



AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA

im. Stanisława Staszica w Krakowie

Wydział Wiertnictwa, Nafty i Gazu

Katedra Wiertnictwa i Geoinżynierii

ROZPRAWA DOKTORSKA

***„OPTYMALIZACJA PROCESU RDZENIOWANIA POD WZGLĘDEM
UZYSKU RDZENIA W WARUNKACH GEOLOGICZNYCH REJONU
KONCESYJNEGO OBSZARÓW MIEDZIONOŚNYCH KGHM POLSKA
MIEDŹ S.A.”***

***" OPTIMIZATION OF THE CORING PROCES IN TERMS OF THE
RECOVERY FACTOR IN GEOLOGICAL CONDITIONS OF THE
KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. COPPER EXPLORATION
CONCESSION AREA."***

Imię i nazwisko:

Mgr inż. Daniel Janc

Promotor:

Prof. dr hab. inż. Rafał Wiśniowski

Kraków 2014

*Składam serdeczne podziękowania Panu
Prof. dr hab. inż. Rafałowi Wiśniowskiemu
za życzliwość, cenne uwagi merytoryczne,
wszechstronną pomoc oraz poświęcony czas.*

Spis treści

1. Wstęp	6
2. Technika i technologia wierceń rdzeniowych.....	8
2.1. Cel wierceń rdzeniowych.	9
2.2. Podział wierceń geologiczno - poszukiwawczych wykonywanych z powierzchni.	10
2.3. Koronki wiertnicze	12
2.4. Aparaty rdzeniowe standardowe	23
2.5. Aparaty rdzeniowe wrzutowe	35
2.6. Kierunki rozwoju aparatów rdzeniowych.....	39
2.7. Metody uzupełniające.....	51
2.8. Podsumowanie światowej techniki i technologii wierceń rdzeniowych.	57
3. Analiza warunków geologicznych rejonu koncesyjnego KGHM Polska Miedź S.A.....	59
3.1. Budowa geologiczna.....	60
3.2. Stratygrafia i litologia obszaru koncesyjnego.	62
3.3. Warunki hydrogeologiczne.....	65
3.4. Podsumowanie warunków geologicznych rejonu analizowanych prac wiertniczych.	66
4. Analiza aktualnej techniki i technologii rdzeniowania otworów geologiczno- poszukiwawczych na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A.	67
4.1. Projekt prac geologicznych	68
4.2. Konstrukcja otworów wiertniczych.	69
4.3. Urządzenia wiertnicze i aparaty rdzeniowe.	71
4.4. Technologia rdzeniowania	76
4.5. Komplikacje i awarie wiertnicze występujące podczas realizacji projektu.....	77

4.6. Podsumowanie analizy techniki i technologii prowadzonych prac wiertniczych na obszarze synkliny grodzieckiej.....	80
5. Czynniki wpływające na uzysk rdzenia na obszarze prac wiertniczych.....	81
5.1. Przyczyny techniczne	82
5.2 Czynniki technologiczne	87
5.3. Czynniki geologiczne	90
5.4. Czynniki organizacyjne	93
5.5. Podsumowanie analizy czynników wpływających na uzysk rdzenia.....	94
6. Strefy zmniejszonego uzysku rdzenia.....	95
6.1. Metodyka identyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia.....	96
6.2. Analiza geologiczno - techniczna.....	97
6.2.1. Strefa A.....	99
6.2.2. Strefa B	104
6.2.3. Strefa C	110
6.2.4. Strefa D.....	116
6.3. Matematyczno - statystyczna weryfikacja stref zmniejszonego uzysku	122
6.3.1. Matematyczny model procesu rdzeniowania	122
6.3.1.1. Zestawienie i analiza wartości współczynników modelu matematycznego.....	133
6.3.2. Klasyfikacja stref zmniejszonego uzysku rdzenia.....	137
6.3.2.1. Metody klasyfikacji.	138
6.3.2.2. Ocena klasyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia.	152
6.4. Podsumowanie identyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia	154
7. Optymalizacja procesu rdzeniowania na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A.....	156
7.1. Ocena efektywności obecnie stosowanej techniki i technologii	157
7.2. Kryterium maksymalnego uzysku rdzenia	160

7.3. Metody identyfikacji.....	164
7.4. Matematyczny model uzysku rdzenia na obszarze synkliny grodzieckiej.....	172
7.5. Optymalizacja z uwzględnieniem kryterium maksymalnego uzysku rdzenia.....	189
7.5.1. Założenia i ograniczenia optymalizacyjne	190
7.5.2. Wartości optymalne parametrów procesu	192
7.6. Test terenowy	199
7.7. Podsumowanie optymalizacji procesu rdzeniowania w warunkach geologicznych synkliny grodzieckiej	203
8. Model decyzyjny uwzględniający kryterium maksymalnego uzysku rdzenia	205
8.1. Koncepcja sterowania procesem rdzeniowania – model decyzyjny.....	205
8.2. Etap projektowo – organizacyjny.	209
8.2.1. Zagrożenia naturalne i techniczne	210
8.2.2. Dobór sprzętu wiertniczego.....	212
8.2.3. Przegląd sprzętu wiertniczego.....	212
8.3. Procedura rdzeniowania	220
8.4. Podsumowanie modelu decyzyjnego uwzględniającego kryterium maksymalnego uzysku rdzenia	225
9. Nowoczesne metody rdzeniowania wpływające na poprawę uzysku i jakości rdzenia wiertniczego.	226
10. Wnioski	234
Literatura.....	238
Spis załączników.....	246

1. Wstęp

Wzrost zapotrzebowania na surowce mineralne wymusza intensyfikację prac poszukiwawczych, mających na celu odkrycie i udostępnienie nowych złóż. Wymaga to zebrania pełnej informacji geologicznej, opracowania dokumentacji i oszacowania opłacalności wydobycia surowca.

Istnieje wiele metod poszukiwawczych, lecz żadna z nich nie gwarantuje pozyskania takiej ilości informacji, jak pobranie bezpośrednio ze złoża nienaruszonej strukturalnie próbki. Uzyskanie takiego materiału badawczego umożliwia wiercenie rdzeniowe, w wyniku którego otrzymuje się rdzeń wiertniczy.

Niniejsza praca ma na celu poprawę efektywności prac wiertniczych prowadzonych w rejonie koncesyjnym obszarów miedzionośnych należącym do KGHM Polska Miedź S.A. Realizowane tam wiercenia rdzeniowe, mimo ciągłych prób udoskonalania techniki i technologii, nie są w pełni efektywne, a uzyski rdzenia nie zawsze satysfakcjonujące.

Celem niniejszej rozprawy doktorskiej jest:

1. Analiza przyczyn zmniejszonych uzysków rdzenia na obszarze synkliny grodzieckiej.
2. Opracowanie metodyki identyfikacji przewiercanych stref.
3. Opracowanie matematycznego modelu funkcji uzysku rdzenia w warunkach geologicznych synkliny grodzieckiej.
4. Optymalizacja procesu rdzeniowania w warunkach geologicznych synkliny grodzieckiej pod względem maksymalizacji uzysku rdzenia (nowe kryterium maksymalnego uzysku rdzenia), przy zastosowaniu obecnie stosowanej techniki.
5. Opracowanie modelu decyzyjnego, uwzględniającego nowe kryterium optymalizacyjne, pozwalającego na poprawę efektów prowadzonych prac.

Szczególnym celem pracy jest udowodnienie tezy, iż technologia rdzeniowania ma wpływ na uzysk rdzenia, a optymalizacja procesu pozwala na zwiększenie efektywności prowadzonych prac w danych warunkach geologicznych.

Perspektywa kolejnych projektów na tym terenie sprawia, iż optymalizacja procesu rdzeniowania pod względem uzysku rdzenia na obszarze synkliny grodzieckiej jest w pełni uzasadniona i przyniesie wymierne korzyści zarówno dla przedsiębiorstw prowadzących wiercenia, jak i dla zleceniodawcy. Poprawa efektywności rdzeniowania bezpośrednio wpłynie na wynik finansowy przedsięwzięcia, który jest głównym celem

wykonawcy wierceń. Ze strony zleceniodawcy większy uzysk rdzenia daje pełniejszą informację geologiczną, co skutkuje dokładniejszym rozpoznaniem złoża i warunków geologicznych obszaru.

Jak dotąd nie podjęto próby dogłębnej analizy i optymalizacji tych prac. Technika i technologia zostały bezpośrednio zaadaptowane z obszaru LGOM i dostosowywane metodą „prób i błędów”. Nie gwarantuje to jednak pełnego sukcesu, jest czasochłonne i nierzadko bardzo kosztowne.

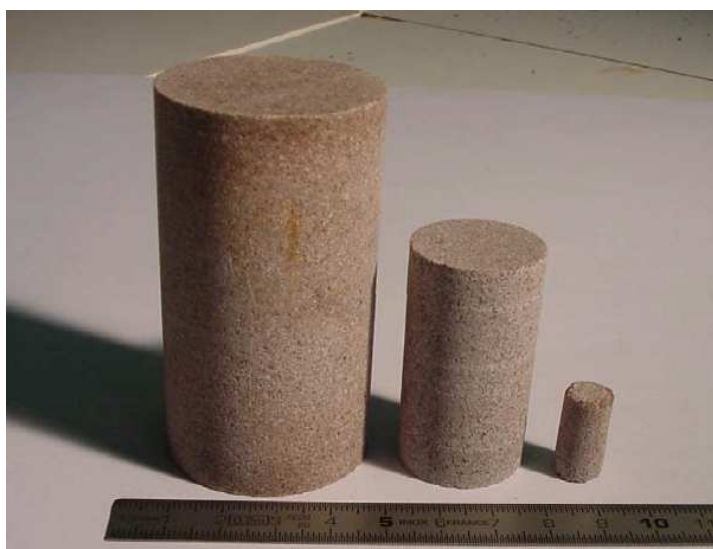
W przemyśle naftowym stosuje się kilka głównych kryteriów optymalizacyjnych. W zależności od oczekiwanego celu dąży się do maksymalizacji mechanicznej lub marszowej prędkości wiercenia, zwiększenia wydajności pracy narzędzi wierzących lub minimalizacji kosztów prowadzonych prac. W niniejszej pracy opracowane zostało nowe, niestosowane wcześniej w przemyśle kryterium optymalizacyjne, którego ideą jest maksymalizacja uzysku rdzenia.

Rzetelna optymalizacja procesu technologicznego wymaga dokładnego zbadania zarówno środowiska, jaki i samego procesu. Z tego powodu proces optymalizacji poprzedzony został wnikliwą analizą obszaru prowadzonych prac oraz stosowanej techniki i technologii. Wytypowane zostały interwały charakteryzujące się częstymi komplikacjami, związanymi z uzyskiem rdzenia. Opracowana została także metodyka weryfikacji ich jednorodności. Identyfikacja procesu pozwoliła na zbudowanie matematycznego modelu uzysku rdzenia, a następnie na wyznaczenie optymalnych parametrów wiercenia według kryterium maksymalnego uzysku rdzenia. Opracowaną technologię prowadzenia prac, uzupełnia model decyzyjny ułatwiający szybką i skuteczną reakcję na dynamicznie zmieniającą się sytuację w otworze, z uwzględnieniem najczęściej występujących komplikacji i zagrożeń.

Proces optymalizacji prac na obszarze synkliny grodzieckiej jest otwarty i w miarę gromadzenia danych będzie on dopracowywany. Rosnąca baza danych pozwoli na pewniejszą klasyfikację przewierczanych stref, a doprecyzowane modele matematyczne lepiej będą odzwierciedlać panujące warunki.

2. Technika i technologia wierceń rdzeniowych.

Wiercenie rdzeniowe polega na zwierceniu pierścienia skały, w wyniku którego uzyskuje się podłużną cylindryczną próbkę skały, czyli rdzeń (rys. 2.1). Ma ono szerokie zastosowanie w wielu dziedzinach techniki, począwszy od budownictwa, poprzez górnictwo, geoinżynierię i geotechnikę, a skończywszy na głębokich wierceniach geologiczno - poszukiwawczych.



Rys. 2.1. Rdzenie wiertnicze: 4", 2 5/8" i mikrordzeń. [9]

Obecnie w wierceniach geologiczno - poszukiwawczych dąży się do uzyskania jak największej ilości informacji geologicznych, inżynierskich i złożowych. Głównymi źródłami danych o formacji podczas wiercenia są okruchy skalne, dane z laboratoriów kontrolno - pomiarowych, profilowania geofizyczne oraz płuczka wiertnicza. Pomimo rozwoju technologii wiertniczych oraz geofizyki wiertniczej, nadal najszerszym i najbardziej wiarygodnym źródłem informacji o warunkach występowania złóż kopalin są rdzenie wiertnicze.

Okruchy skalne pochodzące z urabiania skały świdrami dają tylko ograniczoną informację o przewiercanych formacjach. Często dane te są zniekształcone z powodu długiego czasu wnoszenia zwiercin na powierzchnię przez płuczkę, przedostawanie się do próbek okruchów pochodzących z warstw nadległych i odkruszonych w wyniku mechanicznego działania przewodu wiertniczego na ścianę otworu lub sypania z kawern. Część skał, podczas ich rozdrabniania świdrem (zwłaszcza PDC), przechodzi do płuczki (skały ilasto łupkowe) lub zostaje rozkruszona na bardzo drobne okruchy, cząstki i ziarna, które są nieprzydatne do wielu analiz. Rejestrowane okruchy skalne na wylocie otworu nie są więc w pełni reprezentatywne dla skał występujących aktualnie na dnie otworu.

Badania sejsmiczne oraz profilowania otworów (pomiary geofizyczne), dają tylko ogólny, często ilościowy, obraz warunków występowania kopaliny.

Właśnie dlatego najbardziej wiarygodnym źródłem danych są nienaruszone strukturalnie i fizycznie niezmiennione próbki skały pochodzące bezpośrednio z formacji, czyli rdzenie wiertnicze.

2.1. Cel wierceń rdzeniowych.

Analiza rdzeni wiertniczych jest obecnie najdoskonalszą metodą umożliwiającą rozpoznanie zasobów surowców mineralnych i uzyskanie wiarygodnych informacji geologiczno - inżynierskich.

Informacje uzyskane podczas analizy rdzeni wiertniczych z otworów geologiczno - poszukiwawczych można zaliczyć do 2 grup:

- 1) Informacje geologiczne:
 - skład mineralogiczny i petrograficzny;
 - środowisko sedymentacji osadów, fauna i flora;
 - budowa geologiczna analizowanego obszar, warunki tektoniczne, kąt upadu warstw;
 - zestawienie szczegółowego profilu litologicznego warstw;
 - przepuszczalność, porowatość, stopień nasycenia skały płynami złożowymi.
- 2) Informacje inżynierskie:
 - właściwości fizyko-mechanicznych skał, takie jak: gęstość (objętościowa i właściwa), wytrzymałość na ściskanie, rozciąganie, ścinanie i zginanie, współczynnik zwięzłości Protodiakonowa, moduł Younga, współczynnik Poissona, twardość, rozkład naprężeń, kohezja, kąt tarcia wewnętrznego itp.);
 - zawartość pierwiastków użytecznych;
 - jednorodność i zmienność.

Uzyskane informacje pozwalają na zrozumienie charakterystyki złoża i jego budowy geologicznej, a także na tworzenie i aktualizacje map geologicznych, projektowanie kopalń i metod udostępniania złóż, określenie sposobu eksploatacji oraz ocenę ekonomiczną przedsięwzięcia.

2.2. Podział wierceń geologiczno - poszukiwawczych wykonywanych z powierzchni.

Ze względu na obszerność tematu oraz zakres pracy doktorskiej, omówione zostaną tylko wiercenia geologiczno - poszukiwawcze wykonywane z powierzchni. Tego typu wiercenia rdzeniowe ze względu na technologię można podzielić na 5 grup:

- 1) konwencjonalne;
- 2) wrzutowe (wireline coring);
- 3) specjalne;
- 4) ciągłe (con core, duo-tube);
- 5) uzupełniające (sidewall coring, micro-coring).

Rdzeniowanie konwencjonalne polega na odwierceniu i urwaniu rdzenia, a następnie wyciągnięciu na powierzchnię i rozkręceniu aparatu rdzeniowego. Jest to najpowszechniej stosowana metoda w wierceniach geologiczno - poszukiwawczych, w której stosuje się różnego rodzaju aparaty rdzeniowe pojedyncze i podwójne. Zaletą tej metody jest stosunkowo prosta budowa aparatów rdzeniowych, wpływająca na niską awaryjność sprzętu oraz niskie koszty eksploatacji. Główną wadą jest konieczność każdorazowego wyciągania zestawu na powierzchnię w celu uzyskania rdzenia, co znacznie wydłuża czas operacji wyciągowych w stosunku do czasu wiercenia (w przypadku głębokich otworów) oraz rdzeniowania w utworach z tendencją do klinowania.

W rdzeniowaniu wrzutowym wyeliminowana została konieczność wyciągania całego zestawu na powierzchnię. W celu uzyskania rdzenia, wyciąga się jedynie rurę wewnętrzną za pomocą wciągarki linowej. W odróżnieniu do rdzeniówek konwencjonalnych, w metodzie tej rura wewnętrzna wyposażona jest w specjalną głowicę umożliwiającą jej uchwycenie przez chwytak zapuszczony na stalowej linie przez rury płuczkowe. Główną zaletą tej metody jest skrócenie operacji dźwigowych, zwłaszcza przy przewiercaniu warstw silnie spękanych z tendencją do klinowania. Ponadto ograniczenie ilości prac wyciągowych wpływa korzystnie na stan techniczny otworu i zwiększa żywotność koronek rdzeniowych. Do wad zalicza się mniej korzystny, w porównaniu z metodą konwencjonalną, stosunek średnicy rdzeniówki do średnicy rdzenia, konieczność zakupu specjalnych rur płuczkowych oraz dodatkowego osprzętu, a także zmniejszony naciski na koronkę.

Rdzeniowanie specjalne służy do uzyskania rdzenia z dodatkowymi informacjami oraz do poboru rdzenia w nietypowych warunkach. Specjalne rozwiązania konstrukcyjne umożliwiają uzyskanie rdzenia z płynem złożowym, rdzenia orientowanego, rdzeniowanie w utworach nieskonsolidowanych i spękanych z tendencją do klinowania, pobór rdzenia z otworów kierunkowych i poziomych, a także rdzeniowanie z silnikiem wgłębnym.

