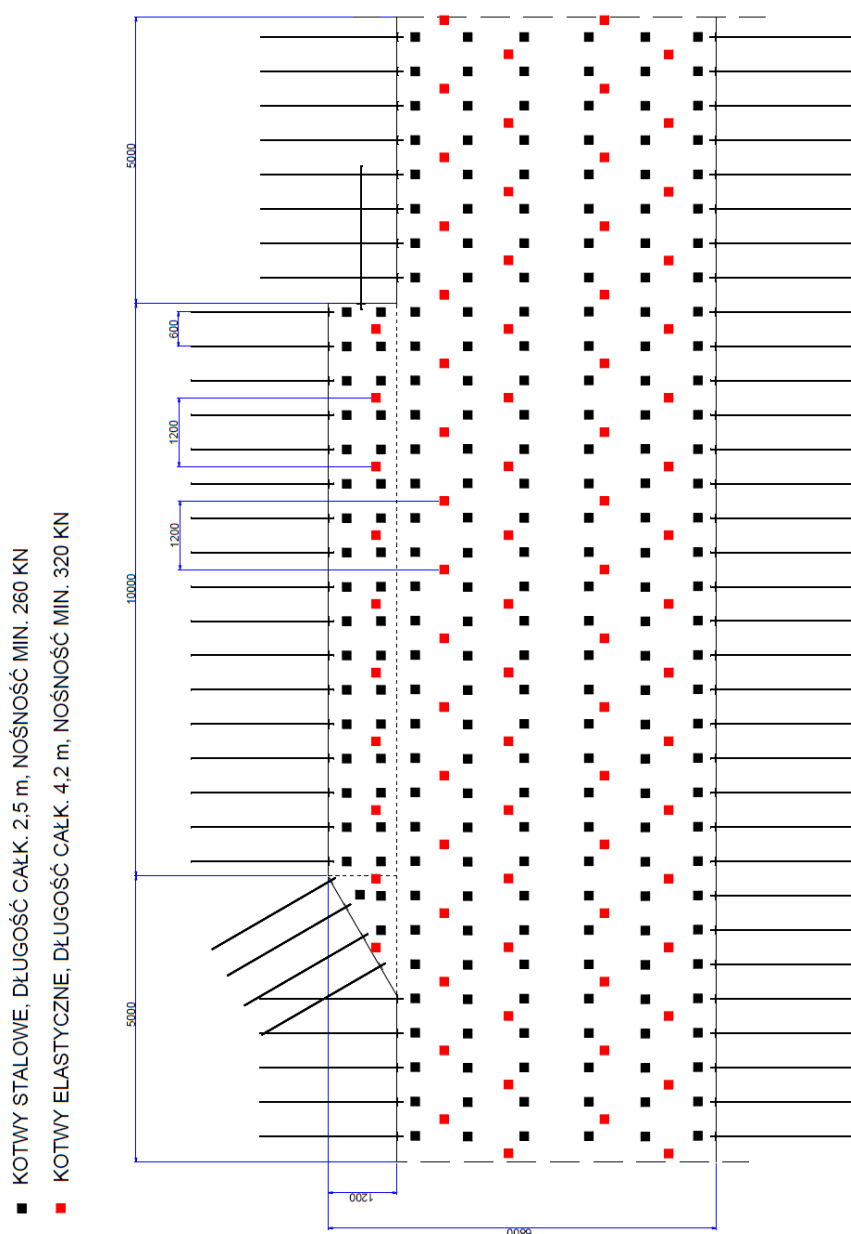
	Etap II		
	Zabezpieczenie stropu		Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	4,20	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,00	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	320	260
Rozstaw kotew	8 kotew na 0,6 m wyrobiska	2,5 kotewna 0,6 m wyrobiska	6 kotew na 0,6 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Z uwagi na pogorszenie warunków górniczo-geologicznych podjęto decyzję o zmianie schematu kotwienia w stosunku do opisanego powyżej: – zmiana rozstawu kotew stalowych w stropie na 8+1 kotew na 0,8 m wyrobiska (dodatkowa kotew zabudowana od strony ociosu prawego), – zmiana rozstawu kotew stalowych w ociosie na 6 kotew na 0,8 m wyrobiska, – zmiana rozstawu kotew długich elastycznych o długości 4,20 m na 2 kotwy na 0,8 m wyrobiska, – zastosowanie dodatkowych kotew długich elastycznych o długości 5 m i nośności 300 kN w rozstawie 3 kotwy na 0,8 m.		

**Parametry samodzielnej obudowy kotwowej na etapie III fazy III drażenia
chodnika Bw-1n badawczego [128]**

Tabela 7.27.

	Etap III		
	Zabezpieczenie stropu		Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	5,00	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,80	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	300	260
Rozstaw kotew	6+1 kotew na 0,8 m wyrobiska (dodatkowa kotew zabudowana od strony ociosu lewego)	2 kotwy na 0,8 m wyrobiska	6 kotwy na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Niniejszy schemat kotwienia został opracowany z uwagi na zmianę warunków geologicznych na podstawie kontroli rozwarstwień i testów wrywania kotwi przeprowadzonych w trakcie wizji lokalnych.		

Schemat kotwienia etapu II przed wprowadzeniem zmian wynikających z pogorszenia warunków geologicznych przedstawiono na rysunku 7.10.



Rys. 7.10. Schemat kotwienia poszerzenia pod stację transformatorów przed wprowadzeniem zmian [128]

Faza IV

Chodnik Bw-1n badawczy został wydrążony do cechy 1044 m. Ze względu na zmianę warunków geologicznych zdecydowano o zmianie lokalizacji zakrętu nr 2. W oparciu o przeprowadzony w dniu 20.07.2020 r. objazd dołowy

stwierdzono, iż najbardziej optymalna pod względem geologicznym i technologicznym lokalizacja zakrętu znajduje się na cesze 984÷1009 m. Ostatecznie zdecydowano o wykonaniu go na cesze 994 m. Wydrążony odcinek prosty, począwszy od lokalizacji planowanego zakrętu został otamowany. Proces drążenia zakrętu nr 2 odbywał się etapami o długości odpowiednio 30, 25 i 50 m. Zróżnicowane były również parametry przekroju poprzecznego wyrobiska. Zmienność parametrów przekroju poprzecznego w fazie II przedstawiono w tabeli 7.28. Parametry obudowy wyrobiska w poszczególnych etapach wykonywania zakrętu nr 1 zestawiono w tabelach 7.29÷7.31 [127, 131]. Schemat kotwienia wszystkich trzech etapów wykonywania zakrętu przedstawiono na rysunkach 7.11÷7.13.

Zmienność gabarytów wyrobiska w fazie III drążenia chodnika Bw-1n badawczego [127]

Tabela 7.28.

Etap	I	II	III
Szerokość [m]	ok. 5,6	ok. 6,8	ok. 5,6
Wysokość [m]	ok. 4,2	ok. 4,0	ok. 4,0

Parametry samodzielnej obudowy kotwowej na etapie I wykonywania zakrętu nr 2 chodnika Bw-1n badawczego [127]

Tabela 7.29.

	Etap I			
	Zabezpieczenie stropu			Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	4,20	5,00	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,00	4,80	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	320	320	260
Rozstaw kotew	8 kotew na 1 m wyrobiska	2 kotwy na 1 m wyrobiska (na cesze 984 ÷ 994 m)	2 kotwy na 1 m wyrobiska (na cesze 984 ÷ 994 m); 5 kotew na 1 m wyrobiska (na cesze 994 ÷ 1014 m)	8 kotew na 0,8 m wyrobiska

Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)
Uwagi	Od miejsca rozpoczęcia zakrętu w urabianym ociosie zastosowano kotwy urabialne zamiast stalowych o nośności nie mniejszej niż 180 kN.			

Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie II wykonywania zakrętu nr 2 chodnika Bw-1n badawczego [127]

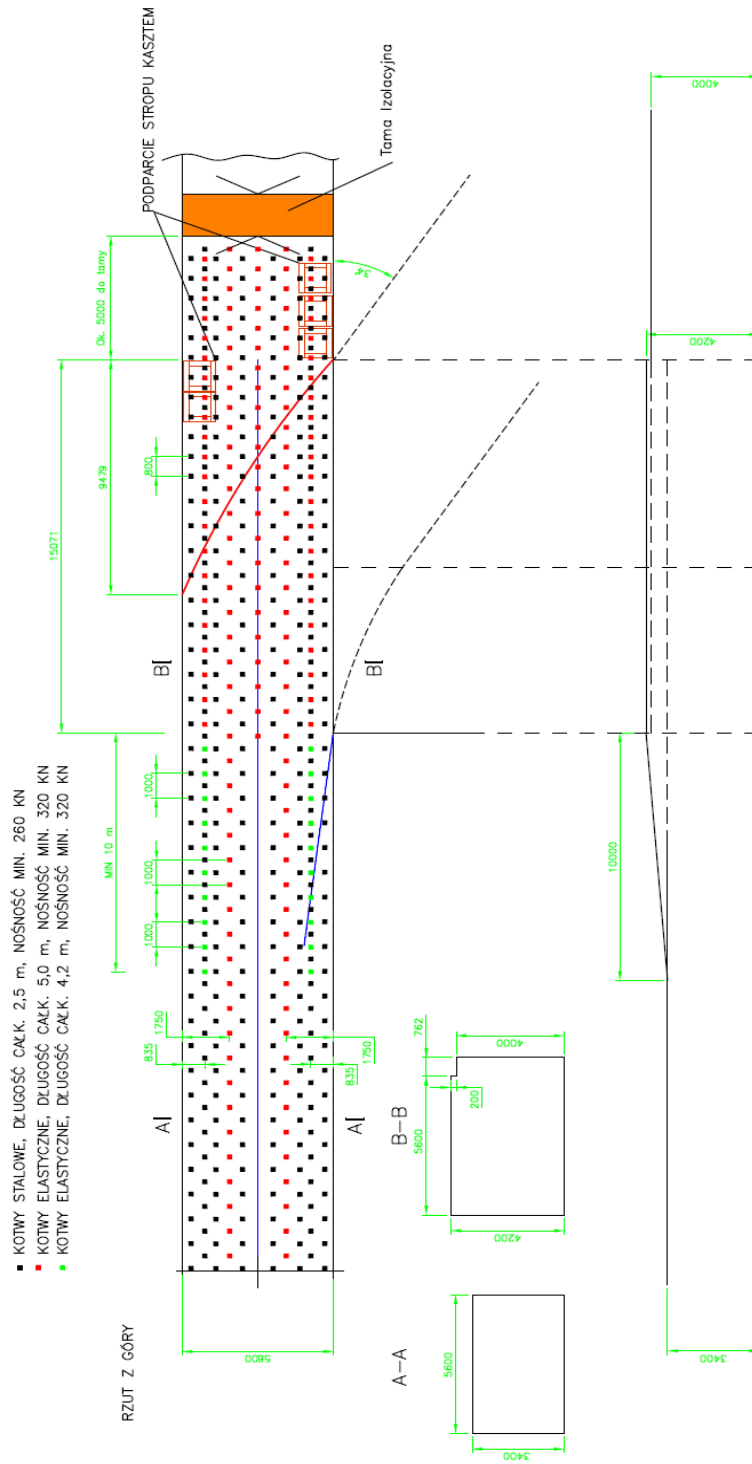
Tabela 7.30.

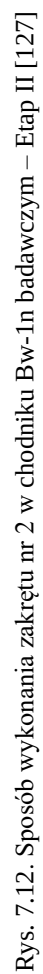
	Etap II		
	Zabezpieczenie stropu		Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	5,00	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,80	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	320	260
Rozstaw kotew	8 kotew na 0,8 m wyrobiska	5 kotew na 0,8 m wyrobiska	8 kotew na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)

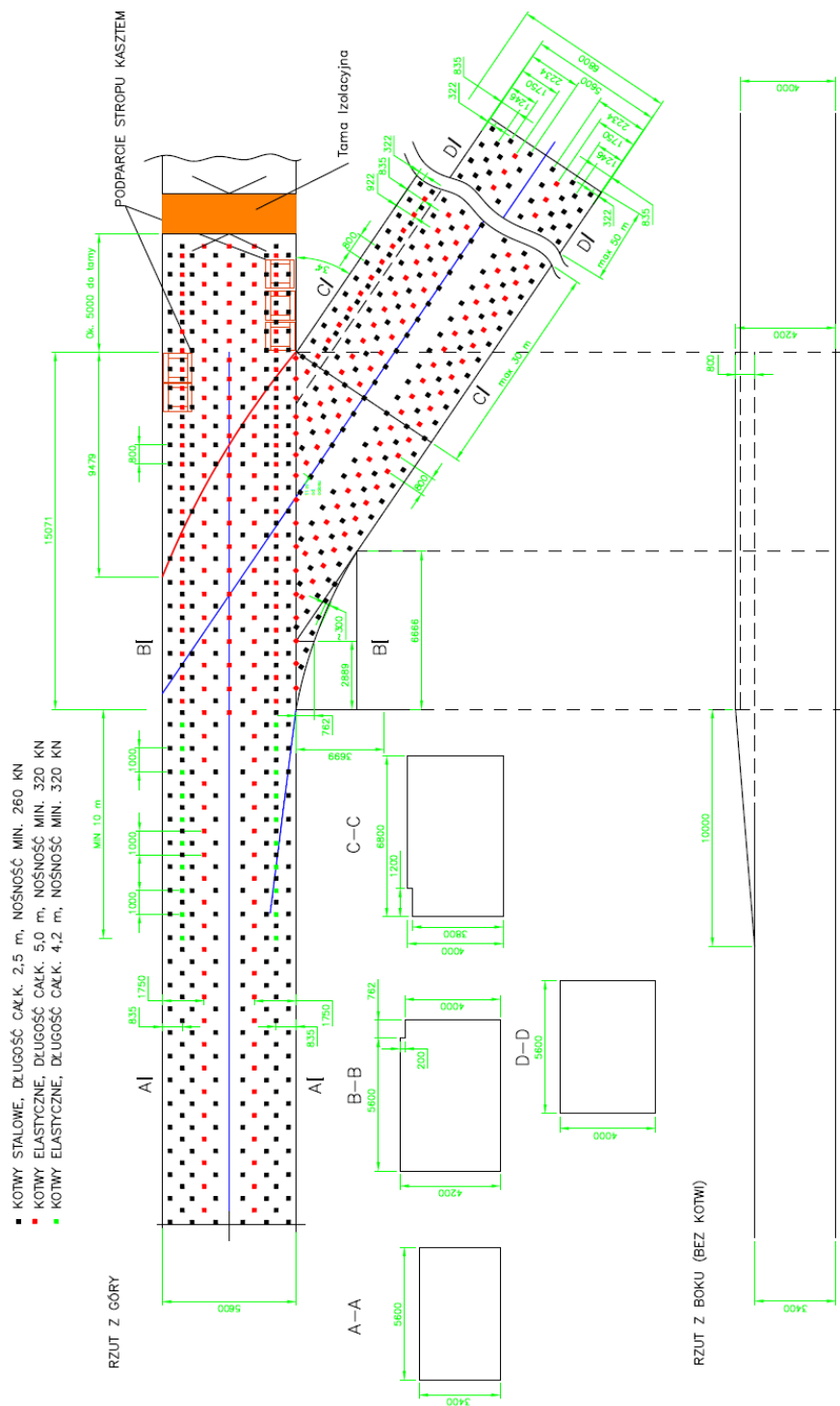
**Parametry samodzielnej obudowy kotwowej w etapie III wykonywania zakrętu
nr 2 chodnika Bw-1n badawczego [127]**

Tabela 7.31.

	Etap III		
	Zabezpieczenie stropu		Zabezpieczenie ociosu
Typ kotwy	Kotew stalowa wklejana	Kotew długa elastyczna	Kotew stalowa wklejana
Długość kotwy całkowita [m]	2,50	5,00	2,50
Długość kotwy w górotworze [m]	2,40	4,80	2,40
Średnica kotwy [mm]	21,7	18,0	21,7
Nośność kotwy [kN]	260	300	260
Rozstaw kotew	8 kotew na 0,8 m wyrobiska	2 kotwy na 0,8 m wyrobiska	8 kotew na 0,8 m wyrobiska
Podkładka	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm	Stalowa kwadratowa 200x200x12 mm	Stalowa kwadratowa 150x150x8 mm
Ładunki klejowe	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)	Średnica 24 mm, długość 2450 mm (450+2000 mm)	Średnica 24 mm, długość 1250 mm (500+750 mm)





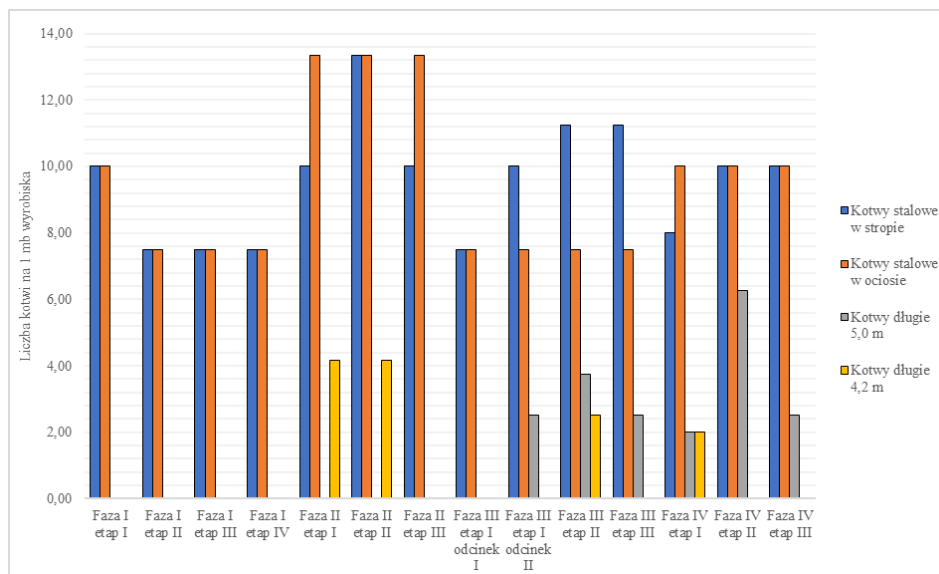


Przybliżoną liczbę kotew zasadniczego schematu kotwienia przypadającą na 1 m wyrobiska w poszczególnych etapach drążenia chodnika Bw-1n badawczego przedstawiono w tabeli 7.32 oraz na rysunkach 7.14 i 7.15.

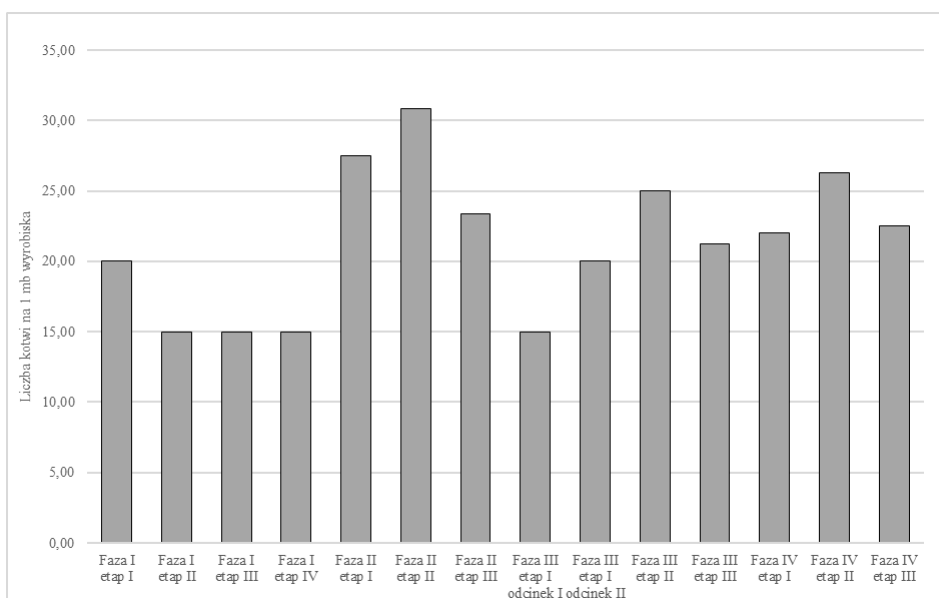
Liczba kotew przypadająca na 1 m wyrobiska na poszczególnych etapach drążenia chodnika Bw-1n badawczego

Tabela 7.32.

Faza	Etap		Kotwy stalowe w stropie [szt./1 mb]	Kotwy stalowe w ociosie [szt./1 mb]	Kotwy długie 5,0 m [szt./1 mb]	Kotwy długie 4,2 m [szt./1 mb]
I	I		10,00	10,00	0,00	0,00
	II		7,50	7,50	0,00	0,00
	III		7,50	7,50	0,00	0,00
	IV		7,50	7,50	0,00	0,00
II	I		10,00	13,33	0,00	4,17
	II		13,33	13,33	0,00	4,17
	III		10,00	13,33	0,00	0,00
III	I	Odcinek I	7,50	7,50	0,00	0,00
		Odcinek II	10,00	7,50	2,50	0,00
	II		11,25	7,50	3,75	2,50
	III		11,25	7,50	2,50	0,00
IV	I		8,00	10,00	2,00	2,00
	II		10,00	10,00	6,25	0,00
	III		10,00	10,00	2,50	0,00



Rys. 7.14. Liczba kotew przypadająca na 1 m wyrobiska w poszczególnych etapach drążenia chodnika Bw-1n badawczego



Rys. 7.15. Całkowita liczba kotew przypadająca na 1 m wyrobiska w poszczególnych etapach drążenia chodnika Bw-1n badawczego

7.5. Kontrola i monitoring samodzielnej obudowy kotwowej

7.5.1. Kontrola kotew, akcesoriów i sprzętu do kotwienia oraz kontrola prawidłowości zabudowy kotew

Kontrola kotew, akcesoriów oraz sprzętu do kotwienia wchodzi w zakres obowiązków pracowników zakładu górniczego. Do wymaganych czynności należą [134]:

- kontrola wizualna stanu wyrobiska przy dojściu do przodka,
- bieżąca kontrola rozwarstwień stropu,
- nadzór nad przestrzeganiem określonych wymiarów wyrobiska w czasie urabiania,
- obrywka skał po urobieniu zabioru,
- rozmieszczenie otworów kotwowych zgodnie ze schematem kotwienia,
- zapewnienie odpowiednich długości, średnicy, nachylenia i czystości otworów kotwowych,
- prawidłowa zabudowa kotew w otworach,
- kontrola terminów ważności oraz czasów wiązania ładunków klejowych,
- kontrola typu, średnicy i długości stosowanych kotew,
- eliminacja uszkodzonych kotew,
- kontrola prawidłowości wypełnienia otworów kotwowych ładunkami klejowymi,
- odpowiednie wykonanie opinki stropu i ociosów.

W zakres kontroli prawidłowości zabudowy kotew wchodzi sprawdzenie:

- prawidłowości wklejania kotew,
- przylegania podkładek do stropu,
- rozmieszczenia kotew zgodnie ze schematem kotwienia,
- nośności kotew.

Pomiar nośności kotew wykonuje się za pomocą wrywarki hydraulicznej, a badanie polega na przyłożeniu siły wrywającej do kotwy przy jednoczesnym pomiarze obciążenia oraz odkształcenia [134].

7.5.2. Kontrola stateczności wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwowej

Kontrola stateczności wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwowej powinna być prowadzona na bieżąco na całej długości wyrobiska przez osoby dozoru ruchu oraz okresowo w wybranych miejscach według ustaleń Kierownika Działu Górniczego [137].

Na kontrolę stateczności wyrobiska składa się kontrola bieżąca oraz kontrola okresowa.

Kontrola bieżąca wg wytycznych Głównego Instytutu Górnictwa obejmuje obserwację dwupoziomowych wskaźników niskiego i wysokiego rozwarstwienia, na których oznaczone są progi bezpieczeństwa i zagrożenia [134]:

- wskaźniki niskiego rozwarstwienia: mocowane na głębokości większej niż 0,3 m powyżej zasięgu kotwienia skał stropowych, w pobliżu osi wyrobiska, w odstępach nie większych niż 30 m, dopuszczalna wartość rozwarstwienia niskiego wynosi 50 mm, stan zagrożenia sygnalizowany jest kolorem czerwonym i oznacza przekroczenie rozwarstwienia wynoszącego 2% zasięgu kotwienia,
- wskaźniki wysokiego rozwarstwienia: mocowane na głębokości większej niż 0,3 m powyżej podwójnego zasięgu kotwienia skał stropowych, ale nie mniejszej niż 4,5 m, w pobliżu osi wyrobiska, w odstępach nie większych niż 30 m, dopuszczalna wartość rozwarstwienia wysokiego wynosi 81 mm, stan zagrożenia sygnalizowany jest kolorem czerwonym i oznacza przekroczenie rozwarstwienia wynoszącego 1,5% szerokości wyrobiska.

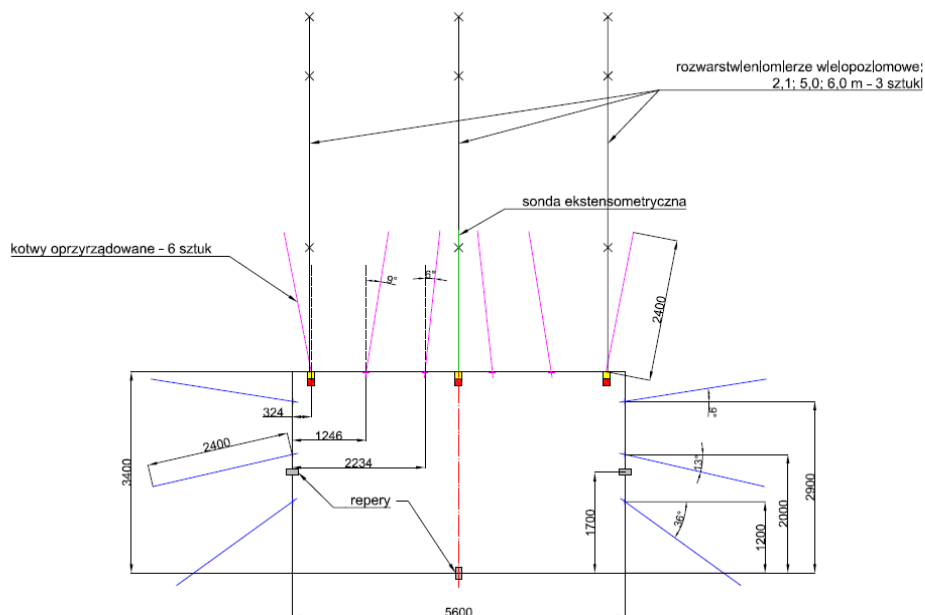
Dodatkowo przy osiągnięciu 50% wartości maksymalnych rozwarstwień i znacznej zmianie dynamiki ich przyrostu należy powiadomić rzeczoznawcę. Opisane wartości krytyczne dotyczą sytuacji, gdy wyrobisko znajduje się w obustronnym otoczeniu calizny i nie podlega dodatkowym wpływom. Pierwsze stanowisko kontroli bieżącej powinno być zabudowane w odległości nie większej niż 5 m od miejsca rozpoczęcia wykonywania wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej, a kolejne wskaźniki należy zabudowywać z odpowiednią do sytuacji górniczej częstotliwością [128].

W ramach **kontroli okresowej** zabudowywano stacje kontroli okresowej [128]:

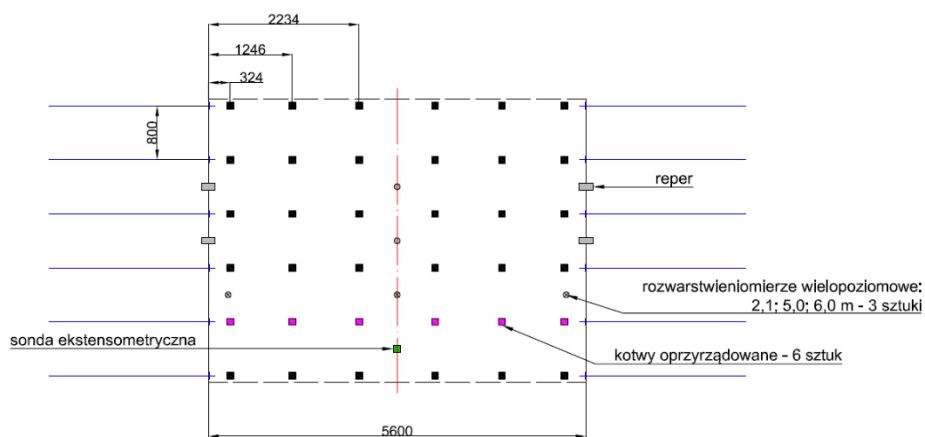
- **I stacja kontroli okresowej** została zabudowana w dniu 19.11.2019 r. na cesze 14 mb; na jej wyposażenie składa się:
 - 6 kotew oprzyrządowanych w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej z obudową zasadniczą,
 - 3 rozwarstwiomierze 3-poziomowe, mocowane na głębokościach 2,1; 5,0; 6,0 m,

- sonda ekstensometryczna w osi wyrobiska.

Schemat stacji pomiarowej został przedstawiony na rysunkach 7.16 i 7.17.



Rys. 7.16. Schemat stacji kontroli okresowej - stacja nr 1 – przekrój pionowy

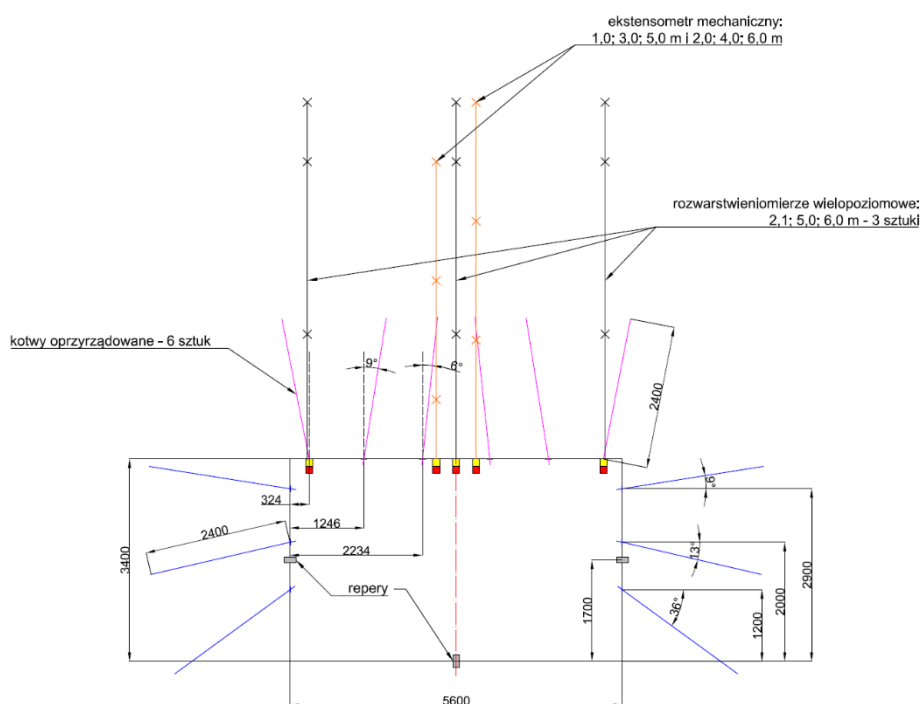


Rys. 7.17. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 1 - widok z góry

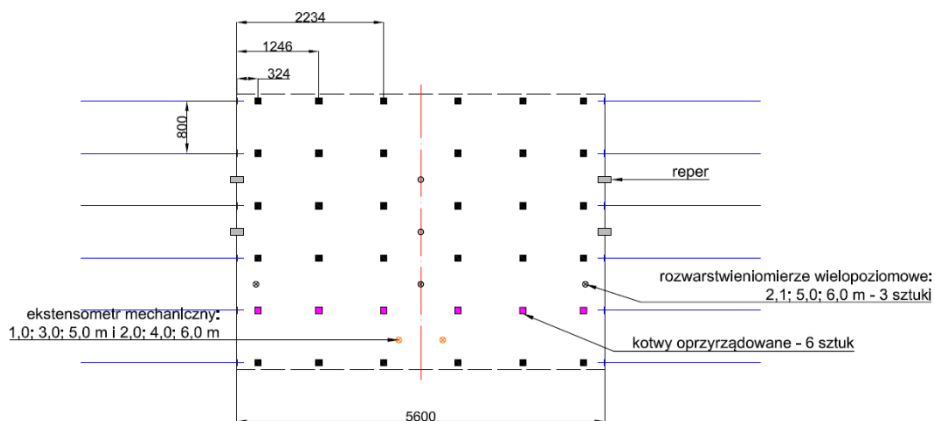
- **II stacja kontroli okresowej** została zabudowana w dniu 06.12.2019 r. na cesze 58,6 mb, na jej wyposażenie składa się [128]:

- 6 kotwi oprzyrządowanych w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej z obudową zasadniczą,
- 3 rozwarstwieniomierze 3-poziomowe, mocowane na głębokościach 2,1; 5,0; 6,0 m,
- 2 rozwarstwieniomierze wzajemnie się uzupełniające, których zasada działania jest zbliżona do ekstensometru, mocowane na głębokościach: pierwszy 1,0; 3,0; 5,0 m i drugi 2,0; 4,0; 6,0 m, nazywane ekstensometrem mechanicznym,

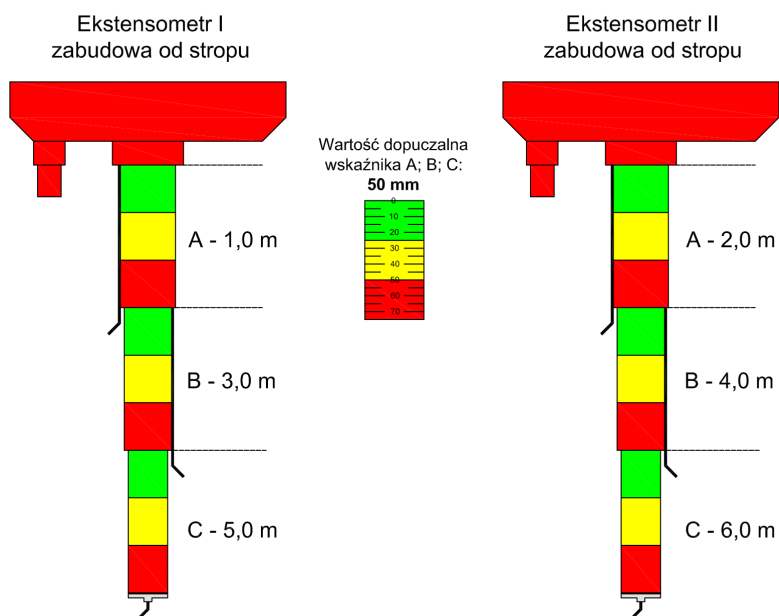
Schemat stacji pomiarowej został przedstawiony na rysunkach 7.18 i 7.19. Na rysunku 7.20 przedstawiono zakres pomiarowy rozwarstwieniomierzy opisanych jako ekstensometr mechaniczny.



Rys. 7.18. Schemat stacji kontroli okresowej - stacja nr 2 – przekrój pionowy



Rys. 7.19. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 2 - widok z góry

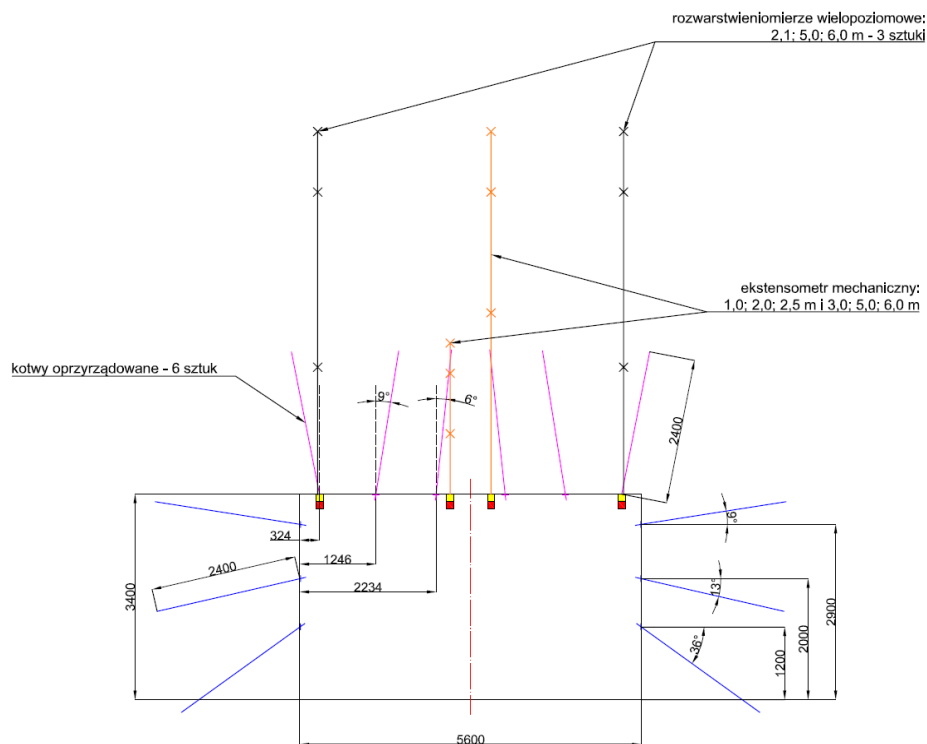


Rys. 7.20. Schemat ekstensometru mechanicznego

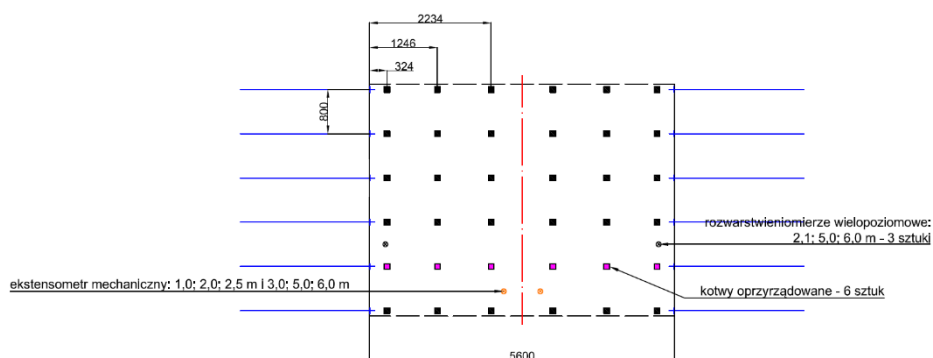
- **III dodatkowa stacja kontroli okresowej** została zabudowana w dniu 27.12.2019 na cesze 161 mb, w celu sprawdzenia obciążenia siłami osiowymi kotwi pomiarowych zabudowanych bezpośrednio po odsłonięciu stropu, na jej wyposażenie składa się [128]:
 - 6 kotwi oprzyrządzonych w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej z obudową zasadniczą,

- 2 rozwarstwieniomierze 3-poziomowe, mocowane na głębokościach 2,1; 5,0; 6,0 m,
- 2 rozwarstwieniomierze wzajemnie się uzupełniające, których zasada działania jest zbliżona do ekstensometru, mocowane na głębokościach: pierwszy 1,0; 2,0; 2,5 m i drugi 3,0; 5,0; 6,0 m, nazywane ekstensometrem mechanicznym.

Schemat stacji pomiarowej został przedstawiony na rysunkach 7.21 i 7.22.



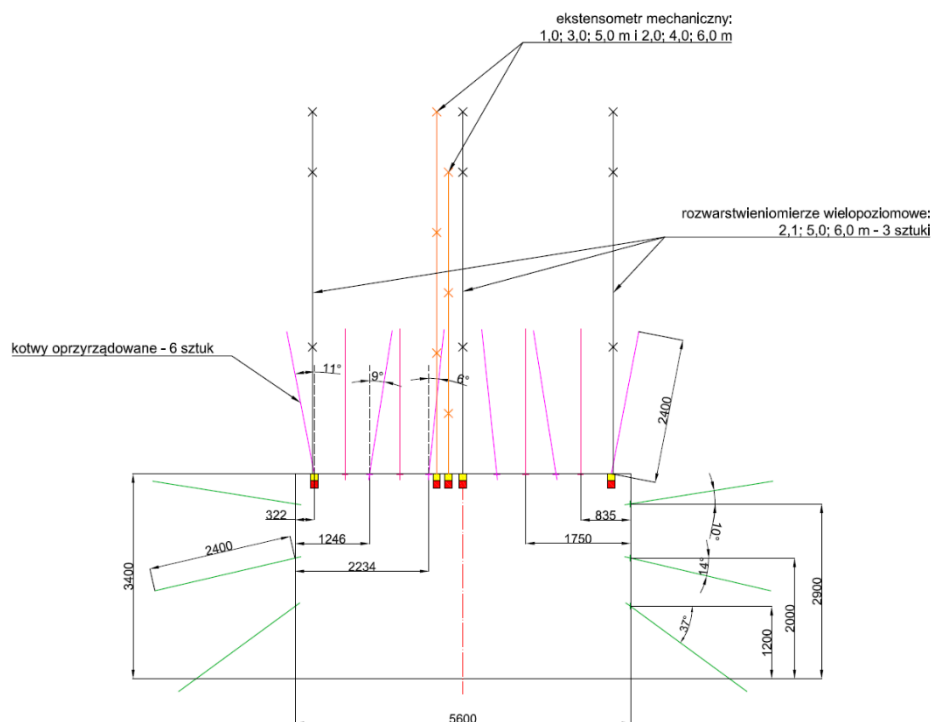
Rys. 7.21. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 3 – przekrój pionowy



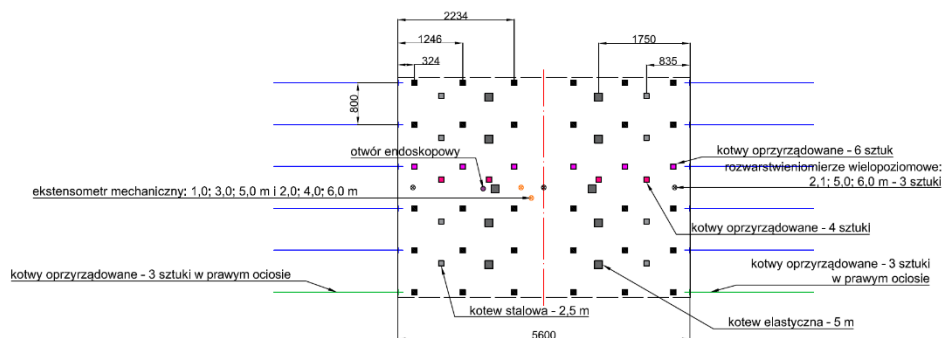
Rys. 7.22. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 3 - widok z góry

- **IV stacja kontroli okresowej** została zabudowana w dniu 16.04.2020 r. na cesze 564,6 mb, na jej wyposażenie składa się [128]:
 - 6 kotwi oprzyrządowanych w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej z obudową zasadniczą,
 - 4 kotwy oprzyrządowane w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej ze zmienioną siatką kotwienia,
 - 3 kotwy oprzyrządowane w ociosie lewym i prawym o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej z obudową zasadniczą,
 - 2 rozwarstwniomierze 3-poziomowe, mocowane na głębokościach 2,1; 5,0; 6,0 m,
 - 2 rozwarstwniomierze wzajemnie się uzupełniające, których zasada działania jest zbliżona do ekstensometru, mocowane na głębokościach: pierwszy 1,0; 3,0; 5,0 m i drugi 2,0; 4,0; 6,0 m, nazywane ekstensometrem mechanicznym,

Schemat stacji pomiarowej został przedstawiony na rysunkach 7.23 i 7.24.



Rys. 7.23. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 4 – przekrój pionowy

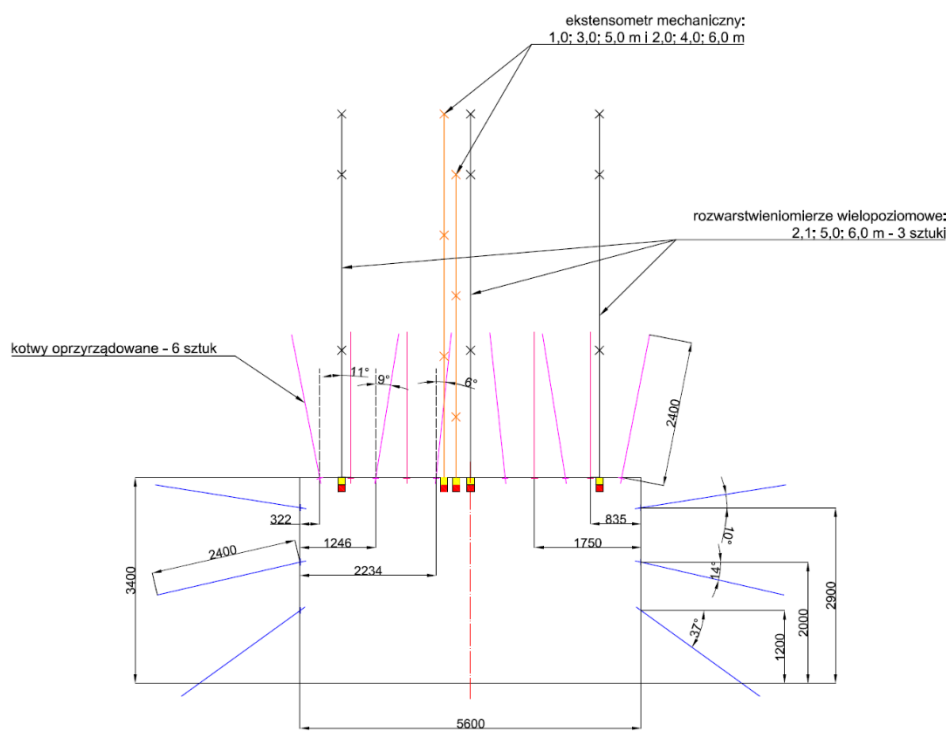


Rys. 7.24. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 4 - widok z góry

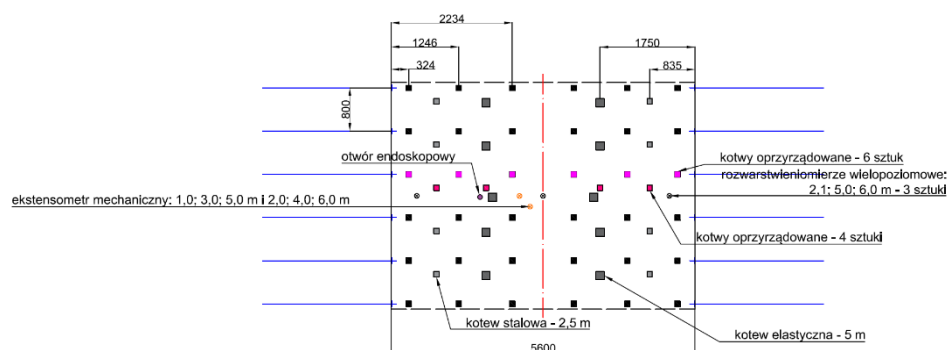
- **V stacja kontroli okresowej** została zabudowana w dniu 01.07.2020 r. na cesze 967 mb, na jej wyposażenie składa się [128]:
 - 6 kotwí oprzyrządowanych w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej z obudową zasadniczą,

- 4 kotwy oprzyrządowane w rzędzie o rozmieszczeniu, rozstawie i długości zgodnej ze zmienioną siatką kotwienia,
- 2 rozwarstwieniomierze 3-poziomowe, mocowane na głębokościach 2,1; 5,0; 6,0 m,
- 2 rozwarstwieniomierze wzajemnie się uzupełniające, których zasada działania jest zbliżona do ekstensometru, mocowane na głębokościach: pierwszy 1,0; 3,0; 5,0 m i drugi 2,0; 4,0; 6,0 m, nazywane ekstensometrem mechanicznym.

Schemat stacji pomiarowej przedstawiono na rysunkach 7.25 i 7.26.



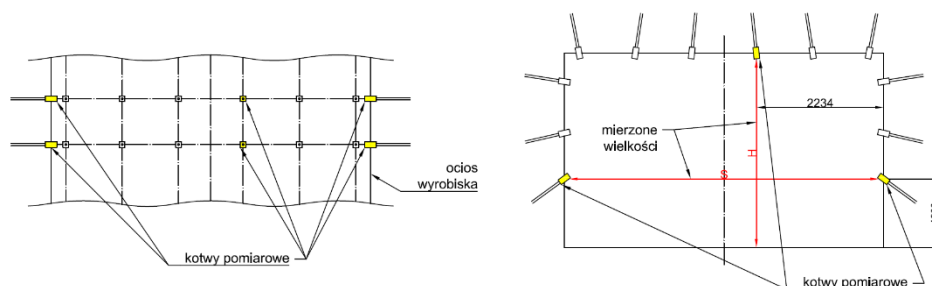
Rys. 7.25. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 5 – przekrój pionowy



Rys. 7.26. Schemat stacji kontroli okresowej – stacja nr 5 – widok z góry

Konwergencję wyrobisk mierzy się na stacjach pomiaru konwergencji. Na każdej stacji znajdują się dwa punkty pomiarowe, pozwalające na ocenę zaciskania się wyrobiska w kierunku poziomym oraz pionowym. Budowa stacji przedstawiona na rysunku 7.27 była identyczna dla wszystkich stacji pomiaru konwergencji. Stacje pomiaru konwergencji zostały rozmieszczone na [128]:

- pierwsza stacja pomiaru konwergencji na 14,80 i 15,55 m,
- druga stacja do pomiaru konwergencji na 58,20 i 59,00 m,
- trzecia stacja do pomiaru konwergencji na 413,10 i 414,00 m,
- czwarta stacja do pomiaru konwergencji na 503,10 i 503,80 m,
- piąta stacja do pomiaru konwergencji na 563,1 i 563,8 m.



Rys. 7.27. Schemat pomiaru konwergencji wyrobiska

Zalecana częstotliwość prowadzenia **kontroli bieżącej** wskaźników niskiego i wysokiego rozwarstwienia dla fazy I projektu [136]:

- kontrola wizualna wraz z zapisem – początkowa faza drążenia, czyli 3 pierwsze rozwarstwieniomierze licząc od przodka – 1 raz na każdej zmianie roboczej; 1 raz na dobę w dni wolne od pracy,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – pozostałe rozwarstwieniomierze – 1 raz na tydzień,
- kontrola wizualna – pozostałe rozwarstwieniomierze – 1 raz na każdej zmianie roboczej; 1 raz na dobę w dni wolne od pracy,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz na tydzień.

Zalecana częstotliwość prowadzenia kontroli okresowej na stacjach **kontroli okresowej i pomiaru konwergencji** dla I fazy projektu [136]:

- przez 2 tygodnie od zabudowy stanowiska:
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacjach kontroli okresowej – 1 raz dziennie w dni robocze,
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacjach pomiaru konwergencji – 1 raz w tygodniu,
- po 2 tygodniach od zabudowy stanowiska:
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacjach kontroli okresowej i stacjach pomiaru konwergencji – 1 raz na miesiąc.

Częstotliwość pomiarów może ulegać zmianie zależnie od zachowania wyrobiska.

Zalecana częstotliwość prowadzenia **kontroli bieżącej** wskaźników niskiego i wysokiego rozwarstwienia dla fazy II projektu (zakręt nr 1) [126]:

- kontrola wizualna wraz z zapisem – w czasie robót w strefie zakrętu – 1 raz na każdej zmianie roboczej, 1 raz na dobę w dni wolne od pracy,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – po zakończeniu robót w strefie zakrętu – 1 raz na tydzień,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz w miesiącu,
- kontrola wizualna – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz w tygodniu.

Częstotliwość pomiarów może ulegać zmianie zależnie od zachowania wyrobiska.

Zalecana częstotliwość prowadzenia **kontroli bieżącej** wskaźników niskiego i wysokiego rozwarstwienia dla fazy III projektu [137]:

- kontrola wizualna wraz z zapisem – początkowa faza drążenia, czyli 3 pierwsze rozwarstwieniomierze licząc od przodka – 1 raz na każdej zmianie roboczej; 1 raz na dobę w dni wolne od pracy,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – pozostałe rozwarstwieniomierze – 1 raz na tydzień,
- kontrola wizualna – pozostałe rozwarstwieniomierze – 1 raz na każdej zmianie roboczej; 1 raz na dobę w dni wolne od pracy,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz na miesiąc,
- kontrola wizualna – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz na tydzień.

Zalecana częstotliwość prowadzenia kontroli okresowej na stacjach **kontroli okresowej i pomiaru konwergencji** dla III fazy projektu [137]:

- przez 2 tygodnie od zabudowy stanowiska:
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacji kontroli okresowej – 1 raz dziennie w dni robocze,
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacji pomiaru konwergencji – 1 raz w tygodniu,
- po 2 tygodniach od zabudowy stanowiska:
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacji kontroli okresowej – 1 raz na miesiąc,
 - kontrola wizualna wraz z zapisem na stacji pomiaru konwergencji – 1 raz na 3 tygodnie.

Częstotliwość pomiarów może ulegać zmianie zależnie od zachowania wyrobiska.

Zalecana częstotliwość prowadzenia **kontroli bieżącej** wskaźników niskiego i wysokiego rozwarstwienia dla fazy IV projektu (zakręt nr 2) [127]:

- kontrola wizualna wraz z zapisem – w czasie robót w strefie zakrętu – 1 raz na każdej zmianie roboczej, 1 raz na 2 dni w dni wolne od pracy,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – po zakończeniu robót w strefie zakrętu – 1 raz na tydzień,
- kontrola wizualna wraz z zapisem – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz w miesiącu,
- kontrola wizualna – po zakończeniu drążenia wyrobiska – 1 raz w tygodniu.

Częstotliwość pomiarów może ulegać zmianie zależnie od zachowania wyrobiska.

7.5.3. Wyniki kontroli stateczności wyrobiska

Kontrola rozwarstwień stropu – rozwarstwieniomierze

Na rysunkach 7.28÷7.32 przedstawiono wielkości rozwarstwień stropu mierzonych na poszczególnych stacjach kontroli okresowej wraz z datą wykonania pomiaru, odległością stacji od czoła przodka oraz poziomem rozwarstwienia. Największe przyrosty rozwarstwień obserwowano krótko po zabudowie rozwarstwieniomierzy, co związane było z małą odległością punktu pomiarowego od czoła przodka. Wraz z oddaleniem się czoła przodka od punktu pomiarowego obserwowano stabilizację rozwarstwień, zjawisko to widoczne było szczególnie na wykresach dla stacji 1÷4. Świadczy to o poprawności działania obudowy, która spinając warstwy skalne zapobiega propagacji nieciągłości w górotworze.

Na **stacji kontroli okresowej nr 1**, po oddaleniu się czoła przodka na odległość około 25 m od miejsca zabudowy rozwarstwieniomierzy doszło do przyrostu rozwarstwień przy lewym i prawym ociosie, tym niemniej wartości rozwarstwień nie przekroczyły wartości krytycznych w związku z czym nie było konieczne podejmowanie żadnych dodatkowych działań. Wartości rozwarstwień stropu mierzone w osi wyrobiska pozostały niezmienione przez cały okres prowadzenia pomiarów.

Na **stacji kontroli okresowej nr 2** maksymalna zaobserwowana wartość rozwarstwień stropu wyniosła zaledwie 5 mm, co świadczy o skuteczności działania samodzielnej obudowy kotwowej i poprawnie dobranym schemacie kotwienia.

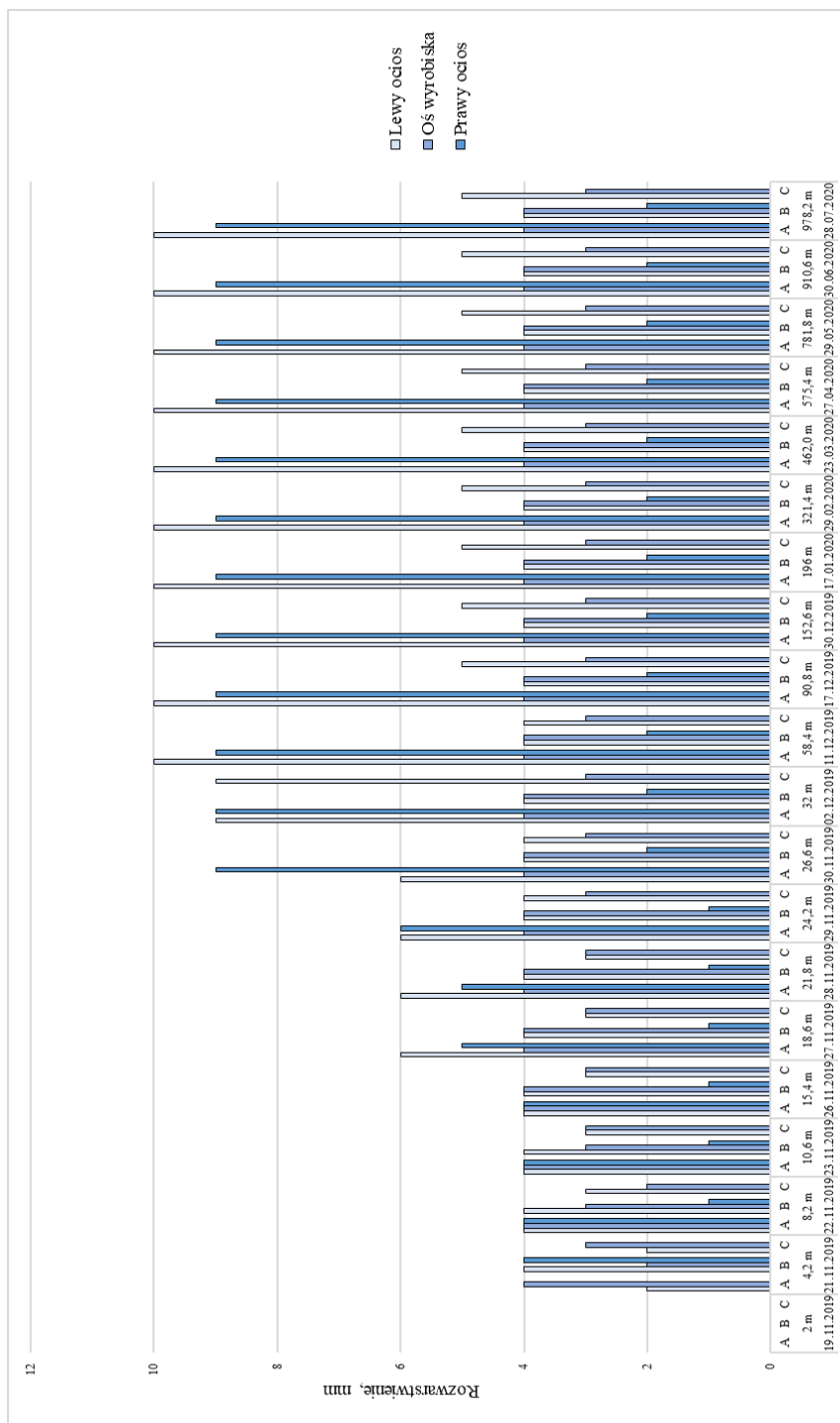
Pomiary rozwarstwień stropu na **stacji kontroli okresowej nr 3** prowadzone były wyłącznie przy prawym i lewym ociosie. Maksymalne zaobserwowane rozwarstwienie wyniosło 5 mm, co świadczy o skutecznym działaniu samodzielnej obudowy kotwowej i poprawnie dobranym schemacie kotwienia.

Na **stacji kontroli okresowej nr 4** początkowo zaobserwowano stały przyrost rozwarstwień stropu przy lewym ociosie. Rozwarstwienia ustabilizowały się ostatecznie na wartości 23 mm, po oddaleniu się czoła przodka od miejsca zabudowy rozwarstwieniomierzy na odległość około 400 m. W związku ze znaczną przewagą rozwarstwień mierzonych przy lewym ociosie w stosunku do rozwarstwień mierzonych w osi wyrobiska i przy prawym ociosie, zdecydowano o zmianie schematu kotwienia i zabudowie dodatkowej kotwi przy lewym ociosie wyrobiska.

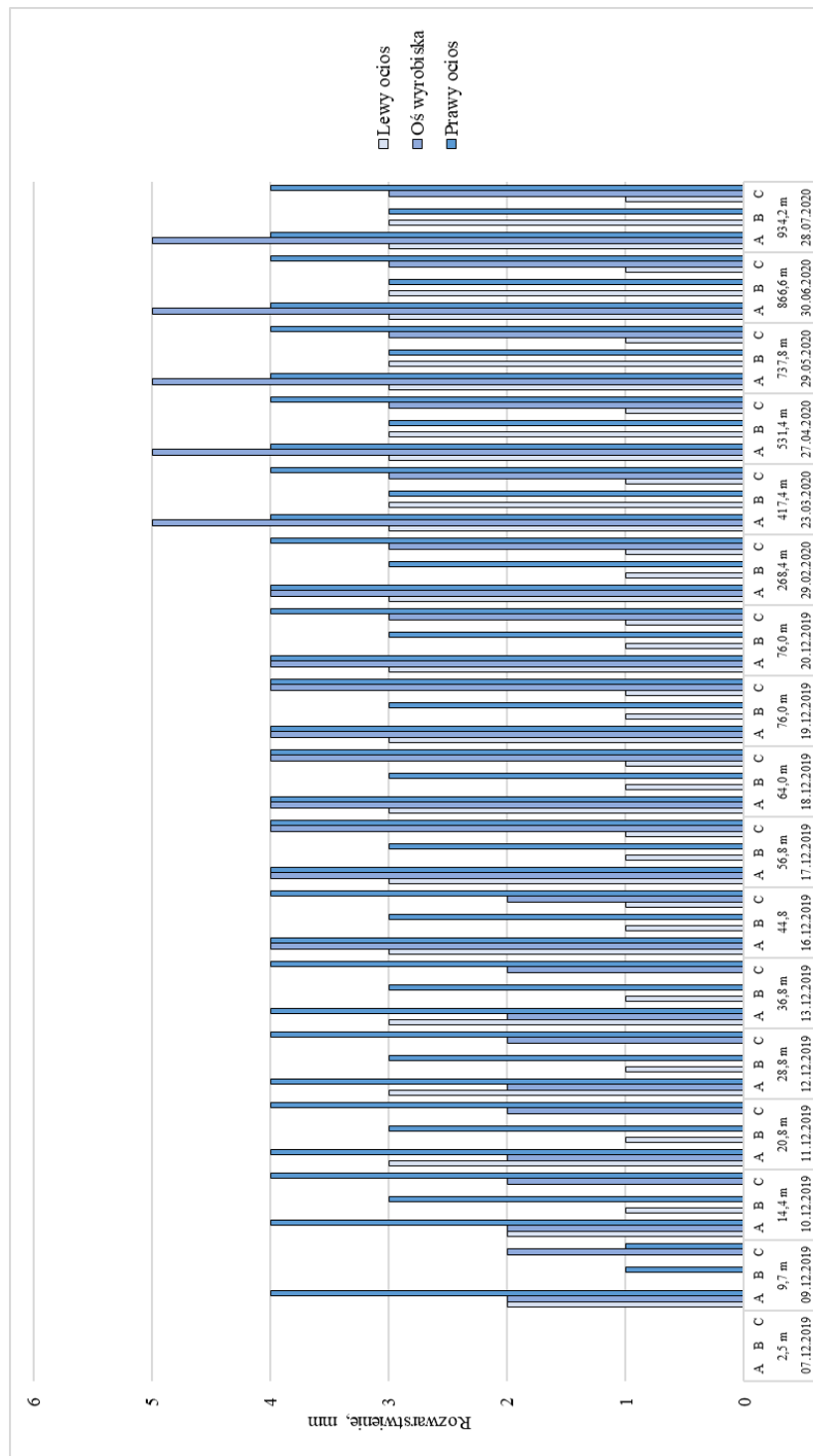
Na **stacji kontroli okresowej nr 5** największe mierzone wartości rozwarstwień stropu występowały przy lewym ociosie, osiągając 15 mm. Ponadto obserwuje się stały przyrost rozwarstwień w osi wyrobiska. Jest on

związany z małą odległością punktu pomiarowego od czoła przodka oraz niekorzystnymi warunkami geologicznymi.

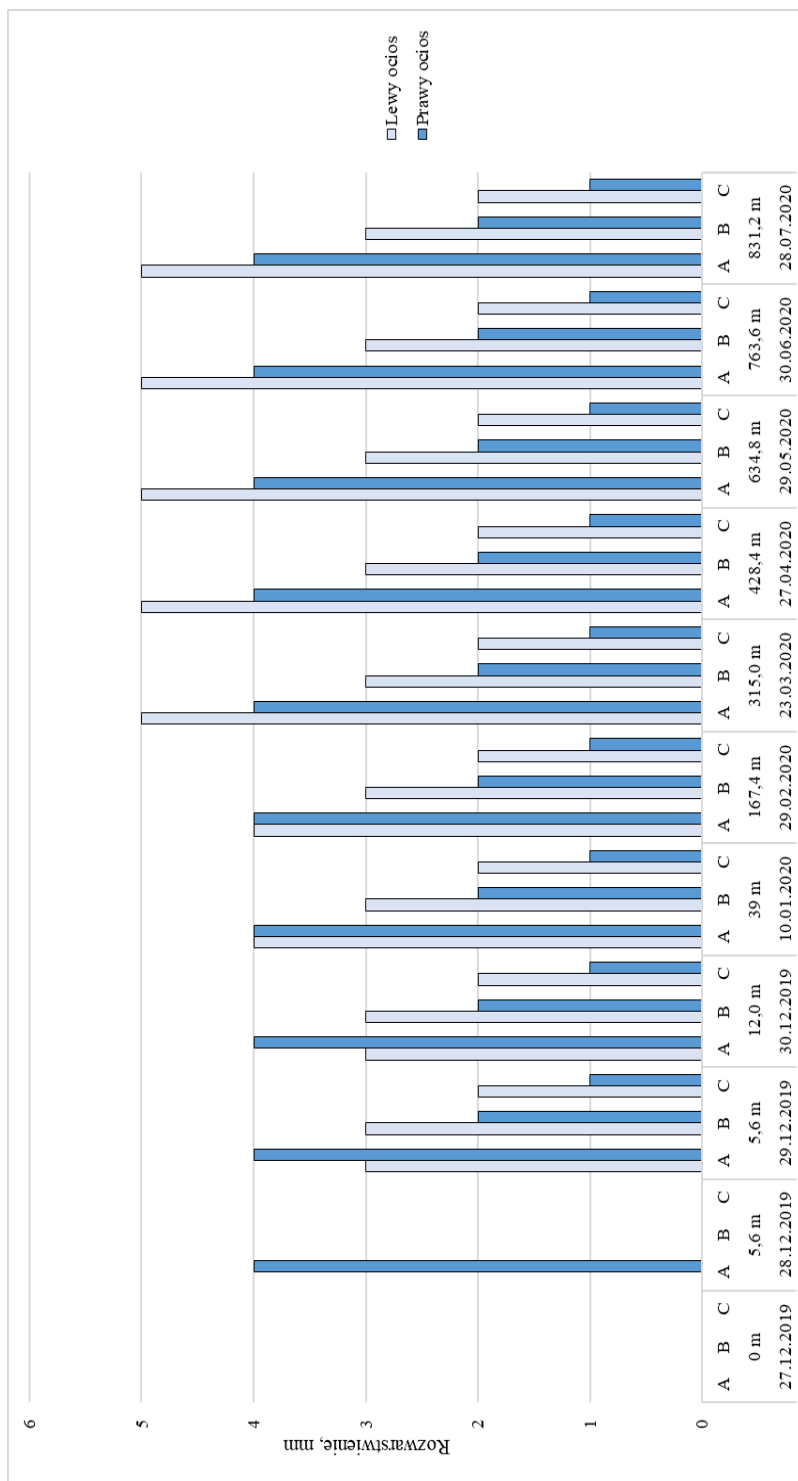
Na rysunku 7.33 przedstawiono wielkości rozwarstwień na **punktach pomiarowych kontroli bieżącej**. Podczas prowadzenia robót w szóstym miesiącu projektu (marzec 2020 r.) zaobserwowano przekroczenie dopuszczalnych wielkości rozwarstwień, wykazując tym samym powstanie szczelin w stropie. W związku z tym w dniu 25.03.2020 r. w wyrobisku przeprowadzono wizję lokalną, na podstawie której zdecydowano o zmianie schematu kotwienia w fazie III projektu (rozdział 8.5). Na podstawie badania stropu przeprowadzonego kamerą introskopową wykazano, że przyczyną przyrostu rozwarstwień jest występowanie w stropie lamin węgla. Po podjęciu działań zapobiegawczych zaobserwowano stabilizację rozwarstwień. Na kolejnych etapach robót nie wystąpiły niepokojące ruchy warstw skalnych skutkujące rozwarstwieniami. Na chwilę obecną wielkość szczelin w stropie pozostaje na bezpiecznym poziomie.



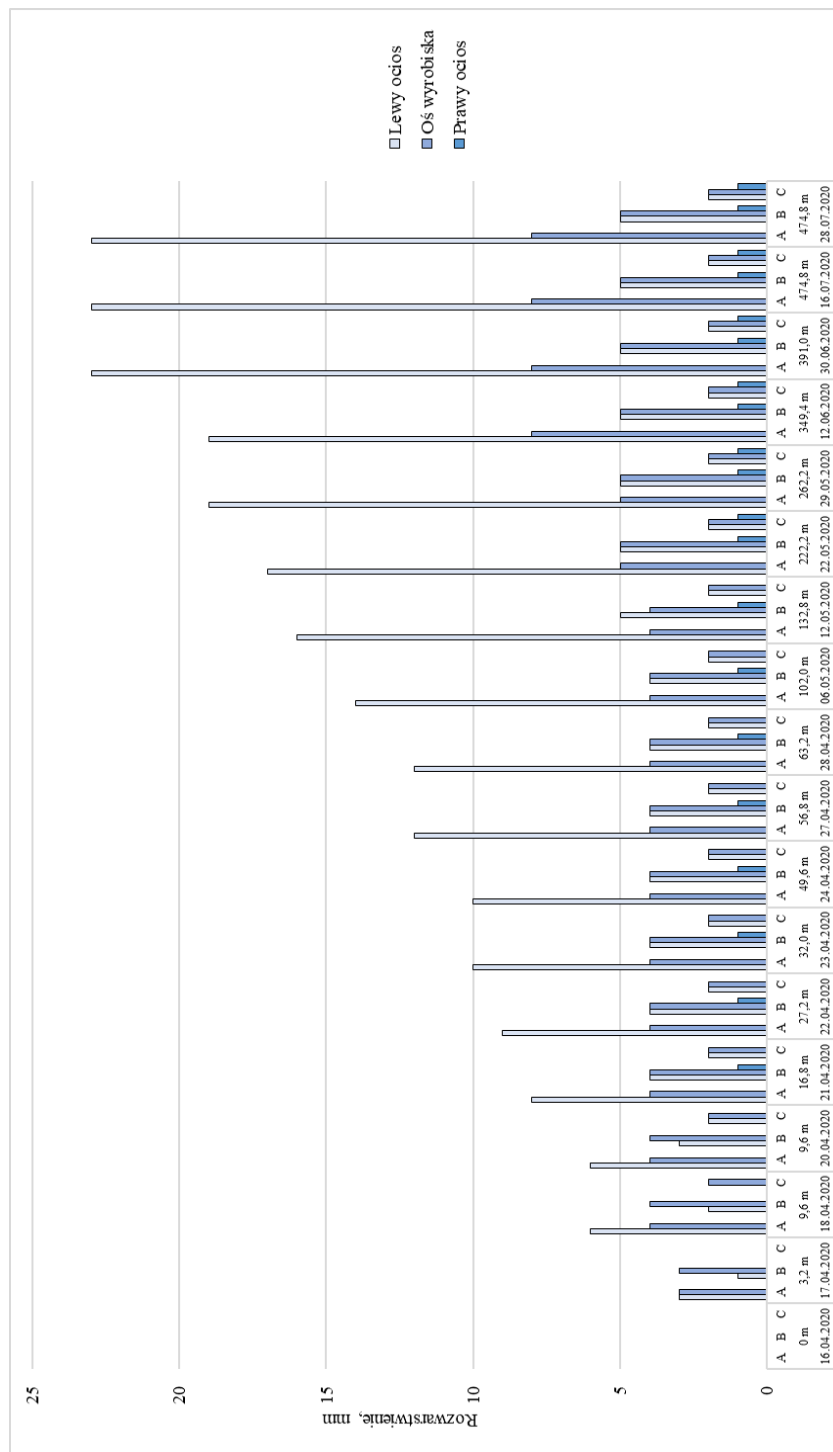
Rys. 7.28. Wielkość rozwarstwień w stropie wyrobiska na stacji kontroli okresowej nr 1 [128]



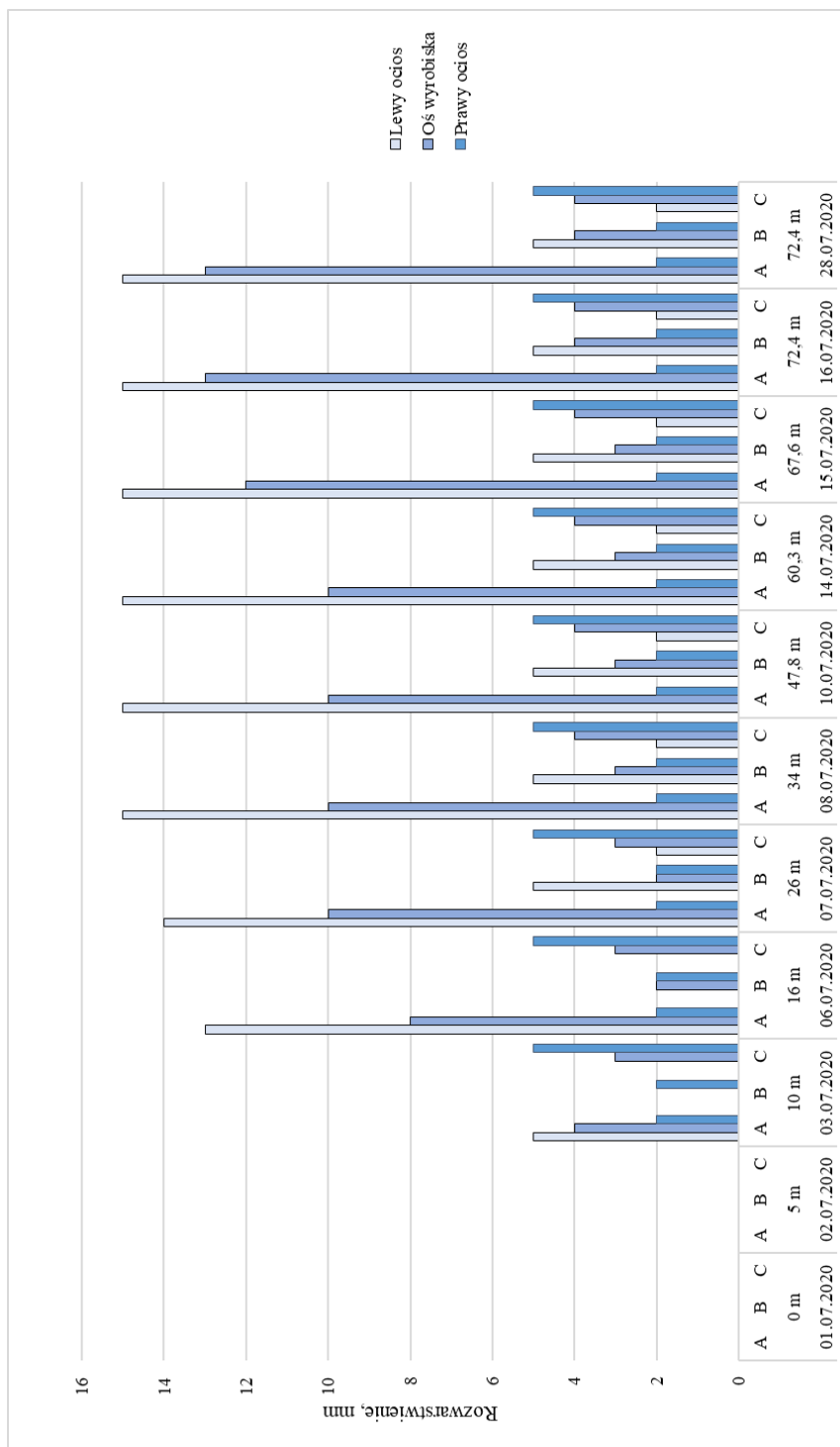
Rys. 7.29. Wielkość rozwarstwień w stropie wyrobiska na stacji kontroli okresowej nr 2 [128]



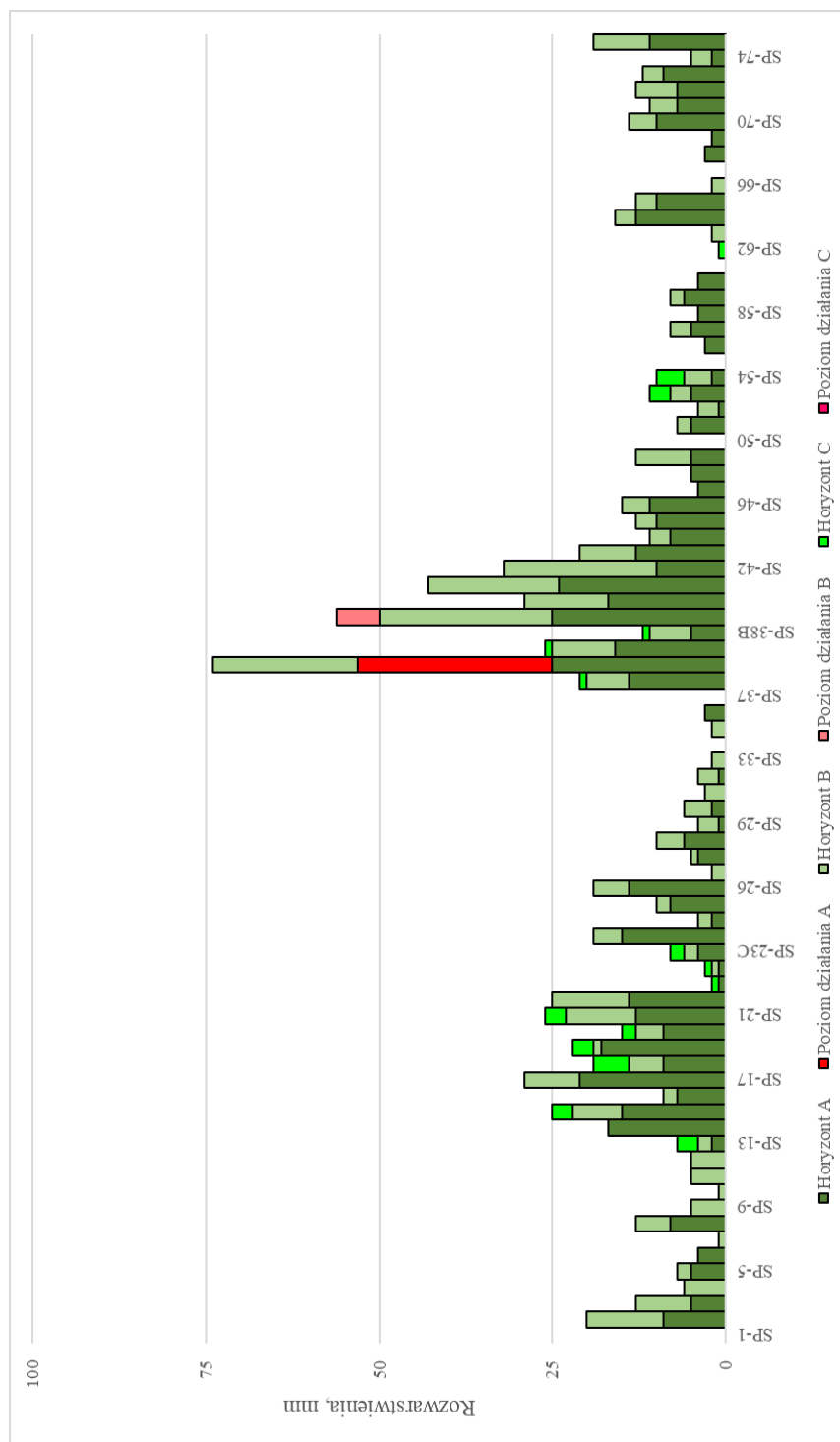
Rys. 7.30. Wielkość rozwarstwień w stropie wyrobiska na stacji kontroli okresowej nr 3 [128]



Rys. 7.31. Wielkość rozwarstwień w stropie wyrobiska na stacji kontroli okresowej nr 4 [128]



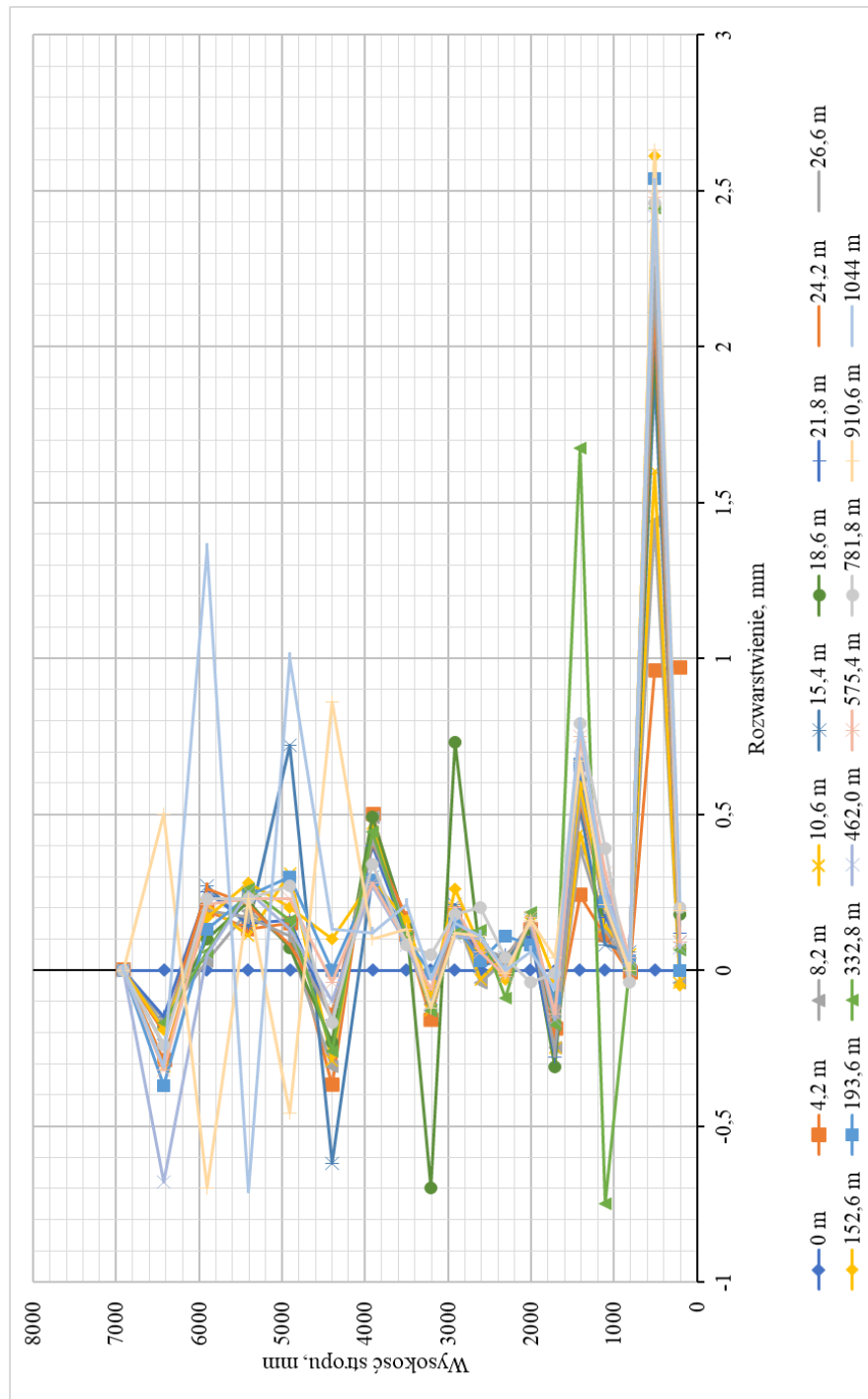
Rys. 7.32. Wielkość rozwarstwień w stropie wyrobiska na stacji kontroli okresowej nr 5 [128]



Rys. 7.33. Wielkości rozwarstwień na punktach pomiarowych kontroli bieżącej [128]

Kontrola rozwarstwień stropu – ekstensometry

Zasięg rozwarstwień skał stropowych monitorowany za pomocą sondy ekstensometrycznej na pierwszej stacji oraz za pomocą ekstensometru mechanicznego na pozostałych stacjach pozostawał na niezmiennym poziomie. Pomiary z sondy ekstensometrycznej (rys. 7.34 i 7.35) wykazywały niewielkie zmiany zarówno w przypadku wielkości rozwarstwień, jak i przemieszczeń. Czułość i dokładność pomiaru za pomocą sondy jest na tyle wysoka, że te wielkości mogą być pomijane i uznane za nieznaczące. Również w przypadku ekstensometrów mechanicznych (rys. 7.36÷7.39) nie obserwowano przyrostu rozwarstwień od dłuższego czasu. Tyczy się to także stacji nr 5, znajdującej się najbliżej czoła przodka [128].