Rdzeniowanie ciągłe jest to wiercenie z odwrotnym krążeniem płuczki wiertniczej i ciągłym pobieraniem próbek skalnych w postaci rdzenia i zwiercin. Istnieje wiele rozwiązań konstrukcyjnych różniących się sposobem transportu i odbioru rdzenia na powierzchni. W metodzie tej stosuje się głowice napędowe i płuczkowe z podwójnym przepływem, magazyny rdzenia w specjalnym pojemniku w górnej części przewodu wiertniczego i podnośniki gazowe (air lift). Rdzeń jest łamany przez urywak na małe odcinki (10 - 20 cm) i wypompowany w górę przez rury płuczkowe. Odwrotny system przepływu płuczki poprawia warunki wejścia rdzenia do rury wewnętrznej, ograniczając prawdopodobieństwo klinowania i niszczenia rdzenia. Wadą jest brak możliwości stosowania go w otworach, w których występują zaniki płuczki wiertniczej oraz bardzo pokruszony rdzeń.

Rdzeniowanie boczne (side wall coring) jest metodą uzupełniającą. Służy ono do poboru próbek (mikro rdzeni) ze ścian otworu. Można wyróżnić 3 podtypy tej metody: rdzeniówki wciskane siłownikami gazowymi, rdzeniówki z koronką wierzącą oraz rdzeniówki udarowe. Zaletą rdzeniowania bocznego jest możliwość uzyskania próbek do analizy z wcześniej przewierconych warstw. Jest to metoda szybka, jednak uzyskane próbki są małe, często niewystarczające do pełnej analizy.

2.3. Koronki wiertnicze

Podstawowym elementem zestawu do poboru rdzenia jest korona rdzeniowa, która zwierca pierścień skały wokół rdzenia. Obecnie na rynku dostępny jest szereg rozwiązań konstrukcyjnych, różniących się do siebie w zależności od typu wiercenia i warunków geologicznych.

Rozwój wierceń rdzeniowych w górnictwie zapoczątkował francuski inżynier R. Leschot poprzez skonstruowanie koronki rdzeniowej (Genewa 1863 - 1864r) [18] [29] [96], będącej podstawowym elementem zestawu do poboru rdzenia obok aparatu rdzeniowego.

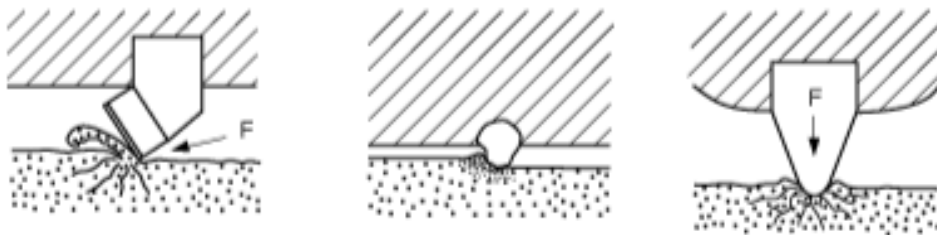
Znaczny postęp rozwoju technologii wierceń rdzeniowych nastąpił wraz z wprowadzeniem wysokoobrotowych wiertnic do wierceń narzędziami diamentowymi oraz poprzez skonstruowanie i wdrożenie ok. 40 lat temu rdzeniówki do wierceń wrzutowych.

Koronki rdzeniowe ze względu na konstrukcję dzielimy na:

- 1) koronki skrzydłowe (widiowe),
- 2) koronki gryzowe,
- 3) koronki diamentowe.

Ze względu na sposób urabiania skały na (rys. 2.2):

- 1) skrawające,
- 2) kruszące,
- 3) ścierające.



Rys. 2.2. Mechanizm niszczenia struktury skały: skrawanie, ścieranie, kruszenie. [51]

Zwiercanie ma charakter skrawania wówczas, gdy ostrza narzędzia wierzącego pod wpływem nacisku osiowego i działania momentu obrotowego nieustannie zagłębiają się w skałę i przemieszczają wzdłuż linii śrubowej, teoretycznie oddzielając z dna otworu zwierciny w postaci strużyny.

Koronki skrawające (rys. 2.3) charakteryzują się prostą budową, łatwością wykonania i niską ceną, dlatego też wciąż znajdują zastosowanie w wiertnictwie.



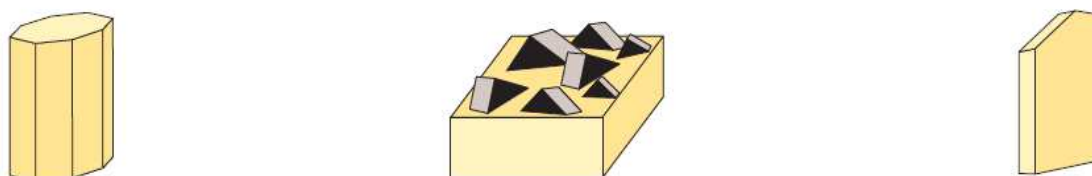
Rys. 2.3. Koronka rdzeniowa typu skrawającego. [11] [41]

Jednymi z najwcześniejszych koronek obrotowych stosowanych na świecie były koronki typu skrawającego, tzw. "Poor - boy" lub "Texas - type" [18]. Narzędzie to było wykonane z kawałka rury z naciętymi zębami.

Obecnie do utwardzania ostrzy stosuje się węgliki spiekane, które wyrabiane są w postaci proszku napawanego na powierzchniach bocznych kadłuba koronki lub w postaci kształtek urabiających skałę.

Węglík wolframu charakteryzują się bardzo dużą wytrzymałością (ponad 9 w skali Mosh). O twardości spieku decyduje zawartość węgliku - im jest więcej tym wyższa twardość i odporność na ścieranie. Ze względu na dużą kruchość stopu przy dużym udziale procentowym węgliku wolframu stosuje się kobalt w ilość 2 - 15% jako materiał wiążący oraz zwiększający odporność stopu na udary.

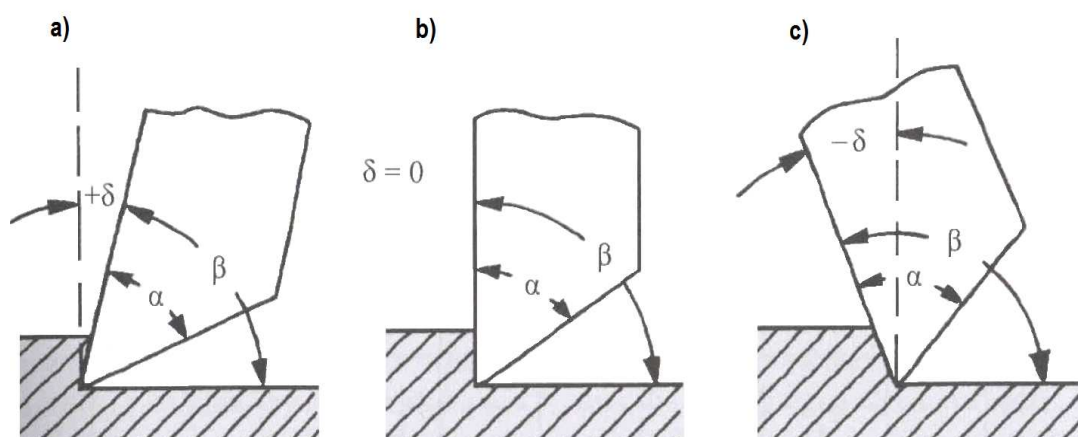
W koronkach skrawających stosuje się ostrza o różnorodnych konfiguracjach, rozmiarach i kątach zaostrenia (rys. 2.4). Kształtki urabiające skałę mogą występować w postaci prętków, płytek, konglomeratów lub słupków. Osadza się je w odpowiednich otworach na czole lub bokach korpusu koronki. Końce kształtek są odpowiednio zaostrene, w celu zmniejszenia powierzchni kontaktu ze skałą i ułatwienia skrawania.



Rys. 2.4. Elementy robocze koronek skrawających z twardych spieków: ośmiokątne słupki, konglomeraty i płytki. [43]

Koronki słupkowe stosuje się zazwyczaj do skał średnio twardych, natomiast narzędzia z ostrzami uformowanymi w postaci płytek mają zastosowanie zarówno w skałach miękkich jak i twardych.

W miękkich utworach ostrza powinny być nachylone pod kątem dodatnim w stosunku do kierunku ruchu koronki. W skałach o średniej twardości stosuje się koronki z ostrzami osadzonymi pionowo, natomiast w twardych ostrza nachylone pod kątem ujemnym (rys. 2.5).



Rys. 2.5. Schemat rozmieszczenia ostrzy w koronkach skrawających.[22]

Dodatnie nachylenie ostrzy umożliwia dobre skrawanie skały i dużą prędkość wiercenia. Ujemne nachylenie w skałach twardych zapobiega wyłamywaniu się ich. Dodatkowo w niektórych rozwiązaniach, oprócz ostrzy podstawowych (urabiających dno otworu) wtapia się dodatkowe, służące głównie do kalibrowania ściany otworu.

Obecnie w praktyce wiertniczej, przy wierceniu otworów w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż surowców mineralnych, stosuje się zazwyczaj koronki skrawające typu PDC. Charakterystycznym elementem konstrukcyjnym tego typu narzędzi są ostrza składające się z warstwy sprasowanego syntetycznego proszku diamentowego PDC (Policrystalline Diamond Compact) związanej z płytką sprasowanego węgla wolframu. Całość połączona jest z matrycą podtrzymującą podporą wykonaną ze stali lub twardego spieku.

Ostrza typu PDC (rys. 2.6) łączą zalety dwóch materiałów, twardość i odporność na ścieranie diamentów oraz zwiększoną wytrzymałością na udary, charakterystyczną dla węgla wolframu. Wielkość ostrzy oraz sposób łączenia warstwy PDC z węglem wolframu dobiera się do danej formacji i warunków otworowych.



Rys. 2.6. Ostrza typu PDC w technologii TRex (NOV). [36]

Koronki typu PDC ze względu na możliwość formowania ostrzy różnej wielkości i konfiguracji występują w wielu formach (rys. 2.7), różniących się kształtem matrycy, ilością i wielkością ostrzy lub systemem płukania.

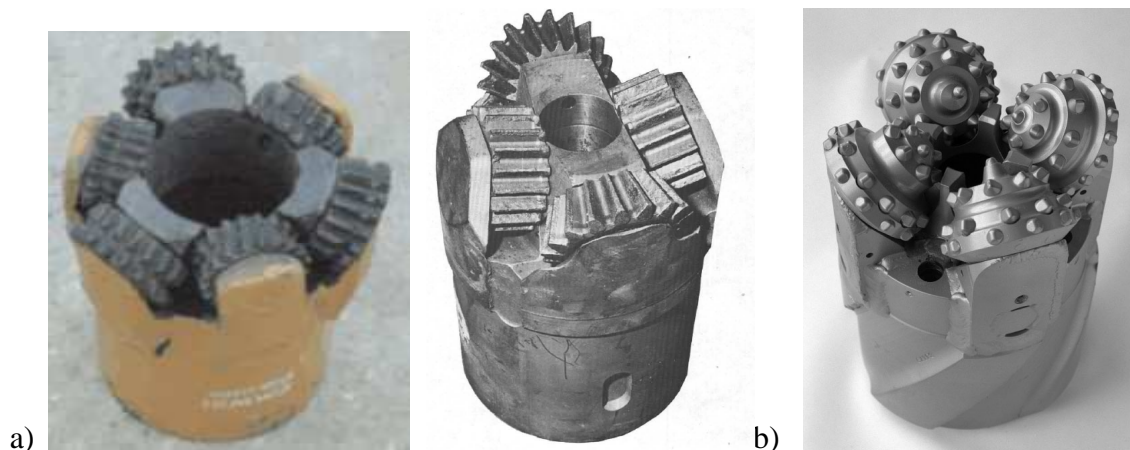


Rys. 2.7. Koronki typu PDC CorePro Millenium Series. [39]

Dodatkową zaletą koronek PDC jest brak łożysk i innych ruchomych elementów zmniejszających żywotność narzędzi oraz zwiększających prawdopodobieństwo awarii wiertniczej. Uzyskuje się również większe przewiertki oraz większe uzyski (ok. 90%) w porównaniu z konwencjonalnymi narzędziami skrawającymi (ok. 50%). [65]

Kolejną grupę koronek rdzeniowych stanowią narzędzia gryzowe, które niszczą strukturę skały poprzez jej kruszenie w wyniku przemiany momentu obrotowego przewodu wiertniczego na udary oraz poślizg zębów po dnie otworu. W tego typu rozwiązaniach konstrukcyjnych energia kinetyczna obrotu przemienia się w energię potencjalną o wartości niezbędnej do zniszczenia skały, przez co uzyskuje się efekt urabiania górotworu.

Podstawowym elementem tego typu koronek są gryzy osadzone na łożyskach. Analogicznie jak w przypadku świrdrów gryzowych, w koronkach można wyróżnić narzędzia z zębami frezowanymi (rys. 2.8a) do skał miękkich i zębami słupkowymi (rys. 2.8b) do formacji twardych.



Rys. 2.8. Koronka rdzeniowa gryzowa: a) z zębami frezowanymi, b) z zębami słupkowymi. [67] [70]

Pomimo, że świrdry gryzowe zostały pierwszy raz zastosowane w 1909 r. [96] przez Howarda Hughesa Sr, a powszechnie stosowane są od 1909 r. [36] [65] [97], pierwszą koronkę gryzową z zębami frezowanymi zastosowano dopiero w 1923 roku [18]. W 1926 roku firmy Hughes Tool Co i Reed Roller Bit Co. przedstawiły koronki gryzowe do twardych formacji skalnych z zębami słupkowymi.

Motorem napędowym modernizacji koronek gryzowych był projekt badań dna morskiego (Deep Sea Drilling Project) w latach 1969-1972 [18] [67]. Wprowadzano wówczas szereg usprawnień oraz modyfikacji dotyczących ilości gryzów, rozmieszczenia zębów i kanałów płuczkowych, a także sposobów uszczelnienia łożysk.

Poszczególne rozwiązania konstrukcyjne różnią się ilością, kształtem i rozmieszczeniem gryzów, typem i ilością zębów, a także systemami ułożyskowania. Produkowane są narzędzia składające się z trzech, czterech, sześciu i ośmiu rolek gryzowych. Posiadają one dwa rodzaje gryzów, umieszczanych na przemian: zewnętrzne do zwiercania dna otworu i ściany, oraz wewnętrzne do obróbki powierzchni rdzenia.

Podstawową wadą tego typu narzędzi są łożyska, które w głównej mierze decydują o żywotności koronek, a tym samym o techniczno - ekonomicznych wskaźnikach

wiercenia. Konstrukcja łożysk wpływa na rozmiary koronek, które mają stosunkowo dużą średnicę zewnętrzną względem średnicy uzyskiwanego rdzenia. Często bywają one przyczyną awarii i komplikacji wiertniczych na skutek odpadania rolek.

Diamenty, ze względu na swoje właściwości, wykorzystywane są w narzędziach, których zasada działania opiera się na zjawisku ścierania. Ich podstawową zaletą jest twardość (10 w skali Mosha) oraz właściwości wytrzymałościowe tj. wytrzymałość na ściskanie, odporność na ścieranie, a także niska rozszerzalność cieplna [$1 \times 10^{-6} / ^\circ$].

Koronki diamentowe były stosowane w górnictwie już od końca XIX wieku ale nie były aplikowane przez przemysł naftowy aż do roku 1921 [18]. Obecnie w przemyśle tym stosuje się diamenty naturalne (boryty, karbonaty, ballasy, kongo) oraz syntetyczne, otrzymywane w wyniku syntezy grafitu, sadzy i węgla drzewnego w wysokiej temperaturze i ciśnieniu przy obecności katalizatorów (żelazo, chrom, nikiel tytan i inne metale).

Mechanizm niszczenia struktury skały narzędziami diamentowymi jest skomplikowany i wg różnych autorów [65] [102] przebiega on w dwóch etapach zależnych od głębokości zagłębiania się diamentu w skałę.

W początkowej fazie, przy małym zagłębianiu się diamentu, dochodzi do zgniecenia i rozkruszenia skały na granicy kontaktu diament - skała (ścieranie). W miarę zagłębiania i przesuwania się diamentu następują zmiany naprężeń, wzrasta ciśnienie wewnętrzne w zagęszczonym materiale oraz powstaje siła tarcia materiału wyciskanego spod diamentu. W efekcie tych zjawisk dochodzi do odkształcenia skały w formie paraboloidy obrotowej i odspojenie jej fragmentu od calizny.

Diamenty dobiera się do twardości skał, głębokości, warunków otworowych oraz parametrów mechanicznych wiertnicy. Ogólna zasada opiera się na założeniu, iż do skał miękkich stosuje się diamenty większe niskiej jakości, natomiast w miarę wzrostu twardości skał używane są diamenty mniejsze, ale o wyższej jakości.