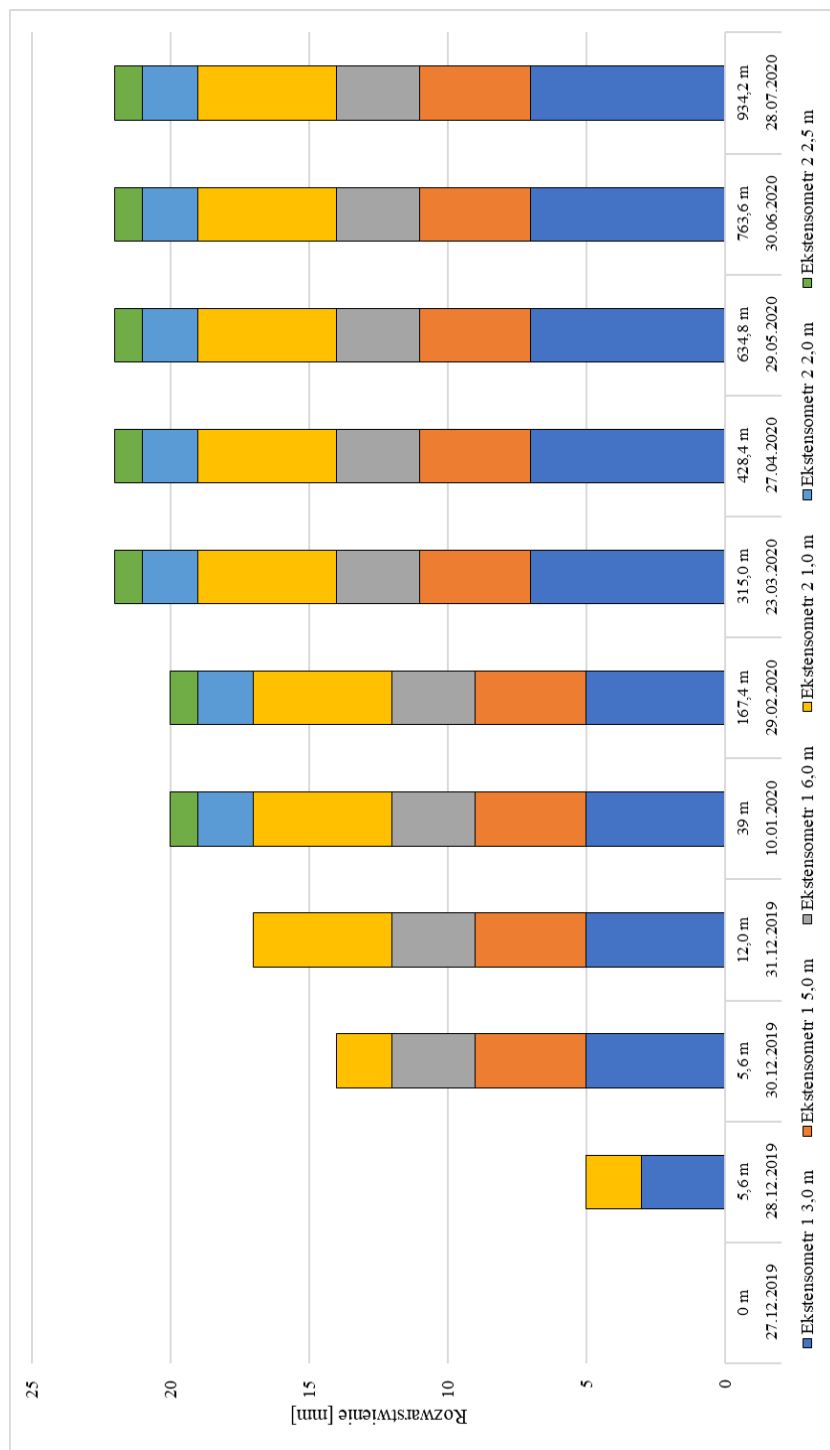


Rys. 7.34. Rozwarstwienia skał stropowych na podstawie pomiarów sondą ekstensometryczną – stacja nr 1 [128]

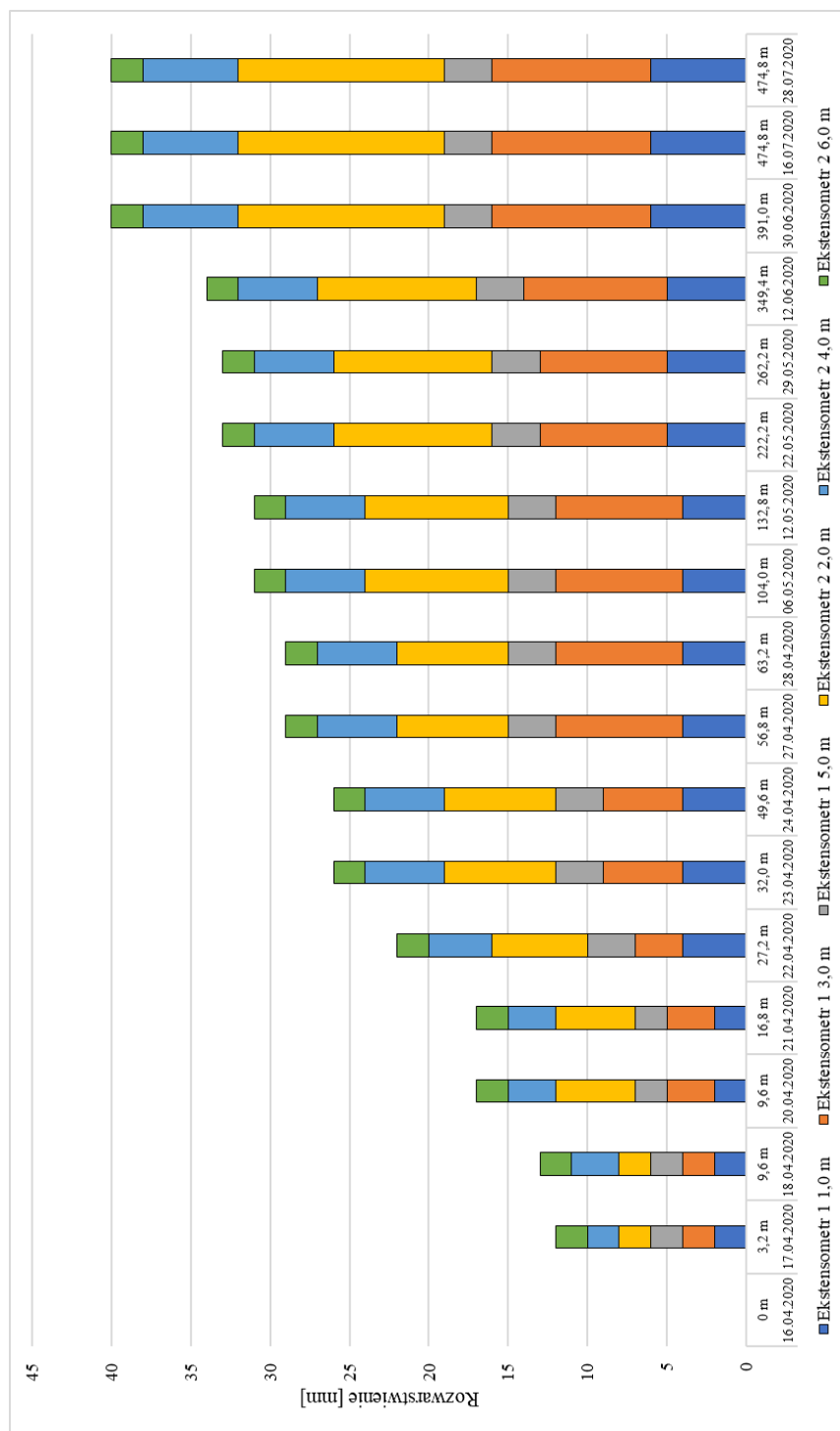


Rys. 7.35. Przemieszczenie warstw stropowych na podstawie pomiarów sondą ekstensometryczną - stacja nr 1 [128]

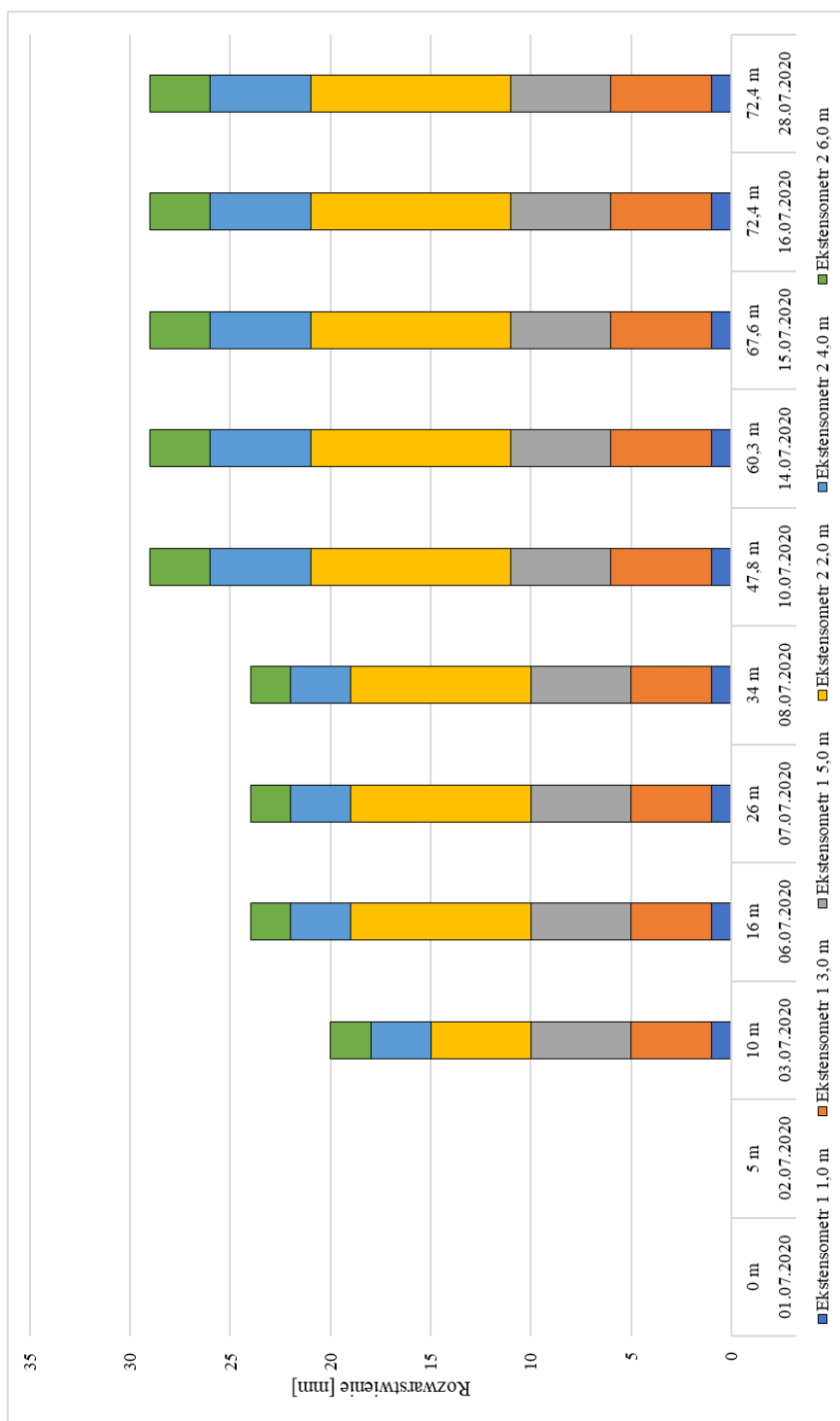




Rys. 7.37. Rozwarstwienia na ekstensometrze mechanicznym - stacja nr 3 [128]



Rys. 7.38. Rozwarstwienia na ekstensometrze mechanicznym - stacja nr 4 [128]



Rys. 7.39. Rozwarstwienia na ekstensometrze mechanicznym - stacja nr 5 [128]

Kontrola obciążenia kotwi

Kontrola obciążenia kotwi prowadzona była za pomocą kotwi oprzyrządowanych, wyposażonych w tensometry. Skoki sił osiowych między wartościami ujemnymi a dodatnimi świadczą o występowaniu pomiędzy poziomami szczeliny lub rozwarstwienia. Poziome ruchy rozwarstwiających się warstw skalnych, spiętych obudową kotwową, mogą powodować narażanie kotwi na ścinanie, co z kolei skutkuje zauważalnymi amplitudami wartości sił pomiędzy poszczególnymi poziomami [128].

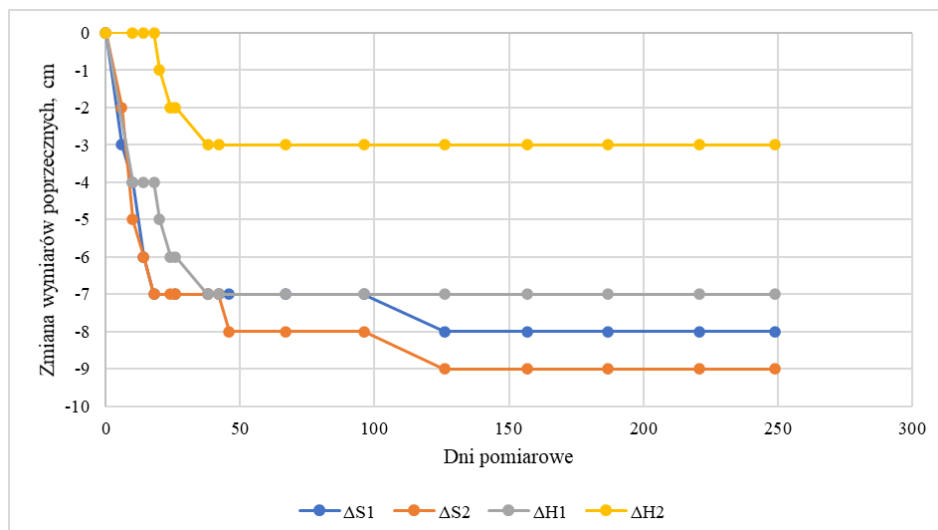
Na stacjach oddalonych od czoła przodka (stacje 1-4) zauważalna jest stabilizacja obciążenia. Występujące niewielkie odchylenia spowodowane są głównie bardzo wysoką wrażliwością tensometrów na wszelkie ruchy górotworu. Zjawisko stabilizacji obciążenia kotwi jest szczególnie widoczne na stacji nr 4, dla której wartości sił osiowych pozostają praktycznie niezmienione od momentu oddalenia się czoła przodka na odległość 70 m od punktu pomiarowego [128].

Na stacji pomiarowej nr 5, znajdującej się w pobliżu czoła przodka, obserwuje się bardzo wysokie obciążenia, powodujące zniszczenie tensometrów pomiarowych nawet już w trakcie pierwszych odczytów. Zjawisko to jest spowodowane trudnymi warunkami geologicznymi i znacznym zagęszczeniem sieci spękań występującym w rejonie punktu pomiarowego. Przekłada się to na występowanie ruchów warstw skalnych, a tym samym znacznych wartości sił osiowych w kotwach [128].

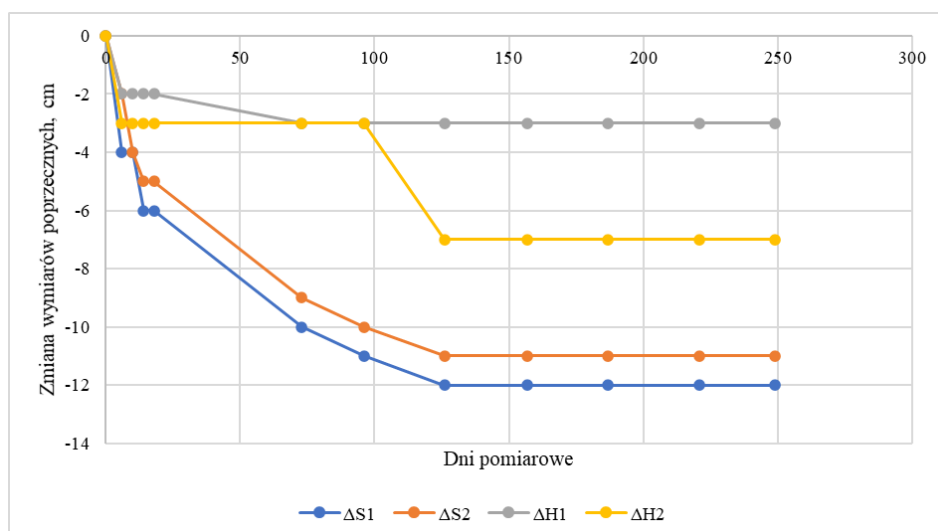
Wartości sił osiowych w kotwach obliczane są z wykorzystaniem specjalistycznego programu EXBOLT [128].

Kontrola konwergencji wyrobiska

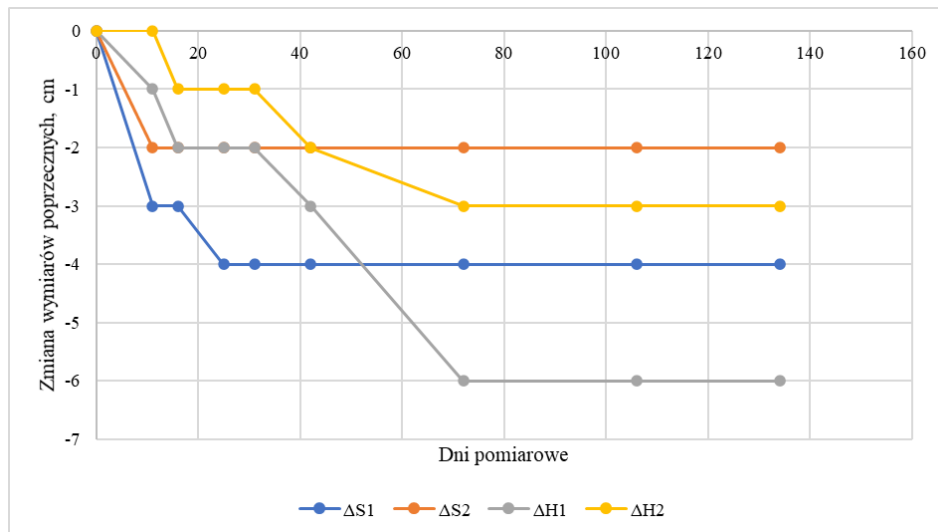
Podobnie jak w przypadku rozwarstwień stropu i obciążeń kotwi, wyraźna jest korelacja pomiędzy wartościami przyrostu konwergencji a odległością stacji pomiarowej od czoła przodka. Na stacjach 1÷4 przyrost konwergencji obserwowany był w bezpośredniej bliskości czoła przodka, natomiast od dłuższego czasu nie są obserwowalne zmiany gabarytów wyrobiska. Odmierna sytuacja występuje na stacji nr 5, gdzie występuje dynamiczny przyrost konwergencji, wynikający z bliskości czoła przodka oraz niekorzystnych warunków geologicznych. Wykresy zmiany wymiarów poprzecznych wyrobiska na poszczególnych stacjach przedstawiono na rysunkach 7.40÷7.44.



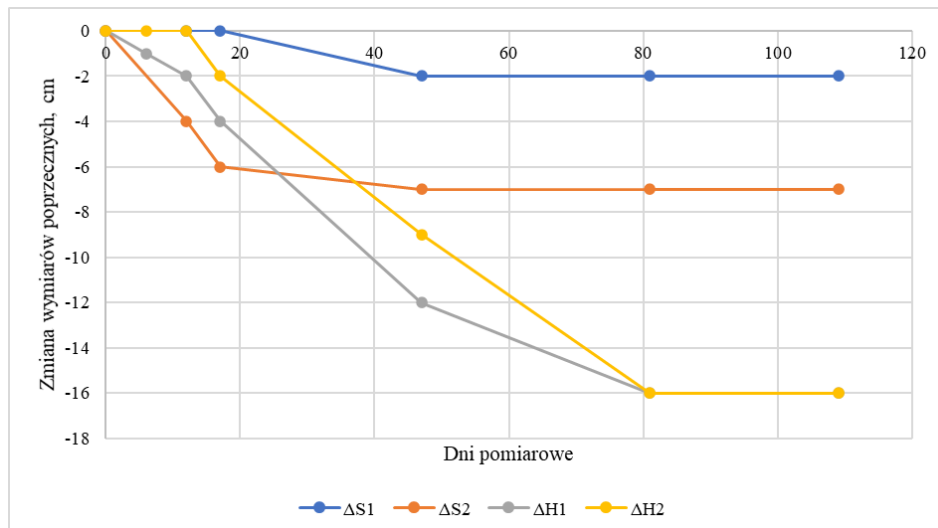
Rys. 7.40. Zmiana wymiarów poprzecznych wyrobiska - stacja pomiaru konwergencji nr 1 [128]



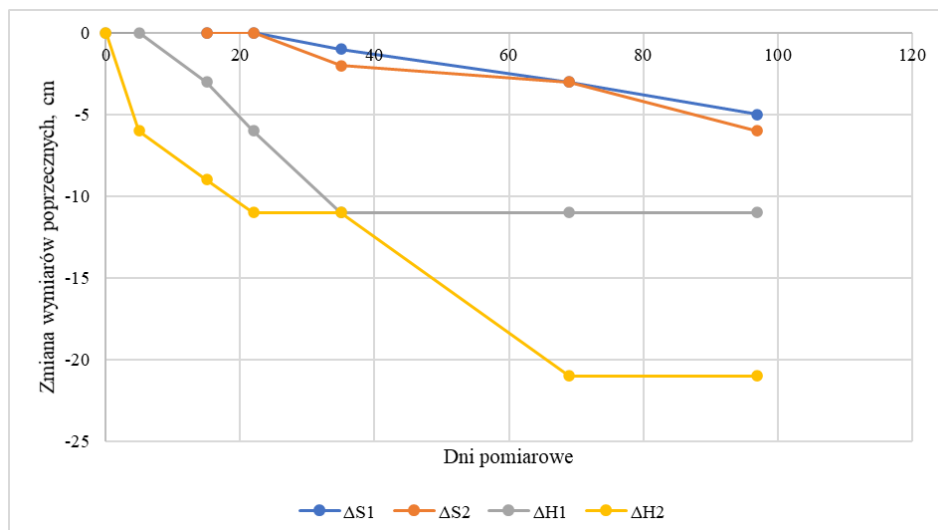
Rys. 7.41. Zmiana wymiarów poprzecznych wyrobiska - stacja pomiaru konwergencji nr 2 [128]



Rys. 7.42. Zmiana wymiarów poprzecznych wyrobiska - stacja pomiaru konwergencji nr 3 [128]



Rys. 7.43. Zmiana wymiarów poprzecznych wyrobiska - stacja pomiaru konwergencji nr 4 [128]



Rys. 7.44. Zmiana wymiarów poprzecznych wyrobiska - stacja pomiaru konwergencji nr 5 [128]

7.5.4. Wnioski i zalecenia dla monitoringu samodzielnej obudowy kotwowej

Odpowiednio zaplanowany i prowadzony monitoring wyrobiska podziemnego jest kluczowy dla jego stateczności i bezpieczeństwa użytkowania. W przypadku projektu jakim jest wdrożenie samodzielnej obudowy kotwowej do kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. jest to zagadnienie szczególnie istotne, bowiem konieczne jest określenie czy nie stosowany dotąd rodzaj obudowy jest w stanie zapewnić pracownikom odpowiednio wysoki poziom bezpieczeństwa. Stąd monitoring w omawianym wyrobisku prowadzony był z zastosowaniem różnych uzupełniających się sposobów [138-140].

Jedną z najpopularniejszych, najprostszych i najdłużej stosowanych metod obserwacji zmian w stropie wyrobisk jest pomiar rozwarstwień. Stosuje się rozwarstwniomyerze typu wskaźnikowego lub ilościowego. Powinny być zabudowywane w przodku drążonego wyrobiska, bowiem rozwarstwienia stropu zachodzą natychmiast po odsłonięciu skał. Zaletą rozwarstwniomyerzy wskaźnikowych, np. linkowych czy sygnalizatorów rozwarstwień skał (SRS) jest prosta budowa, sposób montażu oraz odczyt wizualny, niewymagający specjalistycznych urządzeń. Uzyskiwane informacje są ogólne, ale często wystarczające do podjęcia decyzji o ewentualnym wzmocnieniu obudowy wyrobiska. Prawidłowa ocena stanu i jakości stropu powinna bazować na pomiarze ilościowym. Do takich urządzeń zaliczyć można sondę ekstensometryczną składającą się z kotwiczek magnetycznych zabudowanych na różnych poziomach. Takie rozwiązanie jest znacznie bardziej skomplikowane,

jednak dokładność wskazań czyni je jednym z najchętniej stosowanych sposobów monitoringu rozwarstwień na świecie [138, 141-142].

Na świecie stosowane są również systemy automatycznego pomiaru rozwarstwień oferowane przez wiele firm. np. Geokon, ACE, Sissgeo (np. ekslensometry typu MPBX *multipoint borehole extensometer*). Największym problemem przy ich zastosowaniu jest obecnie brak dopuszczeń do stosowania w kopalniach podziemnych w Polsce (brak polskich atestów) i ograniczony, często do 15-20 cm zakres pracy. Może to stanowić problem w przypadku dużej deformacji stropu w wyrobiskach przyscianowych oraz innych poddanych wpływom eksploatacji i utrzymywanym w długim okresie czasu [138-139, 143-145].

Od wielu lat do oceny jakości skał otaczających stosuje się systemy wizyjne w postaci endoskopów. Choć to metoda czasochłonna, to daje najlepsze efekty. W tym przypadku istnieje możliwość najdokładniejszej oceny charakteru spękań ich rozwarcia i dokładnego zasięgu spękań, w tym, stwierdzenia spękań pionowych czy nachylonych. Aktualnie jakość urządzeń oraz ich uniwersalność pozwala na bardzo szczegółowe analizy [138, 140-141, 145-146].

Zmianę zjawisk zachodzących w górotworze można także rejestrować poprzez zmiany naprężeń wokół wyrobiska. W tym celu stosuje się różne rodzaje sond, produkowanych między innymi przez firmę Geokon. Urządzenie służy do monitorowania naprężeń ściskających w materiałach takich jak skały czy beton [138-140].

Natomiast najprostszą metodą do oceny zjawisk zachodzących w górotworze na konturze wyrobisk podziemnych jest pomiar konwergencji. W tym celu budowane są w stropie, spągu i w ociosach krótkie, ok. metrowe kotwy prętowe, tzw. repery. W określonych odstępach czasu określa się odległości pomiędzy reperami w poziomie i w pionie. Jeżeli jest to technicznie możliwe, wykonuje się także pomiar zmian obwodu wyrobiska. Obecnie nie tylko jednostki naukowo-badawcze ale również wiele zakładów górniczych, dysponuje skanerami laserowymi, co daje możliwość dokładnego odwzorowania konturu wyrobiska [138, 146-147].

Do ciągłej oceny zmian wymiarów poprzecznych możliwe jest zastosowanie mierników teleskopowych czy automatycznych metrów. Jednak to rozwiązanie może się sprawdzać jedynie w przypadku wyrobisk o niewielkim wyposażeniu w urządzenia, w których nie prowadzi się intensywnych prac [140, 147].

Należy podkreślić, że najlepsze efekty daje zastosowanie w jednym miejscu różnych technik pomiarowych, bowiem jest możliwość wzajemnej weryfikacji uzyskanych danych oraz oceny przydatności określonych metod pomiaru

w konkretnych warunkach. Takie podejście zastosowano dla monitoringu chodnika badawczego Bw-1n w KWK Budryk [138, 140, 148].

Analiza badań dołowych oraz szeregu obliczeń numerycznych pozwoliły na sformułowanie następujących wniosków [148]:

- Badane sukcesywnie odcinki wydrążonego wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwowej wykazywały się bardzo stabilnymi warunkami górnico-geologicznymi. Zasięg strefy spękań określany po kilku miesiącach od wydrążenia osiągnął maksymalną wartość 1,60 m. Badania w otworach stropowych wykazały maksymalnie kilka spękań, a większość z nich miała miejsce do 0,4 m od stropu wyrobiska.
- Prawidłowe określenie zasięgu strefy spękań jest jednym z najważniejszych elementów przy projektowaniu parametrów samodzielnej obudowy kotwowej, w celu utrzymania stateczności i funkcjonalności wyrobiska przez cały okres jego użytkowania.
- Przeprowadzone analizy wyników badań oraz obliczeń wskazują, że modelowanie numeryczne dość dobrze oddaje zachowanie górotworu w naturze. Uzyskane zasięgi stref uplastycznienia są zbliżone do tych stwierdzonych badaniami endoskopowym. Należy jednak zaznaczyć, że duży wpływ na uzyskiwane rezultaty ma rzeczywisty pierwotny stan naprężeń oraz uwarstwienie górotworu, nawet w obrębie jednej warstwy litologicznej.
- Przewidywany kształt strefy spękań jest zbliżony do elipsy, co pokazują badania kopalniane oraz obliczenia numeryczne.

W celu prawidłowego i efektywnego utrzymania funkcjonalności wyrobisk oraz optymalizacji na bieżąco stosowanych schematów obudowy niezbędne jest prowadzenie kontroli w dwóch obszarach, tj.: w zakresie zachowania się górotworu wokół wyrobiska oraz w zakresie pracy poszczególnych elementów obudowy. Takie podejście do monitorowania jest niezwykle ważne, bowiem zjawiska zachodzące w górotworze są symptomami zachowań jakich można się spodziewać na konturze wyrobiska oraz w elementach obudowy. W zależności od obszaru, który jest monitorowany, wykorzystywane są odmienne urządzenia, które zasadniczo rejestrują następujące wielkości [148]:

- rozwarstwienia górotworu,
- zasięg strefy spękań,
- zmiany naprężeń w górotworze,
- konwergencję przekroju poprzecznego wyrobiska,
- przemieszczenia poszczególnych elementów obudowy,
- obciążenie kotew.

Monitoring górotworu realizowany w chodniku badawczym Bw-1n wykonanym w samodzielnej obudowie kotwowej za pomocą kombajnu Bolter Miner, poza pomiarami konwergencji, realizowany był także za pomocą kamery introskopowej. Na określonych cechach wyrobiska zlokalizowano stacje kontroli okresowej, na których za pomocą kotew oprzyrządowanych, ekstensometrów, sond ekstensometrycznych oraz rozwarstwieniomierzy dwu i trójpoziomowych mierzono w warunkach in-situ zmiany rozwarstwień i działających sił. Odpowiednie wartości rozwarstwień sygnalizowały konieczność podjęcia działań w celu wzmocnienia górotworu lub ewakuacji załogi [148].

W trakcie realizacji projektu analizowano zastosowanie systemu realizującego pomiary rozwarstwień w czasie rzeczywistym, co umożliwiłoby zapewne podniesienie jeszcze poziomu bezpieczeństwa i komfortu pracy pracowników oraz szczegółowe badanie współpracy obudowy z górotworem w celu odpowiedniego projektowania przyszłych wyrobisk, wykonywanych w samodzielnej obudowie kotwowej.

Takie rozwiązanie może ograniczyć częstotliwość koniecznych kontroli rozwarstwieniomierzy pod ziemią oraz przyspieszyć bieżącą analizę rozwarstwień, co wpływa na jakość i szybkość podejmowania decyzji, a w związku z tym na bezpieczeństwo pracowników znajdujących się w monitorowanym wyrobisku oraz na zmniejszenie kosztów wykonywania odczytów i analizy pomiarów. Zautomatyzowane alerty i ostrzeżenia pozwalają na wczesne działania zapobiegawcze, często wiele godzin przed inspekcją tradycyjną. Analiza szczegółowych danych umożliwiłaby również rozwinięcie procedur związanych z ciągłą optymalizacją siatki kotwienia i dostosowywaniem jej do stale zmieniających się warunków litologicznych.

Realizacja każdego procesu technologicznego, szczególnie w złożonych warunkach kopalń podziemnych, skłania do podejmowania działań zmierzających do monitorowania zjawisk zachodzących wokół wyrobisk. W polskich kopalniach węgla kamiennego prowadzona ocena bieżącego stanu wyrobiska obejmuje najczęściej wizualne określenie zmian przekroju poprzecznego oraz kształtu wyrobiska. W przypadku wystąpienia deformacji obudowy ocenia się funkcjonalność wyrobiska pod kątem wykorzystania go w celach wentylacyjnych lub transportowych. O ile w wielu przypadkach tak prowadzona kontrola jest wystarczająca, o tyle dla weryfikacji stosowanych metod projektowych, czy oceny skuteczności stosowania nowych schematów obudowy jest ona niedostateczna. Przy wizualnej ocenie pracy obudowy nie ma możliwości prowadzenia działań zmierzających do udoskonalania obudowy jako całej konstrukcji oraz jej poszczególnych elementów. W takim przypadku prowadzone obserwacje dają tylko podstawy do wyciągania wniosków o charakterze ogólnym.

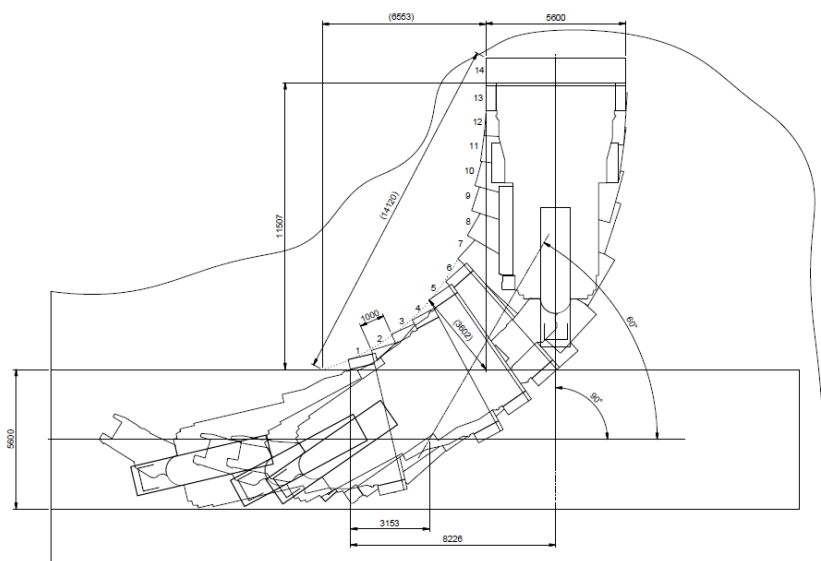
W celu ilościowej oceny pracy konstrukcji obudowy należy prowadzić kontrolę za pomocą specjalnych technik pomiarowych. Monitoring ten należy realizować w dwóch obszarach: w zakresie oceny zjawisk zachodzących w górotworze oraz oddziaływań jakie przenoszone są przez elementy obudowy. Ponadto proces kontroli wyrobisk powinien być odpowiednio zaprojektowany i poza określeniem głównego celu pomiarów obejmować kilka etapów, m.in. wybór mierzonych wielkości, metod pomiaru, urządzeń pomiarowych, określenia lokalizacji urządzeń pomiarowych, częstotliwości pomiaru, wartości alarmowych, sposobu zapisu i gromadzenia danych, a także wskazania osób odpowiedzialnych za pomiar i gromadzenie danych [138-140, 148].

Złożone warunki geologiczno-gómicze w kopalniach podziemnych wymuszają poszukiwanie nowych, efektywnych sposobów zabezpieczeń wyrobisk korytarzowych, a jednocześnie niejako wymuszają kontrole stanu wyrobisk w warunkach kopalnianych. Konieczne jest więc stałe rozwijanie i doskonalenie technik pomiarowych monitoringu.

8. Analiza wykonania zakrętów podczas drażenia chodnika Bw-1n badawczego za pomocą kombajnu Bolter Miner

Adam Kamiński¹, Jacek Korsiński¹, Marek Majcher¹, Bartosz Polnik², Sylwia Pietras¹

Kombajny Bolter Miner umożliwiają wykonywanie zakrętów, wynikających z technologii drążenia wyrobisk wielokrotnych (np. podwójnych). Na rysunku 8.1. przedstawiono model realizacji zakrętu pod kątem 90° kombajnem Komat'su/Joy Global 12CM30 opracowany przez producenta maszyny. Model ten został opracowany przy założeniu stosowania do odstawy urobku wozideł typu Shuttle Car, powszechnie stosowanych w światowym górnictwie.



Rys. 8.1. Model realizacji zakrętu o 90°
kombajnem 12CM30 wg analiz Komat'su/Joy Global

W przypadku rozwiązania odstawy urobku zastosowanego w JSW S.A. KWK Budryk, kombajn Bolter Miner współpracuje z systemem odstawy urobku składającym się ze stacjonarnych przenośników taśmowych (Bogda), przenośników taśmowych (Boa) oraz podwieszonego do kombajnu podajnika

¹ FAMUR S.A.

² Instytut Techniki Górniczej KOMAG

taśmowego Sigma, co utrudnia manewrowanie maszyną, zwłaszcza podczas wykonywania zakrętów.

Podczas realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” wykonano dwa zakręty:

- zakręt nr 1 (Faza II) pod kątem 135°,
- zakręt nr 2 (Faza IV) pod kątem 146°.

W związku z przeprowadzeniem dokładniejszego rozpoznania złoża chodnikiem Bw-1n badawczym, uwzględniając nowe uwarunkowania geologiczne, zaprojektowano nowy przebieg chodnika Bw-1n badawczego, w którym zaplanowano wykonanie zakrętu nr 3 pod kątem 77°.

Ze względu na fakt, iż tzw. zakręty wykonywano po wydrążeniu wyrobiska, z którego rozpoczynano drążenie nowego wyrobiska poza zewnętrzny ocios nowego wyrobiska bardziej poprawnym wydaje się określenie skrzyżowanie lub odgałęzienie, jednak ze względów użytkowych stanowią one zakręty i takie nazewnictwo jest też używane w niniejszej monografii.

8.1. Wykonanie zakrętu nr 1

Zakręt nr 1 obejmujący odcinek od 216 do 310 mb wyrobiska zmienił kierunek drążenia chodnika Bw-1n badawczego z północno-wschodniego na wschodni.

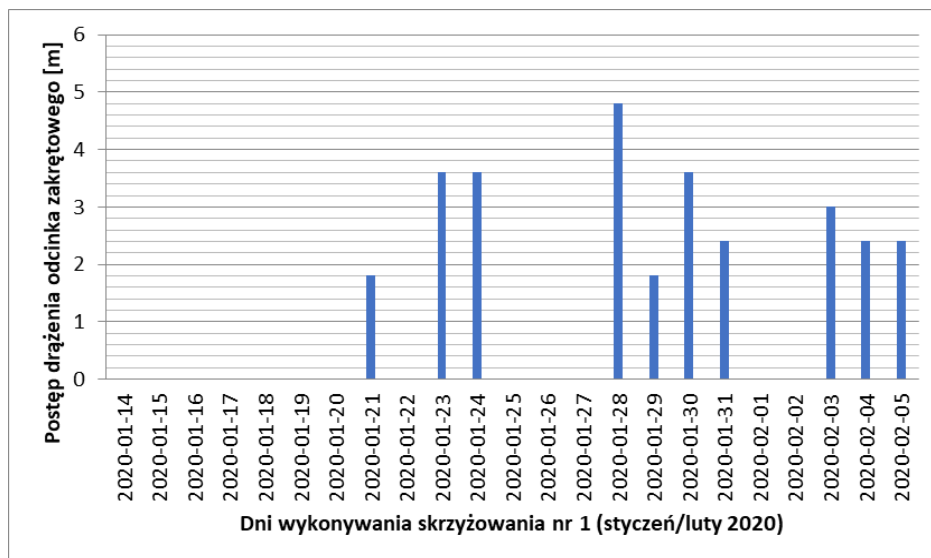
Wykonanie zakrętu nr 1 realizowano w dniach 14.01. do 05.02.2020 wg poniższego harmonogramu:

- od **14.01.2020** – prace przygotowawcze wycofanie kombajnu, cofnięcie kombajnu, zabezpieczenie czoła przodka ślepej części wyrobiska, jej wzmocnienie poprzez budowę kasztów i stojaków typu SV, przebudowa odstawy i instalacji. Poszerzenie chodnika na prawym ociosie, w miejscu przyszłego zakrętu, dokotwianie ociosów,
- **21.01.2020** – zakończenie urabiania prawego ociosu (wykonanie odcinka łukowego), rozpoczęcie postępu prostego, poszerzonego odcinka 6,8 m,
- od **05.02.2020** – według raportowanego chronometrażu oraz projektu drążenia – od tej daty nastąpiło przejście do drążenia normalnej szerokości wyrobiska – 5,6 m, co uznano za zakończenie wykonania zakrętu według projektu.

Na rysunku 8.2 przedstawiono rozkład czynności w czasie wykonywania zakrętu nr 1, a na rysunku 8.3 jego postęp drążenia.

Dzień prac związanych z wykonaniem skrzyżowania I	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
Data	2020-01-14	2020-01-15	2020-01-16	2020-01-17	2020-01-18	2020-01-19	2020-01-20	2020-01-21	2020-01-22	2020-01-23	2020-01-24	2020-01-25	2020-01-27	2020-01-28	2020-01-29	2020-01-30	2020-01-31	2020-02-01	2020-02-02	2020-02-03	2020-02-04	2020-02-05
zabezpieczenie czoła przodka																						
wzmocnienie wyrobiska (stojaki SV lub kaszty)																						
dokotwianie stropu/ dodatkow kotwienie																						
przebudowa lutniociagu																						
przebudowa odstawy/Sigmy																						
pomiary rozwarstwienia																						
przebudowa sieci elektrycznej																						
urabianie prawego odcosu																						
jazda na postęp																						
Uzyskany postęp drażenia zakętu	0	0	0	0	0	0	0	1,8	0	3,6	3,6	0	0	4,8	1,8	3,6	2,4	0	0	3	2,4	2,4

Rys. 8.2. Rozkład czynności w czasie wykonywania zakrętu nr 1



Rys. 8.3. Postęp drażenia w czasie wykonywania zakrętu nr 1

8.2. Wykonanie zakrętu nr 2

Ze względu na zmianę warunków geologicznych zdecydowano o zmianie lokalizacji zakrętu nr 2. W oparciu o przeprowadzony w dniu 20.07.2020 r. objazd dołowy stwierdzono, iż najbardziej optymalna pod względem geologicznym i technologicznym lokalizacja zakrętu znajduje się na cesze 984÷1009 mb. Ostatecznie zdecydowano o wykonaniu zakrętu na cesze 994 mb.

Wykonanie zakrętu nr 2 realizowano w dniach 17.07÷18.08.2020 r. wg poniższego harmonogramu:

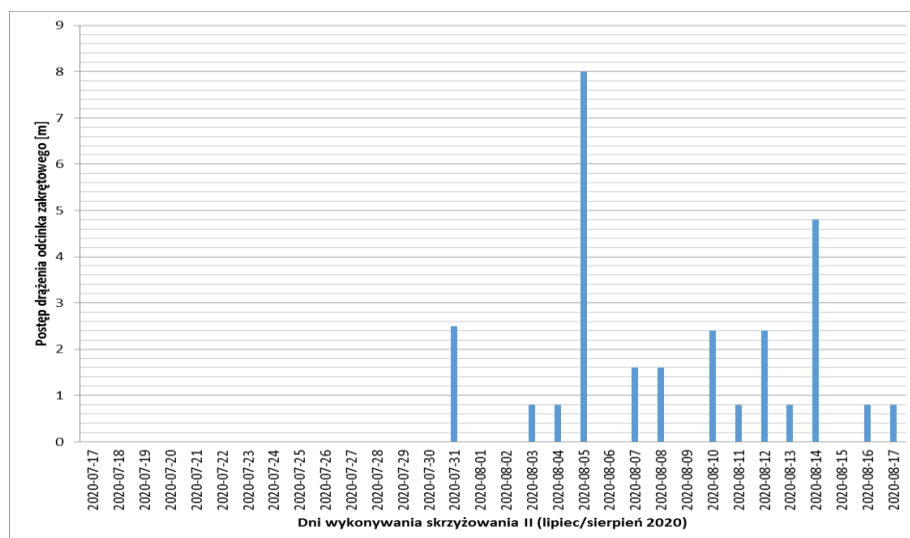
- od **17.07** do **21.07.2020** – 3 dni robocze, w trakcie których wycofywano kombajn (decyzja o wcześniejszym rozpoczęciu wykonania zakrętu, po zmianie warunków geologicznych w przodku),
- od **22.07** do **23.07.2020** – pobierka spągu, postawienie tamy izolacyjnej (odcięcie ślepej części wyrobiska), zabudowa wzmocnień przy tamie izolacyjnej (budowa kasztów i stojaków typu SV), przebudowa odstawy, instalacji,
- od **28.07.2020** – praca w systemie 5-zmianowym,
- **29.07.2020** – poszerzenie chodnika na prawym odciosie, rozpoczęcie wykonania odcinka łukowego,
- **5.08.2020** – zakończenie zakrętu (odcinka łukowego), rozpoczęcie postępu prostego, poszerzonego na 6,8 m odcinka (według raportowanego chronometrażu oraz projektu),

- **18.08.2020** – od tej daty nastąpiło przejście do drążenia normalnej szerokości wyrobiska – 5,6 m, co można uznać za zakończenie wykonania zakrętu według projektu.

Na rysunku 8.4 przedstawiono rozkład czynności w czasie wykonywania zakrętu nr 2, a na rysunku 8.5 jego postęp drążenia.