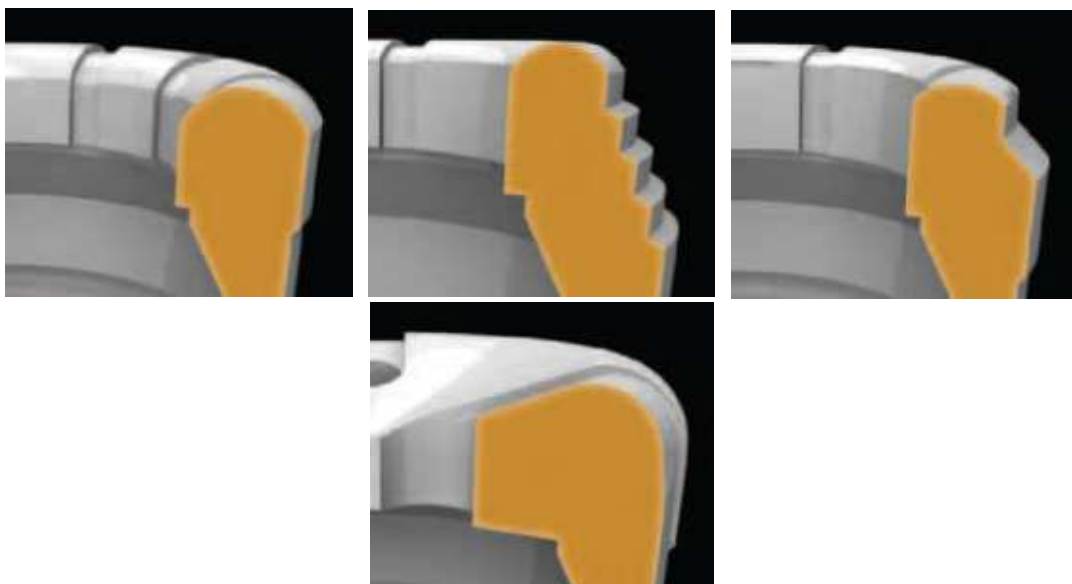
Rozmiar diamentów określa się przy pomocy ziarnistości [szt./karat]. Jest to liczba kryształów diamentów przypadających na masę jednego karata (1 karat = 0,2g). Natomiast dla proszku diamentowego podaje się numer sita US mesh, czyli liczbę oczek sita na długości jednego cala. [21]

Główne elementy konstrukcyjne koronek diamentowych to korpus zakończony gwintem umożliwiającym połączenie narzędzia z rdzeniówką oraz matryca, w której osadzone są diamenty.

Podstawowym zadaniem matrycy jest utrzymanie diamentów w warunkach zmiennych naprężeń występujących podczas rdzeniowania. Matryce wykonywane są zazwyczaj z węglików spiekanych ze względu na twardość oraz współczynnik rozszerzalności cieplnej tego materiału, który powinien być zbliżony do rozszerzalności cieplnej diamentów. Przeciwdziała to przedwczesnemu wypadaniu diamentów z matrycy.

Typ matryc dobiera się w zależności od twardości i zwięzłości przewiercanej formacji, gdyż jej zużycie nie powinno być zbyt duże w porównaniu do zużycia osadzonych w niej diamentów.

Oprócz twardości i rozszerzalności cieplnej bardzo istotny jest profil matrycy. Dobiera się go w zależności od rodzaju wiercenia i charakteru przewiercanych skał tzn. twardości, jednorodności, stopnia spękania oraz zwięzłości. Różnorodność oferowanych przez producentów profili matrycy jest bardzo duża. Przykładowe profile przedstawia rysunek 2.9.



Rys.2.9. Profili matryc koronek diamentowych Board Longyear. [38]

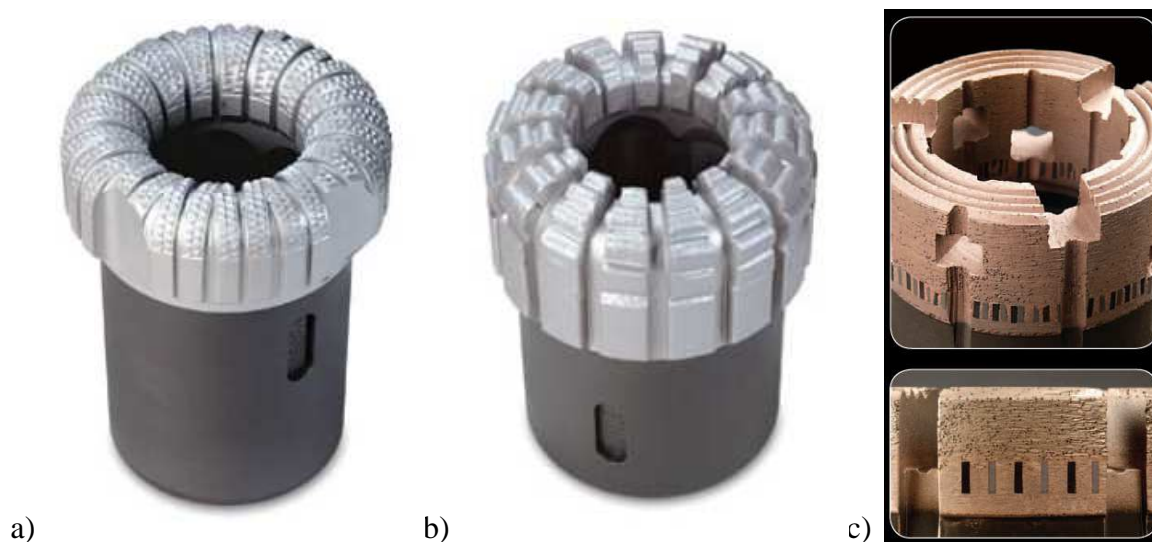
Ze względu na sposób produkcji, narzędzia diamentowe (rys. 2.10) dzieli się na dwie grupy:

- 1) ziarniste;
- 2) impregnowane.

Koronki diamentowe ziarniste mają osadzone w powierzchniach roboczych oraz bocznych całe kryształy diamentów. Większość diamentów osadza się w powierzchni czołowej koronki, tak aby pokrywały one całkowicie dno otworu. Schemat ich rozmieszczenia jest różny dla różnych rozwiązań konstrukcyjnych i może on być: promieniowy, spiralny lub koncentryczny.

Ważnym parametrem opisującym koronki ziarniste jest stopień odkrycia, opisujący jaką część diamentu znajduje się poza matrycą. Zazwyczaj jest to od 1/8 średnicy diamentu dla skał twardych i spękanych do 1/3 dla skał miękkich.

Koronki diamentowe impregnowane, w odróżnieniu od ziarnistych, posiadają pył diamentowy jako element skrawający. Warstwa robocza powstaje poprzez zmieszanie diamentów z proszkiem twardego metalu (stanowiącym ścierną matrycę) i poddaniu mieszanki obróbce cieplnej. Uzyskuje się wówczas jednolicie rozmieszczone, drobne diamenty na pewnej długości części roboczej narzędzia. Podczas pracy zużyte diamenty wypadają, a matryca ściera się odsłaniając kolejne warstwy diamentów.



Rys. 2.10. Koronka diamentowa ziarnista (a) i impregnowana (b, c). [38] [63]

Tego typu narzędzia wymagają dużych prędkości obrotowych i stosowane są do bardzo twardych i abrazyjnych skał, często spękanych. W celu poprawy żywotności narzędzi w trudnych warunkach pracy, stosuje się specjalne odmiany diamentów syntetycznych, pokrytych warstwą tytanu [43], samo - ostrzące się matryce, spieki odporne na temperaturę oraz różnego rodzaju kształty powierzchni roboczych narzędzi.

W celu utrzymania stałej średnicy otworu i rdzenia oraz stabilizacji pracy koronki na dnie otworu, stosuje się zbrojenie bocznych i wewnętrznych powierzchni. Zazwyczaj wykorzystuje się w tym celu wysokiej jakości diamenty ziarniste na długości kilkunastu milimetrów od czoła matrycy.

Obok szeregu zalet diamentów, jako elementu urabiającego skałę, posiadają one wady, do których zalicza się kruchość wynikającą z istniejących płaszczyzn łupliwości oraz małą odporność na temperaturę. Wysoka temperatura negatywnie wpływa na wytrzymałość diamentów, które ulegają spaleniowi do tlenku węgla lub grafityzacji (990-1120K [21]).

Dlatego też, niezmiernie istotny jest system chłodzenia narzędzia poprzez płukanie. Podobnie jak w innych typach koronek, w narzędziach diamentowych można wyróżnić dwa systemy płukania: system czołowy i boczny. W bocznym systemie koronki mają kanały płuczkowe w postaci rowków, usytuowanych na wewnętrznej i czołowej stronie narzędzia. System ten nie osłabia wytrzymałości narzędzia, jak ma to miejsce w koronkach z systemem czołowym, i nadają się do rdzeniowania w skałach twardych,

odpornych na erozyjne oddziaływanie płuczki, która omywa rdzeń. W systemie czołowym koronki posiadają kanały wewnątrz matrycy. Zaletą tego systemu jest przekierowanie strumienia płuczki z przestrzeni rura zewnętrzna - rura wewnętrzna kanałami na dno otworu, ograniczając w ten sposób erozyjne oddziaływanie płuczki na rdzeń.

Rozwiązaniem problemu małej odporności termicznej są diamenty syntetyczne typu TSD (Thermally Stable Diamond), których temperaturowy zakres pracy sięga 1470 K. [22] [43]

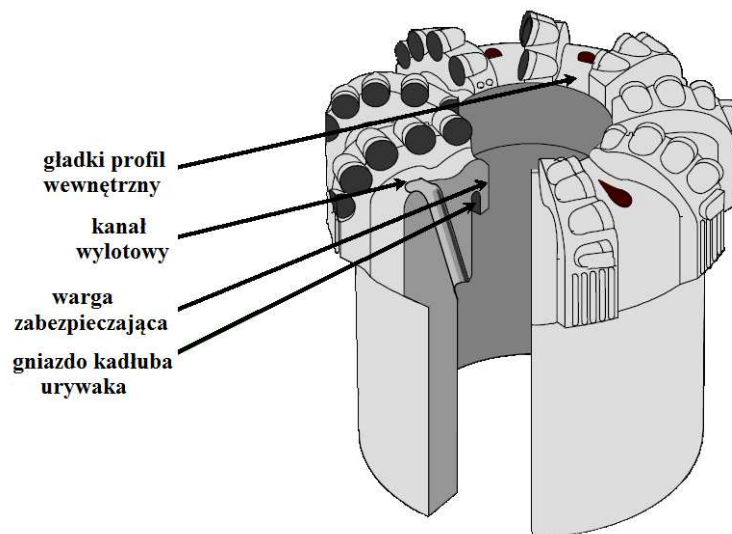
Dalsze udoskonalenia konstrukcji koronek diamentowych zmierzają do podwyższenia trwałości oraz osiągania wyższych prędkości wiercenia poprzez usprawnienie chłodzenia matrycy i zwiększenie efektywności oczyszczania narzędzia ze zwiercin. Cel ten można osiągnąć poprzez zastosowanie dodatkowych kanałów płuczkowych w przestrzeni pierścieniowej. Uzyskuje się wówczas nie tylko powierzchniowe chłodzenie narzędzia, ale również objętościowe, utrzymując równomierny rozkład temperatury na całej matrycy. Płuczka, wypływając z dysz, ulega gwałtownemu rozprężeniu na skutek czego następuje zassanie płuczki, której strumień został skierowany pod czoło koronki, poprawiając w ten sposób oczyszczanie diamentów ze zwiercin, a to z kolei wpływa pozytywnie na prędkość mechaniczną wiercenia.

Oprócz polepszenia mechanicznych wskaźników wiercenie poprzez konstrukcje ostrzy, matryc czy systemów płukania, coraz większą uwagę przykładą się do ochrony rdzenia. Główną przyczyną niszczenia rdzenia przez narzędzia wierzące jest erozyjne oddziaływanie płuczki wiertniczej oraz niestabilna praca narzędzia na dnie otworu.

Destrukcyjne oddziaływanie płuczki wiertniczej polega nie tylko na rozmywaniu słabo związłego rdzenia, ale również na wnikaniu płuczki i jej filtratu w materiał skalny. Próbką nasiąknięta płynem zmienia swoje właściwości geomechaniczne i geochemiczne. W przypadku formacji o dużej porowatości i przepuszczalności (skały nieskonsolidowane, spękane, krasowe) cząstki stałe z płuczki oraz drobne zwierciny zatykają trwale wolne przestrzenie w skale, zafałszowując wyniki przyszłych analiz laboratoryjnych [81]. Ochronę rdzenia uzyskują się poprzez osad filtracyjny, powstający na powierzchni rdzenia i ścianach otworu. Warstwa ochronna powstaje w wyniku działania różnicy ciśnień: hydrostatycznego i złożowego oraz specjalnych materiałów płuczkowych (głównie wielocząsteczkowe związki organiczne: CMC, CMS, PAC L, polimer HTHP). W przypadku dużej porowatości skał stosuje się materiały do likwidacji zaników o bardzo małej granulacji, które można w łatwy sposób usunąć z rdzenia podczas badań laboratoryjnych (szkoło wodne, bawełna) [93].

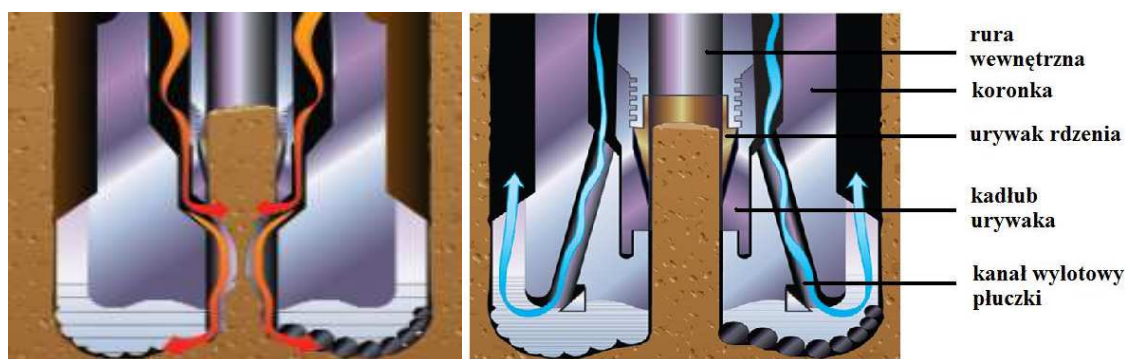
Według wielu badań rdzeń wiertniczy najbardziej narażony jest na wnikanie filtratu w gardle koronki [90] [99], dlatego też oprócz odpowiedniej receptury płuczki wiertniczej ważne jest, aby jej czasu oddziaływania na materiał skalny był jak najkrótszy. Rozwiązaniem tego problemu są koronki typu „Low Invasion” (rys. 2.11), które zostały

zaprojektowane w celu ochrony rdzenia poprzez minimalizację oddziaływania płuczki wiertniczej na nawiercony rdzeń.



Rys. 2.11. Koronka PDC typu „Low Invasion”. [61]

W koronce tej w odróżnieniu od standardowych konstrukcji (rys. 2.12.), płuczka nie przepływa przestrzenią rdzeń – wewnętrzną część koronki, lecz przez specjalne kanały w korpusie narzędzia. Ukształtowanie kanałów wylotowych w koronce kieruje główny strumień płuczki w kierunku przestrzeni pierścieniowej – w kierunku „od” rdzenia. Jedynie niewielka część płuczki omywa rdzeń, tworząc ochronny osad filtracyjny. Dodatkowo na wylocie dysz uzyskuje się specyficzny charakter przepływu, który zasysa (wykorzystując efekt Venturiego) zwierzyny z czoła koronki, zwiększając efektywność oczyszczania narzędzia i prędkość mechaniczną rdzeniowania [46].



Rys. 2.12. Przepływ płuczki w koronce standardowej (po lewej) oraz w koronce typu Low Invasion (po prawej). [46]

Drugą charakterystyczną cechą tych koronek jest wewnętrzne gniazdo (rys. 2.13). Wykonane jest ono w korpusie w taki sposób, aby osadzić w nim kadłub urywaka typu „Lip Shoe” (rys. 2.13). Połączenie tych dwóch elementów oraz prawidłowo dobrany dystans (pomiędzy koronką a kadłubem urywaka), kieruje przepływ płuczki do kanałów oraz izoluje nowo nawiercony rdzeń.



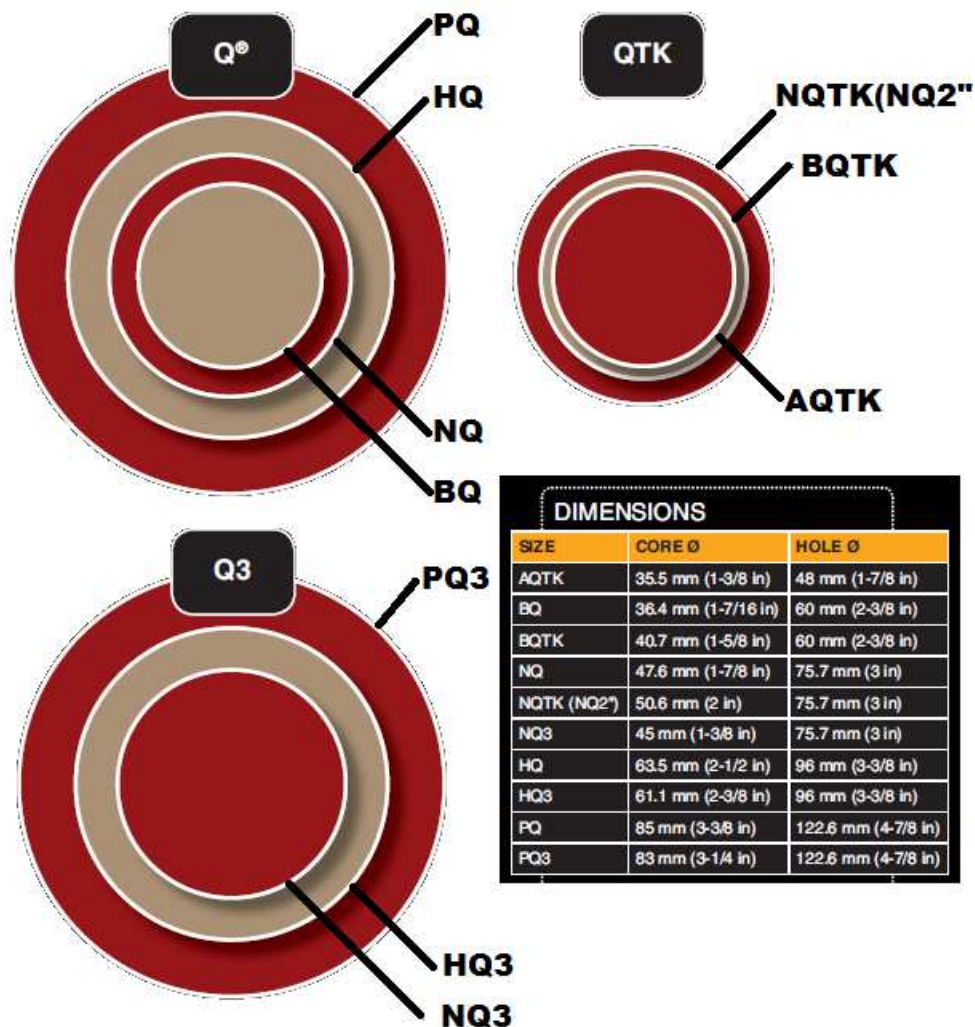
*Rys. 2.13. Wnętrze koronki typu Low Invasion oraz kadłuby urywaka typu Lip Shoe.
(fot. D Janc)*

Dodatkową innowacją jest usunięcie ostrzy na wlocie i powierzchni wewnętrznej koronki. Umożliwia to powstanie osadu filtracyjnego na rdzeniu, chroniącego go przed wnikaniem filtratu do skały. Koronki te posiadają również większe płytki PDC i bardziej agresywny profil ostrzy zwiększający postęp wiercenia [99].