Dzień prac związanych z wykonaniem skrzyżowania II	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Data	2020-07-17	2020-07-20	2020-07-21	2020-07-22	2020-07-23	2020-07-24	2020-07-25	2020-07-26	2020-07-27	2020-07-28	2020-07-29	2020-07-30	2020-07-31	2020-08-01	2020-08-02	2020-08-03	2020-08-04	2020-08-05	2020-08-06	2020-08-07	2020-08-08	2020-08-09	2020-08-10	2020-08-11	2020-08-12	2020-08-13	2020-08-14	2020-08-16	2020-08-17	2020-08-18
demontaż infrastruktury w celu wycofania kombajnu																														
wyciąganie kombajnu																														
pobierka spagu																														
wznacanie wyrobiska (stojaki SV lub kaszy)																														
dokotwanie stropu/ dodatkowe kotwienie																														
przebudowa lutniociagu																														
przebudowa odstawy/Sigmy																														
pomiary rozwarstwienia																														
przebudowa sieci elektrycznej																														
urabianie prawego odcosu																														
jazda na postęp																														
Uzyskany postęp ciążenia odgałęzienia	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2,5	0	0	0,8	0,8	8	0	1,6	1,6	0	2,4	0,8	2,4	0,8	4,8	0,8	0,8	0

Rys. 8.4. Rozkład czynności w czasie wykonywania zakrętu nr 2



Rys. 8.5. Postęp drążenia w czasie wykonywania zakrętu nr 2

8.3. Wykonanie zakrętu nr 3

Zakręt nr 3 znacząco odbiegał kątem od zakrętów nr 1 i nr 2. Zakręt nr 3 pod kątem 77° (w istocie 103°) w stosunku do pierwotnego kierunku drążenia miał zostać wykonany w oparciu o projekt opracowany przez specjalistów Głównego Instytutu Górnictwa z uwzględnieniem systemu kotwienia stropu i ociosów wyrobiska. Ze względu na fakt, że zakręt był wykonywany jako odgałęzienie od istniejącego wyrobiska należało uwzględnić duże otwarcie stropu a w projekcie uwzględniono obudowę ostateczną zakrętu jako obudowę mieszaną, w postaci kotwienia stropu i ociosów oraz kasztów drewnianych konstrukcji skrzynkowej.

Zakręt nr 3 wykonywano w okresie 26.09÷5.11.2020 z podziałem na następujące okresy operacyjne:

- od **26.09÷5.10.2020** (7 dni pracy) – roboty związane z umożliwieniem wycofania kombajnu oraz jego wycofywanie i dodatkowe wzmocnienie stropu (instalacja dodatkowych kotwi),
- od **6.10÷19.10.2020** (14 dni pracy) – urabianie prawego ociosu wyrobiska i jego poszerzanie, w celu wykonania łukowego odcinka (wykonywanie kotwienia i niezbędnych przebudów układu odstawy i wentylacji lutniowej),
- od **19.10÷31.10.2020** (10 dni) – w dniu 19.10 nastąpiła awaria organu kombajnowego, która wstrzymała postęp wykonania odcinka łukowego. W trakcie trwania awarii wykonywano dodatkowe kotwienia oraz roboty poboczne związane z przebudową układu odstawy, wentylacji lutniowej,

sieci elektrycznej, czy wzmacnianie wyrobiska za pomocą kasztów drewnianych,

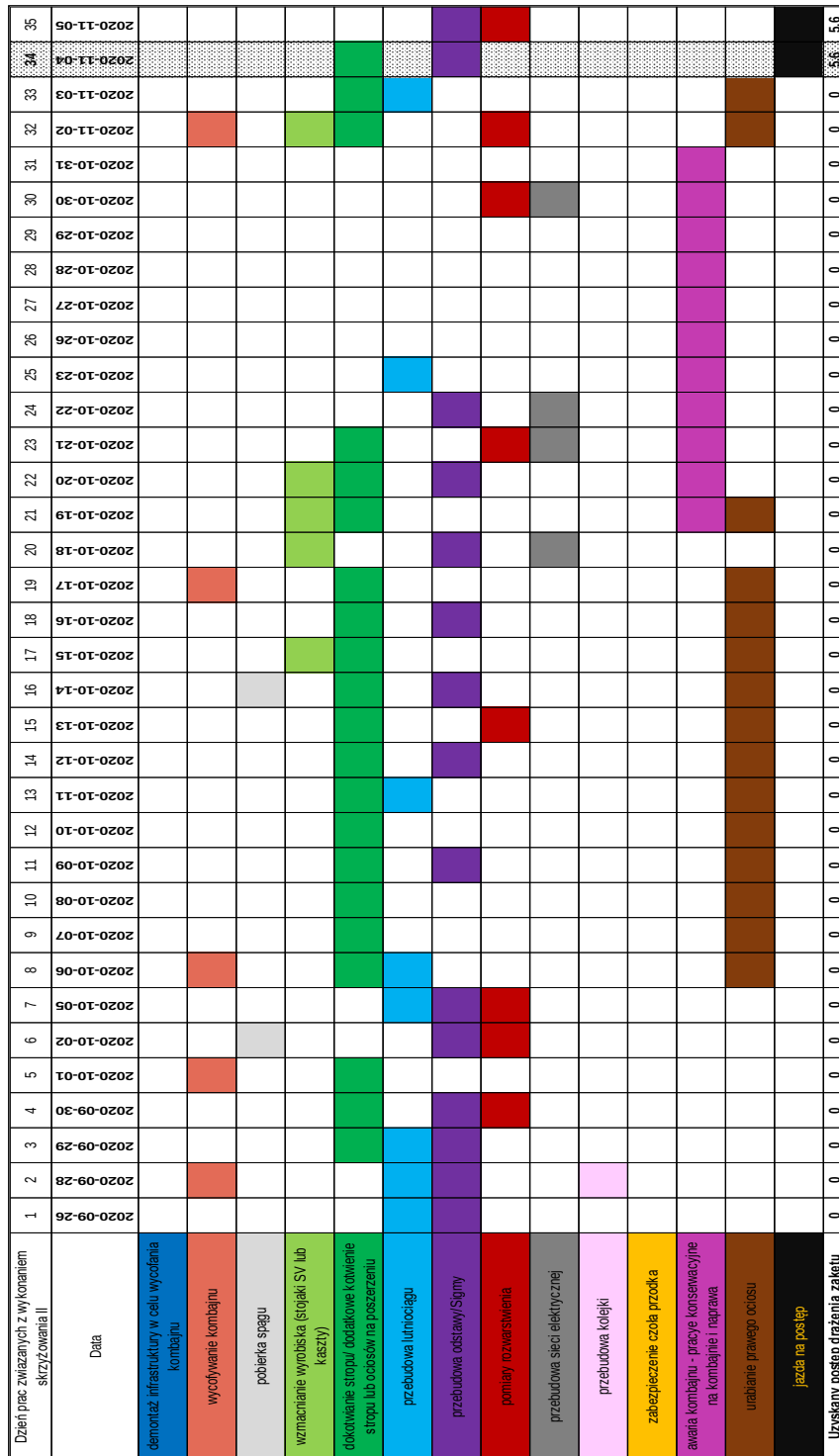
- **od 2.11÷3.11.2020** (2 dni) – dokończono wykonanie odcinka łukowego,
- **4.11.2020** – rozpoczęto drażenie poszerzonego odcinka wyrobiska prostoliniowego,
- **5.11.2020** – zakończenie wykonania zakrętu (odcinka łukowego) wraz z wykonaniem 10 m poszerzonego do 6,8 m odcinka wyrobiska za zakrętem.

W trakcie wykonywania zakrętu nr 3 doszło do uszkodzenia organu urabiającego kombajnu 12CM30 wskutek wystąpienia w stropie konkretnej sferysyderytowej. Jednak wykonane po awarii zdjęcia (fot. 8.1) wskazują także na zaniedbania w bieżącej wymianie i uzupełnianiu noży kombajnowych. Konieczność naprawy spowodowała blisko 10 dniową przerwę w pracy kombajnu.



Fot. 8.1. Widok uszkodzonych wrębników organu urabiającego kombajnu 12CM30

Na rysunku 8.6 przedstawiono rozkład podstawowych czynności związanych z wykonywaniem zakrętu nr 3.



Rys. 8.6. Rozkład czynności w czasie wykonywania zakreślu nr 3

8.4. Analiza czasu wykonania zakrętów nr 1, 2 i 3

W tabeli 8.1 przedstawiono czasy trwania poszczególnych operacji przy wykonaniu zakrętów nr 1, 2 i 3.

**Zestawienie czasów trwania poszczególnych operacji
przy wykonaniu zakrętów nr 1, 2 i 3**

Tabela 8.1.

	Zakręt I	Zakręt II	Zakręt III
Całkowita ilość dni na wykonanie odcinków łukowych	8	18	34
Całkowita ilość dni na wykonanie odcinków łukowych – nie licząc dni z awarią organu kombajnu	8	18	24
Prace przygotowawcze umożliwiające wycofywanie kombajnu i urabianie	3	10	6
Całodzienne wycofywanie kombajnu	0	2	2
Urabianie prawego ociosu – wykonywanie odcinka łukowego (nie wliczając czasu awarii kombajnu)	5	6	16

Na prace związane z wykonaniem poszczególnych zakrętów (do czasu zakończenia wykonywania odcinka łukowego) wykorzystano na:

- zakręt nr 1 - 8 dni,
- zakręt nr 2 - 18 dni
- zakręt nr 3 – 34 dni, nie wliczając czasu awarii organu – 24 dni

Prace przygotowawcze (takie jak przebudowa odstawy, wentylacji lutniowej, sieci elektrycznej, wzmocnienie wyrobiska dodatkowym kotwieniem lub obudową podporową), umożliwiające urabianie prawego ociosu lub w razie potrzeby wycofanie kombajnu, zajęły odpowiednio dla zakrętów: nr 1 – 3 dni, nr 2 – 10 dni, nr 3 – 6 dni. Wydłużenie tego czasu dla zakrętu nr 2 miało związek z koniecznością wycofania kombajnu na dłuższym odcinku (w związku z decyzją o wcześniejszym rozpoczęciu wykonania zakrętu, po zmianie warunków geologicznych). Wycofywanie kombajnu dla wykonania zakrętu miało miejsce tylko dla zakrętów nr 2 i 3. W obu przypadkach trwało po 2 dni.

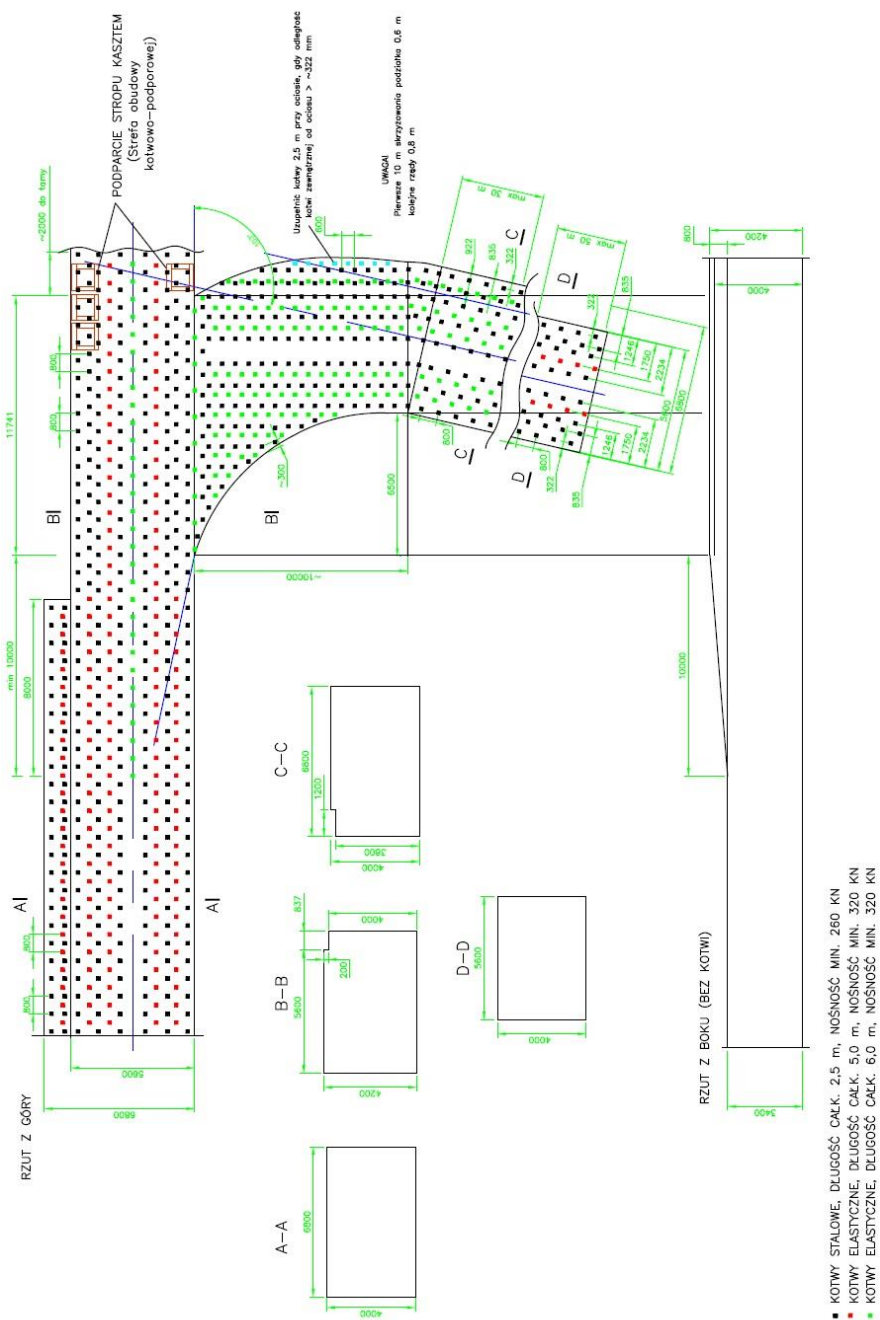
Podczas wykonania zakrętu nr 2, od 28.07.2020 praca odbywała się w systemie 5-zmianowym, co zwiększyło łączny czas przebywania załogi w przodku i miało wpływ na szybsze wykonanie odcinka łukowego, który trwał 6 dni.

Zakręt nr 3 wykonywano ponownie w systemie 4 zmianowym, co częściowo wyjaśnia znacznie dłuższy czas wykonania łuku podczas drażenia

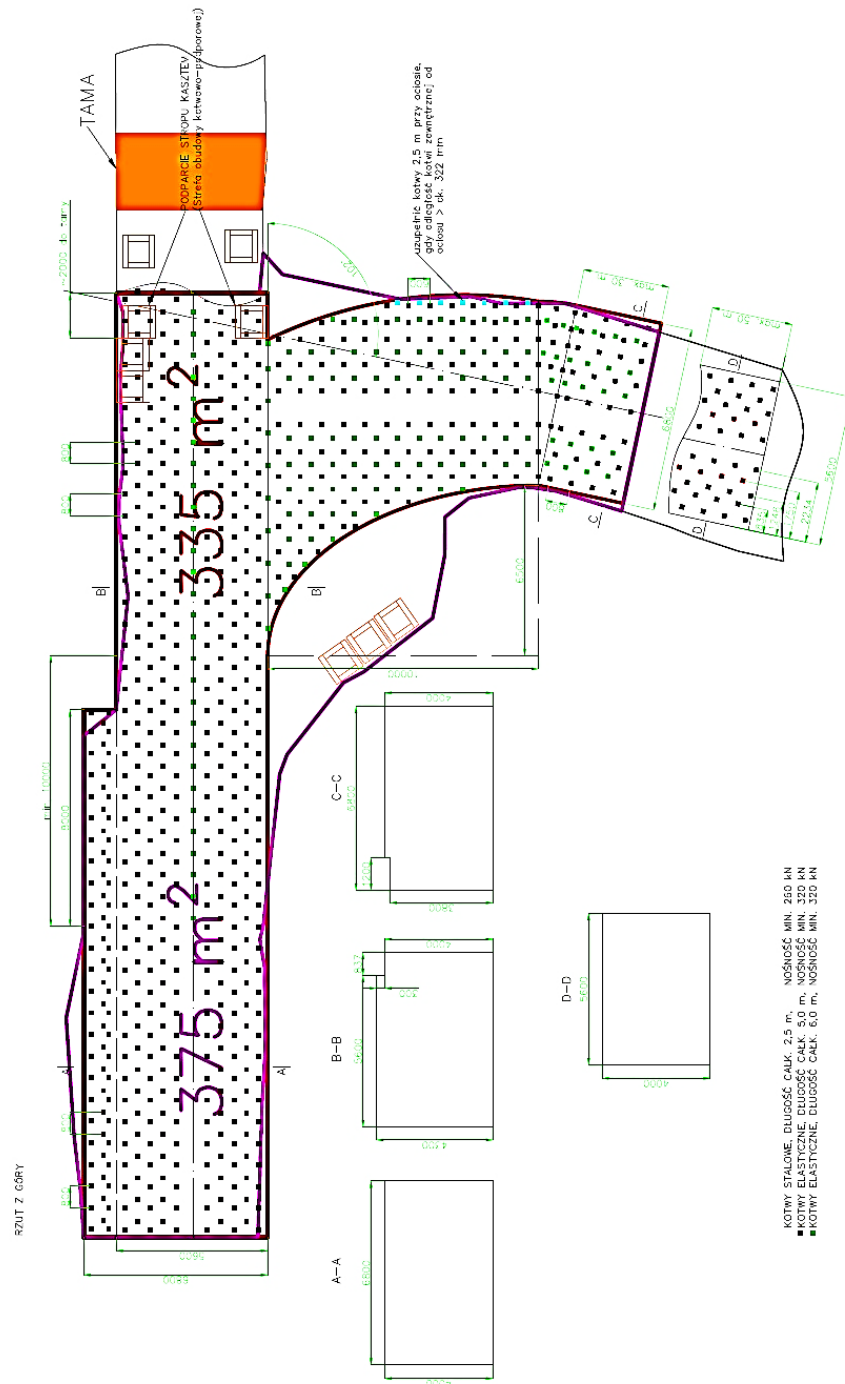
zakrętu nr 3, równy 16 dni. Inną z przyczyn jest także ostry kąt tego zakrętu (77°) oraz trudności z techniczną realizacją projektu.

8.5. Wykonanie zakrętu nr 3 w świetle projektu

Opracowany projekt wykonawczy zakrętu nr 3 (rys. 8.7) uwzględniał ograniczenia wynikające z polskich przepisów górniczych, konieczność zapewnienia stateczności wyrobiska. Ponadto występowały nowe czynniki wpływające na projekt w postaci: bezpośredniego sąsiedztwa zakrętu nr 2 wraz z poszerzeniem, występowanie krawędzi eksploatacyjnej pokładu nadległego. Z najwyższą starannością zaprojektowano obudowę kotwową zakrętu (w istocie odgałęzienia), a projekt zakrętu nr 3 zrealizowano w oparciu o modele symulacyjne ruchu kombajnu, opracowane przez producenta, które były dostosowane do nieliniowego systemu odstawy urobku (np. typu Shuttle Car). W analizowanym przypadku zastosowano jednak wyłącznie przenośniki taśmowe. Realizacja zakrętu wg projektu wymagała od operatorów maszyny Bolter Miner wysokich umiejętności i doświadczenia, w związku z czym wykonane skrzyżowanie odbiegało od projektu. Konsekwencją wcześniejszego rozpoczęcia wykonywania skreśu i późniejszej korekty jest wyrobisko o większej niż planowano powierzchni odsłoniętego stropu i maksymalnej rozpiętości w środku łuku wynoszącej 19,2 m. Po stwierdzeniu tego faktu, rzeczoznawcy ds. obudowy dwukrotnie (15.11 i 15.12.2020) wskazywali na konieczność wzmocnienia obudowy zakrętu za pomocą kasztów drewnianych. W rezultacie rzeczywiście wykonane wyrobisko istotnie odbiegało od ujętego w projekcie (rys. 8.8).



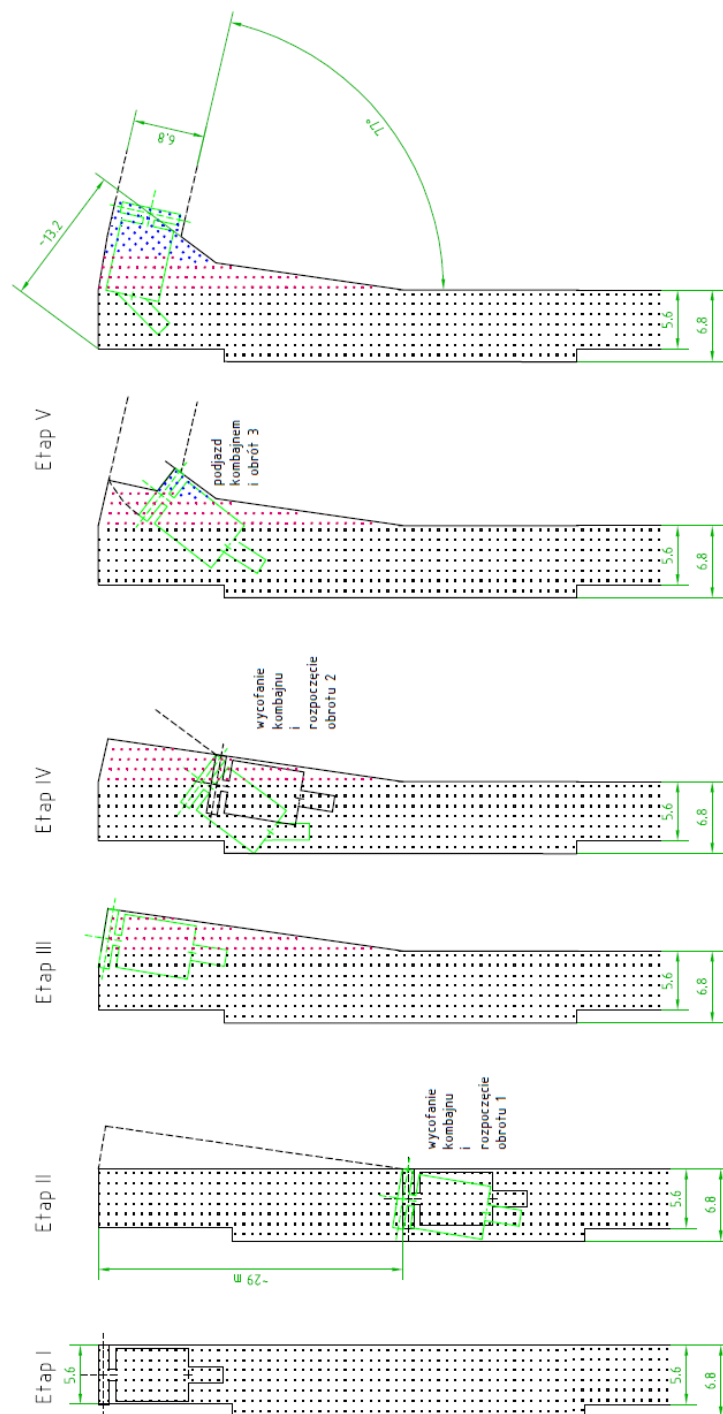
Rys. 8.7. Schemat kotwienia i geometria zakrętu nr 3 wg projektu GIG [131]



8.6. Alternatywne możliwości wykonania zakrętu nr 3 w istniejącym systemie urządzeń współpracujących z kombajnem 12CM30

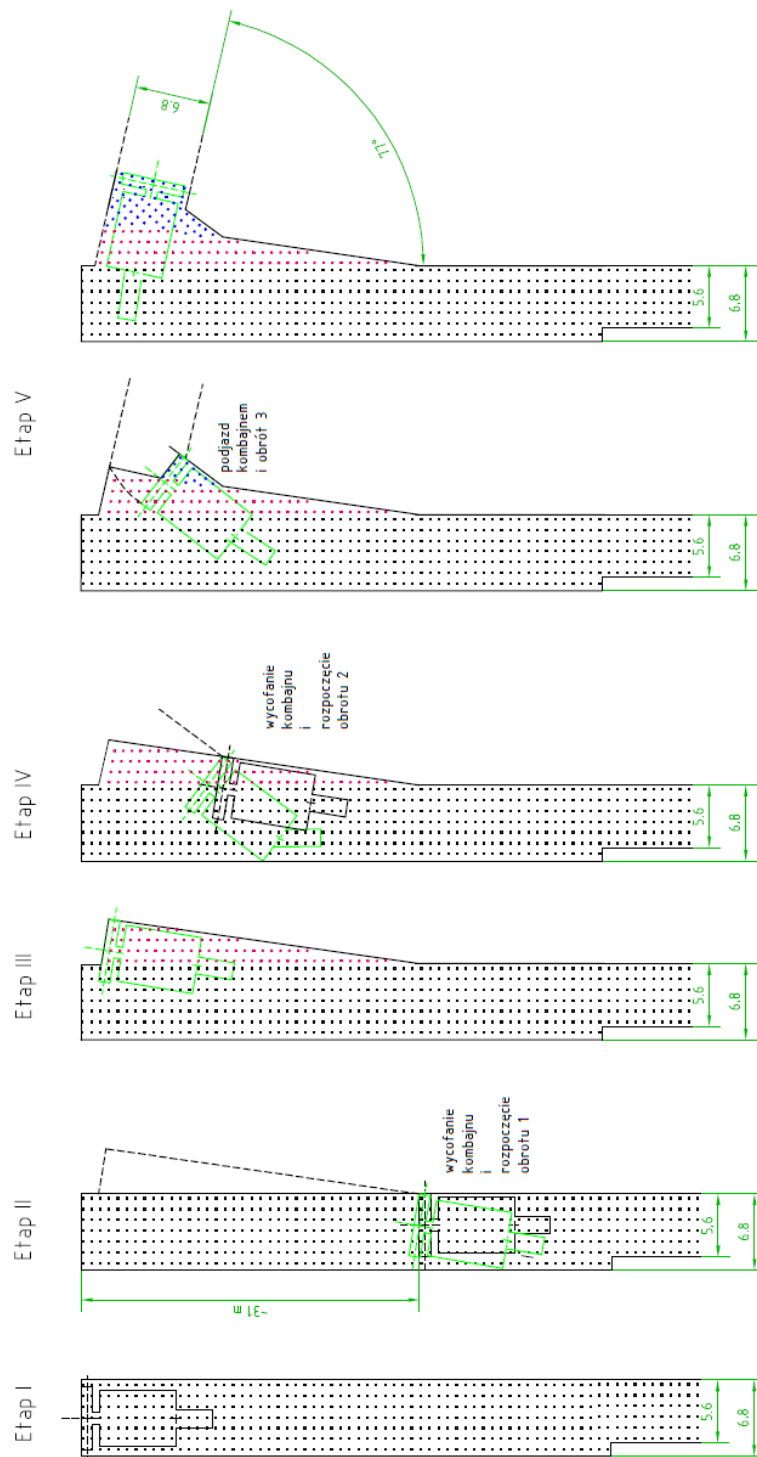
W trakcie oceny wykonalności i funkcjonalności zakrętu nr 3 podjęto także próbę wykonania projektu technologicznego zakrętu, spełniającego wymagania i możliwego do wykonania z mniejszą ilością manewrów kombajnem Bolter Miner.

W każdej z zaprojektowanych sytuacji konieczny był długi odjazd kombajnu i stopniowe poszerzanie wyrobiska umożliwiające ostateczne wykonanie jednorazowego skrętu maszyny pod znacznie większym kątem. Dla umożliwienia wykonania skrętu kombajnu o znacznej, w stosunku do poprzecznego wymiaru wyrobiska, szerokości konieczne byłoby wykonanie poszerzonego odcinka wyrobiska. Poszerzenie powinno być wykonane po przeciwległej do kierunku zakrętu stronie (ociosie) wyrobiska (rys. 8.9).

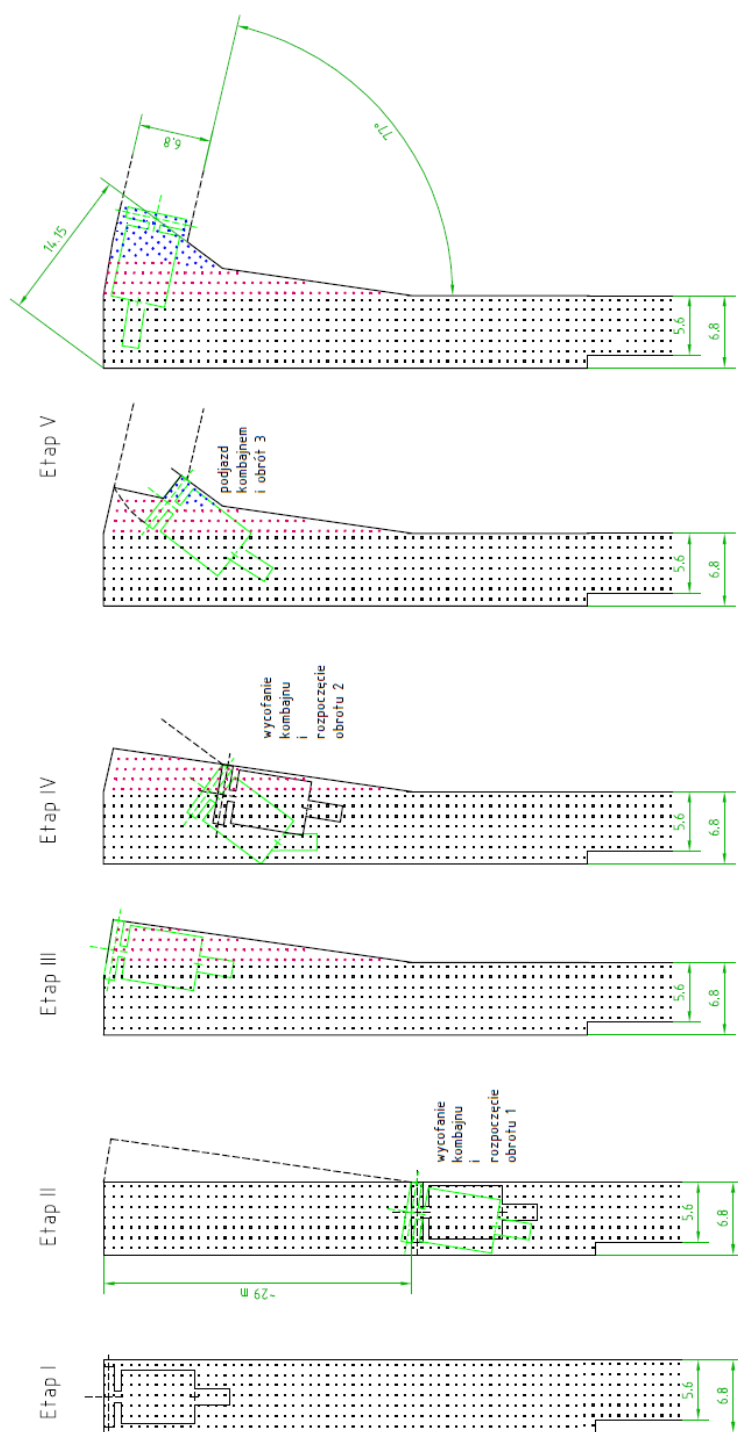


Rys. 8.9. Schemat ideowy wykonania zakrętu nr 3 wg koncepcji autorów
(zakręt 77°, wyjście z zakrętu o szerokości 6,8 m)

Istniała możliwość wykonania poszerzenia wyrobiska, z którego rozpoczynany jest zakręt, do 6,8 m w całej strefie zakrętu (dwa warianty: rys. 8.10 i 8.11) z zastrzeżeniem przedstawionej dalej uwagi na temat dopuszczalnej polskimi przepisami górniczymi szerokości wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej.

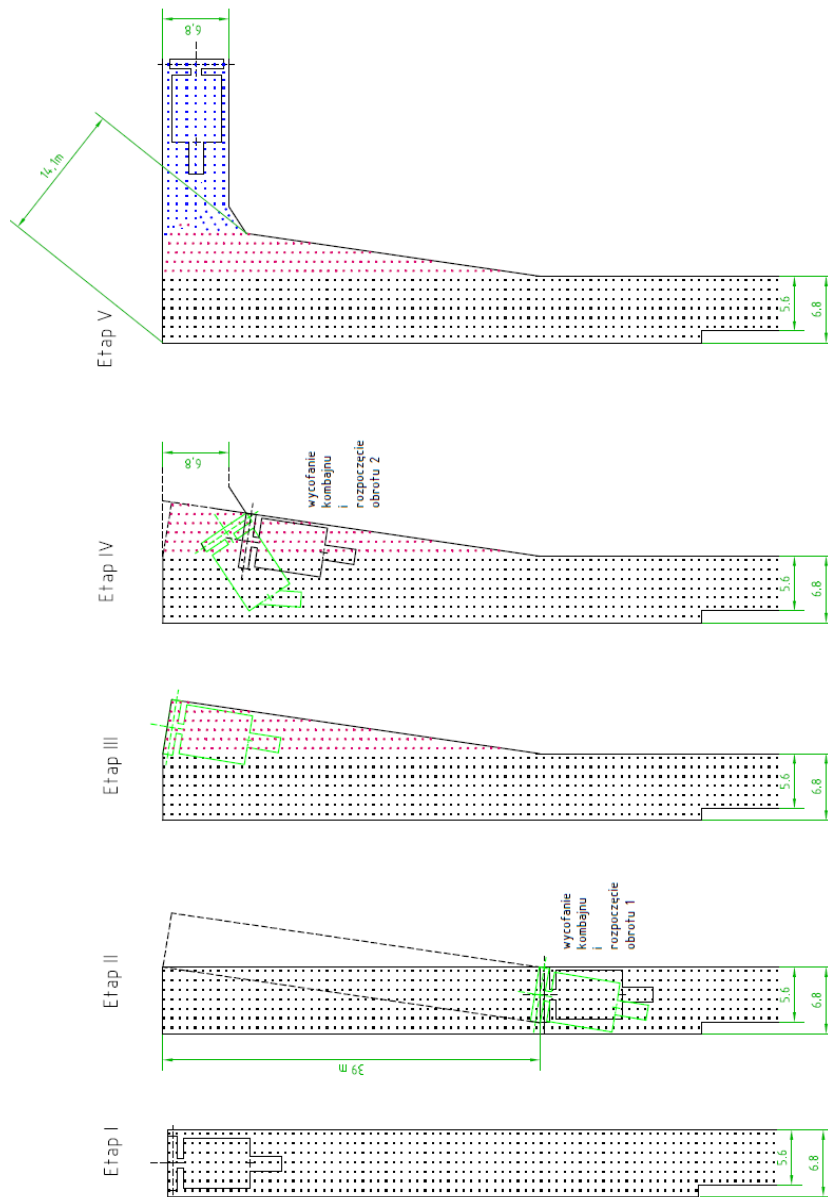


Rys. 8.10. Schemat ideowy wykonania zakrętu nr 3 wg koncepcji autorów (zakręt 77°, wyjście z zakrętu o szerokości 6,8 m) z poszerzeniem na całej długości strefy zakrętu – wariant I

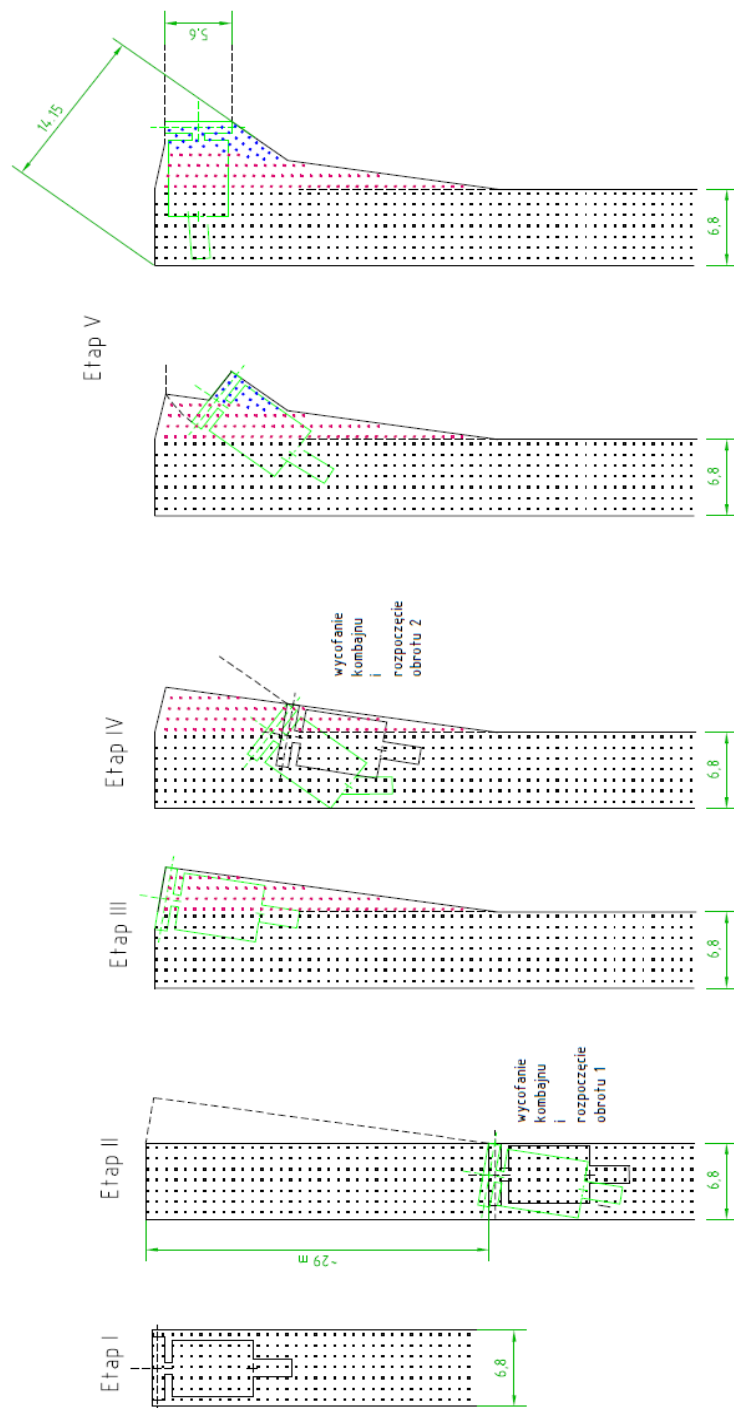


Rys. 8.11. Schemat ideowy wykonania zakrętu nr 3 wg koncepcji autorów
(zakręt 77°, wyjście z zakrętu o szerokości 6,8 m) z poszerzeniem na całej długości strefy zakrętu – wariant II

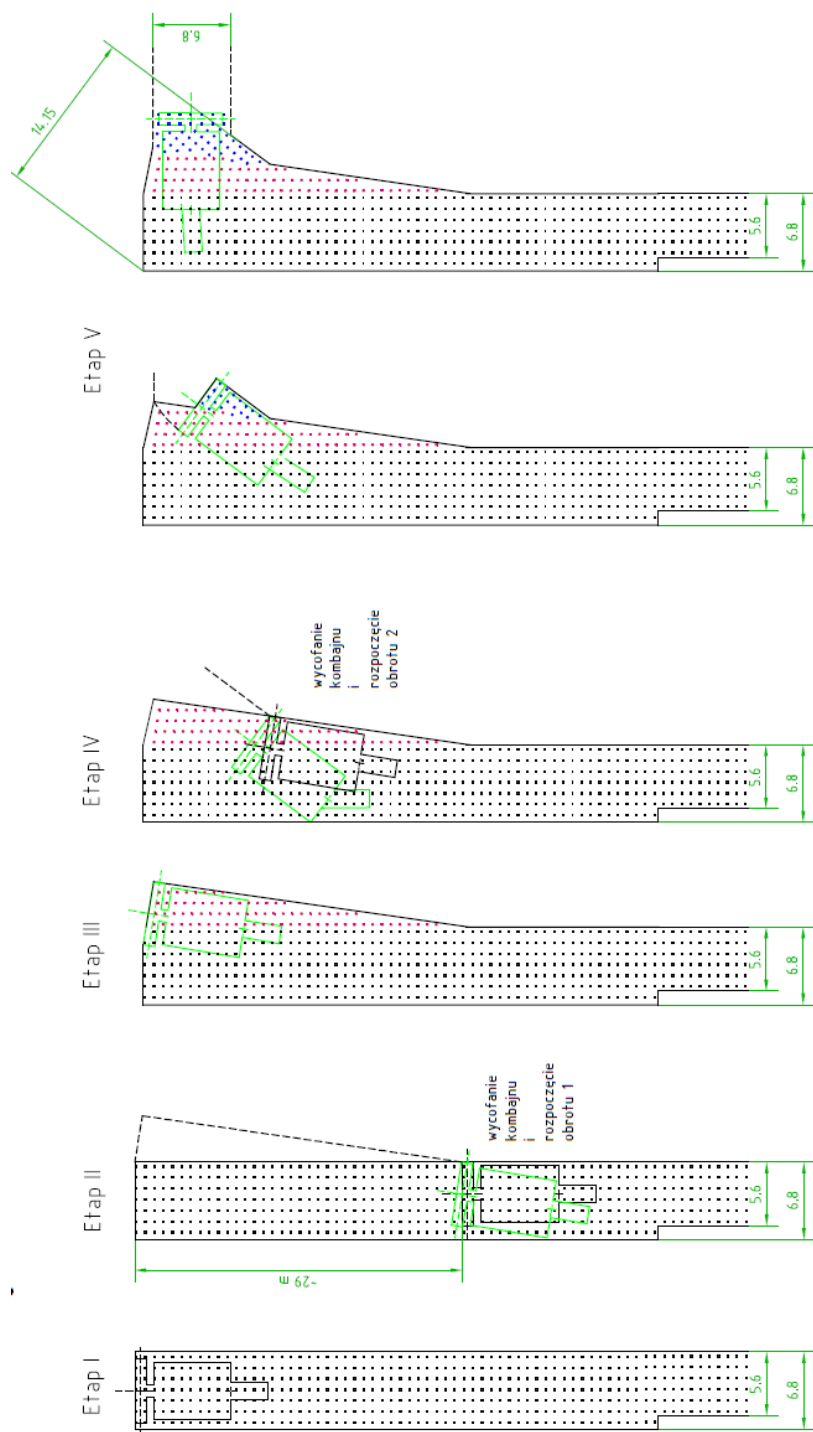
Na rysunkach 8.12 i 8.13 przedstawiono możliwość analogicznego wykonania zakrętów lub skrzyżowań o kącie 90° z dłuższym odjazdem – wycofaniem kombajnu o 39 metrów, natomiast na rysunkach 8.14 i 8.15 zobrazowano wykonanie skrzyżowania (zakrętu) o kąt 90° z krótszym wycofaniem kombajnu o 29 metrów.



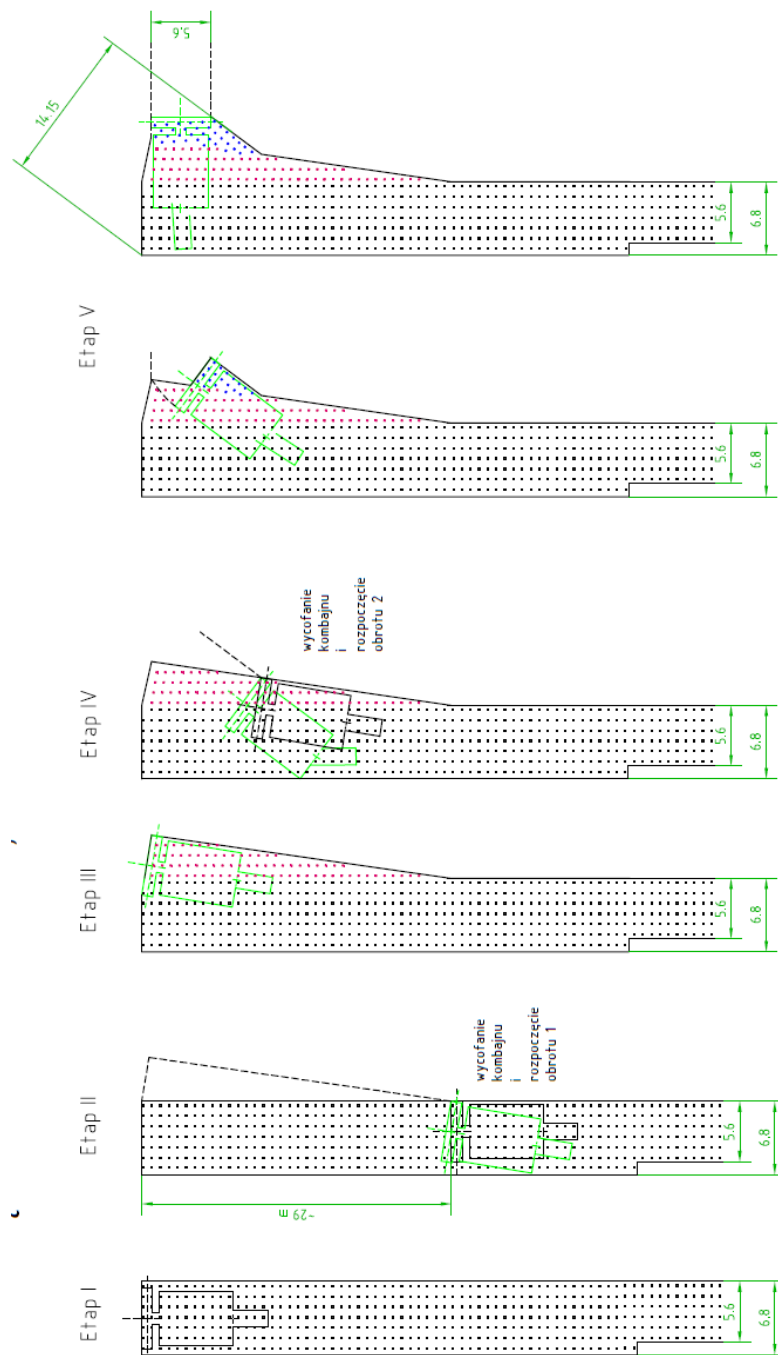
Rys. 8.12. Schemat ideowy wykonania zakrętu o kącie 90° z długim odjazdem – 39 m i szerokim (6,8 m) wlotem do nowego wyrobiska



Rys. 8.13. Schemat ideowy wykonania zakrętu o kącie 90° z długim odjazdem – 39 m i wąskim (5,6 m) wlotem do nowego wyrobiska

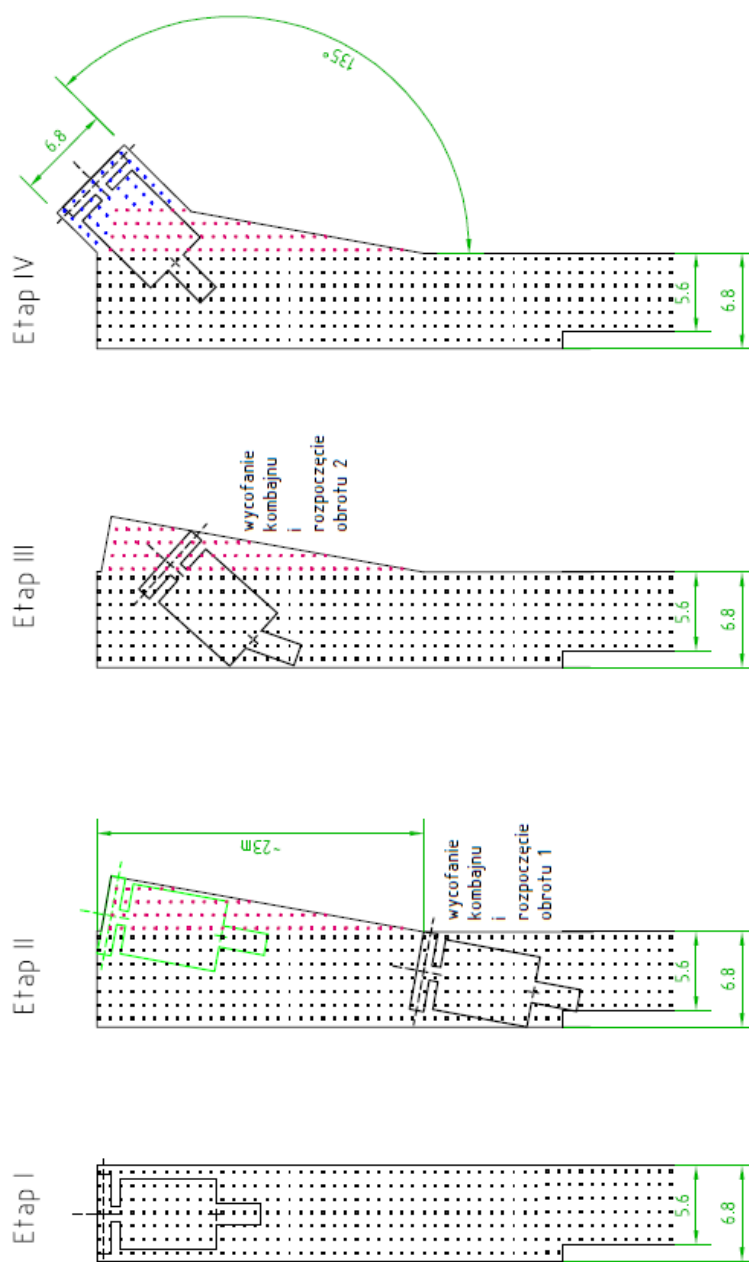


Rys. 8.14. Schemat ideowy wykonania zakrętu o kącie 90° z „krótkim” odjazdem – 29 m i szerokim (6,8 m) wlotem do nowego wyrobiska



Rys. 8.15. Schemat ideowy wykonania zakrętu o kącie 90° z „krótkim” odjazdem – 29 m i wąskim (5,6 m) wlotem do nowego wyrobiska

Na rysunku 8.16. pokazano symulację wykonania zakrętu kombajnem Bolter Miner 12CM30 z odchyleniem od dotychczasowego kierunku drążenia o kąt 135° odpowiadający geometrii zakrętu nr 2.



Rys. 8.16. Schemat ideowy wykonania zakrętu nr 2 wg koncepcji autorów
(zakręt 135° , wyjście z zakrętu o szerokości 6,8 m)

Poszerzenie wyrobiska po ociosie przeciwnym do kierunku skrętu do 6,8 m potrzebne jest tylko w strefie rozpoczynania skrętu maszyny (tak jak pokazano na rys. 8.9), a jego wydłużenie może być przydatne z innych przyczyn techniczno-organizacyjnych.

Tak zaprojektowane zakręty (czy w istocie skrzyżowania) ułatwiają zabudowę linearnych rozwiązań transportu urobku (przenośników taśmowych) i wpisanie tras kolejek podwieszanych.

Problemem okazało się zachowanie zgodności rozpiętości wyrobiska w obudowie kotwowej z polskimi przepisami górnictwymi (do 7,0 m). Z przeprowadzonych analiz wynika bowiem, że warunek ten jest niewykonalny w strefie rozwidleń i skrzyżowań wykonywanych kombajnem typu Bolter Miner ze względu na jego duże wymiary liniowe. Dlatego przedstawione powyżej rozpatrywane przypadki nie mogą znaleźć zastosowania w polskich warunkach.

Analiza przedstawionych wariantów prowadzi do następujących wniosków:

- I. Projektowanie wykonania skrętu, zakrętu czy skrzyżowania wyrobiska drążonego z zastosowaniem kombajnu typu Bolter Miner należy rozpocząć z wyprzedzeniem przed rozpoczęciem wykonania.
- II. W projektowaniu należy uwzględnić wszystkie czynniki wpływające na wykonalność skrętu, zakrętu czy skrzyżowania, jak: kompetencje załogi, techniczne możliwości urządzeń i ich gabaryty, możliwość zabezpieczenia wyrobiska.
- III. W projektowaniu należy uwzględnić funkcjonalność drążonych wyrobisk w aspekcie dalszego drążenia oraz przyszłych funkcji i przeznaczenia wyrobisk po zakończeniu drążenia.
- IV. Po wykonaniu projektu należy sporządzić plan pracy i dokładnie zapoznać z nim wszystkich wykonawców i osoby nadzorujące prace.
- V. Ze względu na konieczność utrzymania wyrobiska i zapewnienia oczekiwanej funkcjonalności roboty górnicze w strefie wykonywania skrętu, zakrętu czy skrzyżowania powinny być wykonywane pod szczególnym nadzorem.
- VI. Istotnym problemem są polskie przepisy górnicze, których zapisy nie uwzględniają wszystkich aspektów stosowania maszyn typu Bolter Miner, a w tym wykonywania skrzyżowań. Celowe wydaje się sięgnięcie do doświadczeń światowych.

Uwzględnienie powyższych wniosków w trakcie wykonywania zakrętów, skrzyżowań czy innych zmian kierunku drążonych wyrobisk pozwoli na uniknięcie błędów i strat czasu, a także wpłynie na ograniczenie szeroko rozumianego ryzyka.

9. Analiza postępów i ocena efektywności prowadzonych robót górniczych

*Artur Dyczko¹, Jacek Korski², Marcin Mieszczak³, Sylwia Pietras²,
Dariusz Prostański⁴*

W tabeli 9.1 przedstawiono harmonogram realizacji projektu drażenia chodnika Bw-1n badawczego w samodzielnej obudowie kotwowej w postaci schematu blokowego. Projekt został podzielony na siedem faz, w tym dwie fazy obejmujące montaż i demontaż stanowiska badawczego (kolor niebieski) oraz pięć faz drażenia. Na pięć faz drażenia wyrobiska składają się trzy fazy obejmujące wykonanie odcinków prostych (kolor zielony) oraz dwie fazy obejmujące wykonanie zakrętu (kolor żółty).

¹ Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk

² FAMUR S.A.

³ Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

⁴ Instytut Techniki Górniczej KOMAG

**Harmonogram realizacji projektu drażenia chodnika Bw-1n badawczego
w samodzielnej obudowie kotwowej [128]**

Tabela 9.1.

Lp.	Rodzaj poszczególnych etapów prac B+R Projektu SOK	J.m.	Ilość	Poszczególne miesiące realizacji Projektu SOK												
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Praca B+R polegająca na stworzeniu stanowiska badawczego w środowisku rzeczywistym i warunkach operacyjnych w tym montaż kombajnu 12M30, wyposażenia przodkowego i urządzeń odstawy urobku z opracowaniem dokumentacji raportowej	szt.	1													
2	Praca B+R polegająca na prowadzeniu badań rozwojowych na stanowisku badawczym w środowisku rzeczywistym i warunkach operacyjnych przy wykonaniu odcinka chodnika Bw-1n do pierwszego zakrętu zgodnie z projektem GIG wraz z raportem miesięcznym	m	200													
3	Praca B+R polegająca na wykonaniu zakrętu nr 1 wraz z wykonaniem 70 m chodnika Bw-1n dla zabudowy odstawy urobku zgodnie z dokumentacją SIGMA S.A., zabudową odstawy urobku oraz raportem miesięcznym	szt.	1													
4	Praca B+R polegająca na prowadzeniu badań rozwojowych na stanowisku badawczym w środowisku rzeczywistym i warunkach operacyjnych przy uwzględnieniu wniosków z poprzednich etapów przy wykonaniu drugiego odcinka chodnika Bw-1n wraz z raportem miesięcznym	m	800													
5	Praca B+R polegająca na doprecyzowaniu możliwości technologii SOK przy wykonywaniu zakrętu nr 2 wraz z wykonaniem 70 m chodnika Bw-1n dla zabudowy odstawy urobku zgodnie z dokumentacją SIGMA S.A., zabudową odstawy urobku oraz raportem miesięcznym	szt.	1													

Lp.	Rodzaj poszczególnych etapów prac B+R Projektu SOK	J.m.	Ilość	Poszczególne miesiące realizacji Projektu SOK												
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
6	Praca B+R polegająca na prowadzeniu badań rozwojowych na stanowisku badawczym w środowisku rzeczywistym i warunkach operacyjnych z demonstracją ostatecznej technologii przy wykonaniu trzeciego odcinka chodnika Bw-1n wraz z raportem miesięcznym	m	830													
7	Praca B+R polegająca na analizie stanu bieżącego technologii SOK oraz wypracowaniu metodyki likwidacji stanowiska badawczego w środowisku rzeczywistym i warunkach operacyjnych, w tym demontaż kombajnu 12CM30, wyposażenia przodkowego oraz urządzeń odstawy SIGMA S.A. wraz z raportem końcowym z Projektu SOK	szt.	1													

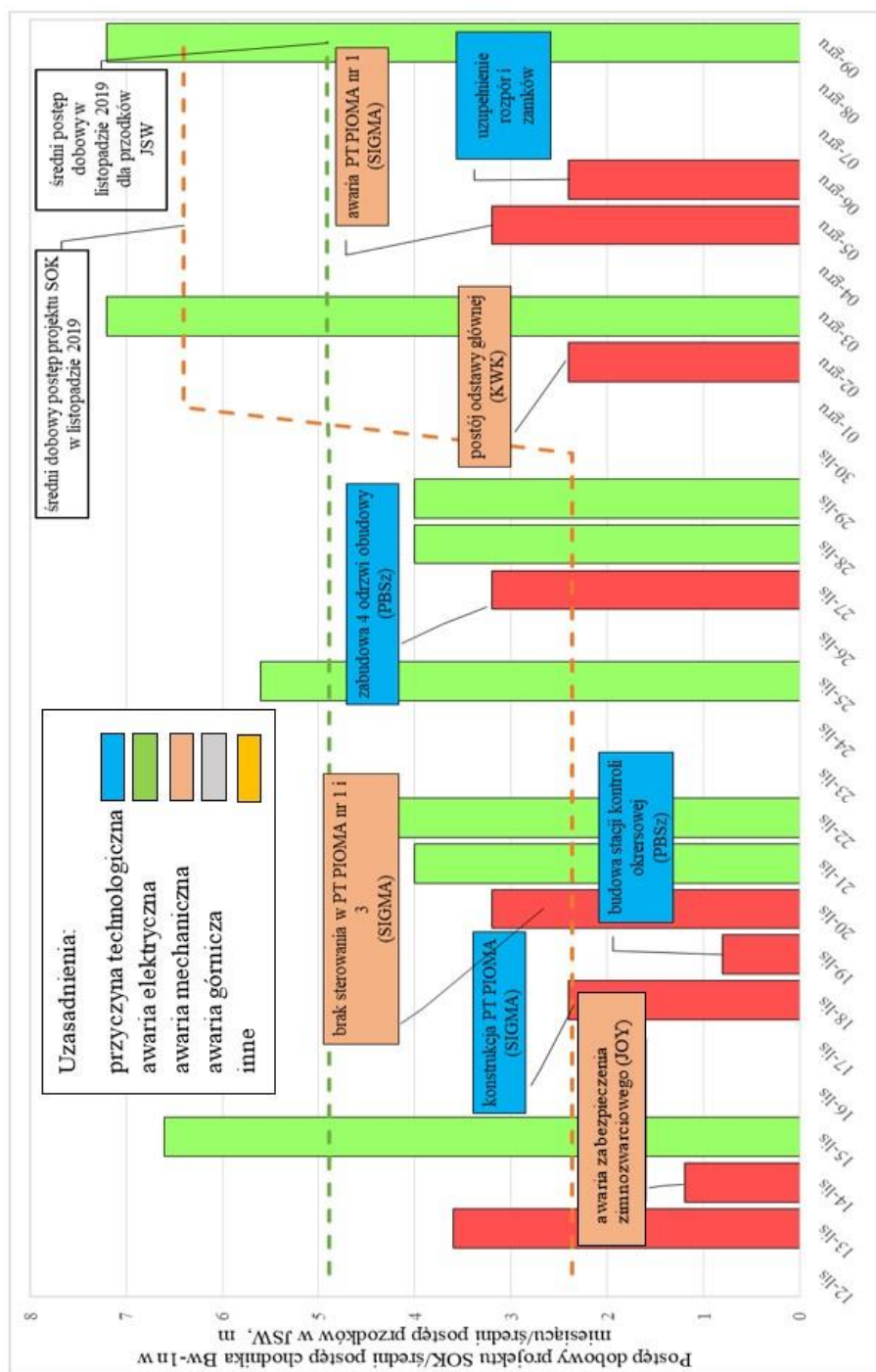
9.1. Analiza postępów robót

I miesiąc projektu – październik/listopad 2019 r.

Pierwszy miesiąc realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” rozpoczął się 10.10.2019 roku od wizji lokalnej i przekazania miejsca montażu kombajnu JOY 12CM30 pod ziemią. Montaż kombajnu rozpoczął się od oceny kompletności dostawy elementów kombajnu, ich wymiarów i mas. Elementy rozmieszczono w przygotowanej uprzednio komorze montażowej w pokładzie 401 KWK Budryk. Kombajn został zmontowany, została sprawdzona poprawność montażu i prawidłowość działania wszystkich podzespołów kombajnu po zmontowaniu [128].

II miesiąc projektu – listopad/grudzień 2019 r.

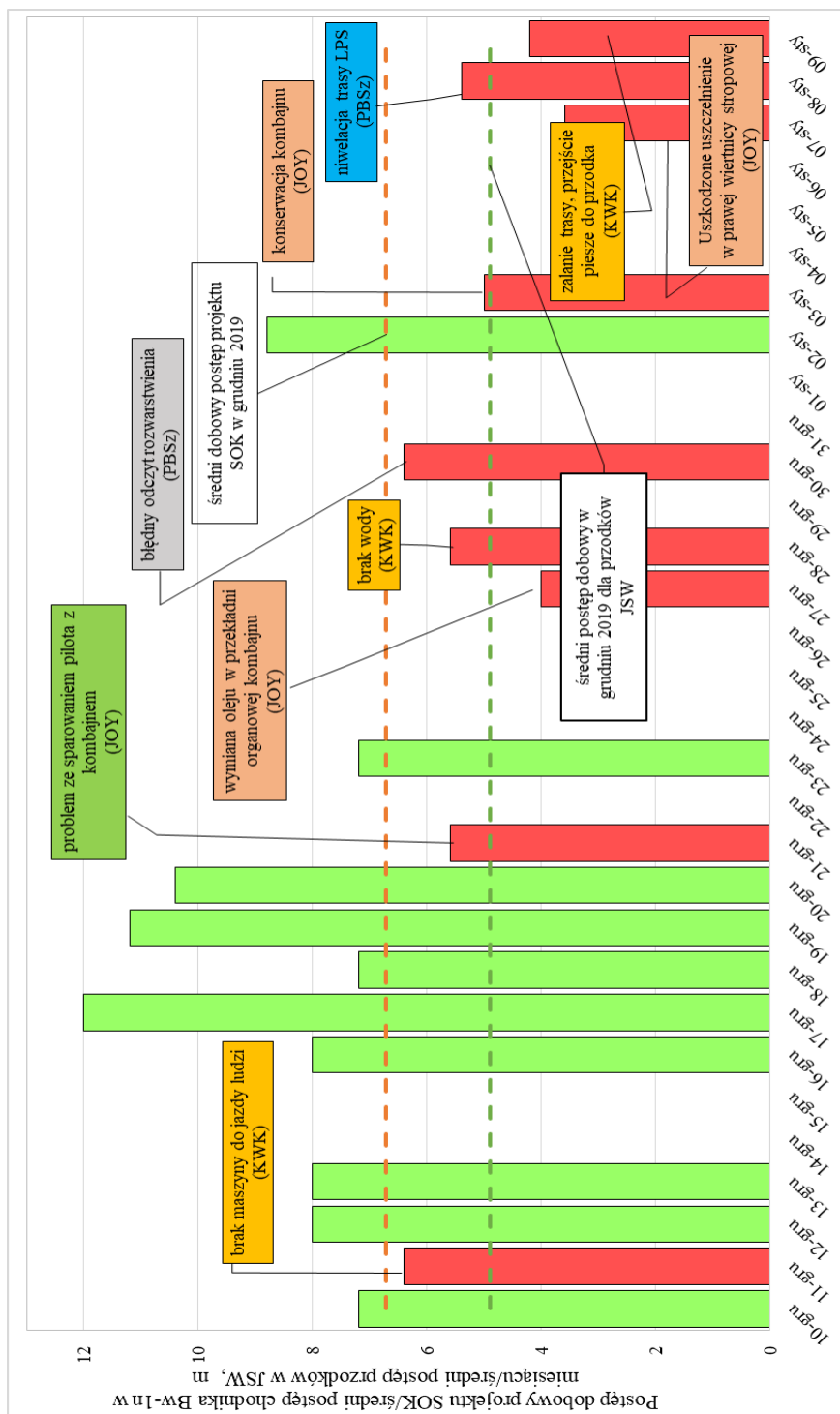
W drugim miesiącu realizacji projektu rozpoczęto drążenie chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 KWK Budryk. W okresie rozliczeniowym wykonano 65,8 m wyrobiska. Głównymi przyczynami przestojów były awarie mechaniczne kombajnu oraz przenośników taśmowych, a także prace technologiczne, np. budowa stacji kontroli okresowej. Postępy dobowe dla wyrobiska w drugim miesiącu trwania projektu zostały przedstawione na rysunku 9.1 [128].



Rys. 9.1. Postęp robót w drugim miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” [128]

III miesiąc projektu – grudzień 2019 r./styczeń 2020 r.

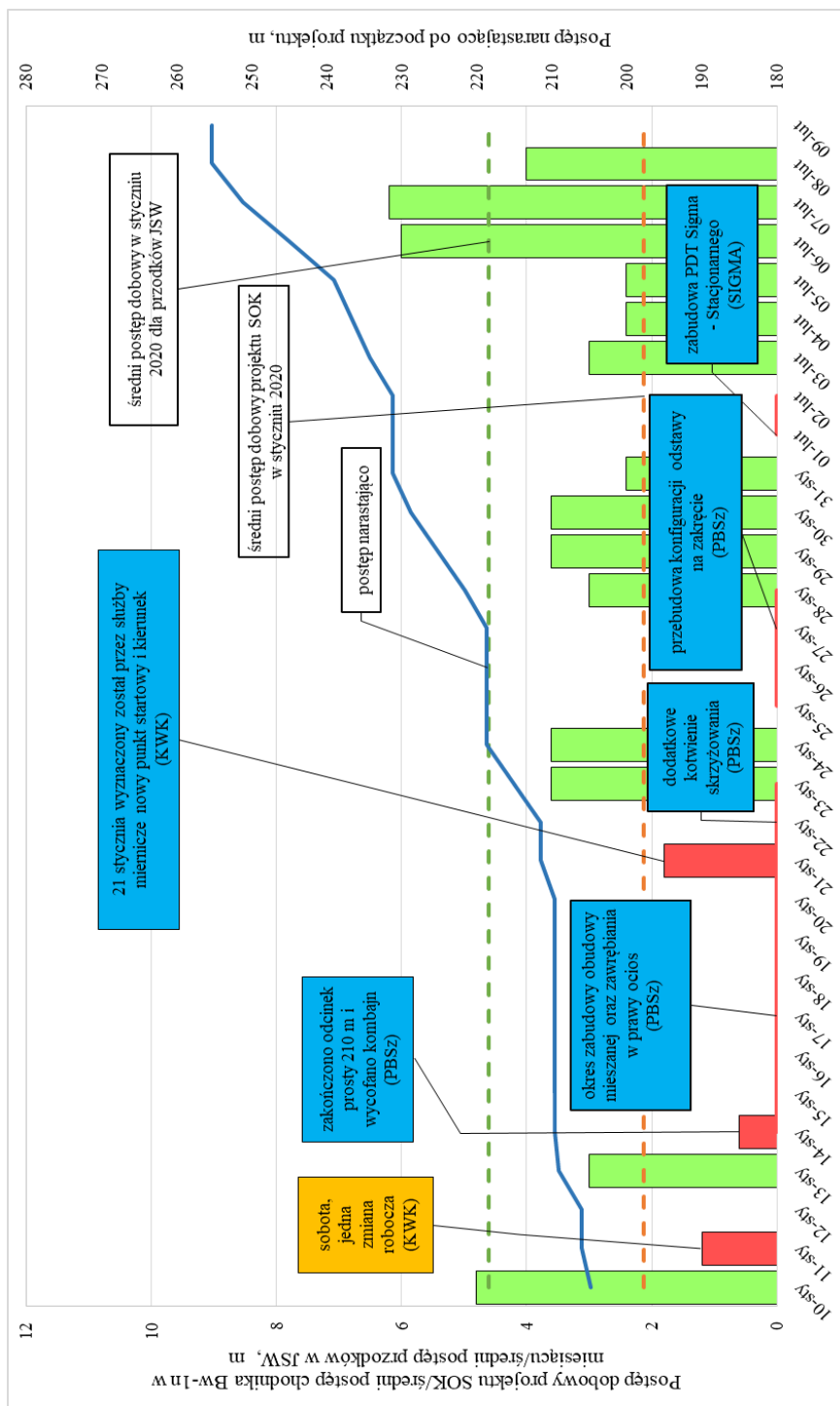
Trzeci miesiąc realizacji projektu zakończył się na 200 m chodnika Bw-1n badawczego. Prace związane z drażeniem wyrobiska, realizowane w omawianym okresie, przyspieszyły znacznie w stosunku do postępu przodka w miesiącu poprzednim. Przestoje w prowadzeniu robót związane były głównie z przyczynami technologicznymi (niwelacja trasy kolejki), mechanicznymi (awarie kombajnu) oraz innymi zdarzeniami, np. brakiem wody czy brakiem transportu osobowego do przodka. Postępy dobowe dla wyrobiska w trzecim miesiącu projektu zostały przedstawione na rysunku 9.2 [128].



Rys. 9.2. Postęp robót w trzecim miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” 128]

IV miesiąc projektu – styczeń/luty 2020 r.

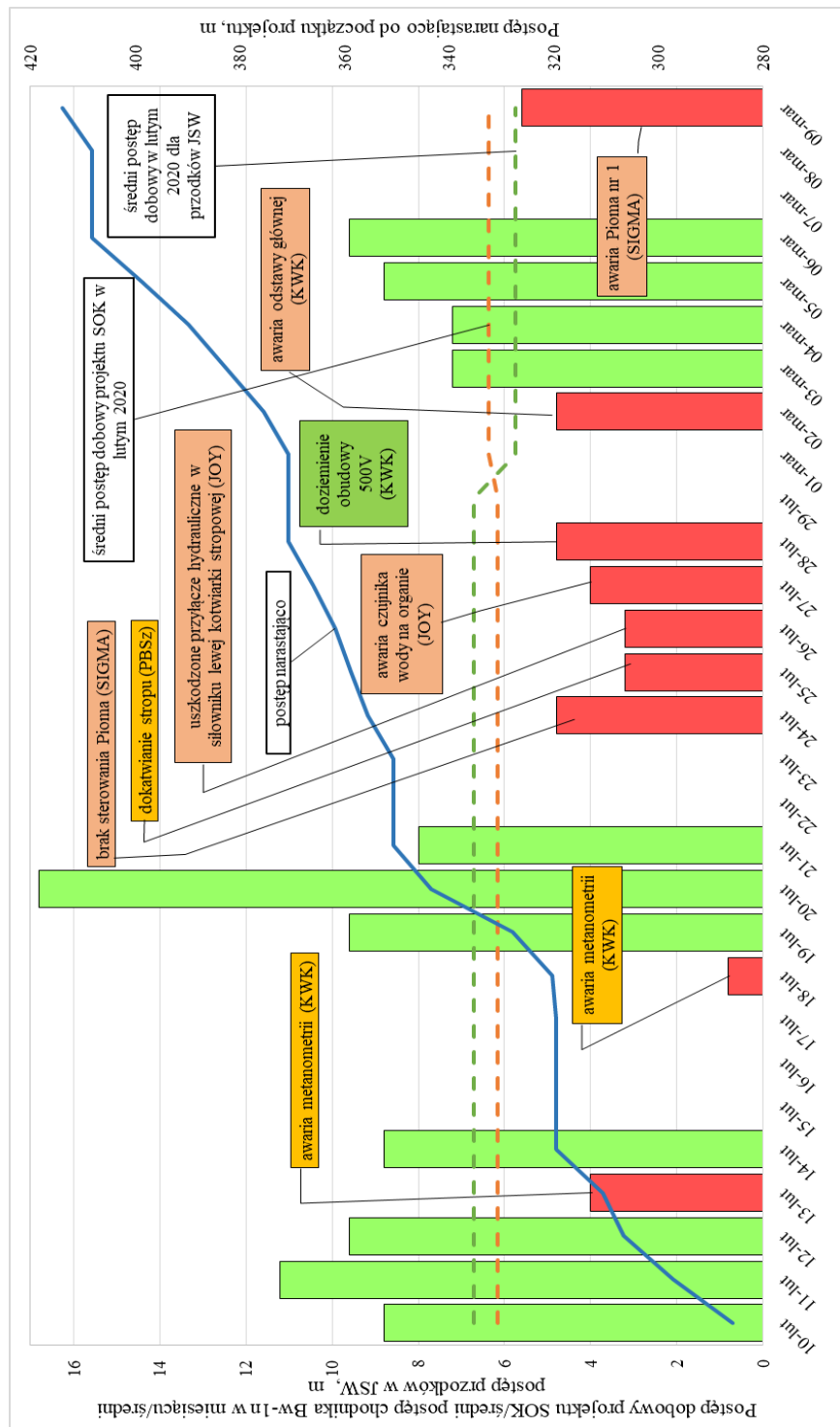
Czwarty miesiąc realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” wiązał się z wykonaniem zakrętu, co znacznie zwiększyło nakłady pracy m. in. przy przebudowie infrastruktury technicznej w wyrobisku czy zabudowie większej liczby kotew (w tym kotew linowych). Czwarty miesiąc zakończył się na 255,2 m chodnika badawczego Bw-1n. W celu wykonania zakrętu na 210 m wyrobiska kombajn wycofano, rozpoczęto zabudowę obudowy podporowej w czole przodka i przy lewym ociosie. Po wycofaniu kombajn zawrębiono w prawy ocios, demontując założoną tam siatkę i urabiając kotwy kompozytowe. Po wykonaniu zakrętu, w dniu 21.01.2020 r. służby miernicze wytyczyły kierunek drążenia i nowy punkt startowy, od którego ponownie rozpoczęto mierzenie postępu. Wyrobisko o wymiarach 6,8 m x 4,2 m drążone było do 5 lutego, kiedy to powrócono do bazowych wymiarów 5,6 m x 4,2 m, co pozwoliło na zwiększenie postępów dobowych. W omawianym okresie przerwy w drążeniu związane były jedynie z przyczynami technologicznymi tj. wycofywaniem kombajnu, zabudową obudowy mieszanej czy przebudową przenośnika taśmowego na zakręcie. Postępy dobowe dla wyrobiska w czwartym miesiącu projektu zostały przedstawione na rysunku 9.3 [128].



Rys. 9.3. Postęp robót w czwartym miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” [128]

V miesiąc projektu – luty/marzec 2020 r.

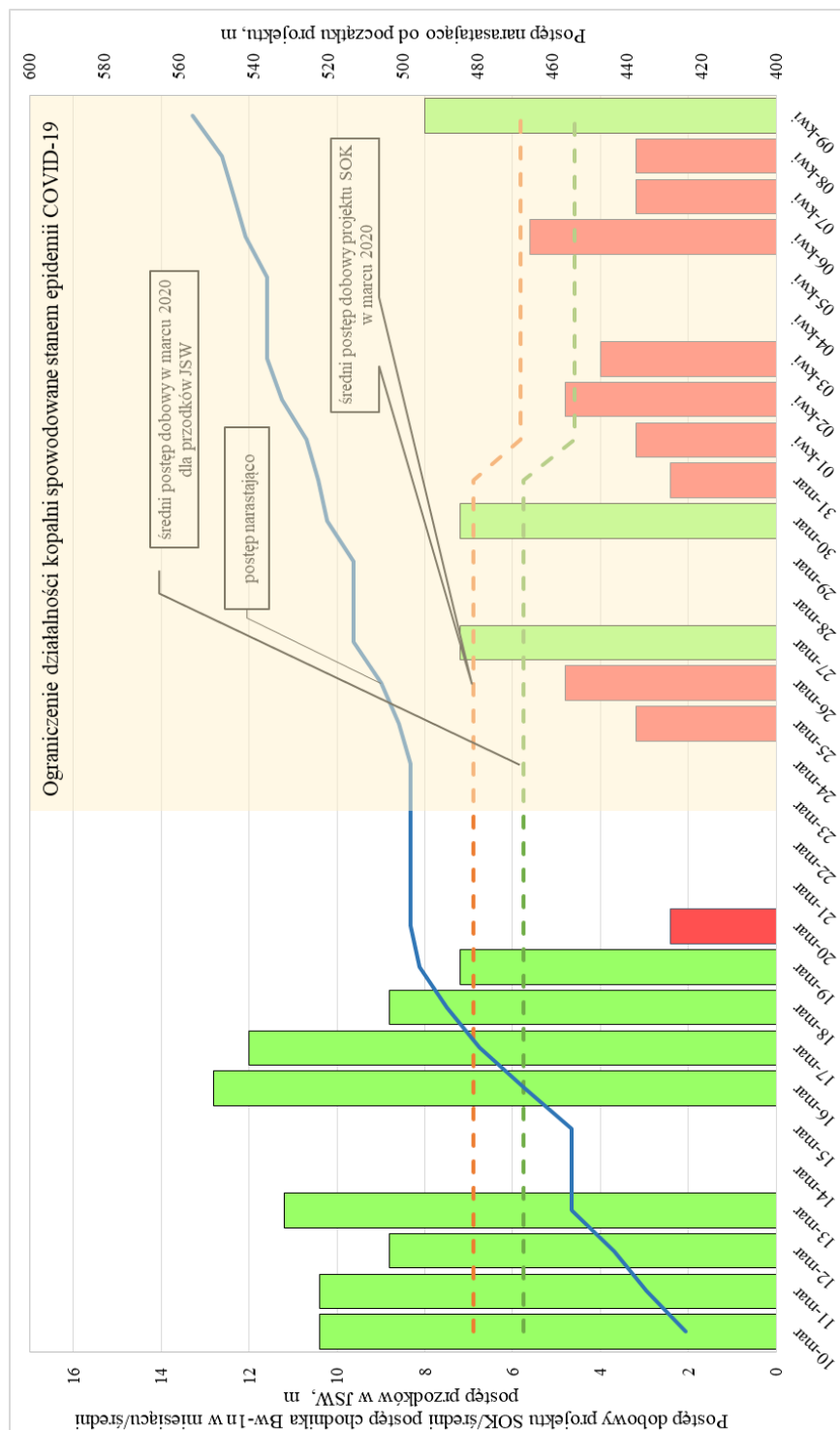
Piąty miesiąc realizacji projektu zakończył się na 392 m chodnika Bw-1n badawczego. Przestoje podczas wykonywania wyrobiska, skutkujące małym postępem dobowym (mniejszym od postępu średniego przodków JSW), spowodowane były głównie awariami mechanicznymi, tj. brakiem sterowania w przenośniku Pioma, uszkodzeniem siłownika kotwiarki, awarią czujnika wody na organie urabiającym kombajnu, awarią odstawy głównej KWK Budryk, awarią przenośnika Pioma. Ponadto prowadzone były prace związane z doziemianiem obudowy, dokatwianiem stropu, a także wystąpiły dwie awarie czujników metanometrii. Postępy dobowe dla wyrobiska w piątym miesiącu projektu zostały przedstawione na rysunku 9.4 [128].



Rys. 9.4. Postęp robót w piątym miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” 128]

VI miesiąc projektu – marzec/kwiecień 2020 r.

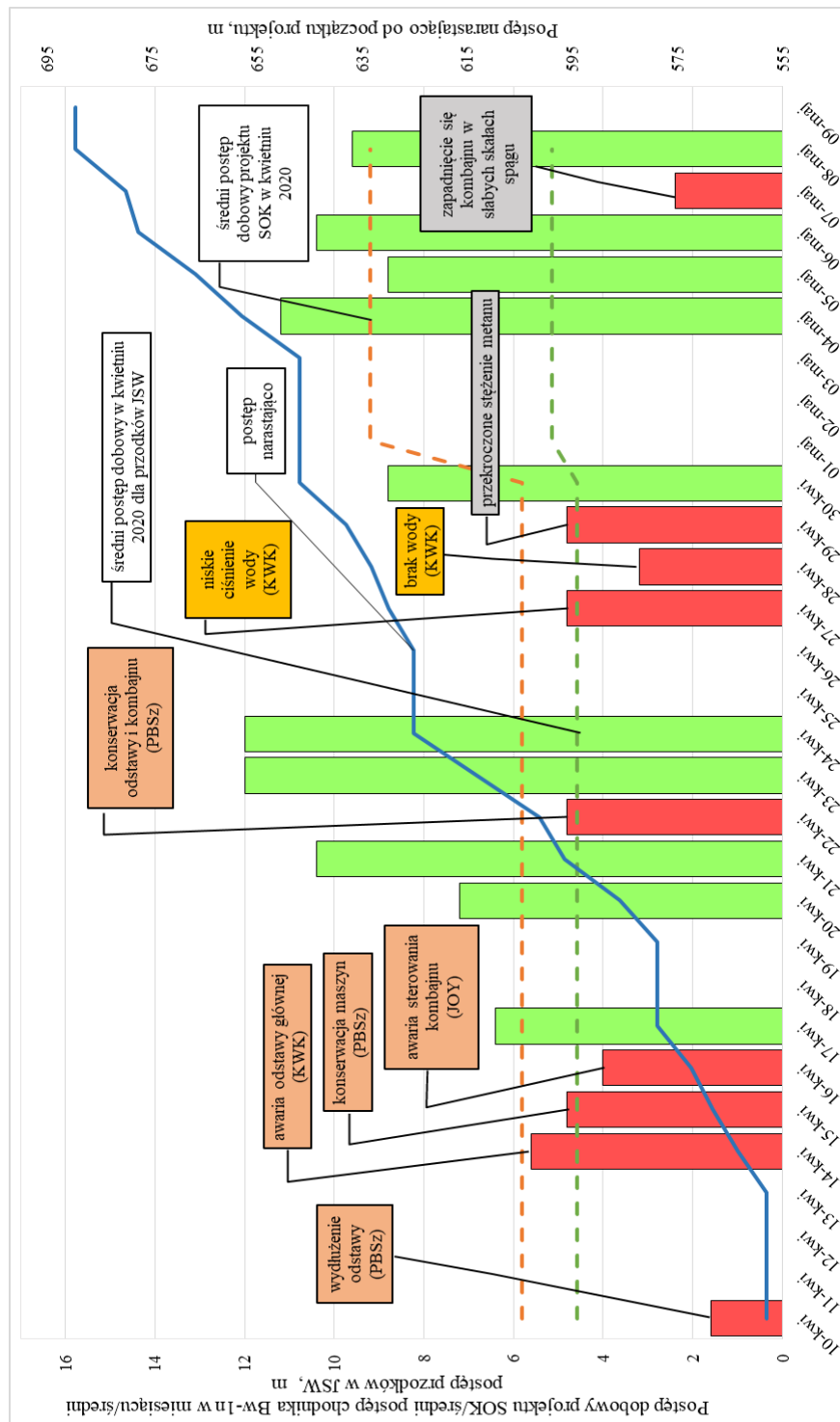
Szósty miesiąc realizacji projektu zakończył się na 556,4 m chodnika Bw-1n badawczego. Od dnia 23 marca 2020 r., w związku z wprowadzeniem na terenie kraju stanu epidemii, zmieniona została organizacja pracy, mianowicie zmniejszono czas pracy do 3 zmian roboczych na dobę po 6 godzin każda. Do dnia wprowadzenia ograniczeń postępy dobowe były większe niż średni postęp robót przodkowych w JSW. Po wprowadzeniu stanu epidemii i zmianie organizacji pracy postępy dobowe spadły poniżej średniej. Przestoje spowodowane były awariami odstawy głównej, awarią wiertnicy stropowej kombajnu, sterowania organu kombajnu, przepływu wody w kombajnie, a także brakiem wody i skokami ciśnienia w rurociągu przeciwpożarowym. Postępy dobowe dla wyrobiska w szóstym miesiącu projektu zostały przedstawione na rysunku 9.5 [128].



Rys. 9.5. Postęp robót w szóstym miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” [128]

VII miesiąc projektu – kwiecień/maj 2020 r.

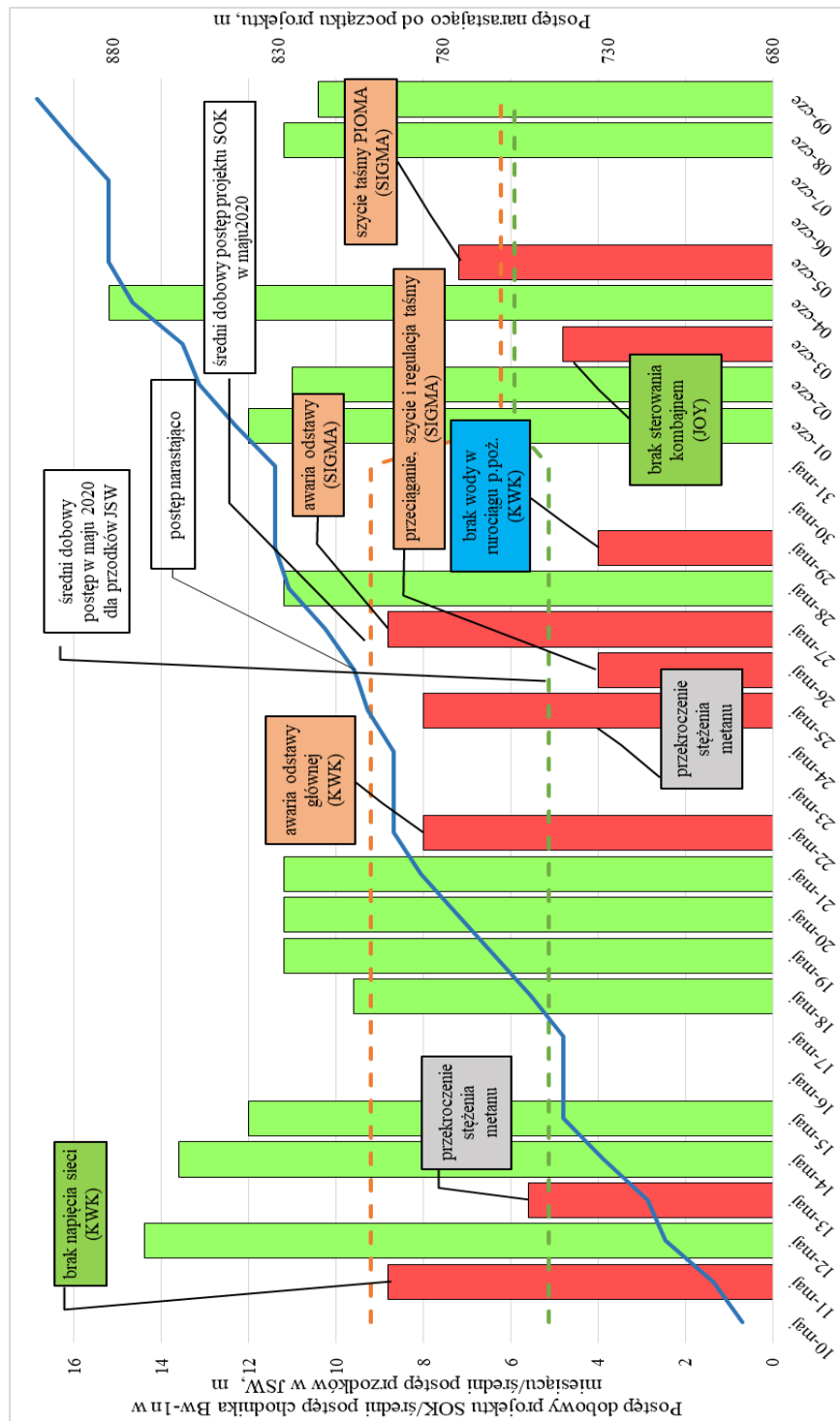
Siódmy miesiąc realizacji projektu zakończył się na 689,2 m chodnika Bw-1n badawczego. W pierwszych dniach siódmego miesiąca nadal obowiązywały ograniczenia spowodowane stanem epidemii, jednak 20 kwietnia zostały one zniesione i powrócono do czterozmianowego dnia pracy. Ciągłość drążenia chodnika mimo ograniczeń nie była zagrożona. Dobowy postęp w siódmym miesiącu był większy niż średnia postępu przodków dla JSW S.A. Przestoje spowodowane były awariami mechanicznymi (sterowania kombajnu) oraz konserwacją maszyn i wydłużaniem trasy odstawy urobku. Dodatkowo jednokrotnie zanotowano niskie ciśnienie wody i jej brak, a także przekroczenie dopuszczalnego stężenia metanu. Ponadto doszło do zapadnięcia się kombajnu w słabych skałach spągu. Postępy dobowe dla wyrobiska w siódmym miesiącu trwania projektu zostały przedstawione na rysunku 9.6 [128].