2.4. Aparaty rdzeniowe standardowe

Podstawową funkcją aparatu rdzeniowego jest zabezpieczenie rdzenia zarówno podczas wiercenia jak i operacji wyciągania go na powierzchnię.

Aparat rdzeniowy do wierceń obrotowych wzorowany były na wynalazku Kindsa z 1854r, którym była rdzeniówka na kablu do wierceń udarowych. Podstawowe elementy aparatów rdzeniowych z biegiem czasu i rozwoju technik wiertniczych uległy kolejnym modyfikacjom, pozwalającym na pełniejszą kontrolę procesu rdzeniowania i coraz powszechniejsze jego wykorzystanie. Dlatego też, literatura [21] [22] [40] [43] podaje wiele klasyfikacji rdzeniówek. Opierają się one zarówno na cechach konstrukcyjnych, tj. ilości sekcji, rodzaju materiału, sposobu wyciągania, stosowanym systemie obiegu płuczki, jaki i na przeznaczeniu oraz średnicy nominalnej narzędzia i rdzenia (rys. 2.14).



Rys. 2.14. Klasyfikacja rdzeniówek Boart Longyear® na podstawie średnicy nominalnej narzędzia i rdzenia (zgodna z normą ISO 3551 i BS4019). [37]

Podstawowy podział stosowany w przemyśle zawiera klasyfikacja ISO (tab. 2.1). Wyróżnia ona trzy podstawowe rodzaje rdzeniówek: konwencjonalne (normalne), wrzutowe oraz specjalne. Różnią się one zasadą działania, konstrukcją i przeznaczeniem.

Tab. 2.1. Klasyfikacja rdzeniówek wg norm ISO [2]

Rodzaj rdzeniówki	Klasa	Grupa	Typ
Normalne	Pojedyncze	-	G, T
	Podwójne	Z wewnętrzną nieruchomą rurą	G, T
		Z wewnętrzną obracającą się rurą	G, T, M
Wrzutowe	-	-	-
Specjalne	-	-	-

Rdzeniówki pojedyncze (rys 2.15) są najprostszymi narzędziami do poboru rdzenia i w odróżnieniu od podwójnych posiadają tylko jedną zewnętrzną rurę, a płuczka przepływa przestrzenią rura zewnętrzna - rdzeń. Aparaty podwójne (rys. 2.15) posiadają dodatkową wewnętrzną rurę, która chroni rdzeń przed erozyjnym oddziaływaniem płuczki. Aparaty rdzeniowe konwencjonalne dzielą się na trzy typy G, T i M.

Rdzeniówki typu G - siła urywająca rdzeń przenoszona jest przez rurę zewnętrzną, urywak umieszczony jest w koronce, a płuczka przepływa przestrzenią rura zewnętrzna - rdzeń;

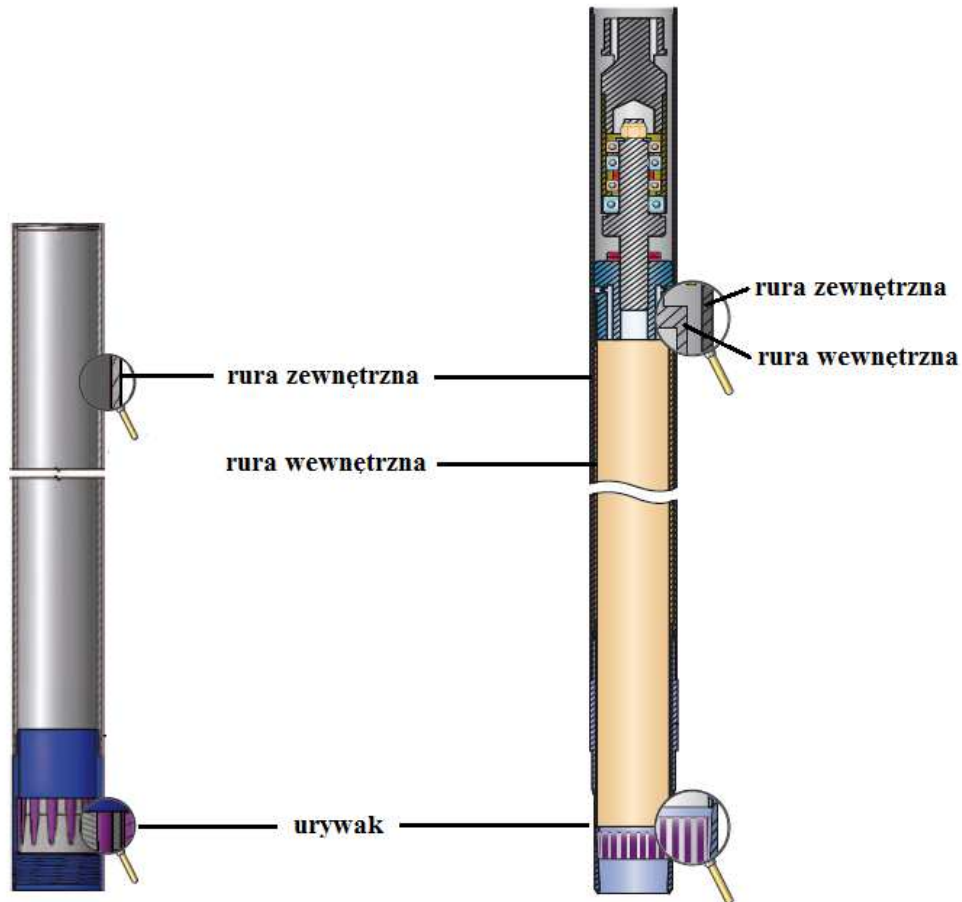
Rdzeniówka typu T - podobna konstrukcyjnie do typu G, posiada cieńszy promień skrawania;

Rdzeniówka typu M - podwójna, siła urywająca rdzeń jest przenoszona przez rurę wewnętrzną, urywak umieszczony w końcowej części rury wewnętrznej, płuczka przepływa przez otwory w korpusie koronki lub kanałami w matrycy koronki;

Rdzeniówki specjalne służą do pobierania rdzenia w nietypowych warunkach lub do uzyskania dodatkowych informacji geologicznych, pozwalają na pobór rdzenia z płynem złożowym oraz rdzeniowanie w otworach kierunkowych i horyzontalnych.

Aparat rdzeniowy pojedynczy

Aparat rdzeniowy podwójny



Rys. 2.15. Aparat rdzeniowy pojedynczy i podwójny. [43]

Obecnie w wierceniach otworów geologiczno - poszukiwawczych najpowszechniej stosowanym typem aparatu rdzeniowego są rdzeniówki podwójne, które zostały użyte po raz pierwszy w 1919 r przez *Shell Co.* na polu naftowym Santa Fe Springs w Californii [18].

Najprostszym typem jest rdzeniówka podwójna z obracającą się względem rdzenia rurą wewnętrzną, która stanowi ochronę rdzenia przed erozyjnym działaniem przepływającej płuczki wiertniczej. Podstawową wadą tego rozwiązania jest to, iż rura wewnętrzna obraca się razem z rurą zewnętrzną wokół rdzenia, co niszczy jego strukturę i wpływa na zmniejszenie uzysków w skałach miękkich i spękanych.

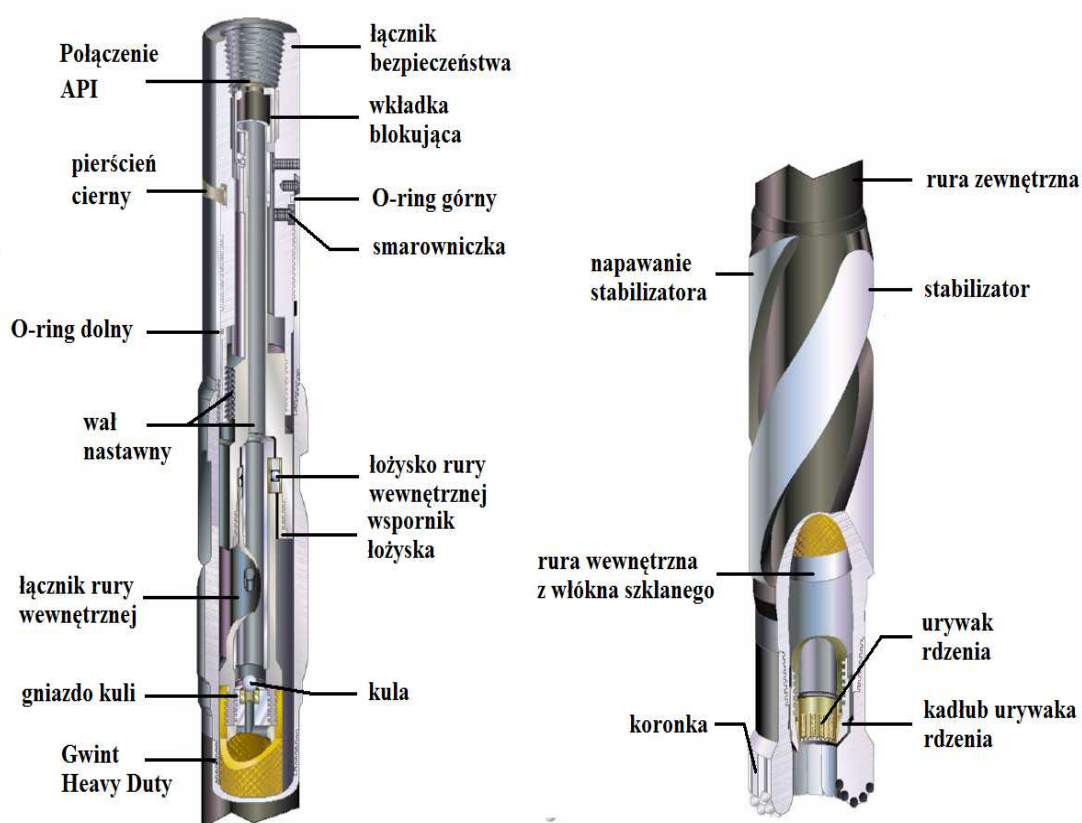
Aparata podwójny z nieobracającą się względem rdzenia rurą wewnętrzną (rys. 2.16), będący udoskonaleniem powyżej opisanego aparatu, posiada głowicę uniemożliwiającą obrót zespołu rury wewnętrznej w trakcie rdzeniowania, dzięki czemu nie niszczy ona rdzenia. Podstawowym elementem tego rozwiązania konstrukcyjnego jest łącznik bezpieczeństwa, który służy do połączenia aparatu z przewodem wiertniczym

oraz zwiera głowicę z ułożyskowanym wrzecionem, do którego dokręcona jest rura wewnętrzna. Zespół łożyska umożliwia niezależny ruch obrotowy rury zewnętrznej w stosunku do rury wewnętrznej, która pozostaje nieruchoma względem rdzenia.

Głowica umożliwia również płynną regulację dystansu pomiędzy kadłubem urywaka a koronką wiertniczą. Innym sposobem regulacji są pierścienie dystansowe, spotykane w starszych konstrukcjach

W przypadku przychwycenia aparatu w otworze, łącznik bezpieczeństwa umożliwia również odkręcenie przewodu wiertniczego od rury zewnętrznej i wyciągnięcie go wraz z rurą wewnętrzną, w której znajduje się rdzeń.

Poniżej zespołu łożyska znajduje się gniazdo kuli, pozwalające na precyzyjne posadowienie kuli i przekierowanie przepływu płuczki przestrzenią rura wewnętrzna - rura zewnętrzna.



Rys. 2.16. Aparat rdzeniowy konwencjonalny podwójny, dwusekcyjny z nieobracającą się względem rdzenia rurą wewnętrzną. [27]

Zespół rury wewnętrznej stanowi integralną część rdzeniówek podwójnych i ma wpływ na ilość i jakość pobranego rdzenia.

Obecnie na rynku dostępnych jest wiele rozwiązań konstrukcyjnych, dążących do zwiększenia uzysku rdzenia oraz jego zabezpieczenia. W skład podstawowego zespołu rury wewnętrznej wchodzi:

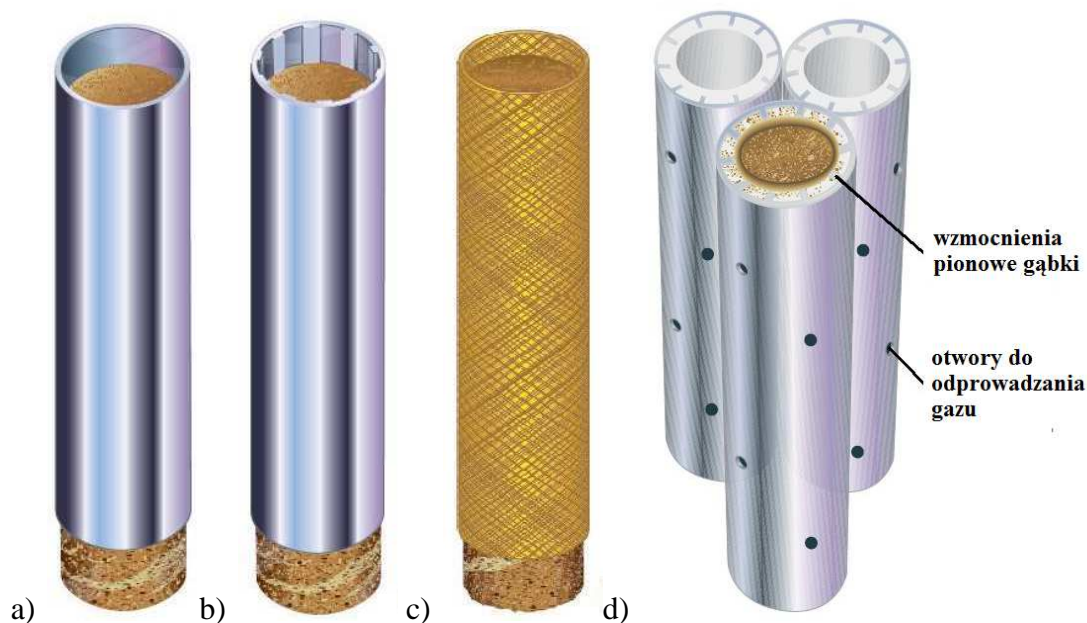
- rura wewnętrzna,
- urywak rdzenia,
- kadłub urywaka rdzenia,
- łącznik kadłuba urywaka.

Podstawową funkcją rury wewnętrznej jest zabezpieczenie rdzenia w czasie rdzeniowania przed erozyjnym wpływem płuczki wiertniczej oraz szeregiem innych czynników powodujących jego niszczenie. Ponadto umożliwia ona transport rdzenia z dna otworu na powierzchnię.

Rury wewnętrzne stosowane w głębokich otworach zazwyczaj posiadają długość 30ft (ok. 9m) i w przypadku aparatów wielosekcyjnych można je łączyć w kolumny o długości 9-82m [30]. Stalowe i aluminiowe rury łączone są poprzez nacięte w calźnie rury gwinty (czop - mufa), natomiast rury z włókna szklanego na końcach mają wtopione stalowe łączniki.

Rury wewnętrzne (rys. 2.17) można podzielić ze względu na materiał, z którego są wykonane na:

- rury stalowe,
- rury z włókna szklanego,
- rury aluminiowe gładkie,
- rury aluminiowe z wewnętrzną powierzchnią frezowaną,
- rury stalowe z wewnętrzną wykładziną z PCV,
- chromowe
- specjalne (z wykładziną gąbkową, z zaworami membranowymi).



Rys. 2.17. Rury wewnętrzne: a) stalowe; b) aluminiowe frezowane c) z włókna szklanego; d) z wykładziną wewnętrzną z gąbki. [44]

Stalowe rury wewnętrzne (rys. 2.17a) są najbardziej rozpowszechnionym typem rur stosowanych podczas rdzeniowania. Są tanie i mogą być wielokrotnie wykorzystywane nawet w wysokich temperaturach. Rdzeń z takiej rury może zostać usunięty bezpośrednio w szybie przy pomocy specjalnych ręcznych narzędzi, bez konieczności rozkręcania na połączeniu z zespołem wieszaka i „wyrzucania” na podest międzyrampowy całego zespołu rury wewnętrznej. W efekcie prowadzi to do znacznego skrócenia czasu tej operacji. Wadą tego typu rur jest bezpośrednie oddziaływanie czynników atmosferycznych na rdzeń podczas jego usuwania z rury oraz konieczność pakowania rdzeni w skrzynki. Innym mankamentem jest niszczenie struktury materiału skalnego podczas jego usuwania z rury wewnętrznej oraz największe prawdopodobieństwo zaklinowania rdzenia w porównaniu z innymi typami rur (tab. 2.2).

Wewnętrzna powierzchnia rury aluminiowej oprócz wersji standardowej (gładkiej) może być frezowana (2.17b). Podstawową zaletą rur frezowanych jest zmniejszona powierzchnia kontaktu skały ze ścianką wewnętrzną rury. Zmniejszona w ten sposób siła tarcia umożliwia płynniejsze przesuwanie się rdzenia, a w konsekwencji zmniejszenie prawdopodobieństwa klinowania rdzenia. Rowki na powierzchni wewnętrznej rury eliminują również opory hydrauliczne oraz umożliwiają odgazowanie rdzenia, zwiększając tym samym bezpieczeństwo załogi podczas operacji wybijania rdzenia z rury wewnętrznej. Innym czynnikiem przemawiającym za stosowaniem tego typu rur jest zwiększanie objętości skał ekspansywnych (łupki, mułowce). Rowki stanowią przestrzeń ekspansji odprężających się skał, zmniejszając w ten sposób siłę tarcia.

Aluminiowe rury wewnętrzne zazwyczaj używane są jednokrotnie a w odróżnieniu od stalowych mogą być łatwo cięte na metrowe odcinki i zabezpieczane

specjalnymi zatyczkami. W ten sposób rdzeń wraz z medium złożowym jest chroniony podczas transportu do laboratorium. Rury te posiadają najlepsze właściwości pozwalające na pobór rdzenia w otworach o wysokiej temperaturze (do 205-220°C [30] [44]) i przy dużych ciśnieniach, z równoczesnym zachowaniem wysokiego stopnia ochrony rdzenia. Wadą rur aluminiowych, w porównaniu ze stalowymi, jest większy współczynnik rozszerzalności cieplnej, który należy uwzględnić podczas ustawiania tzw. „dystansu” pomiędzy koronką, a kadłubem urywaka rdzenia. W praktyce wykorzystuje się do tego specjalne diagramy.

Tab. 2.2. Współczynnik tarcia: piaskowiec – rura wewnętrzna.[30]

<i>Materiał</i>	<i>Powietrze</i>	<i>Woda</i>	<i>Płuczki na osnowie wodnej</i>	<i>Płuczki olejowe</i>	<i>Płuczka bentonitowa</i>
Stal „używana”	0,62	0,60	0,62	0,55	0,60
Stal „nowa”	-	0,30	0,32	0,40	0,33
Aluminium	0,52	0,42	0,23	0,34	0,38
Włókno szklane	0,48	0,35	0,34	0,44	0,45
PVC	-	0,35	0,35	0,44	0,42

Badania laboratoryjne współczynnika tarcia [30] pomiędzy materiałem rury wewnętrznej, a skałą (piaskowcem) w obecności różnych płynów wiertniczych wykazały, iż najlepszym materiałem jest aluminium. Posiada ono najmniejsze wartości współczynnika tarcia, co w praktyce zmniejsza ryzyko klinowania się rdzenia w rurze wewnętrznej.

Trzecim popularnym rodzajem materiału, z którego wykonuje się rury wewnętrzne, jest włókno szklane (rys. 2.17c). Materiał ten charakteryzuje się małym ciężarem, dużą odpornością na działanie żrących kwasów, substancji chemicznych i soli zawartych w płuczkach wiertniczych. Ponadto posiada niski współczynnik tarcia, co znacznie ogranicza niebezpieczeństwo klinowania rdzenia w formacjach miękkich i nieskonsolidowanych. Podobnie jak w przypadku rur aluminiowych rura, z włókna szklanego z rdzeniem łatwo się tnie na metrowe odcinki i po zabezpieczeniu pokrywkami może zostać wysłana do laboratorium. Głównym ograniczeniem zastosowania tego materiału jest temperatura na spodzie otworu, gdyż i nie może ona przekraczać w zależności od producenta, 121 - 150°C [30] [44]. Podobnie jak aluminium, włókno szklane posiada wysoki współczynnik rozszerzalności cieplnej, co należy uwzględnić przy ustalaniu „dystansu” posiłkując się diagramem.

Alternatywą wyżej opisanych materiałów są rury wewnętrzne z wykładziną z tworzywa sztucznego. Są one stosowane do płytkich wierceń ze względu na znaczne ograniczenie temperaturowe. Ponadto posiadają one mniejszą średnicę wewnętrzną. Obecnie wykładziny wewnętrzne rur wykonuje się z [30]:

- PCV (polichlorek winylu) – ograniczenie temperaturowe 65°C (150°F);
- ABS (akrylonitryl-butadien-styren) – ograniczenie temperaturowe 82°C (180°F), niższa odporność chemiczna i wytrzymałość niż PVC;
- BUTYRATE (tenide 525) - ograniczenie temperaturowe 60°C (140°F), przezroczysty;

W przypadku rdzeniowania w formacjach o podwyższonych ciśnieniach złożowych istnieje niebezpieczeństwo rozerwania rury wewnętrznej, na skutek różnicy ciśnień pomiędzy rurą wewnętrzną, a przestrzenią pierścieniową. Wówczas stosuje się rury wewnętrzne z membranowymi zaworami bezpieczeństwa, rozmieszczonymi na całej długości rury. Zawory te mają za zadanie kontrolowane odpuszczanie gazu z rury wewnętrznej w trakcie wyciągania rdzenia z dna otworu.

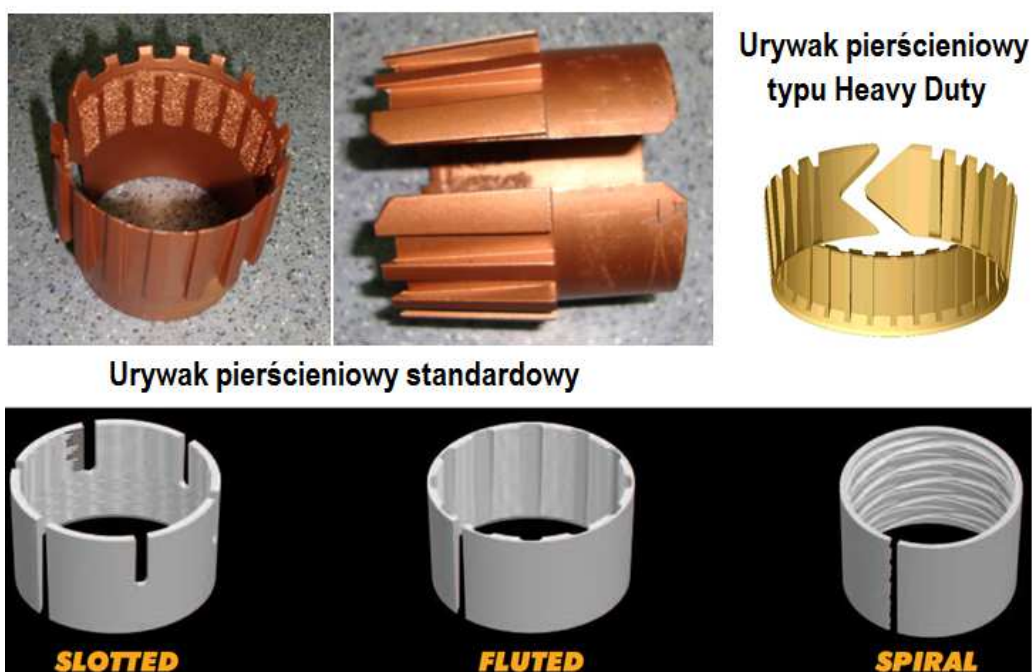
W przypadku konieczności poboru płynu złożowego wraz z rdzeniem stosuje się rury wewnętrzne z wykładziną gąbkową (rys 2.17d). Główną zaletą tego typu rozwiązania jest zatrzymanie płynu złożowego (za wyjątkiem gazu) w rdzeniu i „gąbce” oraz jego ochrona przed działaniem płuczki. Tego typu rury wewnętrzne stosowane są w specjalnych rdzeniówkach „Sponge Coring”. Pobór rdzenia wraz z płynem złożowym daje dodatkowe możliwości analiz laboratoryjnych zawartości medium złożowego, przepuszczalności, porowatości, ciśnienia kapilarnego zawartości gazu, zwilżalności oraz identyfikacji kontaktu ropa-woda i stref migracji.

Poszczególne typy rur wewnętrznych dobierane są indywidualnie po analizie szeregu czynników. Pod uwagę bierze się zarówno warunki panujące w otworze (temperatura, ciśnienie), przewidywany profil litologiczny oraz technologię rdzeniowania, jak i zakładany stopień ochrony rdzenia i zachowania warunków złożowych.

Urywaki rdzenia są to przyrządy umieszczone w dolnej części rdzeniówki lub w koronce. Ich zadaniem jest uchwycenie i urwanie rdzenia, a następnie zabezpieczenie go przed wypadnięciem podczas wyciągania zestawu. Można wyróżnić 5 podstawowych typów urywaków rdzenia:

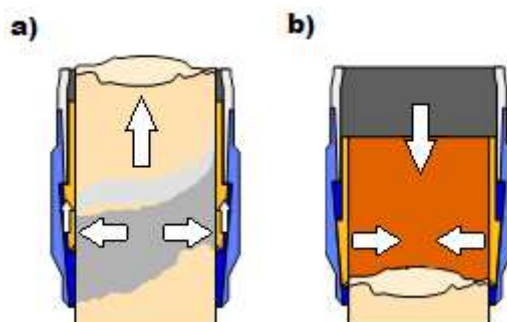
- 1) pierścieniowe,
- 2) płytkowe,
- 3) sprężynowe,
- 4) kombinowane,
- 5) specjalne.

Urywki pierścieniowe (rys. 2.18), ze względu na swoją konstrukcję, stosowane są do skał twardych i zwięzłych. W najprostszym przypadku jest to sprężynujący pierścień z wzdłużnym rozcięciem. Na obwodzie wewnętrznej powierzchni rozmieszczone są występy, natomiast zewnętrzna powierzchnia jest gładka. Nowsze rozwiązania konstrukcyjne na wewnętrznej powierzchni są napawane twardymi spiekami lub diamentami zwiększającymi tarcie, posiadają także przedłużony profil dla lepszej współpracy z kadłubem. W celu zmniejszenia ryzyka uszkodzenia w urywakach Heavy Duty zastosowano rozcięcie o profilu „V”. Profil przeciwdziała pionowemu przesuwaniu się końcówek urywaka, zmniejszając ryzyko jego uszkodzenia poprzez rozerwanie lub pęknięcie. Dodatkowo umożliwia łatwiejsze ponowne wejście rdzenia po urwaniu przy dodawaniu kolejnej rury płuczkowej (standardowy – 150kg, heavy duty 5/8kg [44]).



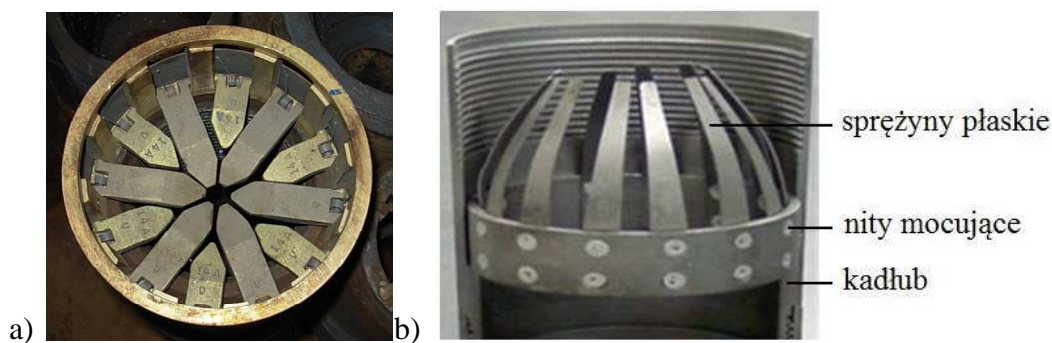
Rys. 2.18. Urywki pierścieniowe. [37] [44] (fot. D. Janc)

Zasadę działania urywaka pierścieniowego przedstawia rys 2.19. Podczas procesu wiercenia rdzeń, wchodząc do rury rdzeniowej, podnosi urywak do góry, powodując jego przemieszczenie wzdłuż stożkowej powierzchni kadłuba. Przy podciągnięciu rdzeniówki do góry (po zakończeniu marszu lub dodaniu kolejnej rury płuczkowej) urywak pod wpływem tarcia przemieszczany jest w dół po stożkowej powierzchni kadłuba. Następnie zaciska się on na rdzeniu, urywa go i przytrzymuje wycięciami, które znajdują się na jego powierzchni wewnętrznej.



Rys.2.19. Zasada działania urywaka pierścieniowego: a) urywak podczas wiercenia; b) urywak po zakończeniu wiercenia i uchwyceniu rdzenia. [44]

Urywaki płytkowe (rys. 2.20a) stosuje się do urywania rdzeni w skałach średnio twardych oraz szczelinowatych. Podstawowym elementem konstrukcyjnym tego typu urywaków są płytki („łapki”), które mogą mieć różny kształt, długość oraz sposób rozmieszczenia. Determinuje to duży zakres stosowności tego typu urywaków. Płytki urywaka utrzymywane są w położeniu poziomym przez stalowe sprężyny. Rdzeń podczas wiercenia, wchodząc do rury rdzeniowej, powoduje odchylenie płytek na boki. Po zakończeniu marszu i po podciągnięciu rdzeniówki do góry płytki odchylają się ku środkowi i wcinają się w rdzeń, powodując jego urwanie. Po osiągnięciu położenia poziomego pokrywają znaczną powierzchnię przekroju rury wewnętrznej, zabezpieczając w ten sposób rdzeń przed wypadnięciem, podczas gdy ciężar rdzenia przeciwdziała odchylaniu się kłapek.

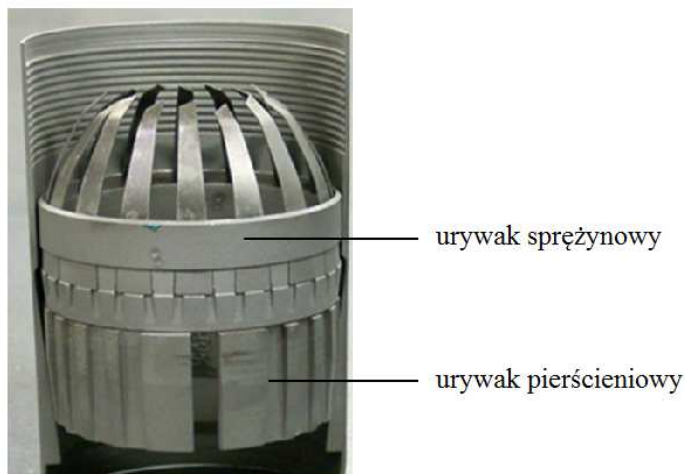


Rys. 2.20. Urywak: płytkowy (a) i sprężynowy (b). [64]

W skałach miękkich, plastycznych i spękanych stosuje się urywaki sprężynowe (rys 2.20b). Do ich kadłuba przynitowane są płaskie stalowe sprężyny, które odchylają się na zewnątrz podczas przesuwania się rdzenia. Po zakończeniu wiercenia i podciągnięciu rdzeniówki do góry sprężyny wcinają się w rdzeń, aż do jego urwania, chroniąc go swoją powierzchnią przed wypadnięciem.

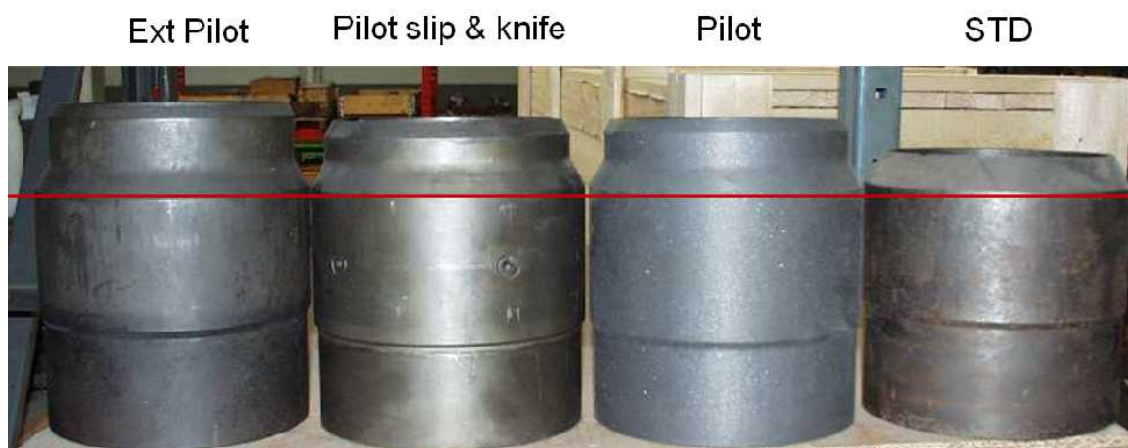
W celu większego zabezpieczenia rdzenia w zmiennych warunkach geologicznych (skały miękkie przewarstwione twardymi i spękanyymi), stosuje się układy dwóch urywaków. Zazwyczaj jest to urywak pierścieniowy zintegrowany z urywakiem sprężynowym (rys. 2.21) lub kłapowym. Główną zaletą takiego rozwiązania jest

podwójne zabezpieczenie rdzenia przed wypadnięciem podczas wyciągania aparatu rdzeniowego. Część pierścieniowa skutecznie urywa twarde rdzenie, natomiast sprężyny chronią rdzenie spękanе i miękkie przed wypadnięciem z aparatu podczas operacji dźwigowych.



Rys. 2.21. Układ dwóch urywaków. [64]

Urywaki umieszczone są zazwyczaj w łączniku, tzw. kadłubie urywaka rdzenia, mającym wewnątrz stożkowe wytoczenie. W celu zminimalizowania uszkodzenia rdzenia przez strumień płuczki, stosuje się przedłużone korpusy. Kilka wariantów konstrukcyjnych przedstawia rysunek 2.22.