Rys. 9.6. Postęp robót w siódmym miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” [128]

VIII miesiąc projektu – maj/czerwiec 2020 r.

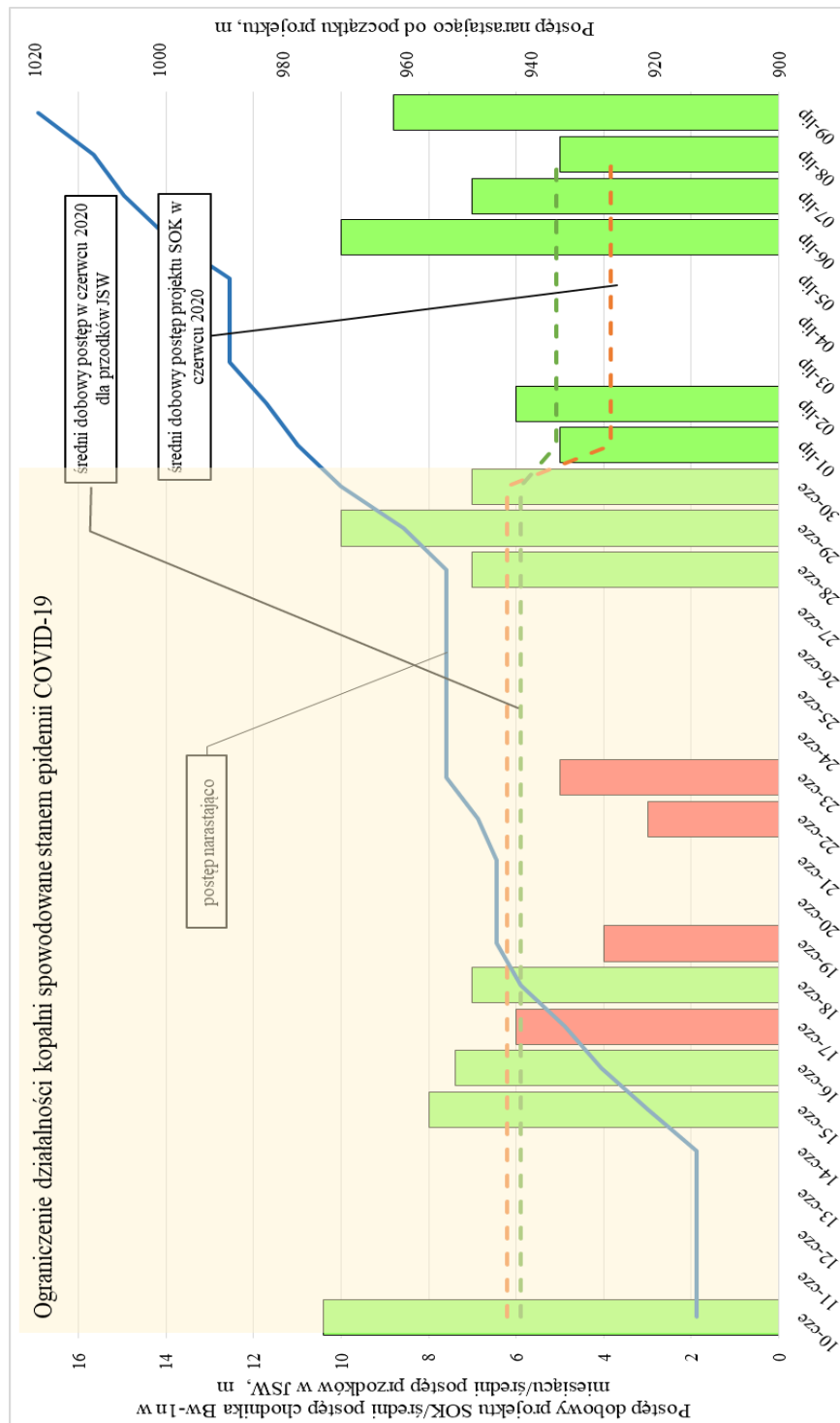
Ósmy miesiąc realizacji projektu zakończył się na 903,2 m chodnika Bw-1n badawczego. Dążenie wyrobiska przebiegało w sposób ciągły bez większych przestojów. Dobowy postęp przodka był przez większość dni większy niż średni dobowy postęp przodków dla JSW S.A. W ósmym miesiącu średni dobowy postęp chodnika Bw-1n wyniósł 9,70 m, natomiast dla pozostałych przodków drążonych konwencjonalnie – 5,14 m. Należy dodatkowo uwzględnić, że chodnik prowadzony był w zagęszczonej siatce kotwienia, więc przy lepszych warunkach stropowych postęp dobowy mógłby być jeszcze większy. Przestoje spowodowane były głównie awariami mechanicznymi, tj. odstawy głównej, przenośnika SIGMA, sterowania kombajnu oraz elektryczną – brakiem napięcia w sieci. Dwukrotnie doszło do przekroczenia stężenia metanu w wyrobisku, raz przestój spowodowany był brakiem wody w rurociągu przeciwpożarowym. Postępy dobowe dla wyrobiska w miesiącu zostały przedstawione na rysunku 9.7 [128].



Rys. 9.7. Postęp robót w ósmym miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotłownia” [128]

IX miesiąc projektu – czerwiec/lipiec 2020 r.

Dziewiąty miesiąc realizacji projektu zakończył się na 1015,4 m chodnika Bw-1n badawczego. Postęp drążenia i realizacji projektu był w dziewiątym miesiącu bardzo ograniczony. W kraju nadal panował stan epidemii. W związku z dużymi ogniskami zachorowań na COVID-19 na Śląsku ograniczono pracę kopalń, w tym KWK Budryk. Drążenie wyrobiska było kontynuowane w czerwcu na pojedynczych zmianach na dobę. Normalna praca została przywrócona od początku lipca. Mniejsze obłożenie załogą oraz prowadzenie robót w reżimie sanitarnym spowodowało znaczny spadek średniego postępu dobowego w wyrobisku: w czerwcu – 6,22 m (dla całej JSW S.A. 5,91 m), w okresie rozliczeniowym – 5,13 m. Niskie postępy były spowodowane głównie ograniczeniem pracy związanym z epidemią, natomiast dodatkowe przestoje spowalniające pracę nie zdarzały się często. Zanotowano awarie mechaniczne, tj. obciążenie odstawy głównej, zerwanie łańcucha na podawarce oraz brak odstawy głównej. Początkowo w dziewiątym miesiącu realizacji projektu planowano wykonać drugi zakręt, jednak prace z związane z tym zadaniem nie zostały zrealizowane z powodu opóźnień związanych z epidemią. Postępy dobowe dla wyrobiska w dziewiątym miesiącu projektu zostały przedstawione na rysunku 9.8 [128].

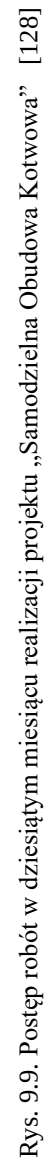


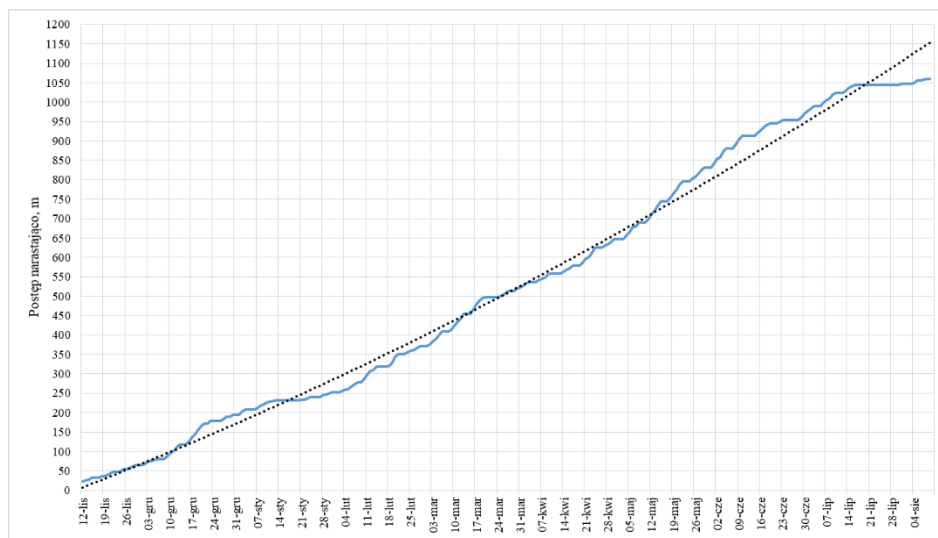
Rys. 9.8. Postęp robót w dziewiątym miesiącu realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotłowa” [128]

X miesiąc projektu – lipiec/sierpień 2020 r.

Dziesiąty miesiąc realizacji projektu zakończył się na 1059,4 m chodnika Bw-1n badawczego. Postęp drążenia wyrobiska w dziesiątym miesiącu był bardzo ograniczony. Ograniczenie robót związane było z nagłą zmianą warunków górniczo-geologicznych, przede wszystkim zwiększeniem kąta nachylenia pokładu 401 do około 15°, co uniemożliwiło dalsze drążenie wyrobiska. W związku z tym kombajn wycofano do nowej lokalizacji drugiego załamania wyrobiska, wykonano pobierkę spągu oraz przebudowę infrastruktury. Dodatkowo konieczne było opracowanie dodatku do Planu Ruchu Zakładu Górniczego. Od 27 lipca 2020 r. wprowadzono pięciodobowy tryb pracy, co również przełożyło się na spadek postępu. Średni dobowy postęp w lipcu wynosił tylko 3,49 m (dla pozostałych wyrobisk drążonych w JSW S.A. technologią tradycyjną – 5,09 m). Średni dobowy postęp w okresie rozliczeniowym projektu wynosił 2,01 m. Spadek wielkości postępu dobowego w chodniku Bw-1n w dziesiątym miesiącu realizacji projektu nie był związany z innymi poważnymi awariami. Postępy dobowe dla wyrobiska w miesiącu zostały przedstawione na rysunku 9.9 [128].

Na rysunku 9.10 został przedstawiony narastający postęp drążenia chodnika Bw-1n badawczego w ciągu 10 miesięcy realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa”.





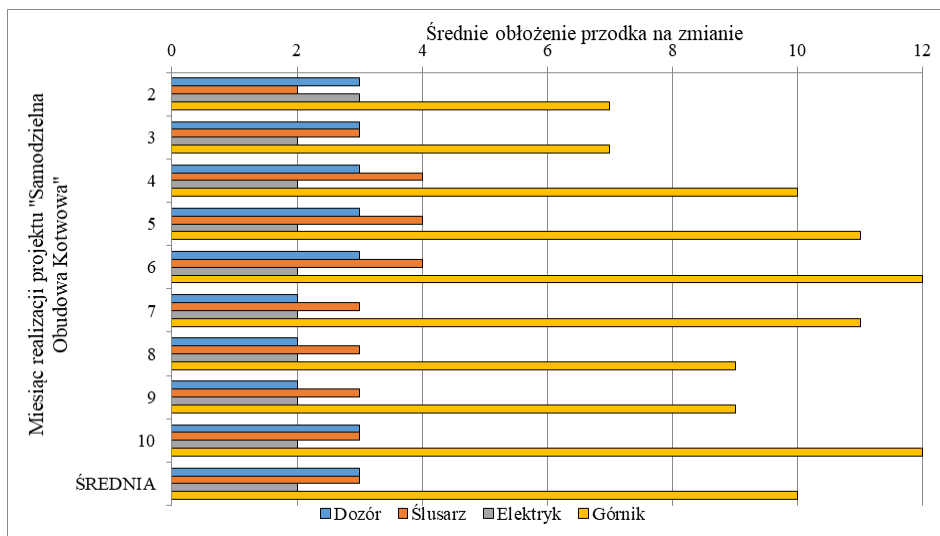
Rys. 9.10. Kumulowany postęp drążenia chodnika Bw-1n badawczego w ciągu 10 miesięcy realizacji projektu [128]

9.2. Analiza organizacji pracy

Prace w chodniku Bw-1n badawczym prowadzili pracownicy Przedsiębiorstwa Budowy Szybów (PBSz) S.A. Na potrzeby realizacji projektu powołano nowy oddział robót i zatrudniono 26 nowych pracowników. Oddział liczył 113 osób, z czego 100 osób na stanowiskach robotniczych i 13 osób dozoru. W PBSz S.A. zatrudnionych zostało 18 doświadczonych pracowników (w tym 11 górników w przodku), którzy przez 3,5 roku zdobywali doświadczenie w wykonywaniu wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej w czeskich kopalniach węgla kamiennego. Pracownicy ci musieli jednak zostać przyuczeni do pracy z przenośnikowym systemem odstawy, ponieważ w kopalniach czeskich stosowane były wozy odstawcze typu Shuttle Car [125].

Pracownicy posiadający doświadczenie w pracy z kombajnem typu Bolter Miner i samodzielną obudową kotwową, uzyskane w kopalniach czeskich, stanowili trzon załogi, w dużym stopniu decydujący o efektywności prowadzonych robót [125].

Na rysunku 9.11 przedstawiono średnie obłożenie przodka na zmianie w każdym miesiącu wykonywania chodnika Bw-1n badawczego.



Rys. 9.11. Średnie obciążenie przodka do 10 miesiąca realizacji projektu [128]

Pandemia COVID-19 miała znaczący wpływ na organizację prac oddziału [125]:

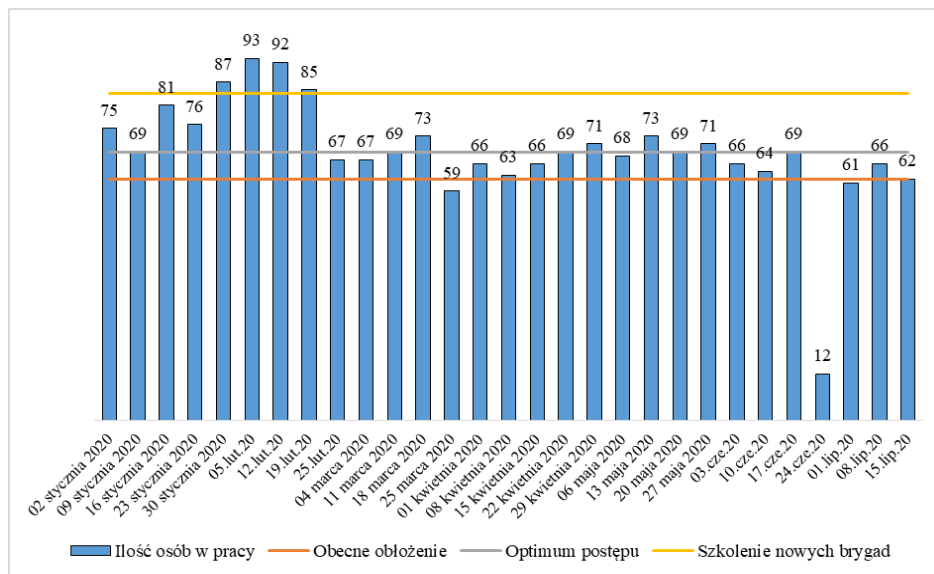
- w dniach 23.03÷17.04 zastosowano obciążenie załogą w systemie trójzmianowym, ponadto w wyniku ograniczenia zatrudnienia w KWK Budryk obciążenia każdej z trzech zmian musiały zostać zredukowane,
- w dniach 14.06÷29.06, po przeprowadzeniu testów na obecność wirusa SARS-CoV-2, 33 członków załogi zostało skierowanych na postojowe, związane z zachorowaniem na COVID-19 lub kwarantanną,
- w dniach 24.06÷29.06 obciążenie załogą obejmowało wyłącznie jedną zmianę konserwacyjną, reszta załogi została oddelegowana na wymazy.

Od początku epidemii oddział borykał się ze zwiększoną absencją, w związku z czym dobowe obciążenie zmniejszono nawet o 20 osób. Ponadto epidemia wpłynęła również na funkcjonowanie KWK Budryk, utrudniając funkcjonowanie logistyki materiałowej i dojazdu załogi do przodka [125].

Obciążenie pracowników na stanowiskach robotniczych w okresie od stycznia do lipca 2020 r. przedstawiono na rysunku 9.12.

Przeprowadzono ocenę wymaganej liczby pracowników dla zapewnienia optymalnego postępu i organizacji przodka (wariant 2) oraz założeniu przeszkolenia 4 nowych brygad rocznie, zdolnych do prowadzenia efektywnego drążenia wyrobisk z wykorzystaniem kombajnu typu Bolter Miner i samodzielnej

obudowy kotwowej (wariant 3). Wyniki analizy w porównaniu ze stanem obecnym (wariant 1) zestawiono w tabeli 9.2.



Rys. 9.12. Średnie tygodniowe obciążenie pracowników na stanowiskach robotniczych wraz z obciążeniem docelowym [125]

Analiza optymalnego obciążenia oddziału pracownikami [125]

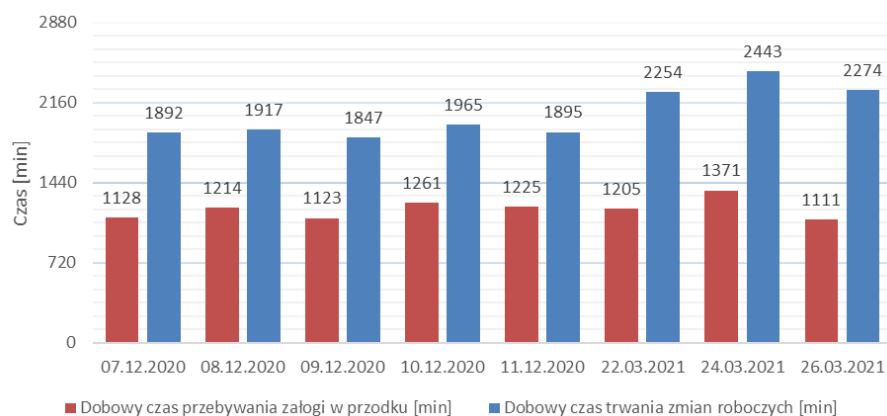
Tabela 9.2.

Rodzaj zmiany	Rodzaj stanowiska	Wariant 1	Wariant 2	Wariant 3
		Stan obecny	Optimalny postęp	Szkolenie
		Obciążenie dobowe		
Zmiana produkcyjna	Górnik w przodku	5	6	8
	Górnik na urządzeniach odstawy	4	4	4
	Pracownik transportu	2	2	2
	Cieśla	0	1	0
	Elektromonter	1	1	2
	Ślusarz	2	1	2
	SUMA	14	15	18
Zmiana konserwacyjna	Górnik do przygotowania postępu	9	10	12
	Ślusarz	6	8	10
	Elektromonter	5	6	8
	SUMA	20	24	30
RAZEM (3 zmiany produkcyjne + 1 zmiana konserwacyjna)		62	69	84

9.3. Analiza wykorzystania czasu pracy

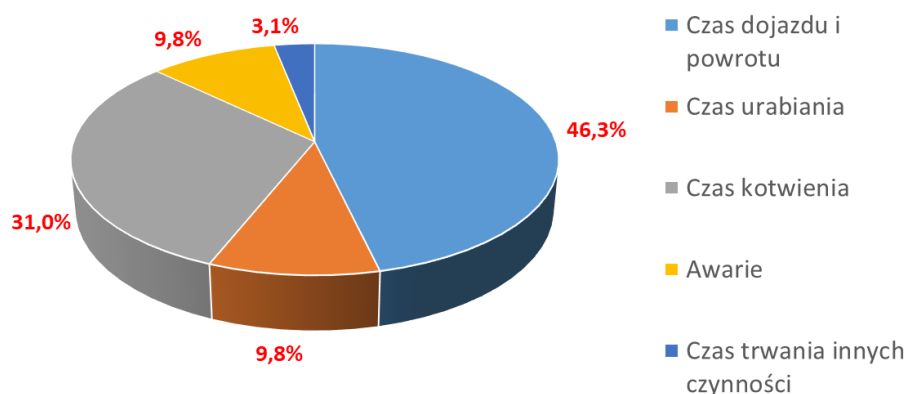
Zasadniczym czynnikiem, obok technicznego potencjału maszyny urabiająco-kotwiącej (Bolter Miner), wpływającym na postęp drążenia jest wykorzystanie czasu dobowego przodka. Istotą doskonalenia procesu drążenia wyrobiska korytarzowego kombajnem Bolter Miner jest maksymalizacja czasu dostępnego dla mechanicznego urabiania, ponieważ urobienie calizny jest warunkiem koniecznym wykonania kolejnych operacji i czynności w cyklu drążenia. Inne operacje, czynności i zdarzenia, które ograniczają czas dostępny na urabianie należy racjonalnie ograniczać lub eliminować (awarie, przerwy organizacyjne).

Na rysunku 9.13 przedstawiono wartości efektywnego czasu pracy, tj. czasu pracy załóg górniczych w przodku w wybranych dniach 2020 r. i 2021 r. w zestawieniu z dyspozycyjnym czasem pracy załóg przodkowych w obserwowanych dniach. Należy podkreślić, że do 13 grudnia 2020 r. stosowano (za wyjątkiem wykonywania zakrętu nr 2) czterozmianowy system pracy (trzy zmiany robocze i jedna koserwacyjno – remontowa), a od 14 grudnia 2020 r., dla wydłużenia czasu dostępnego (obciążonego) przodka, zastosowano system pięcioletni (cztery zmiany robocze i jedna koserwacyjno – remontowa). Wpłynęło to pozytywnie na wykorzystanie czasu dobowego.



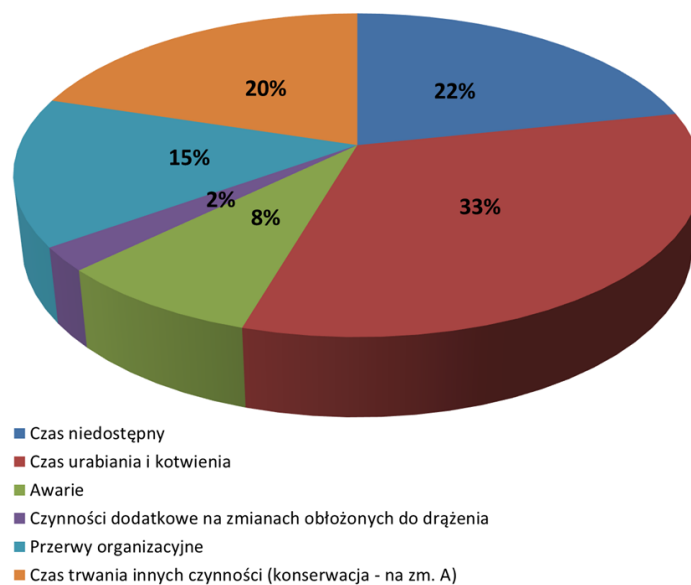
Rys. 9.13. Efektywny czas pracy (czas dostępny) przodka w zestawieniu z dostępnym czasem pracy załogi brutto (od zjazdu do wyjazdu) na podstawie chronometraży w dniach 7, 8, 9, 10 i 11 grudnia 2020 r. i 22, 24 i 26 marca 2021 r.

Peryferyjna lokalizacja chodnika Bw-1n badawczego wpłynęła na stosunkowo długi czas związany z dotarciem i powrotem załóg górniczych z miejsca pracy. Na rysunku 9.14 przedstawiono strukturę czasu zmiany roboczej na podstawie czasów realizacji poszczególnych zdarzeń (opracowanej na podstawie chronometraży przeprowadzonych w dniach 22, 24 i 26 marca 2021 r.).

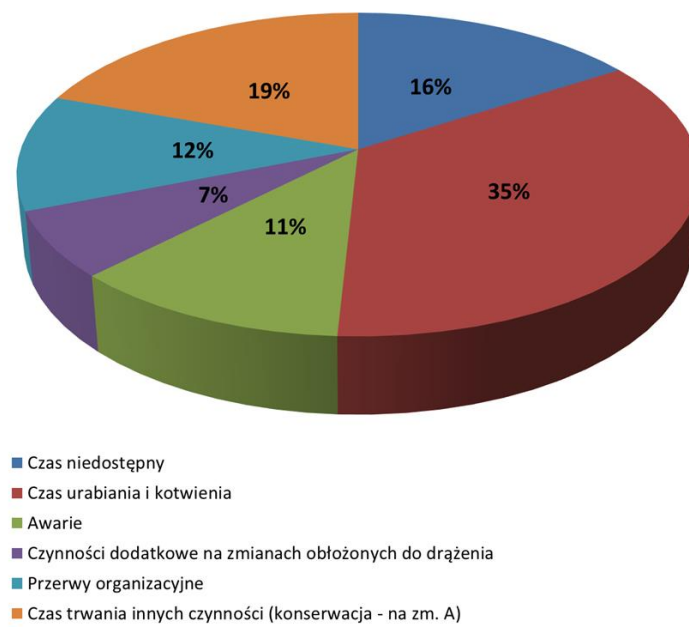


Rys. 9.14. Struktura czasu zmiany roboczej w przodku chodnikowym na podstawie median czynności z chronometrażu w dniach 22, 24 i 26.03.2021 r.

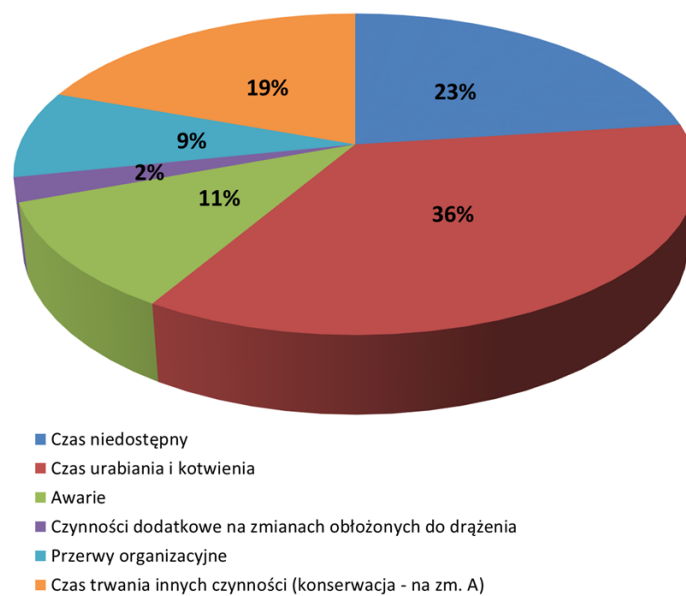
Na stosunkowo duży udział czasu kotwienia stropu i ociosów drążonego wyrobiska, pomimo wzrastającego doświadczenia pracowników prowadzących kotwienie, wpływa gęsta siatka kotwienia i duża liczba instalowanych kotwi. Na rysunkach 9.15÷9.19 przedstawiono strukturę efektywnego czasu pracy w dniach od 7. do 11. grudnia 2020 r.



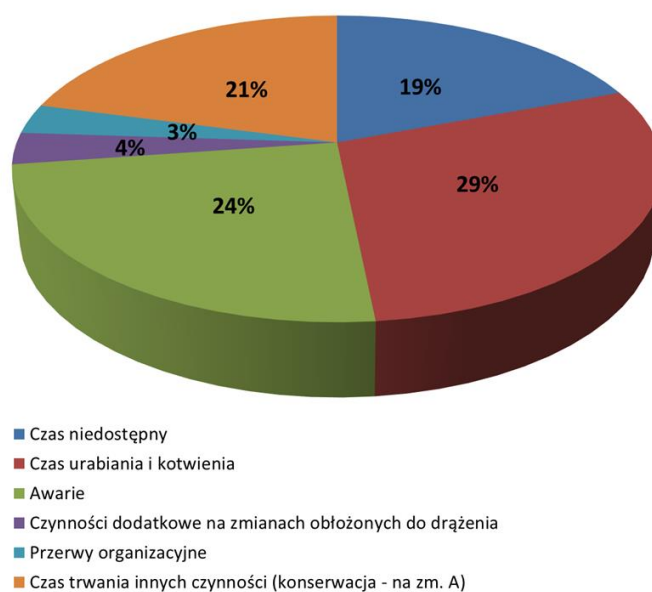
Rys. 9. 15. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 7.12.2020 r.



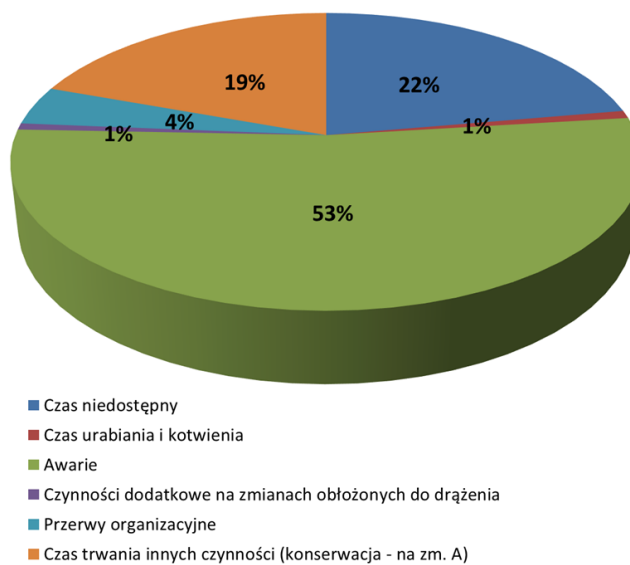
Rys. 9.16. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 8.12.2020 r.



Rys. 9.17. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 9.12.2020 r.



Rys. 9.18. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 10.12.2020 r.



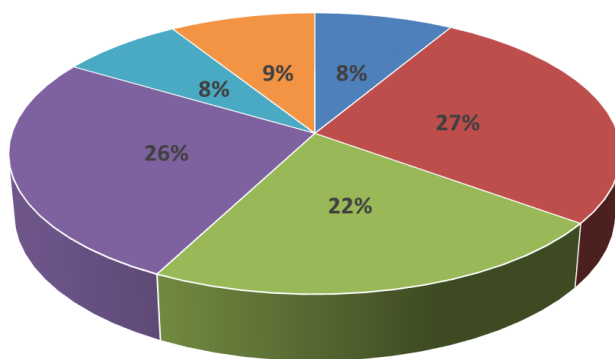
Rys. 9.19. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 11.12.2020 r.

W ujęciu całego tygodnia od 7. do 12. grudnia 2020 roku, struktura czasu kalendarzowego przodka została pokazana na rysunku 9.20.



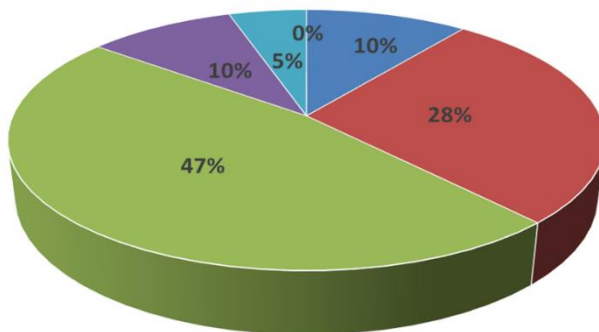
Rys. 9.20. Tygodniowa struktura czasu kalendarzowego przodka w dniach od 7 do 12 grudnia 2020 r.

W dniach od 22÷26.03.2012 ponownie przeprowadzono chronometrażę przodka drążonego w JSW S.A. KWK Budryk, z których na rysunkach 9.21÷9.23 pokazano wyniki obserwacji, kiedy możliwa była obserwacja całej doby roboczej. Należy zauważyć, że chronometrażę wykonane w grudniu 2020 r. i marcu 2021 r. opracowywano na potrzeby różnych analiz i z tego powodu nieco się różnią układem danych.



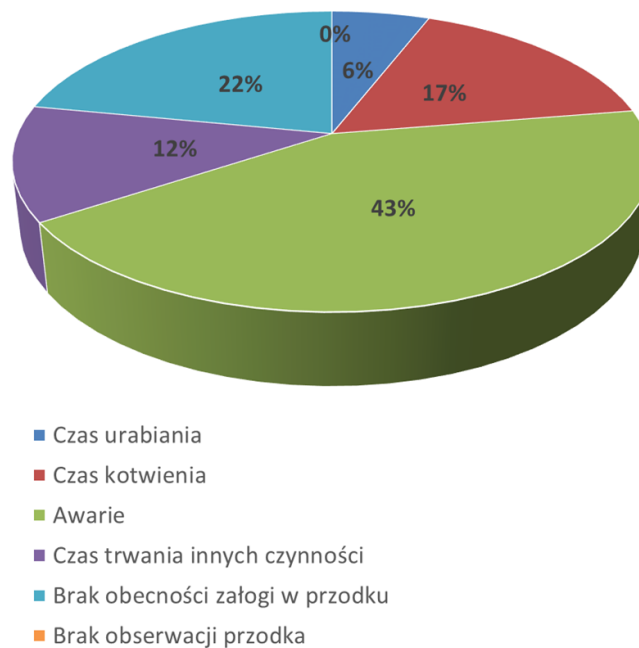
- Czas urabiania
- Czas kotwienia
- Awarie
- Czas trwania innych czynności
- Brak obecności załogi w przodku
- Brak obserwacji przodka

Rys. 9.21. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 22.03.2021 r.



- Czas urabiania
- Czas kotwienia
- Awarie
- Czas trwania innych czynności
- Brak obecności załogi w przodku
- Brak obserwacji przodka

Rys. 9.22. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 24.03.2021 r.



Rys. 9. 23. Struktura efektywnego czasu pracy na podstawie chronometrażu przeprowadzonego w dniu 26.03.2021 r.

Należy zwrócić uwagę na duży potencjał doskonalenia efektywności procesu drążenia wyrobiska korytarzowego kombajnem Bolter Miner 12CM30 poprzez wyeliminowanie niepożądanych postojów maszyny (awarie i przerwy organizacyjne). Odrębnym zagadnieniem jest wykorzystanie dostępnego czasu pracy załogi. Wynika to z faktu, że w świetle obowiązujących w polskim górnictwie węglowym przepisów regulujących czas pracy jest on liczony od zjazdu pod ziemię i obejmuje także czas dojścia bądź dojazdu do stanowiska pracy i analogicznie powrotu. Oznacza to, że, w zależności od warunków, czas pracy załogi w przodku (czas efektywny) jest zawsze krótszy od czasu trwania zmiany roboczej (7,5 godziny). Obniża to efektywność ekonomiczną zastosowania kombajnów typu Bolter Miner w warunkach polskich, tworząc dodatkowo problemy natury organizacyjnej. W podziemnym górnictwie węglowym państw powszechnie stosujących kombajny typu Bolter Miner dostępny czas pracy załogi jest czasem przebywania załogi na stanowisku pracy i waha się od 6 do nawet 11 godzin. Ułatwia to organizację pracy przodka i częściowo tłumaczy wyższe postępy uzyskiwane przez kombajny typu Bolter Miner w innych krajach.

Stosunkowo krótki okres obserwacji i pomiarów czasów trwania operacji czynności i innych zdarzeń w przodku drążonym za pomocą kombajnu Bolter

Miner 12CM30 z samodzielną obudową kotwową (od grudnia 2020 do marca 2021 r.) pozwolił na wyciągnięcie następujących wniosków:

- zaobserwowano lepszą współpracę górników pracujących bezpośrednio w przodku i, mimo różnego doświadczenia pracowników, bardzo podobne czasy wykonywania czynności i operacji związanych bezpośrednio z drażnieniem wyrobiska (urabianie i kotwienie),
- kombajn Bolter Miner wykazał wysoką wydajność urabiania – przeciętny czas urabiania dla jednego cyklu (zabior 0,8 m) wynosił około 13 minut i nie przekroczył w obserwowanym okresie 19 minut. Należy zaznaczyć, że w kilku przypadkach głębokość zabioru przekraczała 0,8 m i w kolejnym cyklu urabiano tylko na głębokość kroku kotwienia,
- zaobserwowano duże wahania czasu trwania operacji kotwienia. Ze względu na dość częste problemy z kotwiarkami ociosowymi kotwienie ociosów wykracza poza czas kotwienia stropu,
- wysoki potencjał w zakresie wydajności urabiania nie został wykorzystany przez zły stan techniczny odstawy taśmowej – 71% czasu trwania awarii stanowią awaryjne postoje odstawy utrzymywanej przez PBSz S.A (rozdz. 9.4),
- operacja kotwienia stropu i ociosów zajmuje wg. pomiarów od 12 do nawet ok. 120 minut, ale zarówno średnia jak i mediana czasu trwania jednego cyklu urabiania i kotwienia wynosi ok. 65÷66 minut. Oznacza to, że jest możliwe uzyskiwanie średniego postępu około 14,5 m/dobę. Podobnie nawet z uwzględnieniem drobnych awarii postęp dobowy powinien wynosić około 10 m/dobę. W analizowanym okresie uzyskiwano znacznie niższe postępy,
- w sytuacji drażenia prostoliniowego wyrobiska układ technologiczny z pojedynczą podawarką taśmową i ograniczeniem manewrów kombajnem spełnił swoje zadanie,
- duże straty czasu związane z dotarciem załogi do przodka i jej powrotem związane są nie tylko z bardzo peryferyjnym położeniem przodka. Narastającym problemem była pogarszająca się dostępność i awaryjność spalinowych kolejek podwieszonych.

9.4. Analiza przestojów

Zestawienie przestojów w pracy kombajnu Bolter Miner 12CM30, opracowane na podstawie miesięcznych raportów z prac badawczo-rozwojowych, przedstawiono w tabeli 9.3.

Zestawienie przestojów podczas drążenia chodnika Bw-1n [128]

Tabela 9.3.

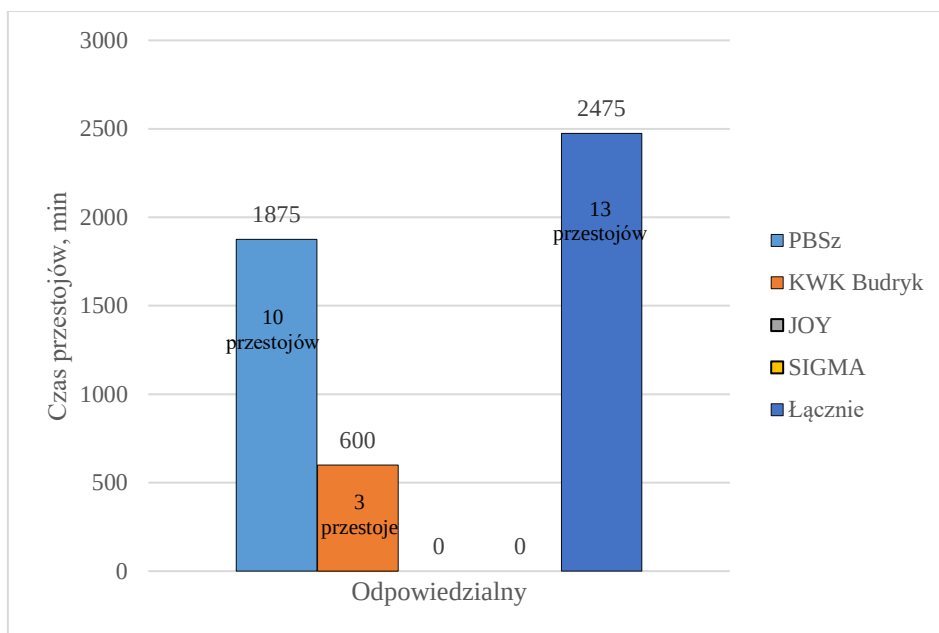
Miesiąc projektu	PBSz		KWK Budryk		JOY Global		SIGMA		Razem	
	Liczba	Czas [min]	Liczba	Czas [min]	Liczba	Czas [min]	Liczba	Czas [min]	Liczba	Czas [min]
2	10	1875	3	600	0	0	0	0	13	2475
3	10	1040	26	3095	0	0	0	0	36	4135
4	23	2515	0	0	0	0	0	0	23	2515
5	9	735	9	1390	0	0	0	0	18	2125
6	2	250	16	1870	6	755	0	0	24	2875
7	7	1035	27	1988	11	444	2	540	47	4007
8	18	1545	68	6720	8	795	0	0	94	9060
9	25	1905	25	2500	13	1380	3	110	66	5895
10	23	1485	28	5844	15	1945	0	0	66	9274
SUMA	127	12385 206 h	202	24007 400 h	53	5319 89 h	5	650 11 h	387	42361 706 h

Przeanalizowane zostały dane dotyczące awarii i przestojów za okres dziewięciu miesięcy drążenia chodnika Bw-1n badawczego (miesiące 2-10 projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa”). Całkowita liczba awarii i przestojów wyniosła 387, co przełożyło się na utracony czas wynoszący 706 godzin. Składały się na to awarie spowodowane przez następujące podmioty:

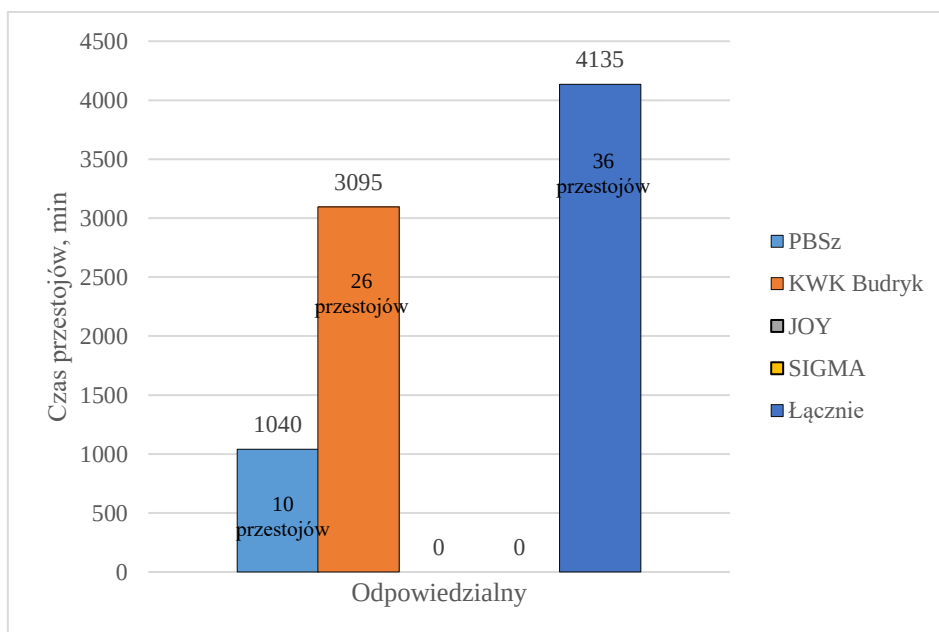
- Przedsiębiorstwo Budowy Szybów (PBSz) S.A., odpowiadające łącznie za 127 przestojów, przekładających się na 206 godzin utraconego czasu, stanowiących przy tym 29% całkowitego czasu przestojów. Na przestoje spowodowane przez PBSz S.A. składały się głównie awarie przenośników odstawy rejonowej, problemy z układem sterowania kombajnu, a także inne awarie mechaniczne i elektryczne kombajnu JOY 12CM30,
- KWK Budryk, odpowiadająca łącznie za 202 przestoje, przekładające się na 400 godzin utraconego czasu, stanowiących aż 57% całkowitego czasu przestojów. Na przestoje spowodowane przez KWK Budryk składały się głównie zaniki ciśnienia wody w rurociągu przeciwpożarowym, awarie przenośników odstawy głównej i kolejki podwieszanej, a także przestój technologiczny związany z pogorszeniem warunków geologicznych w rejonie 1000 mb wyrobiska,
- JOY Global Poland Sp. z o. o., odpowiadająca łącznie za 53 przestoje, przekładające się na 89 godzin utraconego czasu, stanowiących 13% całkowitego czasu przestojów. Na przestoje spowodowane przez JOY Global składały się głównie awarie układu hydraulicznego, a także problemy z układem sterowania kombajnu JOY 12CM30,

- SIGMA S.A., odpowiadająca łącznie za 5 przestojów, przekładających się na 11 godzin utraconego czasu, stanowiących tylko 1% całkowitego czasu przestojów. Na przestoje spowodowane przez SIGMA S.A. składały się awarie przenośników taśmowych SIGMA.

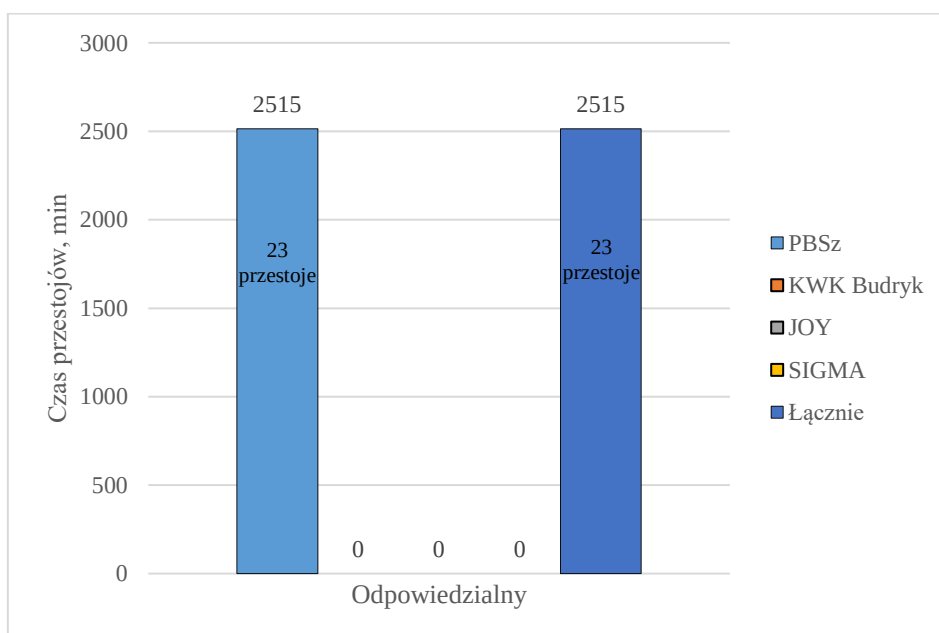
Na rysunkach 9.24÷9.32 przedstawiono czas przestojów w drażeniu chodnika Bw-1n badawczego z podziałem na podmiot odpowiedzialny za przestój oraz liczbę przestojów w przodku w każdym miesiącu drażenia wyrobiska.



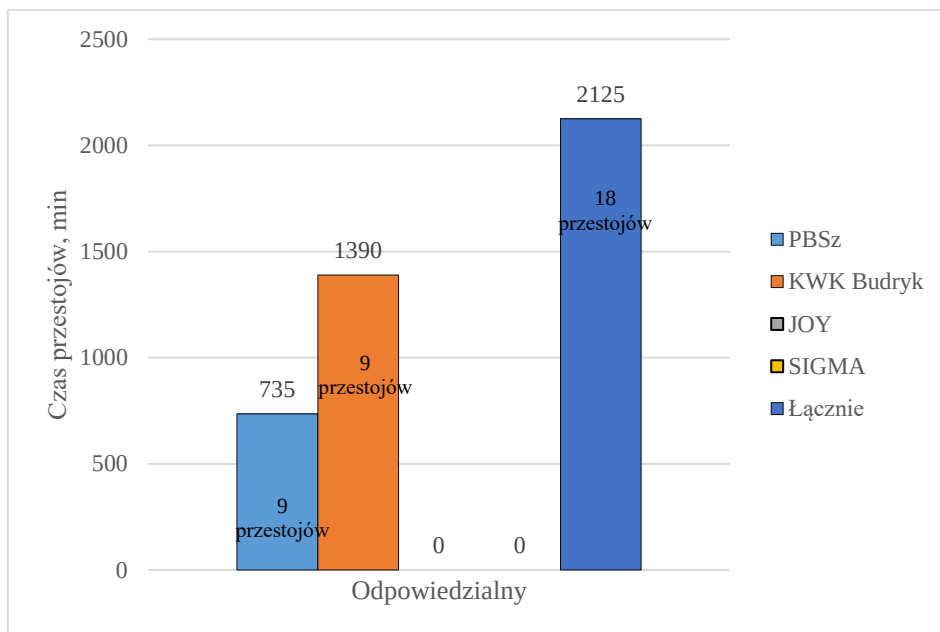
Rys. 9.24. Czas przestojów w pracy w drugim miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"



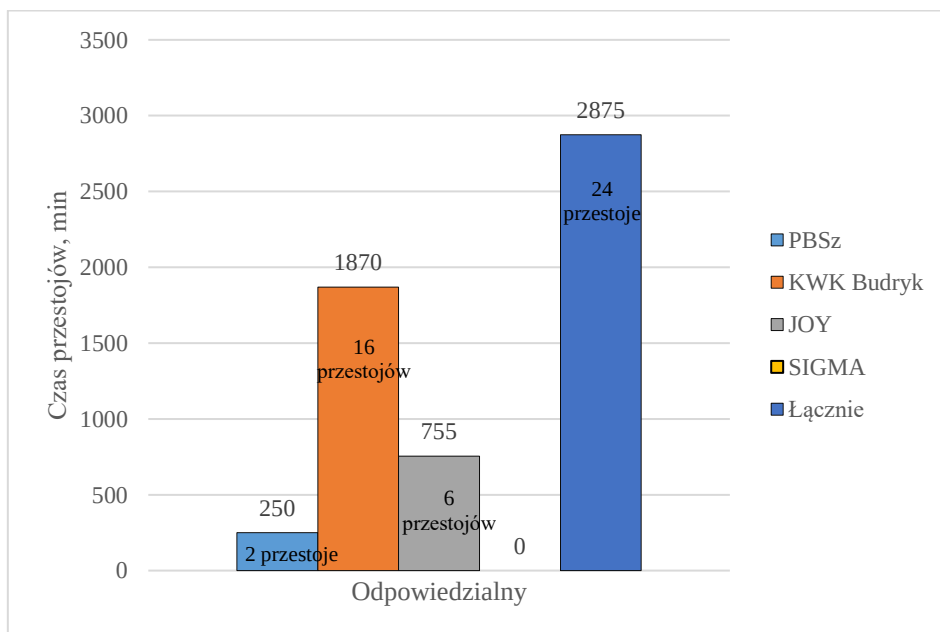
Rys. 9.25. Czas przestojów w pracy w trzecim miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"



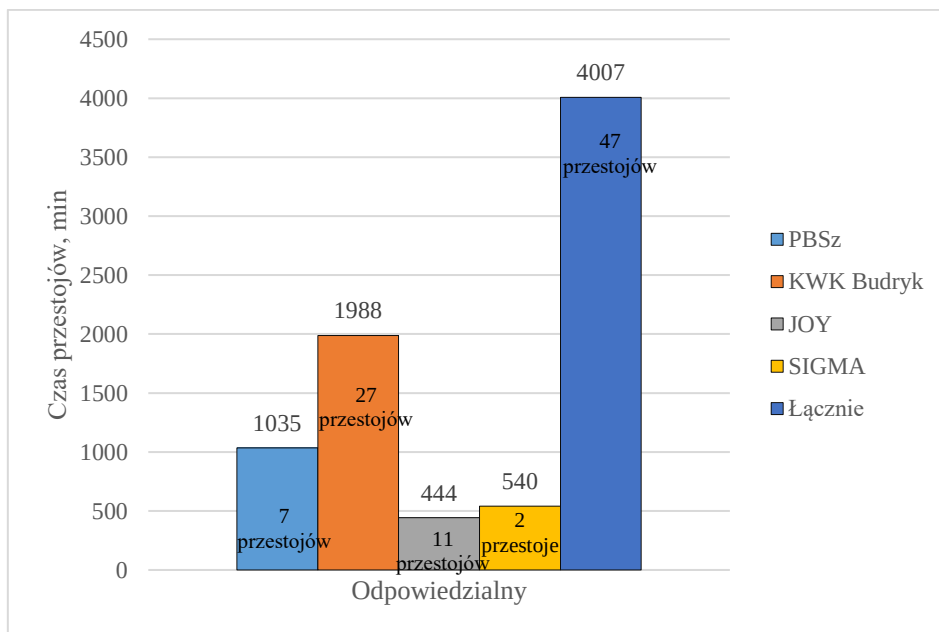
Rys. 9.26. Czas przestojów w pracy w czwartym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"



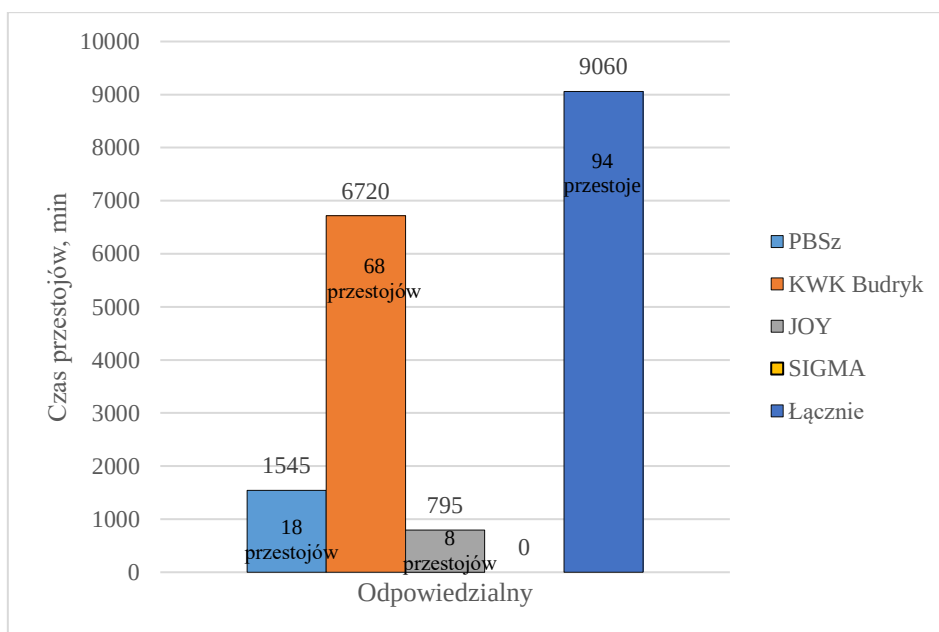
Rys. 9.27. Czas przestojów w pracy w piątym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"



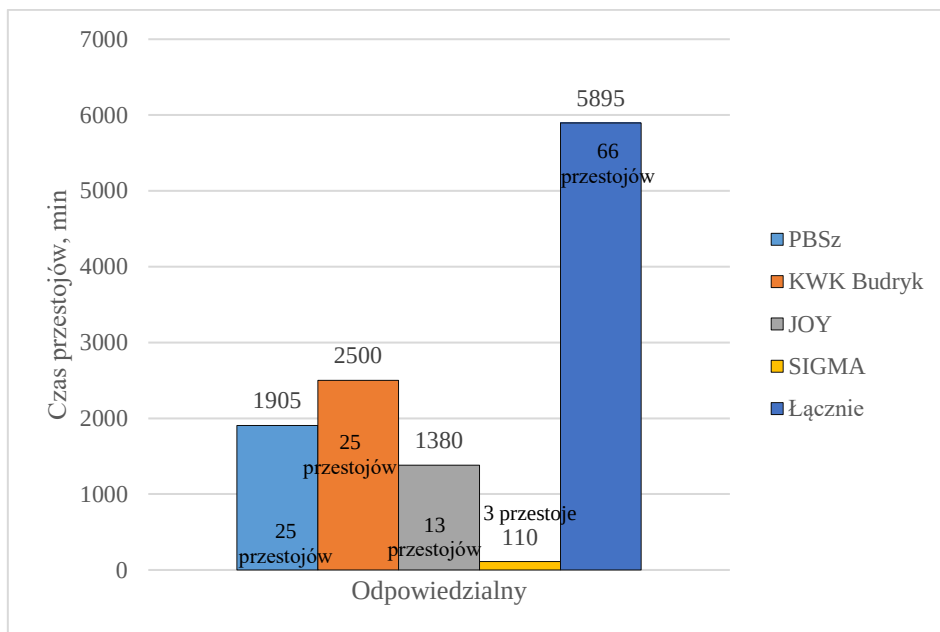
Rys. 9.28. Czas przestojów w pracy w szóstym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"



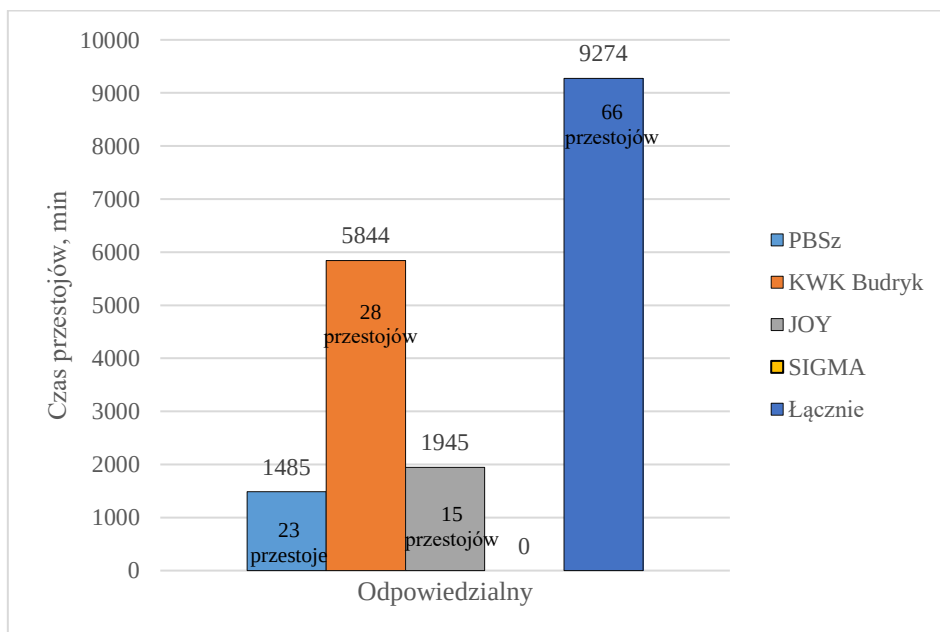
Rys. 9.29. Czas przestojów w pracy w siódmym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"



Rys. 9.30. Czas przestojów w pracy w ósmym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa"

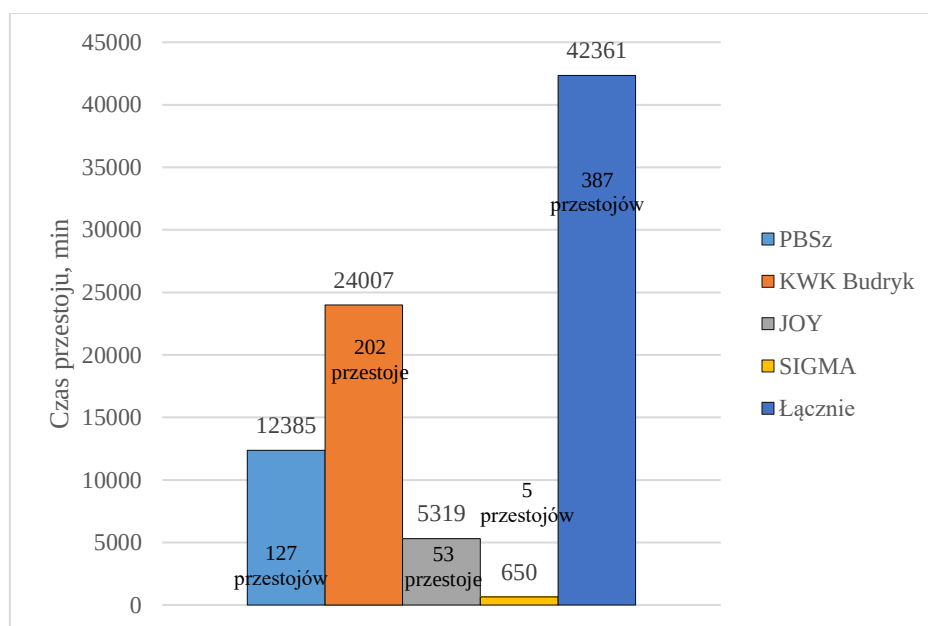


Rys. 9.31. Czas przestojów w pracy w dziewiątym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotłowa"



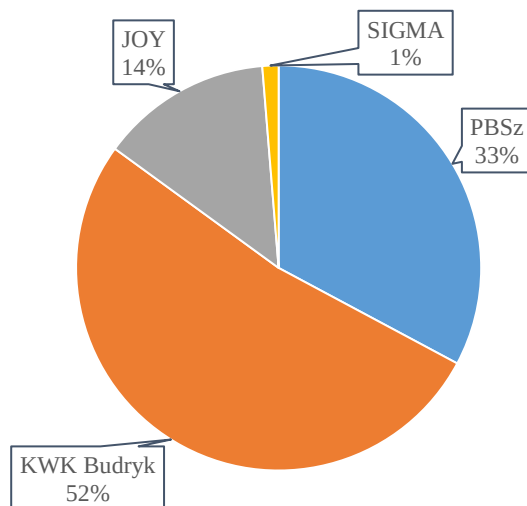
Rys. 9.32. Czas przestojów w pracy w dziesiątym miesiącu projektu "Samodzielna Obudowa Kotłowa"

Na rysunku 9.33 przedstawiono łączną liczbę przestojów w czasie 10 miesięcy realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” oraz łączny czas wszystkich przestojów z wyszczególnieniem odpowiedzialnego.

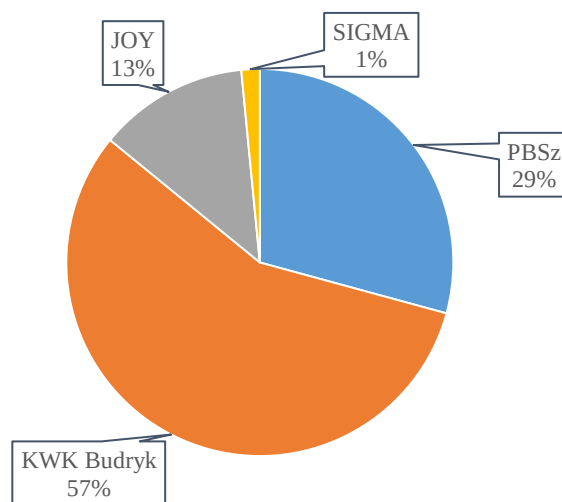


Rys. 9.33. Łączny czas przestojów w czasie 10 miesięcy realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa”

Na rysunkach 9.34 i 9.35 przedstawiono procentowy udział w łącznej liczbie i czasie przestojów w drażeniu chodnika Bw-1n badawczego według odpowiedzialnego.



Rys. 9.34. Procentowy udział w liczbie przestojów według odpowiedzialnego podmiotu

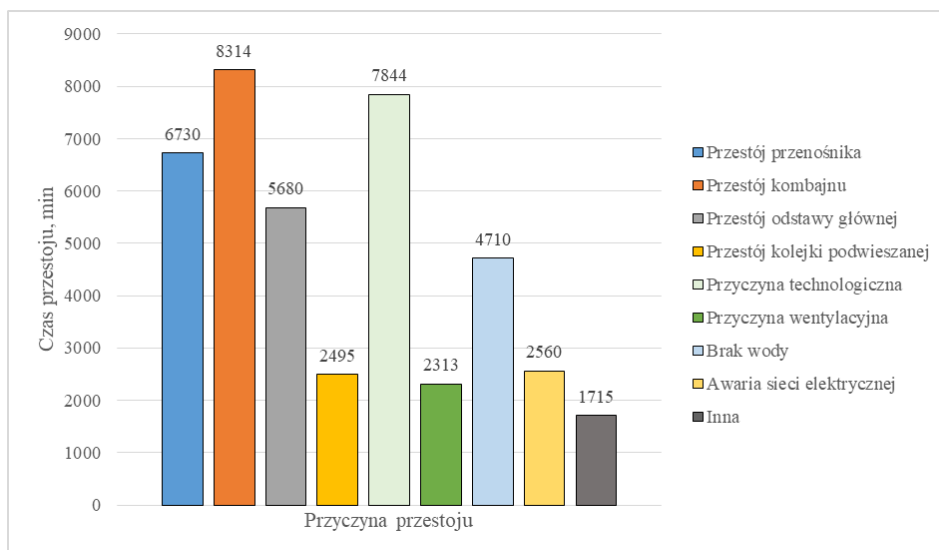


Rys. 9.35. Procentowy udział w czasie przestojów według odpowiedzialnego podmiotu

Na rysunku 9.36 przedstawiono czas przestojów w czasie 10 miesięcy realizacji projektu z wyszczególnieniem przyczyny. Na wykresie uwzględniono ponadto liczbę przestojów wywołanych daną przyczyną. Przyczyny przestojów zakwalifikowano do jednej z dziewięciu kategorii:

- przestój przenośnika odstawy rejonowej,
- przestój kombajnu,

- przestój odstawy głównej,
- przestój kolejki podwieszanej,
- przyczyna technologiczna,
- przyczyna wentylacyjna,
- brak wody,
- awaria sieci elektrycznej,
- inne.

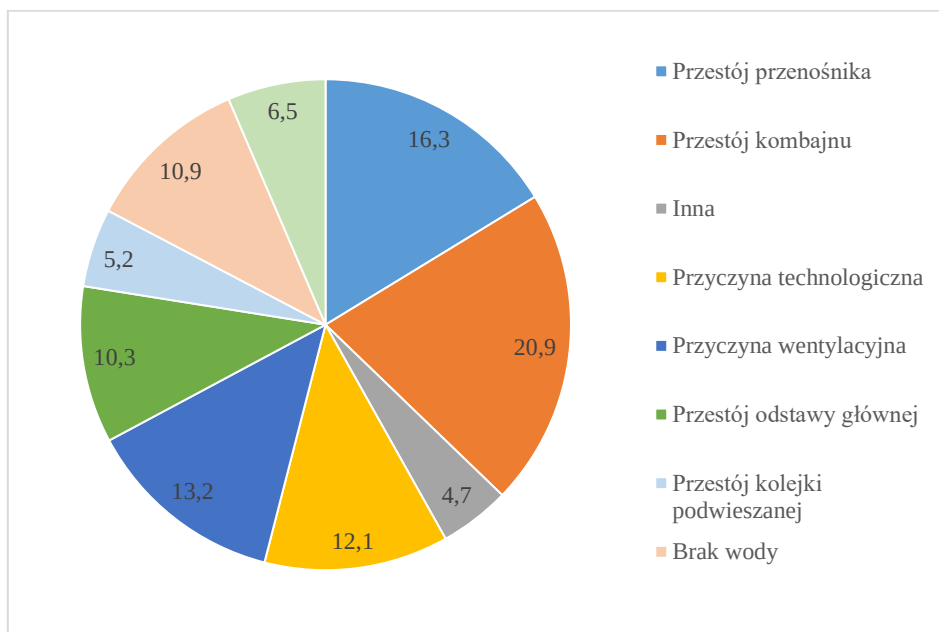


Rys. 9.36. Czas przestojów w ciągu 10 miesięcy realizacji projektu "Samodzielna Obudowa Kotwowa" z wyszczególnieniem przyczyny

W przestojach przenośnika uwzględniono awarie i inne przestoje przenośników odstawy rejonowej Bogda, Pioma i Sigma. Jako przestoje kombajnu zaklasyfikowano m.in. awarie mechaniczne kotwiarek, wycieki oleju, konserwację i wymianę elementów kombajnu czy problemy z systemem operacyjnym i pilotem kombajnu. Do przestojów kolejki podwieszanej zaliczono awarie kolejki do transportu materiałów oraz transportu załogi, a także związane z nimi opóźnienia w pracy. Jako przyczynę technologiczną zaklasyfikowano między innymi przerwy wywołane prowadzeniem w wyrobisku pomiarów desorpcji metanu, prób metanometrycznych lub pomiarów geologiczno-mierniczych. Ponadto do przestojów technologicznych zaliczono także pracę nad zmianą planu drażenia chodnika Bw-1n badawczego po zmianie warunków górnictwo-geologicznych w dziesiątym miesiącu realizacji projektu. Do przyczyn wentylacyjnych zaliczono awarie wentylatorów, czujników metanometrii oraz

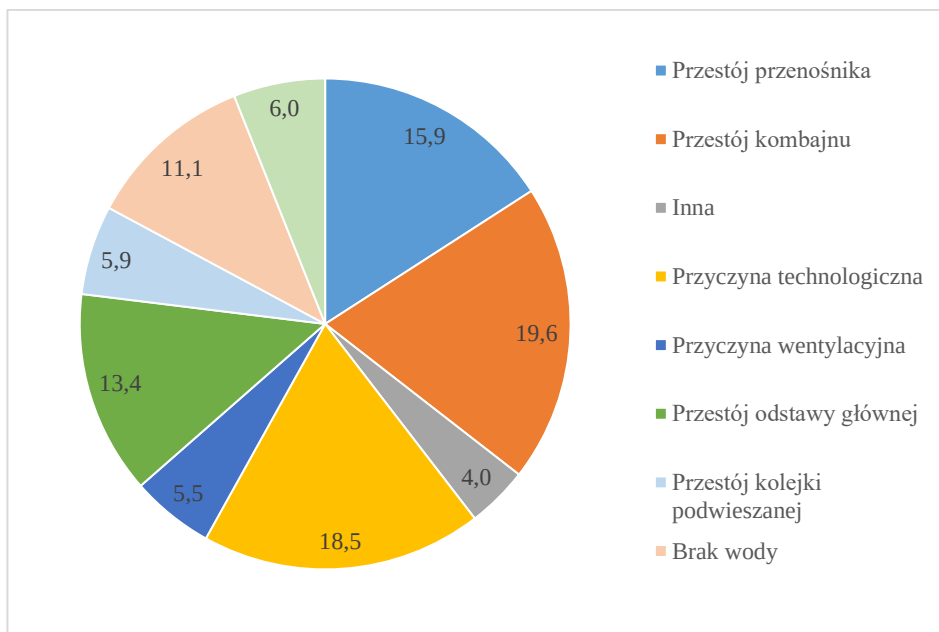
przekroczenia dopuszczalnego stężenia metanu w wyrobisku. Jako brak wody oznaczono zaniki ciśnienia wody w rurociągu przeciwpożarowym. Do awarii sieci elektrycznej zaliczono awarie transformatorów i zaniki napięcia w kopalnianej sieci elektrycznej.

Na rysunkach 9.37 i 9.38 przedstawiono procentowy udział poszczególnych przestojów w łącznej liczbie przestojów oraz w czasie przestojów w okresie 10 miesięcy realizacji projektu.



Rys. 9.37. Procentowy udział w liczbie przestojów według przyczyny

Przestoje odstawy głównej w KWK Budryk przełożyły się łącznie na 13,4% (95 godzin) całkowitego czasu przestojów i awarii w rozpatrywanym okresie. Należy przy tym zwrócić uwagę na fakt, iż każdy, nawet minimalny postój odstawy głównej powoduje zatrzymanie przenośników odstawy rejonowej w chodniku Bw-1n badawczym. Łączny czas potrzebny do ponownego rozruchu urządzeń odstawy rejonowej wynosił około 8 min. W efekcie, jeżeli podczas zmiany roboczej odstawa główna KWK Budryk zostanie zatrzymana minimum czterokrotnie, w chodniku Bw-1n badawczym tracony jest jeden cykl urabiania i kotwienia [125].



Rys. 9.38. Procentowy udział w czasie przestojów według przyczyny

Przestoje przenośników odstawy rejonowej, za które odpowiada PBSz S.A., przełożyły się łącznie na 16,3% (112 godzin) całkowitego czasu przestojów i awarii w rozpatrywanym okresie. Na tym polu istnieją pewne możliwości działań naprawczych. Należy przede wszystkim na bieżąco dbać o stan urządzeń odstawy, zaś temat ten poruszany był podczas wszystkich objazdów dołowych i wizytacji. Słaby stan utrzymania urządzeń odstawy rejonowej wynika z niedostatecznego obłożenia załogą, niewystarczającego doświadczenia pracowników, braku materiałów i nieodpowiedniego monitoringu. Ograniczenie awarii przenośników odstawy rejonowej mogłoby w istotny sposób poprawić poziom efektywności projektu [125].

Zaniki ciśnienia wody w rurociągu przeciwpożarowym (odpowiedzialny: KWK Budryk) przełożyły się łącznie na 11,1% (78 godzin) całkowitego czasu przestojów i awarii w rozpatrywanym okresie. Istotnym jest fakt, iż każde, nawet minimalne spadki ciśnienia wody w rurociągu przeciwpożarowym poniżej wartości granicznej powodują automatyczne uruchomienie zabezpieczeń i zatrzymanie kombajnu. W efekcie dochodzi do poważnych przestojów, zaś przebieg procesu kotwienia może zostać zaburzony, powodując tym samym trudności w poprawnej zabudowie kotwi, a co za tym idzie dalsze opóźnienia w realizacji projektu. W związku z powtarzającymi się problemami związanymi z zanikami ciśnienia wody w dniu 12 maja 2020 r.

w rurociągu przeciwpożarowym zabudowano przepływomierz, umożliwiającą ciągłą weryfikację wartości ciśnienia wody [125].

W trakcie rejestrowania awarii związanych z obniżaniem się i zanikaniem ciśnienia wody w rurociągu przeciwpożarowym ujawnione zostały pewne trudności w komunikacji pomiędzy poszczególnymi podmiotami realizującymi projekt „Samodzielna Obudowa Kotwowa”. Zidentyfikowano różnice w raportowaniu awarii przez pracowników PBSz S.A. do JSW Innowacje S.A. i dyspozytora KWK Budryk. Ustalono, iż tylko 40% problemów z ciśnieniem wody w rurociągu przeciwpożarowym raportowanych do JSW Innowacje S.A. było jednocześnie raportowanych do dyspozytora kopalnianego. Z drugiej strony po zabudowie przepływomierza w rurociągu zaistniały także sytuacje, w których raportowano problemy z wodą, zaś zmierzone ciśnienie było odpowiednie. Koniecznym stało się ustalenie jasnego podziału odpowiedzialności za poszczególne awarie i przestoje. Sytuacja, w której występują istotne różnice między raportami trafiającymi do poszczególnych podmiotów odpowiedzialnych za realizację projektu jest niedopuszczalna [125].

Od momentu wykonania zakrętu nr 1 (od cechy około 240 m) zaistniały dodatkowe problemy związane z niską wytrzymałością skał spągowych, w związku z czym konieczne było **podkładanie twardego drewna pod gąsienice kombajnu**. Utrudnienie tego typu nie było każdorazowo raportowane jako przestój, niemniej jednak wpływało w istotny sposób na efektywność prowadzonych robót. Szacuje się, iż łączny czas przeznaczony na działania związane z podkładaniem drewna pod gąsienice kombajnu wyniósł około godziny na zmianę roboczą [125].

Łączny czas przestojów i awarii w trakcie 10 miesięcy realizacji projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” wyniósł 706 godzin, co daje w przeliczeniu 29,4 doby. Do najczęściej występujących przestojów należały awarie przenośników odstawy głównej i rejonowej, a także problemy z ciśnieniem wody w rurociągu przeciwpożarowym. Ponadto w 10 miesiącu projektu wystąpił poważny przestój technologiczny związany z pogorszeniem warunków geologicznych i zmianą lokalizacji projektowanego zakrętu. Wszystkie te czynniki spowodowały opóźnienia w realizacji drążenia chodnika Bw-1n badawczego i wygenerowały dodatkowe, nieprzewidziane koszty.

9.5. Analiza ekonomiczna

We wstępnej analizie ekonomicznej do projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” szacowano, że koszt drążenia 1 m chodnika będzie wynosić około 10 000 zł/m przy założeniu postępu dobowego na poziomie 13,4 m. W okresie od 10 listopada 2019 r. do 30 czerwca 2020 r. całkowity koszt wykonania 924 m chodnika Bw-1n badawczego wyniósł 26 493 300 zł, z czego wynika, że średni

koszt wydrążenia 1 m wyrobiska wyniósł 28 672,41 zł. Większość tych kosztów (90%) stanowią koszty rzeczywiste drążenia: koszty energii, materiałów oraz robocizny leżące po stronie JSW S.A. Pozostała część kosztów związana jest z płatnościami na rzecz JSW Innowacje S.A., wynikającymi z umowy na realizację projektu badawczo-rozwojowego. W analizie ekonomicznej nie uwzględniono kosztów projektowych, dlatego wartości kosztów z analizy ekonomicznej oraz kosztów rzeczywistych można porównywać wyłącznie orientacyjnie [125].

Całkowity koszt materiałów (elementy obudowy i materiały eksploatacyjne kompleksu przodkowego oraz koszty materiałowe poniesione przez kopalnię niezwiązane bezpośrednio ze stosowaną technologią) na podstawie danych o zużyciu materiałów dostarczonych przez JSW Innowacje S.A. wyniósł [126]:

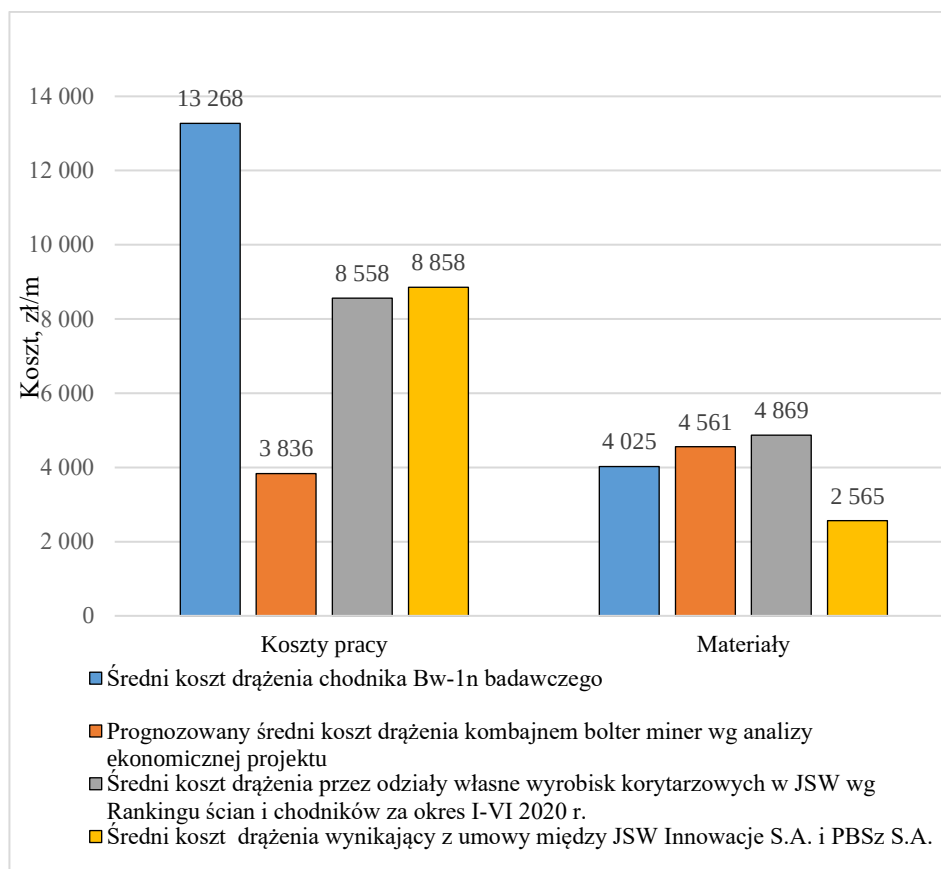
- średni koszt materiałów związanych bezpośrednio z technologią – 2 269,88 zł/m,
- średni koszt materiałów nie związanych bezpośrednio z technologią – 1 756,01 zł/m,
- łączny średni koszt materiałów – 4 025,89 zł/m.

Koszty robocizny określono na podstawie harmonogramu zawartego w umowie pomiędzy JSW Innowacje S.A. i PBSz S.A. Koszty te obejmują wykonanie prac związanych z drążeniem chodnika Bw-1n badawczego (bez usług firmy Hargreaves i robót pobocznych) oraz pozostałych prac wycenianych osobno. Koszty wyniosły [125]:

- średni koszt prac związanych bezpośrednio z drążeniem – 12 513,00 zł/m,
- średni koszt pozostałych prac – 755,00 zł/m,
- łączny średni koszt robocizny – 13 268,00 zł/m.

Na rysunku 9.39 przedstawiono zestawienie rzeczywistych i prognozowanych kosztów robocizny oraz materiałów podczas drążenia chodnika Bw-1n badawczego.

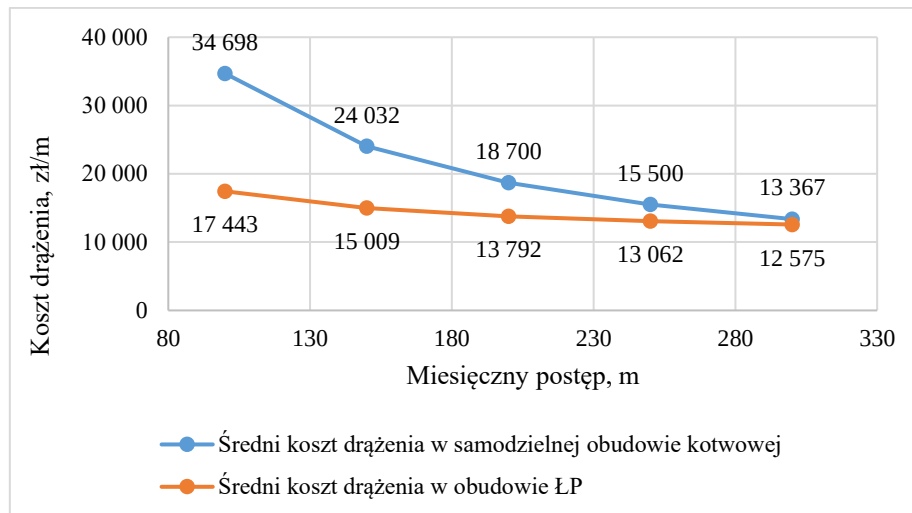
Średni koszt drążenia chodnika Bw-1n badawczego okazał się wyższy niż zakładano, co wynika przede wszystkim z mniejszego niż zakładano postępu dobowego.



Rys. 9.39. Zestawienie rzeczywistych i przewidywanych kosztów drążenia chodnika Bw-1n badawczego [125]

Na rysunku 9.40 przedstawiono zależność kosztu wykonania wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej i klasycznej obudowie z łuków podatnych od miesięcznego postępu.

Z przedstawionego wykresu wynika, że przy niskich postępach miesięcznych koszt wykonania wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej jest prawie dwa razy wyższy niż koszt wykonania wyrobiska metodą tradycyjną. Przy postępie miesięcznym wynoszącym około 300 m koszt drążenia wyrobiska obiema metodami jest porównywalny. Należy jednak uwzględnić, że koszty wykonania wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej zawierają dodatkowo koszty okołoprojektowe. Ponadto możliwe jest ograniczenie kosztów drążenia wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej, tak aby przy odpowiednim postępie miesięcznym były one niższe niż koszty wykonania wyrobiska w obudowie odrzwiowej z łuków podatnych [125].



Rys. 9.40. Koszt drążenia wyrobiska w zależności od miesięcznego postępu [125]

10. Podsumowanie

Artur Dyczko¹

Prezentowany na kartach niniejszej monografii projekt wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. miał na celu znacząco zwiększyć efektywność wykonywania wyrobisk korytarzowych. W efekcie opracowano i wdrożono technologię prowadzenia robót górniczych z wykorzystaniem kotwienia w systemie ciągłego urabiania i zabudowy, odpowiednią do warunków głębokich kopalń metanowych węgla koksowego.

Kombajny urabiająco-kotwiące typu Bolter Miner są maszynami stosowanymi powszechnie w światowym górnictwie węgla kamiennego. Wykorzystuje się je szeroko do drążenia i zabudowy wyrobisk korytarzowych, natomiast w komorowo-filarowych systemach eksploatacji mogą być one także zastosowane do wykonywania robót eksploatacyjnych.

Wdrożenie samodzielnej obudowy kotwowej w systemie ciągłego urabiania i zabudowy, realizowane przez JSW S.A., stanowi bez wątpienia innowacyjną próbę dostosowania tej technologii do trudnych warunków Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i ścianowych systemów eksploatacji.

Przeprowadzona przez Główny Instytut Górnictwa, szczegółowa analiza uwarunkowań górniczo-geologicznych, a także czynników organizacyjnych, jako pierwszy poligon doświadczalny dla przetestowania kombajnu Bolter Miner wskazała chodnik Bw-1n badawczy w pokładzie 401 w KWK „Budryk”. Po przetransportowaniu elementów kombajnu do przygotowanej uprzednio komory montażowej, w dniu 10 października 2019 r. rozpoczęto realizację projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa”.

Projekt realizowany był w KWK „Budryk” przez okres 13 miesięcy, podczas których wydrążono 1 168 m metrów chodnika Bw-1n badawczego zlokalizowanego na głębokości około 900 m. Realizacja projektu wykazała, że technologia wykonywania wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej jest bezpieczna, a wydrążone wyrobisko jest stateczne. Ponadto prace wykonywane przez załogi górnicze, bezpośrednio w drążonym wyrobisku, były mniej uciążliwe niż w przypadku obudowy tradycyjnej. Dzień 09.11.2020 r. był ostatnim dniem projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa”, którego wykonawcami było konsorcjum firm JSW S.A., JSW Innowacje S.A., Główny Instytut Górnictwa, JOY Global (Poland) Sp. z o.o. przy wsparciu Przedsiębiorstwa Budowy Szybów S.A. oraz firm SIGMA S.A. i Geofic.

¹ Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk

Udany start projektu był możliwy dzięki zaangażowaniu przez PBSz S.A. grupy pracowników dysponujących doświadczeniem w pracy z kombajnem typu Bolter Miner, nabytym w kopalniach czeskich. Czwarty miesiąc realizacji projektu dopiero przyniósł ze sobą pierwsze poważne wyzwanie, obejmujące wykonanie zakrętu nr 1, zmieniającego kierunek drążenia wyrobiska z północno-wschodniego na wschodni. Zadanie to zakończone zostało pełnym sukcesem. Nabyte w miesiącach poprzednich doświadczenia umożliwiły wykonanie zakrętu w sposób efektywny, bez większych problemów i awarii.

Miedzy piątym a dziewiątym miesiącem realizacji projektu wykonywano drążenie prostego odcinka wyrobiska o długości około 800 m. W tym okresie doszło do pogorszenia warunków geologicznych, objawiającego się przyrostem rozwarstwień, zaobserwowanym na dwóch punktach pomiarowych bieżącej kontroli stateczności wyrobiska. Podjęta po przeprowadzeniu wizji lokalnej, decyzja o zmianie siatki kotwienia pozwoliła na utrzymanie stateczności wyrobiska, umożliwiając tym samym dalszy postęp robót górniczych. Ponadto w okresie wykonywania omawianego odcinka prostego zbadana została możliwość wykonania kombajnem Bolter Miner poszerzenia pod stacją transformatorów – zadanie to zostało zrealizowane z sukcesem.