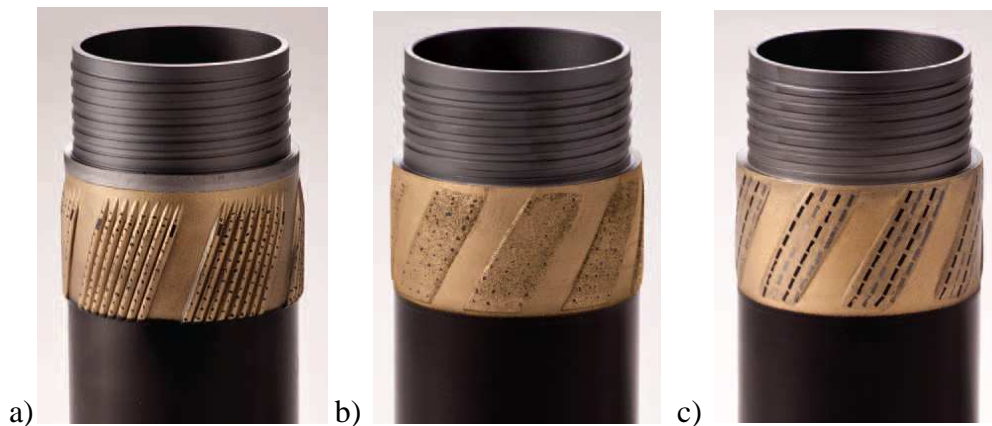


Rys. 2.22. Kadłuby urywaka rdzenia. [61]

Zewnętrzna część aparatów rdzeniowych, obok rury zewnętrznej, są różnego rodzaju stabilizatory, poszerzacze (rys.2.23) oraz mufy kalibrujące. Mają one za zadanie stabilizację pracy koronki i aparatu rdzeniowego, utrzymanie nominalnej średnicy otworu w przypadku zużycia koronki na obwodzie oraz utrzymanie trajektorii otworu w głębokich wierceniach geologiczno - poszukiwawczych.

Stabilizator jest to odcinek rury ze stalowymi żebrami, wzmocnionymi kształtkami z węgla wolframu lub diamentami, wykonanymi podwymiarowo, tzn. o średnicy mniejszej o 1/32" od średnicy nominalnej otworu. Szczególną rolę odgrywa on podczas rdzeniowania wrzutowego, w którym tolerancja i wymiary przestrzeni pierścieniowej pomiędzy otworem, a rurami płuczkowymi są bardzo małe.

Poszerzacze stosowane są, gdy warunki pracy powodują utratę zewnętrznej średnicy koronki. Składają się one z korpusu na którym znajduje się matryca z osadzonymi diamentami.



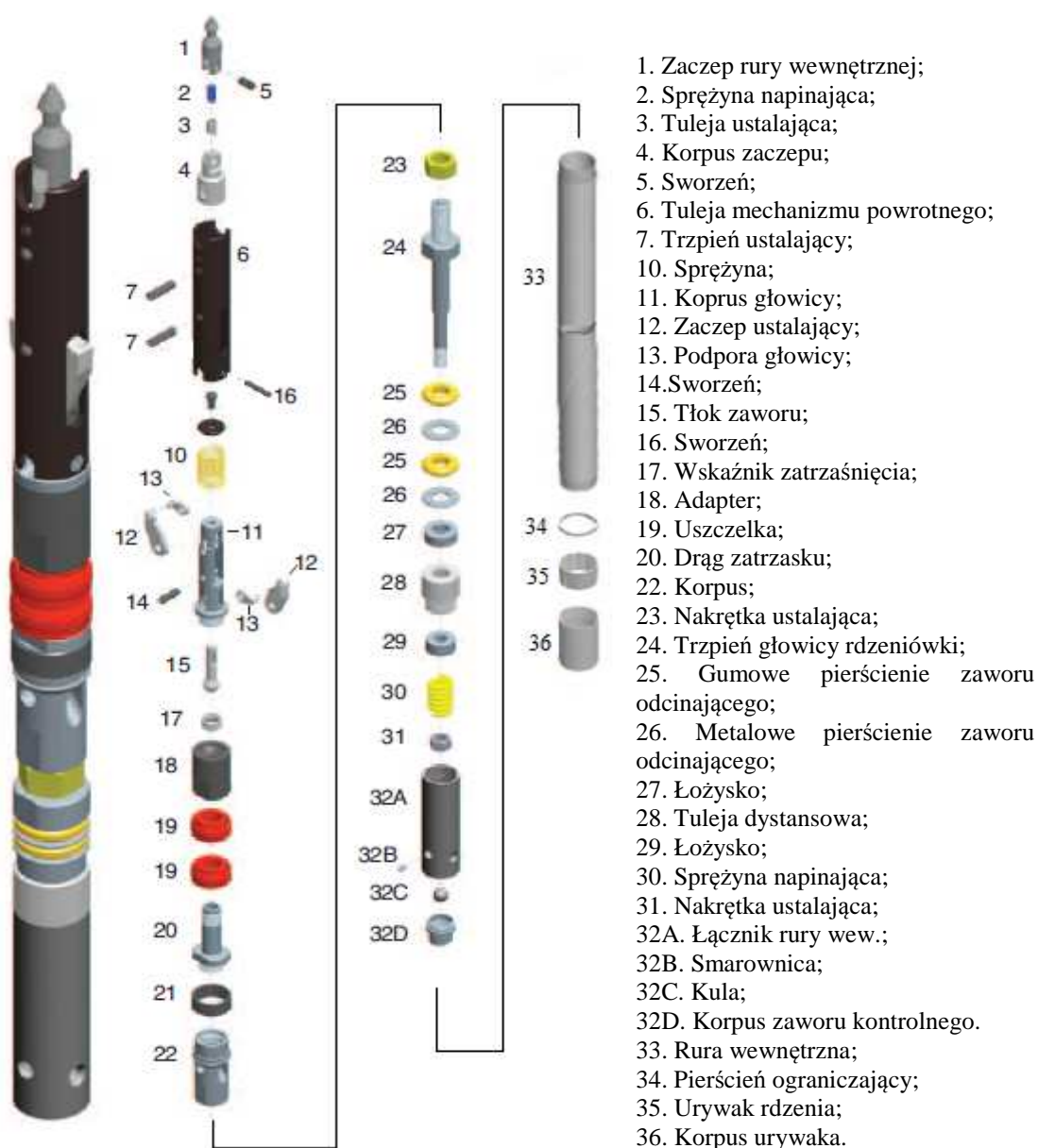
Rys. 2.23. Poszerzacze: a) Typ Broach; b) z matrycą impregnowaną diamentami; c) typ Magnum z diamentami TSD; (Board Longyear). [38]

Mufy kalibrujące, w odróżnieniu od stabilizatorów, uzbrojone są diamentami umiejscowionymi tuż nad koronką rdzeniową.

2.5. Aparaty rdzeniowe wrzutowe

Rdzeniowanie przez przewód jest technologią nie tylko umożliwiającą pobór rdzenia bez konieczności wyciągania zestawu na powierzchnię, ale również dającą możliwość selektywnego wiercenia oraz wykonywania pomiarów geofizycznych. Pozwala to znacznie skrócić czas prac, polepszając wskaźniki ekonomiczne przedsięwzięcia.

Aparaty wrzutowe po raz pierwszy zostały wprowadzone do przemysłu w latach 20-tych XX wieku przez *Reed Roller Bit Co.* [18]. Obecne rozwiązania konstrukcyjne to rdzeniówki podwójne, różniące się od konwencjonalnych głównie konstrukcją głowicy zespołu rury wewnętrznej (rys. 2.24).



Rys.2.24. Zespół rury wewnętrznej rdzeniówki wrzutowej serii *NQU Boyart Longyear*.

[37]

Aby rozpocząć rdzeniowanie należy wrzucić (lub zapuścić na linie, spompować) zespół rury wewnętrznej do wnętrza przewodu wiertniczego. Zespół rury wewnętrznej opada na spód otworu, aż do momentu osiągnięcia podtoczenia korpusu pierścienia oporowego, umieszczonego w łączniku redukcyjnym, którego zadaniem jest ograniczenie przesuwania się zespołu rury rdzeniowej w dół. Gdy zespół rury rdzeniowej osiadzie w pierścieniu oporowym, zapadki zatrasku rozchylają się w podtoczeniu łącznika ustalającego, uniemożliwiając ruch rury rdzeniowej w górę. Dodatkowo rura wewnętrzna podwieszona jest na sprężynie amortyzującej uderzenie powstałe przy jej osiadaniu w pierścieniu oporowym

W czasie wiercenia rura wewnętrzna pozostaje w bezruchu wraz z kadłubem urywaka i urywakiem. Dodatkowo jest ona stabilizowana w dolnej części przez stabilizator umieszczony w rurze zewnętrznej.

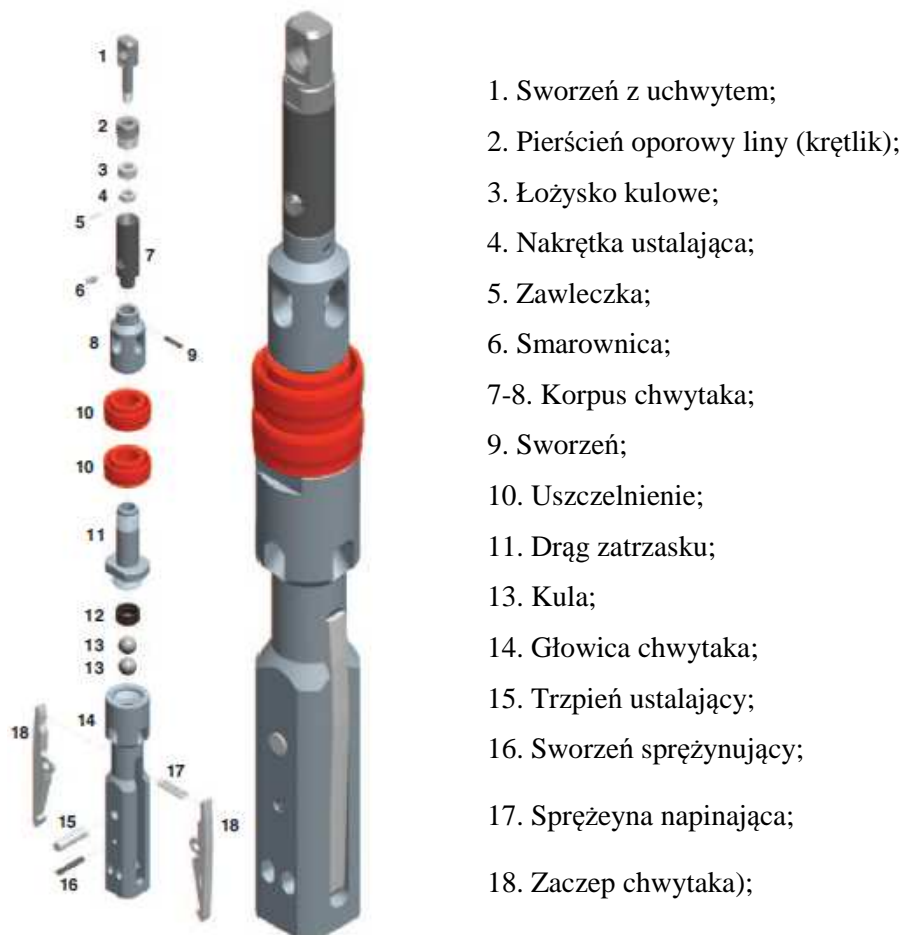
Aparaty rdzeniowe wyposażone są w zawór odcinający, umieszczony w górnej części zespołu rury rdzeniowej, którego zadaniem jest sygnalizacja zablokowania rdzenia w rurze wewnętrznej. Z chwilą zaklinowania rdzenia, działają na nią siły skierowane do góry, powodując zamknięcie zaworu, a tym samym zamknięcie lub zmniejszenie przepływu płuczki pomiędzy rurą zewnętrzną i wewnętrzną. Efektem widocznym na powierzchni jest wzrost ciśnienia tłoczenia. Stosuje się dwa rodzaje zaworów: zawór pierścieniowy, składający się z dwóch pierścieni gumowych, które pod wpływem ściskania zwiększają swoją średnicę zewnętrzną lub zawór tulejowy, zbudowany z tulei z kanałami płuczkowymi i otworami ogranicznikowymi, napędzany trzpieniem z osadzoną sprężyną talerzową.

Po wypełnieniu rury wewnętrznej, zaklinowaniu rdzenia lub osiągnięciu planowanej głębokości zapuszcza się na linie przez przewód chwytak, tzw. "overshot" (rys 2.25). Łączy się on z zaczepem głowicy rury wewnętrznej, która jest uwalniana poprzez zwolnienie mechanizmu zatraskowego. Po wyciągnięciu na powierzchnię zespołu rury wewnętrznej, zabezpieczeniu rdzenia i wymianie rury wewnętrznej można kontynuować rdzeniowanie poprzez zapuszczenie na linie, wrzucenie lub spompowanie części wewnętrznej aparatu rdzeniowego. Istnieje wiele rozwiązań konstrukcyjnych głowic oraz kompatybilnych z nimi chwytaków, w zależności od typu aparatu rdzeniowego.

W przypadku głębokich otworów iloraz czasu rdzeniowania w stosunku do czasu operacji dźwigowych wynosi ok 1:5, w porównaniu ze stosunkiem 1:1,5 przy rdzeniowaniu konwencjonalnym [72]. Do podstawowych zalet systemu rdzeniowania przez przewód należy znaczne skrócenie czasu prac, szczególnie przy przewiercaniu skał spękanych, szczelinowatych i rozkruszonych, w których klinowanie rdzenia zmusza do wykonywania częstych i krótkich marszy.

Oprócz czynników ekonomicznych równie istotne są efekty prowadzonych prac, czyli ilość i jakość uzyskanego rdzenia. Doświadczenia wielu inwestorów opisywane

w literaturze [14] [72] [80] [98] wskazują na zwiększenie uzysków po zastosowaniu aparatów rdzeniowych wrzutowych, w porównaniu z technikami konwencjonalnymi.



Rys. 2.25. Chwytnak do rdzeniówki wrzutowej serii NQU Boyart Longyear. [37]

Brak konieczności częstego marszowania wpływa pozytywnie na żywotność koronek rdzeniowych oraz stan techniczny otworu. Zabezpieczenie ścian otworu przed wykruszaniem się i opadaniem na dno otworu okruchów skalnych możliwe jest dzięki małej przestrzeni pierścieniowej między ścianą otworu, a rurami płuczkowymi, w pewnym sensie częściowo zstępującymi rury okładzinowe.

Zastosowanie cienkościennych rur płuczkowych prowadzi do zmniejszenia ciężaru zestawu do 30%, pozwalając osiągnąć takie same głębokości lżejszymi wiertnicami, które są znacznie tańsze w eksploatacji.

Systemy rdzeniowania przez przewód pozwalają również na selektywne rdzeniowanie z wierceniem bez konieczności wymiany zestawu. System ten składa się z aparatu rdzeniowego oraz dwóch rodzajów "wkładów" wewnętrznych, zapuszczanych wciągarką linową. Pierwszy, służący do rdzeniowania, składa się z rury wewnętrznej, jak w standardowych rozwiązaniach, natomiast drugi jest korkiem z osadzonymi ostrzami,

które wypełniają otwartą część koronki (rys. 2.26). Wówczas koronka posiada pełną powierzchnię czołową i zwierca nie pierścień, a pełne koło.



Rys. 2.26. Koronka rdzeniowa z korkiem do wiercenia. [29]

Główną wadą rdzeniowania przez przewód jest ograniczenie rozmiarów uzyskiwanego rdzenia, które warunkuje średnica wewnętrzna przewodu wiertniczego. Standardowe rozwiązania pozwalają na uzyskanie rdzenia o średnicy 1 - 2" przy zastosowaniu rur płuczkowych 3 1/2" oraz obciążników 4 3/4". W przypadku małych wiertnic, stosujących żerdzie wiertnicze o mniejszych średnicach oraz systemach pozwalających na uzysk rdzenia o średnicy 3" oraz 3 1/2", istnieje konieczność stosowania specjalnych cienkościennych rur płuczkowych. Zestawy do wierceń wrzutowych, ze względu na swoją skomplikowaną budowę oraz dodatkowy osprzęt (wciągarki, liny, klucze, rury płuczkowe), są dużo droższe w eksploatacji niż rozwiązania konwencjonalne.

Inną ich wadą jest większa, niż w przypadku rdzeniówek konwencjonalnych, tendencja do krzywienia otworu. Spowodowane jest to zwiększeniem zwiercanego pierścienia skały oraz mniejszą sztywnością zestawu. W wielu przypadkach nie ma możliwości zastosowania standardowych nożyc wiertniczych oraz innych elementów ze względu na przewężenia średnicy wewnętrznej.

2.6. Kierunki rozwoju aparatów rdzeniowych

Konwencjonalne rozwiązania opisane powyżej wciąż są powszechnie stosowane w wierceniach geologiczno – poszukiwawczych tak w kraju, jaki i na świecie. Jednakże wciąż rosnące wymogi operatorów oraz wiercenia w trudnych warunkach geologicznych, wymuszają ciągłe doskonalenie konstrukcji zestawów do poboru rdzenia. Producenci narzędzi wiertniczych oraz firmy serwisowe posiadają wiele nowych specjalistycznych aparatów rdzeniowych. Są to systemy służące między innymi do: poboru rdzeni z formacji nieskonsolidowanych z pełnym zamknięciem rury wewnętrznej, poboru rdzenia orientowanego, wierceń horyzontalnych z systemami wskazującymi zaklinowanie rdzenia i wiele innych.

Motorem napędowym rozwoju wierceń rdzeniowych są głębokie wiercenia morskie z platform wiertniczych, gdzie dąży się do minimalizacji kosztów. Większość nowych rozwiązań technicznych opiera się na konstrukcji aparatu rdzeniowego podwójnego z nieobracającą się względem rdzenia rurą wewnętrzną, natomiast modyfikacje skupiają się głównie na poprawie uzysku oraz jakości rdzenia, a także skróceniu czasu rdzeniowania. Ze względu na coraz większe wymogi operatorów dąży się również do uzyskania wielu dodatkowych informacji geologiczno – inżyniersko – złożowych podczas jednego marszu zestawem (orientacja rdzenia, profile geofizyczne w czasie rzeczywistym itp.).

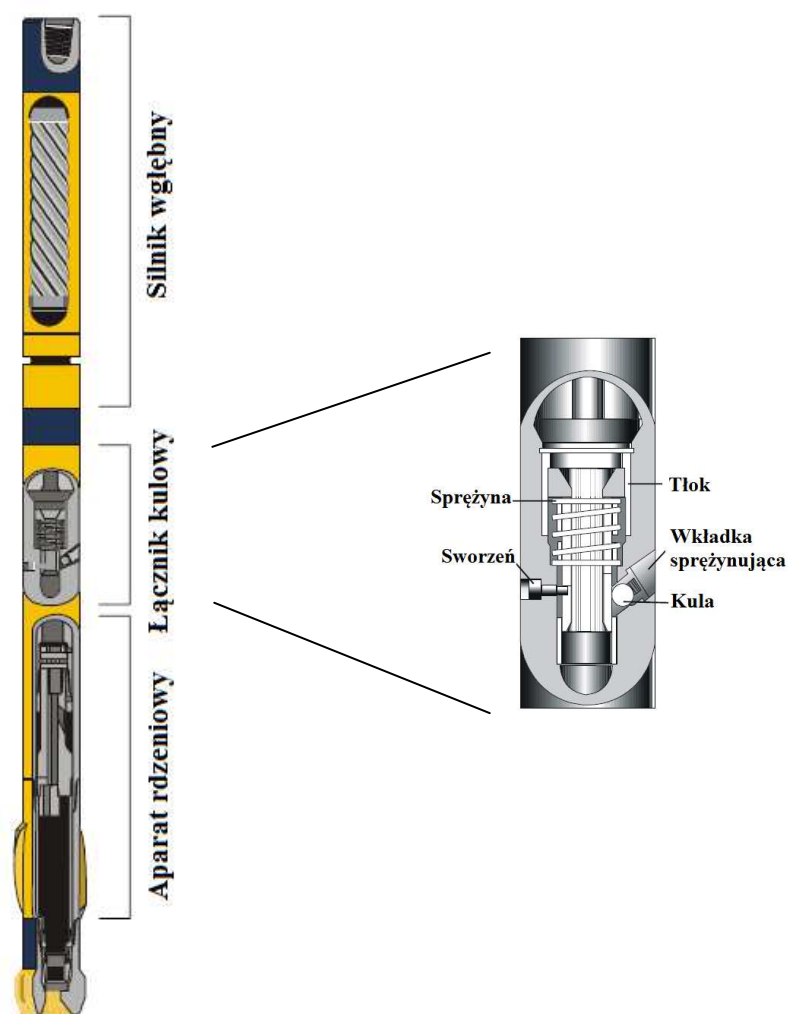
Pierwsze modyfikacje aparatów rdzeniowych na początku XX w dotyczyły ochrony rdzenia przed erozyjnym oddziaływaniem płuczki wiertniczej. W efekcie powstały aparaty rdzeniowe podwójne. Obecnie większość modyfikacji skupia się na pełnym zamknięciu wylotu rury wewnętrznej oraz systemach ograniczających prawdopodobieństwo klinowania się rdzenia. Rozwiązania te przedstawione są w rozdziale 9, jako alternatywa dla obecnie stosowanej metody na analizowanym obszarze.

Konwencjonalne rdzeniowanie nie jest efektywne przy głębokości przekraczającej 7000 m [86]. Wynika to z niskowydajnego przenoszenia napędu z powierzchni oraz efektu "skokowej" pracy narzędzia na dnie otworu (tzw. efekt stick - slip), który niszczy rdzeń zmniejszając uzysk. W takich przypadkach coraz częściej stosuje się aparaty rdzeniowe z silnikiem wgłębnym.

Połączenie silnika wgłębnego z konwencjonalnym aparatem rdzeniowym pozwala na poprawę uzysków rdzenia nie tylko w otworach głębokich, horyzontalnych i kierunkowych, ale także w utworach twardych z tendencją do klinowania. Wysokie prędkości obrotowe uzyskiwane dzięki silnikowi wgłębnemu umożliwiają zmniejszenie nacisku wywieranego na aparat rdzeniowy bez spadku mechanicznej prędkości wiercenia. Przy naciskach stosowanych w konwencjonalnym rdzeniowaniu, w porównaniu z rdzeniowaniem z silnikiem wgłębnym, uzyskiwany wzrost mechanicznej prędkości wiercenia sięgał do 40% [15]. Mniejszy nacisk wiąże się z mniejszą siłą ściskającą aparat rdzeniowy, mniejszym wyboczeniem zestawu, mniejszymi wibracjami oraz naprężeniami

w rdzeniu. Powoduje to stabilniejszą i płynniejszą pracę narzędzia na dnie otworu, co skutkuje mniejszym uszkodzeniem rdzenia oraz mniejszym prawdopodobieństwem jego zaklinowania w rurze wewnętrznej. Kolejną zaletą systemu z napędem dolnym jest ochrona rur okładzinowych. Poprzez wyeliminowanie ruchu obrotowego przewodu można uniknąć wytarcie wewnętrznych ścianek rur okładzinowych oraz tworzenia się wrębów w nieorurowanej części, zwłaszcza w otworach kierunkowych i horyzontalnych.

Zestawy do rdzeniowania z silnikiem wgłębnym (rys.2.27) składają się z trzech podstawowych elementów: silnika wgłębnego (sekcja napędowa), hydraulicznego łącznika kuli (łącznik kulowy lub inny system) oraz aparatu rdzeniowego.



Rys. 2.27. Zestaw do rdzeniowania z silnikiem wgłębnym. [29]

W rozwiązaniu tym stosuje się standardowe silniki wgłębne dobierane do przewidywanych warunków otworowych oraz celów jakie chcemy osiągnąć (duży moment lub duża prędkość obrotowa). Przepływ płuczki wiertniczej napędza silnik wgłębny, powodując ruch obrotowy sekcji poniżej niego, dzięki czemu możliwe jest urabianie skały przez koronkę rdzeniową. Natomiast sekcja nad silnikiem pozostaje nieruchoma (nie obraca się).

Pierwszą fazą procesu rdzeniowania jest przepłukanie rury wewnętrznej i oczyszczenie dna otworu. Podobnie jak w aparatach konwencjonalnych, w celu oczyszczenia aparatu i dna otworu, strumień płynu kierowany jest przez rurę wewnętrzną, natomiast przed rozpoczęciem rdzeniowania należy zmienić kierunek przepływu na przestrzeń rura wewnętrzna - rura zewnętrzna. Zmianę kierunku przepływu płuczki wiertniczej można osiągnąć tylko poprzez zastosowanie specjalnego, aktywowanego hydraulicznie łącznika kulowego (drop ball sub) lub systemu np. DAFD (Downhole Activated Flow Diverter), który zmienia kierunek przepływu, zamontowanego pomiędzy silnikiem wgłębnym a aparatem rdzeniowym. Podstawowymi elementami tego typu narzędzi są: sprężyna, tłok oraz tuleja z otworem umożliwiającym wpadnięcie kuli do gniazda. Kula umieszczona jest w bocznej komorze w korpusie łącznika, odizolowanej tuleją od strumienia przepływającej płuczki. Zwiększenie przepływu przez łącznik zwiększa siłę wywieraną na tłok, powodując przemieszczenie tulei w dół, otwierając drogę dla kuli, która przy pomocy wkładki sprężynującej, wypychana jest w kierunku strumienia przepływającego płynu. Porwana przez niego, osiada w gnieździe, zmieniając kierunek przepływu z przestrzeni wewnętrznej na przestrzeń rura wewnętrzna - rura zewnętrzna.

Główną wadą standardowych systemów do rdzeniowania z silnikiem wgłębnym jest konieczność każdorazowego wyciągania zestawu po odwierceniu rdzenia oraz brak możliwości sterowania trajektorią otworu. Rozwiązaniem tego problemu jest system łączący wiercenia kierunkowe z rdzeniowaniem wrzutowym, składający się z aparatu rdzeniowego wrzutowego (lata 80 -te XX w. [15]) i silnika wgłębnego z nastawnym "krzywym" łącznikiem (bent sub).

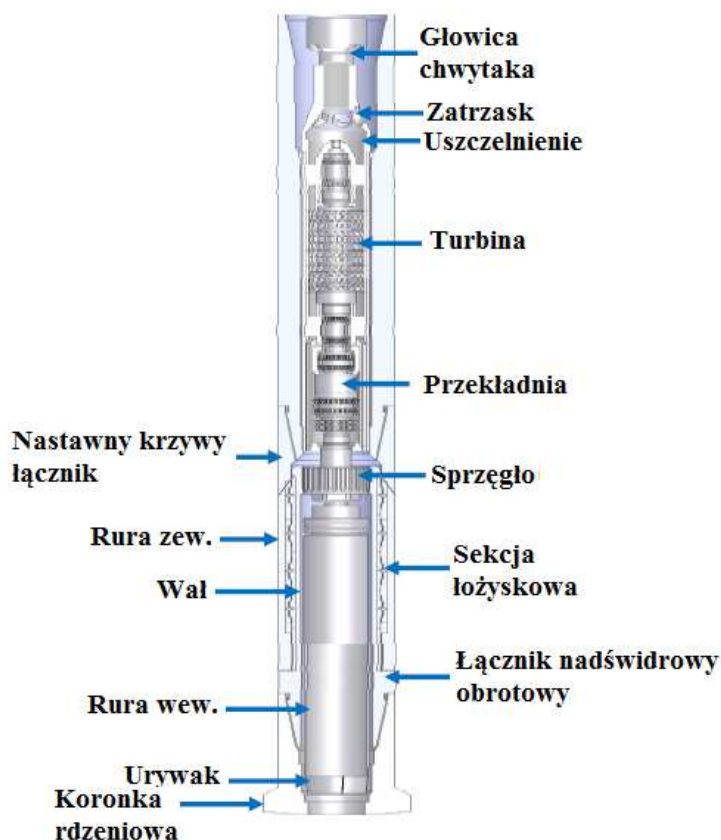
Schemat konstrukcji zestawu do rdzeniowania kierunkowego (turbo-corer) przedstawia rys. 2.28. Składa się on z trzech sekcji: napędowej (turbina), transmisyjnej (wał) i łożyskowej z zespołem rury wewnętrznej. Silnik wgłębny, połączony z zespołem rury wewnętrznej, posiada łącznik umożliwiający wyciąganie go wraz z wewnętrzną częścią aparatu rdzeniowego na powierzchnię przy pomocy wciągarki drutowej.

Podobnie jak w przypadku wiercenia świdrem, wiercenie rdzeniowe kierunkowe z budową kąta umożliwia zastosowanie nastawnego krzywego łącznika. Maksymalny kąt ograniczony jest wymiarami rury wewnętrznej. W zestawie 6 3/4" z koronką rdzeniową 8 1/2" maksymalny kąt wynosi 1,5°. Ograniczenie to wynika z wymiarów wewnętrznych aparatu rdzeniowego oraz rury wewnętrznej. Większy kąt powoduje zaklinowanie się rury wewnętrznej w krzywym łączniku, uniemożliwiając jej wyciągnięcie oraz zapuszczenie.

Podobnie jak w przypadku rdzeniówek wrzutowych możliwe jest również przeprowadzenie selektywnego rdzeniowania poprzez zastąpienie wewnętrznej sekcji aparatu rdzeniowego specjalnym korkiem w pełni zamykającym czoło koronki.

Testy przeprowadzone przez Japan Agency for Marine-Earth Science and Technology [86] wykazały skuteczność nowego systemu. Uzyskano blisko 100% uzyski

rdzenia przy różnych wariantach ustawienia kąta krzywego łącznika. System ten jest wciąż udoskonalany, zwłaszcza sekcja transmisyjna i łożyskowa w zespole rury wewnętrznej.

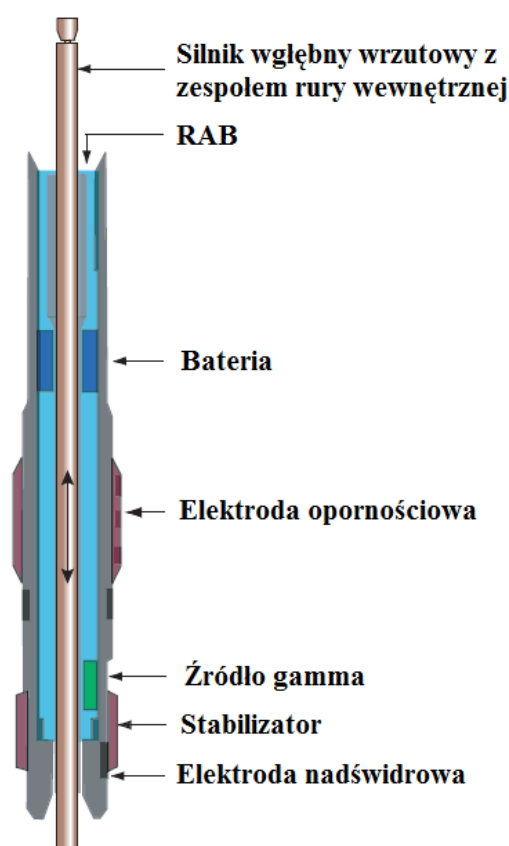


Rys. 2.28. Prototyp zestawu rdzeniowego do wierceń kierunkowych. [86]

Kolejnym krokiem w kierunku pełniejszej kontroli procesu rdzeniowania jest połączenie technologii wrzutowych wierceń rdzeniowych z technologią LWD (Logging - While - Drilling). Systemy te pozwalają na uzyskanie wielu danych w czasie rzeczywistym, umożliwiającymi szybkie podejmowanie decyzji związanych z przebiegiem wiercenia, korelację głębokości, wykonywanie analiz geologicznych oraz orientację rdzenia. Uzyskanie danych podczas rdzeniowania eliminuje konieczność zapuszczania sond geofizycznych. Jest to szczególnie istotne w przypadku trudnych warunków otworowych, gdzie wykonanie tych pomiarów jest bardzo ryzykowne (zasypy, przychwycenia, utrata sond) albo niemożliwe. Zmniejszenie kosztów wiercenia związane jest z brakiem konieczności mobilizacji serwisu pomiarów geofizycznych oraz skróceniem nieprodukcyjnego czasu wiercenia, związanego z przestojem urządzenia wiertniczego na czas pomiarów.

System LWC (Logging - While - Coring), opracowany przez Schlumberger w współpracy z Texas A&M University [19], został po raz pierwszy zastosowany podczas badania dna morskiego w ramach projektu "Ocean Drilling Program" w 2002 r.

Schemat aparatu rdzeniowego LWC przedstawia rys. 2.29. Podstawowe elementy tego układu to: zespół rury wewnętrznej z silnikiem wglębnym oraz rura zewnętrzna wyposażona w system pomiarowy Resistivity-at-the-bit (RAB-8) (Schlumberger). Sondy zostały zaadaptowane z konwencjonalnych narzędzi stosowanych w wierceniach LWD, zmiany dotyczą głównie wymiarów przestrzeni wewnętrznych baterii. Opisywany system umożliwia wykonanie pomiarów oporności oraz promieniowania gamma. Ilość i rodzaj sond uzależniony jest od konstrukcji narzędzi i ich zaawansowania technologicznego.

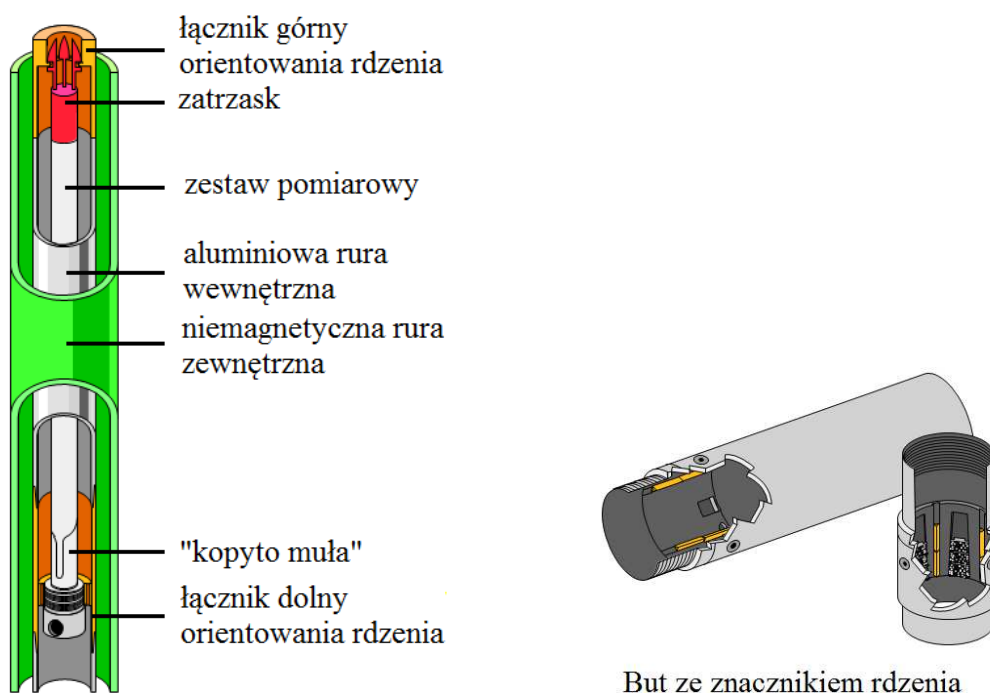


Rys. 2.29. Aparat rdzeniowy z silnikiem wglębnym i systemem sond pomiarowych RAB-8. [19]

Oprócz dodatkowych informacji, takich jak pomiary geofizyczne wykonywane w czasie rzeczywistym podczas rdzeniowania, możliwe jest dokładne zorientowanie rdzenia w przestrzeni. Informacja o przestrzennym położeniu pobranej próbki pozwala na określenie: upadu i rozciągłości warstw, kierunku szczelin, anizotropowości formacji, głębokości zalegania i rzeczywistej miąższości warstw, przepuszczalności i porowatości kierunkowej oraz kierunku naprężeń. Dane te są szczególnie przydatne podczas modelowania 3D formacji złożowej.

Rdzeniówki do orientowanego poboru rdzenia bazują na konwencjonalnych aparatach rdzeniowych podwójnych dodatkowo wyposażonych w: niemagnetyczną rurę zewnętrzną, górny łącznik orientowania rdzenia, dolny łącznik z "kopytem muła", system pomiarowy oraz system znaczenia rdzenia (nacinania).

Niemagnetyczna rura zewnętrzna umożliwia dokonanie pomiarów krzywizny i azymutu. System pomiarowy umieszczony jest w aluminiowej rurze wewnętrznej, składającej się z trzech części (rys. 2.30).