W trakcie drążenia chodnika Bw-1n badawczego na bieżąco prowadzone było rozpoznanie geologiczne, umożliwiające odpowiednie dostosowanie do planów wydobywczych KWK „Budryk”. W rejonie projektowanego wykonania kolejnego zakrętu nr 2 doszło do poważnego pogorszenia warunków stropowych i lokalnego zwiększenia nachylenia warstw skalnych. Na podstawie analizy sytuacji geologicznej wysunięto przypuszczenie, iż przed czołem przodka znajduje się obszar, w którym dochodzi do zrostu pokładów 401 i 402. W związku z tym podjęta została decyzja o zmianie lokalizacji projektowanego zakrętu. Kombajn został wycofany z przodka, zaś fragment wykonanego wyrobiska musiał zostać otamowany. Następnie kombajn wykonał zawrębiecie w prawy ocios na cesze 994 mb, rozpoczynając wykonywanie odgałęzienia (zakrętu nr 2), zmieniającego kierunek drążenia ze wschodniego na południowo-wschodni. Do nowej projekcji drążonego wyrobiska odpowiednio dostosowane zostały plany wydobywcze KWK „Budryk”

Stateczność chodnika Bw-1n badawczego zabezpieczonego samodzielną obudową kotwową była na bieżąco monitorowana za pomocą pięciu stacji kontroli okresowej, pięciu stacji pomiaru konwergencji, a także stanowisk pomiarowych kontroli bieżącej. Kontrola stateczności wyrobiska obejmowała:

- badanie propagacji szczelin poziomych w stropie wyrobiska za pomocą rozwarstwieniomierzy,
- badanie wielkości szczelin za pomocą kamer introskopowych,
- badanie zasięgu rozwarstwień za pomocą sond ekstensometrycznych,

- badanie obciążenia kotwi za pomocą pomiarowych kotwi tensometrycznych,
- badanie wytrzymałości skał stropowych za pomocą penetrometru,
- badanie poprawności wklejenia kotwi poprzez próby wrywania,
- pomiar konwergencji wyrobiska.

Prowadzone badania oraz monitoring górotworu i obudowy w chodniku Bw-1n badawczym potwierdziły skuteczność zastosowania samodzielnej obudowy kotwowej. Przez okres drążenia obejmujący dziewięć miesięcy wyrobisko pozostało w pełni funkcjonalne i stateczne. Stabilizacja wielkości rozwarstwień stropu wraz z oddalaniem się czoła przodka od punktów pomiarowych wykazała poprawność pracy samodzielnej obudowy kotwowej, efektywnie spinającej ze sobą poszczególne warstwy skalne.

Występujące w szóstym miesiącu projektu problemy związane z dynamicznym przyrostem rozwarstwień stropu na dwóch punktach pomiarowych kontroli bieżącej zostały zatrzymane szybko i skutecznie. Zmiana siatki kotwienia, obejmująca zwiększenie liczby i zmianę rodzaju zabudowywanych kotwi, umożliwiała dalszy postęp robót górniczych, bez wpływu na poziom bezpieczeństwa załogi. Już w siódmym miesiącu zaobserwowano poprawę warunków stropowych, co umożliwiło ograniczenie liczby stosowanych kotwi dodatkowych.

Istotny wpływ na osiągnięte postępy dobowe w chodniku Bw-1n badawczym miały występujące w procesie drążenia przestoje i awarie. Do występujących najczęściej problemów należały wahania ciśnienia wody w rurociągu przeciwpożarowym oraz przestoje kopalnianej odstawy głównej. Ponadto do ograniczenia osiąganych postępów przyczyniły się także regularne przestoje przenośników odstawy rejonowej. Bez wątpienia potencjał wdrażanej technologii został w pewnym stopniu ograniczony przez czynniki zewnętrzne, zaś ich eliminacja może umożliwić zwiększenie osiąganych postępów, a także ograniczenie kosztów.

Poza występującymi w przebiegu drążenia problemami natury techniczno-organizacyjnej, istotny wpływ na realizację projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” miała pandemia COVID-19. W szóstym, siódmym i dziewiątym miesiącu projektu doszło do przestojów związanych z wprowadzonym stanem epidemii. Od samego początku okresu pandemii oddział borykał się ze zwiększoną absencją pracowników. W efekcie doszło do ograniczenia osiąganych postępów dobowych, a co za tym idzie zwiększenia kosztów projektu. W związku z wystąpieniem sytuacji nadzwyczajnej końcowa analiza kosztów drążenia chodnika Bw-1n badawczego nie może mieć decydującego wpływu na podjęcie decyzji o możliwości dalszego wdrażania samodzielnej obudowy kotwowej w kopalniach JSW S.A.

Mimo tak złożonych warunków górniczo-geologicznych realizacja projektu w JSW S.A. wykazała, że technologia wykonywania wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej jest bezpieczna, a wydrążone wyrobisko jest stateczne. Prace realizowane przez załogi górnicze, bezpośrednio w drążonym wyrobisku, były mniej uciążliwe niż w przypadku wykonywania tradycyjnej obudowy ŁP.

Badawczo-rozwojowy charakter projektu pozwolił na przeprowadzenie szeregu analiz, wypracowaniu najlepszych praktyk w drążeniu wyrobiska oraz nabycia cennego doświadczenia ruchowego w takich kwestiach jak:

- dobór optymalnego układu maszyn i urządzeń wyposażenia przodkowego,
- projektowanie samodzielnej obudowy kotwowej,
- praktyczne wykonywanie obudowy kotwowej w warunkach głębokich kopalń metanowych,
- dobór optymalnych materiałów eksploatacyjnych,
- monitoring wyrobisk korytarzowych w samodzielnej obudowie kotwowej.

Prowadzone prace potwierdziły zasadność analizy wyników badań kierunków maksymalnych naprężeń poziomych przy projektowaniu wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej, w szczególności przy projektowaniu kierunków rozciniek nowych pól eksploatacyjnych. Jak pokazują doświadczenia projektowe, wyniki przedmiotowych badań i opinie ekspertów odnośnie możliwych do wystąpienia skutków odpowiedniego prowadzenia robót w stosunku do kierunku maksymalnych naprężeń poziomych znalazło odzwierciedlenie w trakcie drążenia chodnika Bw-1n badawczego w pokł. 401 KWK „Budryk”. W trakcie drążenia wyrobiska zaobserwowano miejscowe pogarszanie się stanu stropu w narożach wyrobiska. Największe oddziaływania naprężeń poziomych w kierunku drążenia chodnika Bw-1n badawczego pod kątem naprężeń poziomych były widoczne na odcinku prostym po wykonaniu pierwszego załamania wyrobiska. Należy podkreślić, iż nie stwierdzono przerw w realizacji projektu spowodowanych poprzez nadmierne wzmocnienia obudowy w obecności stref znajdujących się w oddziaływaniu głównego kierunku naprężeń poziomych.

Realizacja drążenia chodnika odbywała się przy ciągłym monitoringu górotworu. Monitoring górotworu, poza pomiarami konwergencji, realizowany był także za pomocą kamery introskopowej. Na określonych odcinkach wyrobiska zlokalizowano stacje kontroli okresowej, na których za pomocą kotew oprzyrządowanych, ekstensometrów, sond ekstensometrycznych oraz rozwarstwieniomierzy dwu- i trójpoziomowych mierzono w warunkach in-situ zmiany rozwarstwień i działających sił. Odpowiednie wartości rozwarstwień

sygnalizowały konieczność podjęcia działań w celu wzmocnienia górotworu lub ewakuacji załogi.

Doświadczenia z realizacji projektu w zakresie cykli pracy kombajnu Bolter Miner 12CM30, wskazały powtarzalność czasu trwania cykli roboczych. Właściwa organizacja pracy brygad górniczych i energomechanicznych obsługujących kombajn, ciągłe podnoszenie kwalifikacji oraz rozwój osobisty wpływały pozytywnie na motywację pracowników oraz na jakość ich pracy zespołowej. Organizacja pracy na skrzyżowaniach wyrobisk w trakcie realizacji projektu ulegała ciągłej poprawie na co wskazują czasy wykonywania poszczególnych odcinków chodnika.

Projekt potwierdził możliwość stosowania samodzielnej obudowy kotwowej wykonywanej kombajnem urabiająco-kotwiącym typu Bolter Miner w warunkach kopalń JSW S.A., co było głównym jego celem.

Uzyskaną wymierną korzyścią dla uczestników projektu było pogłębienie wiedzy oraz zdobycie doświadczenia z wykorzystania w warunkach polskich nowoczesnych technologii górniczych.

Realizacja projektu dla wszystkich uczestników konsorcjum była źródłem nowych doświadczeń ze względu na unikatowość i charakter prowadzonych robót górniczych. Podkreślić należy, iż mimo wielu prób wdrażania w polskich kopalniach samodzielnej obudowy kotwowej w przeszłości projekt może być uważany za pionierskie rozwiązanie w polskim górnictwie węgla kamiennego. Po raz pierwszy podjęto bowiem próbę prowadzenia wyrobiska korytarzowego zabudowywanego samodzielną obudową kotwową z zastosowaniem specjalistycznego kombajnu urabiająco-kotwiącego Bolter Miner 12CM30.

Oceniając prowadzone wdrożenie w warunkach jastrzębskich głębokich kopalniach węgla kamiennego z dzisiejszej perspektywy, należy potwierdzić zasadność i skuteczność przyjętej drogi realizacji projektu, a międzynarodowy dialog technologiczny z udziałem polskich instytutów badawczych sektora górnictwa podziemnego węgla kamiennego oraz firm międzynarodowych należy uznać za trafną decyzję. Tylko taka bowiem formuła prowadzenia projektu pozostawała na tyle elastyczna oraz transparentna zarazem, aby realizacja projektu mogła zakończyć się sukcesem.

Projekt był i jest odpowiedzią JSW S.A. na wyzwania czekające całe polskie górnictwo w najbliższych latach i stanowić winien cenną inspirację w zakresie dalszej jego transformacji.

Literatura

- [1] Lesiecki W., Regulski W.: Urabianie złóż. Część 3. Urabianie kombajnami. Seria: Górnictwo Tom 5. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice, 1957
- [2] Barczak T.M.: The History and Future of Longwall Mining in the United States. U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, 1992
- [3] Kotwica K., Klich A.: Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice, 2011
- [4] West Virginia University: West Virginia History On View – Coal conveyor inside mine. <https://wvhistoryonview.org/catalog/036002> [dostęp 15.01.2021]
- [5] Galvin J.M.: Ground Engineering - Principles and Practices for Underground Coal Mining. ACARP & Springer International Publishing, Switzerland 2016
- [6] Peng S.S.: Longwall Mining 3rd Edition. CRC Press/Balkema, Leiden, 2020
- [7] Leeming J., Flook S., Altounyan P.: Bolter miners for longwall development. Gluckauf; Journal Volume: 137; Journal Issue: 11; Nov. 2001, pp. 633-638
- [8] Bieniawski Z.T.: Engineering Rock Mass Classifications: a Complete Manual. John Wiley and Sons, New York, 1989
- [9] Korski J.: Zastosowanie kombajnów typu Bolter Miner w warunkach polskich kopalń - uwarunkowania i ograniczenia. W: Praca Zbiorowa [Kozieł A., Prostański D.- red.]: Innowacyjne techniki i technologie – Bezpieczeństwo – Efektywność – Niezawodność (KOMTECH 2018). Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice, 2018
- [10] Kizil M.S., McAllister A., Pascoe R.: Simulation of Development in Longwall Coal Mines. 11th Underground Coal Operators Conference, University of Wollongong & Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2011. s. 91-98
- [11] Ward B., Down M.: Gateroad Development in Thick Seams Using the Joy Sump Shearer. Coal 98 Conference Wollongong 18-20 February 1998
- [12] Parallel Graphics: Virtual reality in the mining industry. <http://parallelgraphics.com/vrml/dsk/index.wrl> [dostęp: 20.10.2005]

- [13] Sandvik: Underground transport machines. <http://www.vab.sandvik.com> [dostęp: 10.2002]
- [14] Matusche T., Stratmann T.: AVSA – Parallelisiertes Ankern und Schneiden in Bogenstrecken. Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule Aachen, British Library Conference Proceedings, 2002
- [15] Korski J: Tymczasowe obudowy zmechanizowane w drążeniu wyrobisk korytarzowych. W: Praca zbiorowa: Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa – Bezpieczeństwo – Efektywność – Niezawodność KOMTECH 2020. ITG KOMAG, Gliwice, 2020
- [16] Airing Australia: Mine ventilation equipment. www.airing.com.au [dostęp: 12.07.2021]
- [17] Price D.: Demonstration of continuous cutting/bolting/rib-bolting development machine (the Voest-Alpine ABM 20 Bolter Miner). Australia's Journal of Coal Mining Technology and Research; (Australia); Journal Volume: 35, Jan. 1992, pp. 3-12.
- [18] Coal Age: Faster roadway development. <https://www.coalage.com/features/faster-roadway-development/> [dostęp: 12.11.2020]
- [19] Baafi E., Gray G., Porter I., Rojas O.: The Modelling of Roadway Development to Support Longwall Mining. Australian Coal Association Research Program (ACARP). Simulation Modelling Services Pty Ltd, School of Civil, Mining and Environmental Engineering University of Wollongong, November 2009
- [20] Banarjee S.: Performance evaluation of continuous miner based underground operation: An OEE based approach. W: New Trends of Production Engineering Vol. 2 2019 Issue 1, pp. 596-603
- [21] ACARP: Final Report: Australian Roadway Development – Current Practises. Australian Coal Association Research Program, 17 October 2005
- [22] Van Duin S., Donnelly P., Oxley I.: Automated Bolting and Mesh Handling on a Continuous Miner. Final Report: ACARP PROJECT C17018 – Stage 1, University of Wollongong (NSW, Australia), April, 2011
- [23] Hastie D., Wypych P., and Grima A.: The current state and future requirements of continuous haulage systems for underground gateroad development. Conference Paper. University of Wollongong, Australia January 2013

- [24] Undergorund coal: Roadway development.
<http://www.undergroundcoal.com.au/roadway> [dostęp: 02.05.2020]
- [25] Masabattula V. Bolter Miner in Russia
<https://www.slideshare.net/venkoos/bolter-miner-russia> [dostęp: 12.11.2020]
- [26] Moore P. Sandvik upgrades MB670 Bolter Miner for SUEK-owned coal producer Uralugol. <https://im-mining.com/2021/01/20/sandvik-upgrades-mb670-bolter-miner-suek-owned-coal-producer-uralugol/> [dostęp: 20.01.2021]
- [27] Ma P., Qian D., Zhang N., Shimada H., Pan D., Huang K.: Application of Bolter Miner rapid excavation technology in deep underground roadway in inner Mongolia: A case study. *Sustainability (Switzerland)* Volume 12, Issue 7, 1 April 2020, art. Nr 2588.
- [28] Wang H.: Present Status and Development of Mine Roadway Heading Technology and Equipment in China Coal Mine. *J. Coal Science and Technology*, 2010, 38(1), pp. 57–62.
- [29] Zhang D.: Development status and key technology of intelligent rapid driving technology in coal seam roadway. *J. Coal Engineering*, 2018, 50(5), pp. 56–59
- [30] Gao D., Liu Y., Luo W.: The Application of Speedy Drivage System in Daliuta Coal Mine. *SAMSE 2018, IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering* 490, 2019, 062073, pp. 1-7
- [31] Peng S., Li H., Zhou Y., Cheng J.: Ultra-thick Seam Longwall Mining in China. *Coal Age* 118(10) October 2013, pp: 38-43
- [32] LTWKW: QMJ4260.
<http://www.ltwkw.com/frontmembergoods/view?item=2fb0861aef914bec8de9d80ee70dcfb3> [dostęp: 12.12.2020]
- [33] Das T.: Room and pillar project status update.
<https://www.slideshare.net/dastapas/room-pillar-project-status-update-oct-2012> (dostęp: 12.12.2020)
- [34] Čada P., Dvořák P., Nastulczyk C., Golasovski J., Korbel J., Białas R., Fortuna M.: Doświadczenia z eksploatacji pokładu węgla systemem komorowo-filarowym w kopalni „ČSM” w Czechach. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* nr 1/2017 V.1, pp. 3-10
- [35] Cała M., Flisiak J., Tajduś A.: Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie. Kraków. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2001

- [36] Schach R., Garshol K., Heltzen A. M.: Rock bolting: a practical handbook. Pergamon Press 1979
- [37] Mangelsdorf C. P.: Current Trends in Roof Truss Hardware. Proc. of 2nd Conference on Ground Control in Mining, edited by S.S. Peng 1982, pp. 108-112
- [38] Kovári K.: The Control of Ground Response - Milestones up to the 1960s. Proc. of the AITES-ITA World Tunnel Congress, Italy, Milan 2001, pp. 93-119
- [39] Bush T.: Streckenausbau mit eisernen Ankern. Zeitschrift für das Berg – Hütten – und Salinenwesen, Berlin 1919, s. 7-9
- [40] Podgórski K., Podgórski W.: Obudowa kotwowa wyrobisk górniczych. Katowice: Wydawnictwo Śląsk 1969
- [41] Neyman B., Gocman R.: Wytyczne wykonywania obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych. Biuletyn techniczno-informacyjny GIG nr 9, 1960
- [42] Ficek J., Konsek S.: Możliwości i efekty stosowania obudowy kotwowej oraz jej monitoring w warunkach kopalni „Jankowice”. Materiały konferencyjne, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2001
- [43] Ficek J., Nierobisz A.: Efekty ekonomiczne stosowania obudowy kotwowej. Materiały konferencyjne, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2001
- [44] Możliwość zastosowania obudowy kotwowej w kopalniach JSW. Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2017
- [45] Nierobisz A.: Kotwienie – historia, teraźniejszość oraz przyszłość. Międzynarodowa Konferencja Szkoleniowa: Perspektywy stosowania obudowy kotwowej w polskich kopalniach węgla kamiennego, Jaworze, kwartalnik GIG Nr 2/1/2010, 2010, pp. 184-203
- [46] Nierobisz A.: Development of Roof Bolting Use in Polish Coal Mines. Journal of Mining Science, Vol 47, No. 6, 2011, pp. 751-760
- [47] Nierobisz A., Ficek J.: Kotwienie jako element restrukturyzacji technicznej. Nowoczesne Technologie Górnicze – Kotwienie. Gliwice, Ustroń, 2001, pp. 323-336
- [48] Nierobisz A., Ficek J.: Efekty ekonomiczne stosowania obudowy kotwowej. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, sympozja i konferencje nr 48. Kraków 2001, pp. 561-572

- [49] Korus H., Ficek J., Pikus Z.: Obudowa kotwowa w kopalni "Jankowice" – możliwości i Efekty. Nowoczesne Technologie Górnicze 2001 – Kotwienie, 2001, pp. 233-250
- [50] Małkowski P.: Obudowa kotwowa wczoraj i dziś w aspekcie obowiązujących przepisów. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 11, 2016, pp. 3-13
- [51] Waclawik P., Ptacek J., Konicek P., Kukutsch R., Nemcik J.: Stress-state monitoring of coal pillars during room and pillar extraction. Journal of Sustainable Mining 15, 2016, pp. 49-56
- [52] Kajzar V., Kukutsch R., Waclawik P., Konicek P.: Coal pillar deformation monitoring using terrestrial laser scanner technology in room and pillar panel – A case study from the Ostrava-Karvina Coal Field. Rock Mechanics and Rock Engineering: From the Past to the Future – Ulusay et al. (Eds), Taylor & Francis Group, London 2016, pp. 951-956
- [53] Waclawik P., Snuparek R., Kukutsch R.: Rock Bolting at the Room and Pillar Method at Great Depths. Procedia Engineering 191, 2017, pp. 575-582
- [54] Kumar A., Singh R., Waclawik P.: Numerical Modelling Based Investigation of Coal Pillar Stability for Room and Pillar Development at 900 m Depth of Cover. 37TH International Conference on Ground Control in Mining, 2018, pp. 193-203
- [55] Waclawik P., Stas L., Konicek P., Singh R.: Failure assesment of a coal pillar during room and pillar mining. International Conference on NexGen Technologies for Mining and Fuel Industries (NxGnMiFu) Vigyan Bhawan, New Delhi, India 2017, pp. 514-520
- [56] Kumar A., Waclawik P., Singh R., Ram S., Korbel J.: Performance of a coal pillar at deeper cover: Field and simulation studies. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 113, 2019, pp. 322–332
- [57] Reuther E.-U., Heime A.: Verbesserte Bemessung von Ankerausbau in Abbau- und Basisstrecken. Kommission der Europäischen Gemeinschaften, technische Forschung Kohle, Forschungsvertrag Nr 7220-AB/120, Luxemburg 1990
- [58] Jurecka H.: Ankerausbau eine Schlüsseltechnologie für Hochleistungstreibetriebe in großen Teufen. Aachen International Mining Symposia, 4th International Symposium – Roofbolting in Mining, RWTH Aachen 2001, pp. 1-17

- [59] Langhanki B.: Planungskonzeption zur Doppelnutzung einer Rechtankerstrecke im Flöz D2/C in 1.200 m Teufe. Aachen International Mining Symposia, 4th International Symposium – Roofbolting in Mining, RWTH Aachen 2001, pp. 217-233
- [60] Breinig F., Opolony K.: Geplante Doppelnutzung einer Rechtankerstrecke in 1200 m Teufe im Flöz D2/C. Aachen International Mining Symposia, 5th International Symposium – Roofbolting in Mining, RWTH Aachen 2004, pp. 159-177
- [61] Opolony K., Witthaus H., Hucke A., Studeny A.: Ergebnisse von numerischen Berechnungen und physikalischen Modellversuchen als Planungshilfe für eine Rechteckankerstrecke in Flöz D2/C. Aachen International Mining Symposia, 5th International Symposium – Roofbolting in Mining, RWTH Aachen 2004, s. 539-554
- [62] Opolony K.: Einsatz von Ankerausbau bei der DSK. Nowoczesne Technologie Górnicze 2001. Kotwienie. Gliwice, Ustroń 3-4 września 2001, pp. 381-404
- [63] Sablotny H.: Stand der Vortriebs-, Anker- und Injektionstechnik bei der Deutschen Steinkohle. Aachen International Mining Symposia – Rockbolting in Mining and Rock Mechanics in Mining, RWTH Aachen 2012, pp. 1-12
- [64] Eikhoff J.: Ankertechnik im System Streckenausbau. Aachen International Mining Symposia – Rockbolting in Mining & Injection Technology and Roadway Support Systems, RWTH Aachen 2008, pp. 1-16
- [65] Rabcewicz, L.: Bolted support for tunnels. Mine and Quarry-Engineering, April 1955, pp. 153-159
- [66] Newson S.R.: A re-assessment of strata bolting. The Mining Engineer 146, 1987, pp. 585-597
- [67] Arthur J.: Ground control in coal mines in Great Britain. Coal 2006: Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy 2006, pp. 10-19
- [68] Bigby D., Altounyan P., Cassie J.: Coal mine ground control in Western Europe; past, present and future. Morgantown, Proceedings of 25th International Conference on Ground Control in Mining 2006, pp. 118-127
- [69] Daws G., Oxley A., Woodward N.: The introduction of UK rock bolting technology into coal mines around the world. Międzynarodowa Konferencja Szkoleniowa „Perspektywy stosowania obudowy

- kotwowej w polskich kopalniach węgla kamiennego”, *Prace Naukowe GIG, Kwartalnik Górnictwo i Środowisko*, nr 2/1/2010, Katowice 2010, pp. 31-40
- [70] Ruppel U., Opolony K.: Einsatz von Ankerausbau in Hochleistungs-Strebbetrieben im internationalen Vergleich. *Glückauf* 136 Nr. 9, 2000, pp. 508-514
- [71] Prusek S.: Metody prognozowania deformacji chodników przyścianowych w strefach wpływu eksploatacji z zawalaniem stropu. *Prace Naukowe GIG nr 874*, Katowice 2008
- [72] Randall P.: Practical rockbolting experiences at Thoresby colliery. Prezentacja multimedialna 2007
- [73] Bolstad D., Hill J.: Bureau of Mines rock bolting research. Proceedings of the International Symposium on Rock Bolting, Abisko, Sweden 1983, pp. 313-320
- [74] Mark C.: The introduction of roof-bolting to US underground coal mines (1948–1960): a cautionary tale. Proc. Of 21st International Conference on Ground Control in Mining, West Virginia University, Morgantown, WV, 2002, pp. 150–160
- [75] Weigel W.: Channel Iron for Roof Control. *Engineering and Mining Journal*, v.144, May 1943, pp. 70-72
- [76] Luo J.: A New Rock Bolt Design Criterion and Knowledge-based Expert System for Stratified Roof. Faculty of the Virginia Polytechnic Institute and State University, Blacksburg, Virginia, Praca doktorska 1999
- [77] Fletcher R.: Roof Bolting Equipment and Practices. *Mng. Cong. J.*, Nov. 1956, pp. 80-82.
- [78] Dolinar D. R., Bhatt S.K.: Trends in roof bolt application. Proceedings: new technology for coal mine roof support. Mark C, Dolinar DR, Tuchman RJ, Barczak TM, Signer SP, Wopat PF, eds. Cincinnati, OH: U.S. Department of Health and Human Services, Public Health Service, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, DHHS (NIOSH) Publication No. 2000-151; (IC 9453), 2000, pp. 43-51
- [79] Tadolini S., Mazzoni R.: Understanding roof bolt selection and design still remains priceless. 25th International Conference on Ground Control, July 2006. Morgantown, WV, USA 2006, pp. 382–389

- [80] Peng S.: Coal Mine Ground Control. (3rd ed.), Syd Peng Publisher, Morgantown 2008
- [81] Spearing A.J.S., Greer B., Reilly M.: Improving rockbolt installations in US coal mines. The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Volume 111, 2011, pp. 555-563
- [82] Spearing A.J.S., Bylapudi G., Mondal K., Bhagwat A.W.: Rock anchor corrosion potential determination in US underground coal mines. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy 6th South African Rock Engineering Symposium SARES 2014
- [83] Kang H.: Support technologies for deep and complex roadways in underground coal mines: a review. Int. J. Coal Sci. Technol. 1(3), 2014, pp. 261–277
- [84] Signer S.P., Lewis J.L.: A Case Study of Bolt Performance in a Two-entry Gate Road. Morgantown, Proceedings of the 7th Conference on Ground Control in Mining 1998, pp. 249-256
- [85] NIOSH: NIOSH Mining Program. Evidence package for 2008-2018. May 2019
- [86] Spearing A.J.S., Hyett A.: In situ monitoring of primary roofbolts at underground coal mines in the USA. The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 114, 2014, pp. 791-800
- [87] Barczak T.M.: An overview of standing roof support practices and developments in the United States. Proceedings of the 3rd South African Rock Engineering Symposium, Johannesburg, Republic of South Africa, South African Institute of Mining and Metallurgy, October 10-12 2005, pp. 301-334
- [88] Prusek S.: Stateczność wyrobisk ścianowych podczas eksploatacji pokładów węgla kamiennego z zawałem skał stropowych. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2016
- [89] McIntyre W.S.: Roof Bolting and Place Change Practices in U.S. Coal Mines. Mining Technology November/December 1992, pp. 312-315
- [90] Cao C.: Bolt profile configuration and load transfer capacity optimisation. School of Civil, Mining and Environmental Engineering, University of Wollongong. Praca Doktorska 2012
- [91] Jalalifar H.: A new approach in determining the load transfer mechanism in fully grouted bolts. School of Civil, Mining and

- Environmental Engineering, University of Wollongong. Praca doktorska 2006
- [92] Hebblewhite B.: 25 Years of Ground Control Developments, Practices, and Issues in Australia. 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV, 2006, pp. 111-117
- [93] Frith, R.: Optimizing primary bolting to aid roadway development in the current OH&S environment: conflict or opportunity. Aust. Coal Review, October 2000, s. 30-35
- [94] Colwell M., Frith R.: ALTS 2009 - A Ten Year Journey. Aziz, N (ed), Coal 2009: Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy 2009, s. 37-53
- [95] Turek W.: Drażenie wyrobisk korytarzowych w obudowie kotwionej z dużym postępem w kopalniach australijskich. Nowoczesne Technologie Górnicze- Kotwienie 2001, pp. 469-488
- [96] Brady B.H.G, Brown E.T.: Rock Mechanics for Underground Mining. Springer, Netherlands 2006
- [97] Fuller P.G.: Keynote lecture: Roof strata reinforcement – Achievements and challenges. Rock Support and Reinforcement Practice in Mining. Villaescusa, Windsor & Thompson (eds), Balkema, Rotterdam 1999, pp. 405-416
- [98] Bigby D.: Coal mine roadway support system handbook. Health and Safety Executive, Research Report 229a, 2004
- [99] Dolinar D.R., Tadolini S.C, Blackwell D.V.: High horizontal movements in longwall gate roads controlled by cable support systems. Proceedings of the 15th International Conference on Ground Control in Mining. Golden, Colorado School of Mines 1996, s. 497–509
- [100] Oldsen J.G., John G.: Continuing development of innovative cable support systems. Proceedings of the 16th International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown, WV: West Virginia University 1997, pp. 117–129
- [101] Masny W.: Wpływ obudowy kotwiono-ciężnowej na stateczność górotworu otaczającego wyrobisko. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko nr. 4, 2008, pp. 59-70
- [102] Kidybiński A., Nierobisz A.: Obudowa kotwiono-ciężnowa (OK-C) jako alternatywa obudowy ŁP. Przegląd Górniczy, nr 11-12, 2008, pp. 7-13

- [103] Mark C.: Design of roof bolt systems. Proceedings: New Technology For Coal Mine Roof Support. U.S. Department of Health and Human Services, Pittsburgh, PA, 2000, pp. 111–131
- [104] Dolinar D. R., Martin L. A.: Cable support in longwall gate roads. Proceedings: new technology for coal mine roof support. Mark C, Dolinar DR, Tuchman RJ, Barczak TM, Signer SP, Wopat PF, eds. Cincinnati, OH: U.S. Department of Health and Human Services, Public Health Service, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, DHHS (NIOSH) Publication No. 2000-151; (IC 9453), 2000, pp. 165-191
- [105] Frith R., Reed G., McKinnon M.: Fundamental principles of an effective reinforcing roof bolting strategy in horizontally layered roof strata and areas of potential improvement. *International Journal of Mining Science and Technology* 28, 2018, pp. 67-77
- [106] Kang H.: Sixty years development and prospects of rock bolting technology for underground coal mine roadways in China. *Journal of China University of Mining & Technology*, Issue 6, 2016, pp. 1071-1081
- [107] Kang H., Yang J., Meng X.: Tests and analysis of mechanical behaviours of rock bolt components for China's coal mine roadways. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 7, 2015, pp. 14-26
- [108] Kang H., Lin J., Wu Y.: Development of high pretensioned and intensive supporting system and its application in coal mine roadways. *Procedia Earth and Planetary Science* 1, 2009, pp. 479–485
- [109] Kang H., Wu Y., Gao F.: Deformation characteristics and reinforcement technology for entry subjected to mining-induced stresses. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, Vol. 3 Issue 3, 2011, pp. 207-219
- [110] Xie Z., Zhang N., Qian D., Han C., An Y., Wang Y.: Rapid Excavation and Stability Control of Deep Roadways for an Underground Coal Mine with High Production in Inner Mongolia. *Sustainability*. 2018; 10(4):1160. <https://doi.org/10.3390/su10041160>
- [111] Xie, Z., Zhang, N., Feng, X., Liang, D., Wei, Q., Weng, M.: Investigation on the evolution and control of surrounding rock fracture under different supporting conditions in deep roadway during excavation period. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2019, 123, pp. 104–122

- [112] Flook S.D., Leeming J.J. (2008): Recent developments in longwall mining entry development and room and pillar systems. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, Tom 24, Zeszyt 4/3, 2008, pp. 11-23
- [113] Artemyev V., McNally P.: Improvements in Longwall Technology and Performance in Kuzbass Mines of SUEK. *Proceedings of the 18th Coal Operators' Conference, Mining Engineering, University of Wollongong 2018*, pp.124-133
- [114] Modi J., Bharti S., Kant R.: Applicability of Continuous Miner in Room and Pillar Mining System: Higher Production and Productivity with Safety. *International Conference on Deep Excavation, Energy Resource and Production (DEEP16), IIT Kharagpur, India 2017*
- [115] Banerjee S.: Performance evaluation of continuous miner based underground mine operation system: An OEE based approach. *New Trends in Production Engineering – Volume 2, issue 1, 2019*, pp. 596-603
- [116] Mukhopadhyay S., Sharma S.: A case study illustration of the layout and support in an Indian coal mine with difficult roof condition where continuous miner is in operation. Naj Aziz & Bob Kininmonth (eds.), *Proceedings of the 17th Coal Operators' Conference, Mining Engineering, University of Wollongong, 8-10 February 2017*, pp. 99-107
- [117] Canbulat I., Wilkinson A., Prohaska G., Mnisi M., Singh N.: An investigation into the support systems in South African collieries. *Safety in Mines Research Advisory Committee, Project No SIM 020205, CSIR Division of Mining Technology, Ground Consulting (Pty) Ltd 2005*
- [118] Canbulat I., Wilkinson A., Prohaska G.: *Roof Bolting Guidelines in South African Collieries* *Safety in Mines Research Advisory Committee, Project No SIM 020205, Ground Consulting (Pty) Ltd 2006*
- [119] Ferreira, P.H.: A perspective on underground support technologies in Southern African platinum mines to reduce safety risks and enhance productivity. *Proceedings of the 5th International Platinum Conference: A Catalyst for Change, Sun City, South Africa, 17-21 September. Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg 2012*, pp. 445-482
- [120] Taghipoor S.: Application of numerical modelling to study the efficiency of roof bolting pattern in east 1 main roadway of tabas coal mine, *6th International Conference on Case Histories in Geotechnical Engineering, Arlington 2008*, pp. 2-5

- [121] Sahebi A., Hossein J., Ebrahimi M.: Stability analysis and optimum support design of a roadway in a faulted zone during longwall face retreat - case study: Tabas Coal Mine. Aziz N. (ed), 10th Underground Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy 2010, pp. 88-96
- [122] Ghadimi M., Shahriar K., Jalalifar H.: Study of Fully Grouted Rock Bolt in Tabas Coal Mine Using Numerical and Instrumentation Methods. Arab J Sci Eng 41, 2016, pp. 2305–2313 DOI 10.1007/s13369-015-1935-z
- [123] Karta katalogowa kombajnu JOY 12CM30, Komatsu Mining Corp.
- [124] Karta katalogowa kombajnu MB 670-1 FLP, Sandvik AB
- [125] Analiza wykonawcza „Wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych JSW S.A.”, JSW S.A., Jastrzębie-Zdrój, 2020 r.
- [126] Projekt techniczny drażenia chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 w samodzielnej obudowie kotwowej. Faza II, JSW Innowacje, Katowice, 2019 r.
- [127] Projekt techniczny drażenia chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 w samodzielnej obudowie kotwowej. Faza IV, JSW Innowacje, Katowice, 2020 r.
- [128] Projekt B+R „Samodzielna Obudowa Kotwowa”. Raporty nr 1-10 ze świadczenia usług B+R, JSW Innowacje, Katowice, 2019-2020 r.
- [129] JM7253 – Instrukcja obsługi – 12CM30 Bolter Miner – KWK Budryk, Komatsu Mining Corp., 2020 r.
- [130] Instrukcja obsługi i eksploatacji kombajnu chodnikowego JOY 12CM30, JSW Innowacje, Katowice, 2019 r.
- [131] Projekt samodzielna obudowa kotwowa w KWK Budryk – projekt skrzyżowania w samodzielnej obudowie kotwowej, Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2020 r.
- [132] Możliwość zastosowania obudowy kotwowej w kopalniach JSW, Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2017 r.
- [133] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych.
- [134] Wykonanie prac badawczych dla wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w JSW S.A. KWK „Budryk”. Zadanie 1: Projekt

samodzielnej obudowy kotwowej wraz z określeniem sposobu monitoringu, Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2018 r.

- [135] Gałczyński S., Geotechnika górnicza, Wrocław, 1970 r.
- [136] Projekt techniczny drażenia chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 w samodzielnej obudowie kotwowej. Faza I, JSW Innowacje, Katowice, 2019 r.
- [137] Projekt techniczny drażenia chodnika Bw-1n badawczego w pokładzie 401 w samodzielnej obudowie kotwowej. Faza III, JSW Innowacje, Katowice, 2020 r.
- [138] Małkowski P., Niedbalski Z.: Monitoring wyrobisk korytarzowych jako podstawa weryfikacji metod projektowych i przyjętego schematu obudowy, Przegląd Górniczy 2019 t.75 nr 10, s. 53-65
- [139] Małkowski P., Niedbalski Z., Majcherczyk T., Bednarek Ł.: Underground monitoring as the best way of roadways support design validation in a long time period, Min. miner. depos. 2020, 14(3):1-14
- [140] Małkowski P.: Zarządzanie monitoringiem zagrożeń w górnictwie (Management of mining monitoring systems). Inżynieria Mineralna, 2017, XVIII(2), 215-224.<https://doi.org/10.29227/IM-2017-02-24>
- [141] Majcherczyk T., Niedbalski Z., Ulaszek A.: Roadway stability evaluation on the basis of modern monitoring of displacement. *Studia Geotechnica et Mechanica*, 2015 vol. 37 no. I, s. 45—52.
- [142] Niedbalski Z., Małkowski P., Majcherczyk T.: Monitoring of stand-and-roof-bolting support: Design optimization. *Acta Geodynamica et Geomaterialia*. 2013 10. 215-226. 10.13168/AGG.2013.0022.
- [143] Majcherczyk T, Małkowski P., Niedbalski Z.: Stateczność chodników równoległych w samodzielnej obudowie kotwowej. *Przegląd Górniczy* 1999, nr 10, s. 16-25
- [144] Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: Badania obciążeń obudowy w wybranych wyrobiskach korytarzowych, *Górnictwo i Geoinżynieria* 2005 (29), 3/1, 289-298
- [145] Majcherczyk T., Niedbalski Z. and Małkowski P.: Measurements of roof support load in headings: In situ research. W: Sobczyk, E. and Kicki, J. (Eds.): *International Mining Forum 2007*. Taylor & Francis Group, London, 37–46
- [146] Prusek S.: Determination of the size of the fracture zone around a road working based on the results of underground convergence measurements and numerical modelling. In: Sobczyk, E. and Kicki, J.

(Eds.): International Mining Forum 2008. Taylor & Francis Group, London, 125–136, (in Polish)

- [147] Małkowski P., Ostrowski Ł.: Convergence monitoring as a basis for numerical analysis of changes of rock-mass quality and Hoek-Brown failure criterion parameters due to longwall excavation. *Archives of Mining Sciences* 2019, 64(1), 93-118.
<https://doi.org/10.24425/ams.2019.126274>
- [148] Czarnecki Z., Niedbalski Z., Nita Ł., Śpiechowicz M.: Zasięg strefy spękań w otoczeniu wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwowej, *Przegląd górniczy* 2021 t. 77 nr 1–3, s. 48–58.

Kombajn Bolter Miner w drążeniu wyrobisk korytarzowych - polskie doświadczenia

Streszczenie

Monografia prezentuje zdobyte przez zespoły badawcze doświadczenia związane z wdrożeniem powszechnie stosowanej na świecie technologii drążenia wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem samodzielnej obudowy kotwowej wykonanej za pomocą kombajnu urabiająco-kotwiącego typu Bolter Miner w warunkach głębokich kopalń węgla koksowego JSW S.A. Wdrożenie to było realizowane w ramach projektu „Samodzielna Obudowa Kotwowa” przez Jastrzębską Spółkę Węglową S.A. w kopalni „Budryk” przez okres 13 miesięcy, podczas których wydrążono 1 168 m metrów chodnika Bw-1n badawczego zlokalizowanego na głębokości ok. 900 m. Wykazano, że technologia wykonywania wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej jest bezpieczna, a wydrążone wyrobisko jest stateczne. Ponadto prace wykonywane przez załogi górnicze, bezpośrednio w drążonym wyrobisku, były mniej uciążliwe niż w przypadku obudowy tradycyjnej.

Badawczo-rozwojowy charakter projektu pozwolił na przeprowadzenie szeregu analiz, wypracowanie najlepszych praktyk w drążeniu wyrobiska oraz nabycie cennego doświadczenia ruchowego w takich kwestiach jak:

- dobór optymalnego układu maszyn i urządzeń wyposażenia przodkowego,
- projektowanie samodzielnej obudowy kotwowej,
- praktyczne wykonywanie obudowy kotwowej w warunkach głębokich kopalń metanowych,
- dobór optymalnych materiałów eksploatacyjnych,
- monitoring wyrobisk korytarzowych w samodzielnej obudowie kotwowej.

Prowadzone prace potwierdziły zasadność analizy wyników badań kierunków maksymalnych naprężeń poziomych przy projektowaniu wyrobisk w samodzielnej obudowie kotwowej, w szczególności przy projektowaniu kierunków rozciniek nowych pól eksploatacyjnych.

Realizacja drążenia chodnika odbywała się przy ciągłym monitoringu górotworu. Monitoring górotworu, poza pomiarami konwergencji, realizowany był także za pomocą kamery introskopowej. Na określonych odcinkach wyrobiska zlokalizowano stacje kontroli okresowej, na których za pomocą kotew oprzyrządowanych, ekstensometrów, sond ekstensometrycznych oraz rozwarstwieniomierzy dwu- i trójpoziomowych, mierzono w warunkach in-situ zmiany rozwarstwień i działających sił. Odpowiednie wartości rozwarstwień

sygnalizowały konieczność podjęcia działań w celu wzmocnienia górotworu lub ewakuacji załogi.

W monografii zaprezentowano:

- genezę powstania kombajnu Bolter Miner,
- historię stosowania obudowy kotwowej w górnictwie krajowym i na świecie,
- opis samego projektu wdrożenia samodzielnej obudowy kotwowej w wyrobiskach korytarzowych kopalń JSW S.A.,
- analizę pełnego spektrum możliwości zastosowania przedmiotowej technologii w procesie drążenia wyrobisk udostępniających i przygotowawczych, a także w wybieraniu resztkowych partii złoża,
- opis parametrów górniczo-geologicznych i zagrożeń naturalnych występujących w rejonie wykonywanego wyrobiska,
- opis wykonania obudowy kotwowej dla chodnika Bw-1n badawczego (wraz z kontrolą stanu i monitoringiem),
- analizę wykonywania przez kombajn Bolter Miner zakrętów podczas drążenia chodnika,
- analizę postępów i ocenę efektywności prowadzonych robót górniczych.

Bolter Miner Machine for Driving Roadway Workings - Polish Experience

Abstract

The monograph presents the experience gained by the research teams during an implementation process of commonly used in the world technology of roadway drivage with use of independent bolting support made with a cutting-and-bolting machine of Bolter Miner type in the conditions of deep cooking coal mines in the JSW S.A. This implementation was realized within the framework of the project "Independent Bolting Support" by the Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. at the „Budryk” mine over the period of 13 months, during which 1.168 meters of the Bw-1n test roadway, situated at the depth of circa 900 m, were driven. It has been shown that the technology of driving workings in independent bolting technology is safe and the driven working is stable. Besides, the operations done by the mining teams, directly in the working under drivage, were less arduous than in the case of traditional support.

A research-and-development character of the project enabled to conduct a series of analyses, an elaboration of best practices for working drivage and gaining valuable operational experience in such issues as:

- a selection of an optimum system of machines and outfits of the face equipment,
- designing of independent bolting support,
- a practical installation of bolting support in the conditions of deep methane mines,
- a selection of optimum exploitational materials,
- monitoring of roadway workings in independent bolting support.

The conduct operations confirmed the grounds of analyzing test results of the directions of maximal horizontal stresses at designing of workings in independent bolting support, in particular at designing development directions of new panels.

A realization of the roadway drivage was conducted at continuous monitoring of the rock mass. The rock mass monitoring, apart from the convergence monitoring, was also realized with use of introsopic camera. On the determined sections of the working the stations of periodic control were located, on which in in-situ conditions the changes in stratifications and in acting forces were measured with use of instrumentation bolts, hand displacement meters and displacement meter probes as well as two-and three-level separation meters. The appropriate values of separations signalled a necessity of undertaking

activities oriented onto strengthening the rock mass or an evacuation of personnel.

The Monograph presents:

- an origin of the Bolter Miner machine,
- a history of using bolting support in the national mining industry and in the world,
- a description of the project of implementing independent bolting support in the roadway workings of the JSW S.A. mines itself,
- an analysis of a full spectrum of possibilities of applying the objective technology in the process of driving of opening and development workings an also an exploitation of residual parts of the seam,
- a description of mining-and-geological parameters as well as natural hazards occurring in the area of driven working,
- a description of making the bolting support for the Bw-1n test roadway (together with condition control and monitoring),
- an analysis of making bends during the roadway drivage by the Bolter Miner machine,
- an analysis of advances and an assessment of efficiency of conducted mining operations.