Rys. 2.30. Elementy zestawu do orientowanego poboru rdzenia. [21]

Górny łącznik orientowania rdzenia, wykonany ze stali, łączy głowice rdzeniówki z rurą wewnętrzną, w której znajduje się zestaw pomiarowy oraz mechanizm zaczepowy z łatą. Dolny koniec systemu pomiarowego umieszczony jest w tzw. "kopycie muła" (mule shoe). Natomiast dolny łącznik orientowania rdzenia łączy dolną część zespołu rury wewnętrznej z systemem pomiarowym, aktywuje łożyskowanie rury wewnętrznej oraz zmienia drogę przepływu płuczki. Umieszczony jest on w osłonie rury wewnętrznej, która używana jest do ustanowienia znacznika rdzenia. Umożliwia ona pomiar kąta pomiędzy nożem głównym znacznika, a listwą główną instrumentów pomiarowych oraz ustala stałe położenie rury wewnętrznej w trakcie procesu pomiarowego.

Przed zapuszczeniem rdzeniówki należy zamontować zestaw pomiarowy oraz określić kąt pomiędzy znacznikiem rdzenia, a wskazaniem północy geograficznej. Następnie blokowane są łożyska rury wewnętrznej. W celu ich odblokowania po zapuszczeniu rdzeniówki na dno otworu, wrzuca się kulę aktywującą system łożysk. Pomiary dokonywane są samoczynnie, z określoną częstotliwością, bez konieczności

przerywania procesu rdzeniowania. Dostępnych jest wiele systemów różniących się częstotliwością pomiarów, odpornością na temperaturę i ciśnienie, zastosowaniem i innymi parametrami. Najbardziej popularne systemy to: Electric Multi Shot umożliwiający ponad 8000 pomiarów w ciągu jednego cyklu, Electronic Magnetic SurveyTool (Baker Hughes INTEQ) pozwalający na 1023 pomiary, a także Modular Magnetic Tool do pomiarów w otworach geotermalnych o temperaturze do 285°C [29]. Poprawność przebiegu rdzeniowania orientowanego kontroluje system znaczenia, wycinający linię na powierzchni zewnętrznej rdzenia. Pozwala on na wykrycie obracania się rury wewnętrznej podczas rdzeniowania, co skutkuje błędnymi pomiarami.

W tradycyjnych metodach rdzeniowania bardzo często płyn złożowy wypierany jest z rdzenia przez filtrat płuczki wiertniczej, ekspansję gazu lub inne czynniki zachodzące w czasie rdzeniowania i transportu na powierzchnię. Otrzymywany wówczas obraz jest zaburzony i może prowadzić do błędnych wniosków, zwłaszcza w analizach nasycenia i zwilżalności próbek.

Metodą umożliwiającą pobór płynu złożowego w trakcie rdzeniowania są systemy Spong CoringTM (DBS Security Halliburton) (rys. 2.31) oraz SOr Sponge Liner Coring System (Baker Hughes INTEQ) bazujące na gąbkowym wkładzie montowanym we wnętrzu tradycyjnej stalowej rury wewnętrznej.

Wkład absorpcyjny składa się z aluminiowej żebrowanej rury wyścielonej poliuretanową gąbką o objętości porów w granicach 70 - 90%. Tworzywo to jest naturalnym absorberem ropy naftowej. W przypadku wody stosuje się wykładziny celulozowe. Wkładki gąbkowe mają grubość 1/2" i długość 5ft.



Rys. 2.31. Rdzeniówka Spong CoringTM. [44]

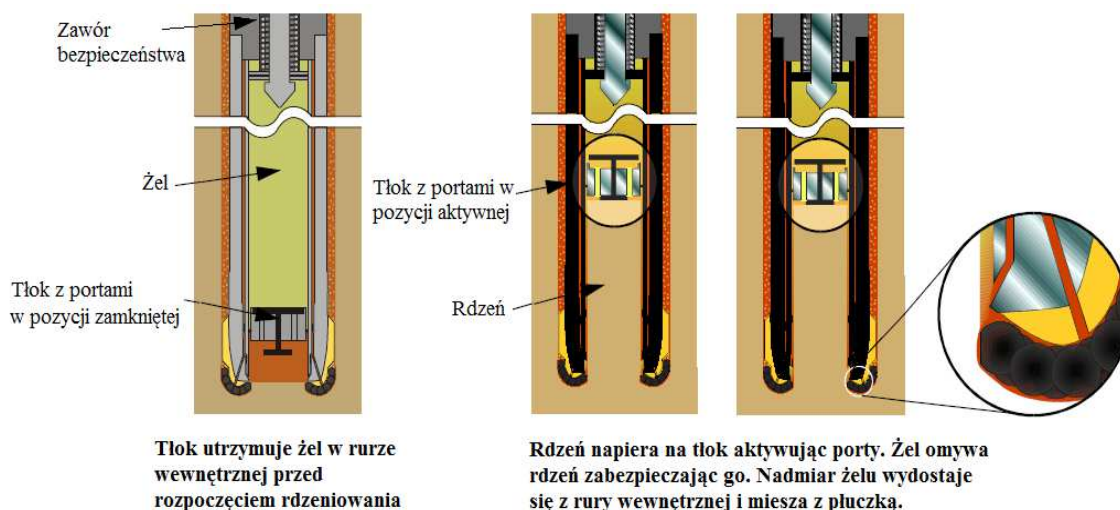
Przed zapuszczeniem do otworu gąbką nasycana jest wstępnie cieczą buforową, w celu ograniczenia wpływu płuczki na uzysk płynu złożowego. W trakcie wiercenia tłok uszczelniający przesuwany jest ku górze przez znajdujący się pod nim rdzeń. Wówczas ciecz buforowa, wypierana z rdzeniówki przez otwory w bocznej ścianie, wydostaje się do przestrzeni pomiędzy rurą gąbkową, a rurą wewnętrzną, zaś na jej miejsce absorbowany jest płyn złożowy. Po odwierceniu i wydobyciu rdzenia na powierzchnię, rura gąbkowa wraz z płynem złożowym cięta jest na metrowe odcinki, pakowana do hermetycznych pojemników transportowych i wysyłana do laboratorium.

Zastosowanie rury gąbkowej nie tylko zapobiega wnikaniu płuczki do rdzenia, ale również umożliwia zatrzymanie w próbce płynu złożowego w ilości i składzie zbliżonym do warunków złożowych. Tak zabezpieczony materiał pozwala na określenie zawartości płynów złożowych, przepuszczalności i porowatości, przepuszczalności rzeczywistej, ciśnienia kapilarnego, zawartości gazu i zwilżalności.

Alternatywę dla systemu Sponge CoringTM stanowi Gel CoringTM (Bucker Hughes INTEQ), w którym rdzeń jest zabezpieczany specjalnym żelem chroniącym go przez oddziaływaniem środowiska zewnętrznego zarówno w otworze, jak i na powierzchni.

Jest to technologia bazująca na wysokolepkim żelu, który hermetyzuje i zabezpiecza rdzeń w rurze wewnętrznej zarówno podczas rdzeniowania oraz transportu na powierzchnię, jak i w drodze do laboratorium. Substancja ochronna (żel) bazuje na wysokocząsteczkowym glikolu polipropylenowym (high molecular weight polypropylene glycol) z dodatkami poprawiającymi właściwości filtracyjne i zwiększającymi lepkość. Jest on nierozpuszczalny w wodzie i olejach, nietoksyczny i bezpieczny dla środowiska. Dostępne są również żele polietylenowe oraz bazujące na olejach roślinnych.

Zasadę działania i budowę systemu do poboru rdzenia Gel CoringTM przedstawia rysunek 2.32. W porównaniu z konwencjonalnymi aparatami rdzeniowymi podwójnymi, w systemie Gel CoringTM modyfikacja dotyczy budowy zespołu rury wewnętrznej, która pełni również funkcję zbiornika na żel. Magazynowanie płynu oraz jego dystrybucję umożliwia zastosowanie ruchomego zaworu z tłokiem i portami cyrkulacyjnymi.



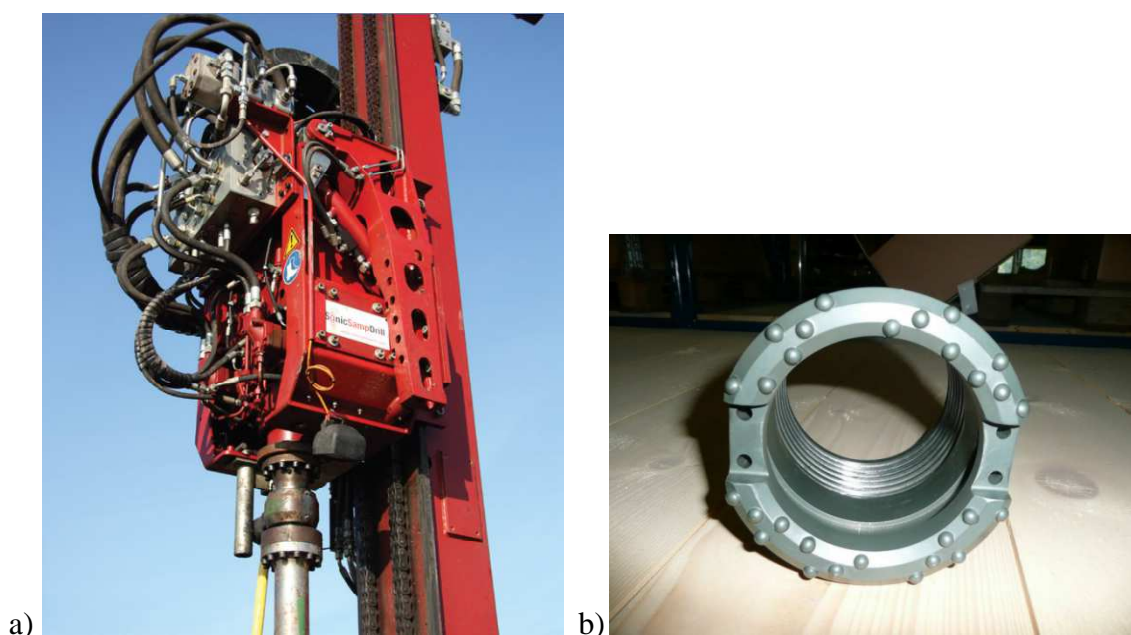
Rys. 2.32. Zasada działania systemu Gel Coring™. [29]

Przed dostarczeniem rdzeniówki na wiertnię napełniana jest ona żelem (ok. 22 galony na każdą 30 ft rurę wewnętrzną o średnicy 4 1/4" [90]). Ciśnienie wewnątrz rury wewnętrznej powoduje zamknięcie i uszczelnienie portów. Po rozpoczęciu rdzeniowania, przepływ żelu ze zbiornika inicjowany jest poprzez nacisk na tłok wywierany przez nawiercony rdzeń. Uniesienie tłoka otwiera porty cyrkulacyjne umożliwiając wypływ żelu i omywanie rdzenia. W miarę wypełniania rury wewnętrznej rdzeniem zawór wypychany jest do góry, zmniejszając w ten sposób pojemność magazynu żelu, a zarazem umożliwiając zmagazynowanie kolejnego odcinka rdzenia. Nadmiar żelu niezaabsorbowanego przez warstwę zewnętrzną rdzenia wypierany jest przestrzenią rura wewnętrzną - rdzeń w kierunku ostrzy koronki, gdzie miesza się z płuczką i usuwany jest na powierzchnię. Dzięki temu rdzeń jest zabezpieczony przez warstwę ochronną już od momentu nawiercenia. Zawór bezpieczeństwa umieszczony na górze zespołu rury wewnętrznej zabezpiecza przed nadmiernym wzrostem ciśnienia żelu w rurze wewnętrznej, który może powodować trudności z rdzeniowaniem (niszczenie rdzenia lub brak postępu). Po odwierceniu rdzenia pozostaje ok 2 galony żelu na 30 ft rury wewnętrznej [99], tworząc warstwę ochronną na czas transportu. Przed rozpoczęciem prac należy zwrócić uwagę na lepkość żelu, która zależy od temperatury. Zwiększona lepkość przed rozgrzaniem cieczy do temperatury roboczej i niskie parametry wytrzymałościowe skały mogą skutkować brakiem aktywacji zaworu dozującego.

Zastosowanie systemu Gel Coring™ chroni rdzeń przed wnikaniem filtratu, konsoliduje słabozwięzłe skały, chroni przed napowietrzeniem i dehydratyzacją próbek oraz zmniejsza prawdopodobieństwo klinowania. W laboratorium żel jest usuwany, a próbki dobrej jakości mogą zostać poddane wielu analizom, niemożliwym do przeprowadzenia w przypadku konwencjonalnego rdzeniowania (np. nasycenie, zwilżalność itp.). Ponadto, jak wykazały testy na Morzy Północnym, żel wpływa pozytywnie na osiągnięte postępy wiercenia, zwiększając je średnio od 29% do 80% (w zależności od poprzednio stosowanej technologii) [99].

Poza tradycyjnymi metodami obrotowymi istnieją techniki poboru rdzenia metodą wibracji wysokiej częstotliwości. Zasada działania tej metody opiera się na wibracjach o dużej częstotliwości przekazywanych przez przewód wierniczy na stożek wierzący, które powodują upłynnienie gruntu go otaczającego. Dodatkowo wibracje wspomagane są obrotami przewodu (w przypadku skał twardych). Umożliwia to szybkie zagłębianie się zestawu i uzyskanie dużych uzysków rdzenia o dobrej jakości, gdyż strefa upłynnienia jest stosunkowo niewielka (1 - 5 mm [21]) i nie wpływa na zmiany właściwości geomechanicznych próbki.

Głównym podzespołem urządzeń do wierceń wibracyjnych jest głowica (rys. 2.33a) wytwarzająca wibracje oraz umożliwiająca jednoczesne obracanie przewodem. Konstrukcja ta opiera się na dwóch ekscentrycznych elementach napędzanych przez dwa małe, wysokoobrotowe silniki hydrauliczne o prędkości obrotowej do 200 s^{-1} . Generowane w ten sposób drgania osiągają częstotliwość do 160 MHz. Urządzenia, w zależności od konstrukcji, pozwalają na wiercenia do gł. 220 m przy nacisku do 20 ton i obrotach do 205 obr/min [48]. Wibracje przeciwdziałają również przechwyceniu przewodu, gdyż jest on w ciągłym ruchu góra - dół z częstotliwością do 160 razy na sekundę. Pozwala to na uzyskanie za jednym marszem 2 metrowych rdzeni.



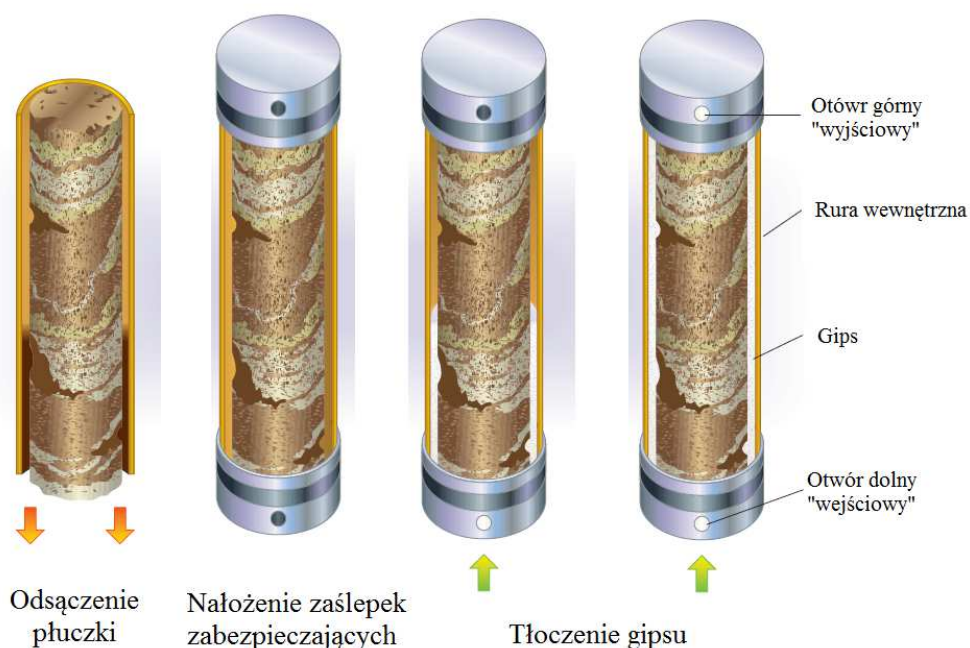
Rys. 2.33. System wierceń wibracyjnych Sonics Samp Drill: a) głowica wibracyjna; b) koronka aparatu rdzeniowego typu DualWell. [48]

Proces rdzeniowania wibracyjnego przebiega w trzech etapach różniących się w zależności od zastosowanego typu rdzeniówki. W przypadku miękkich i plastycznych skał stosuje się aparaty rdzeniowe pojedyncze typu SingleWall. W pierwszej fazie przeprowadzane jest zasadnicze rdzeniowanie poprzez wbijanie rdzeniówki zakończonej specjalnym butem stożkowym pełniącym funkcje narzędzia urabiającego (rys. 2.33b). Po osiągnięciu planowej głębokości wbijana jest rura osłonowa (centrycznie w stosunku do aparatu) z płukaniem, o średnicy nieco większej niż aparat. Materiał skalny z przestrzeni

rura osłonowa - rdzeniówka jest usuwany strumieniem płynu lub powietrza. Ostatnim krokiem jest wyciągnięcie uwolnionego aparatu rdzeniowego z rdzeniem a następnie rury osłonowej. W skałach zwięzłych i twardych stosuje się aparaty podwójne typu DualWall. W odróżnieniu od metody SigleWall w pierwszej kolejności jest wbijana rura osłonowa, a następnie w jej środku prowadzi się rdzeniowanie z płukaniem. Podobnie jak w poprzedniej metodzie urobek jest usuwany z przestrzeni rura osłonowa - rdzeniówka, a po osiągnięciu planowanej głębokości wyciąga się aparat i rurę osłonową.

Oprócz ochrony rdzenia podczas wiercenia ważne jest również jego zabezpieczenie na czas transportu do laboratorium. Tradycyjnie rdzeń po usunięciu go z aparatu rdzeniowego cięty jest na metrowe odcinki i wkładany do drewnianych skrzynek. Metoda ta jest prosta i stosunkowo tania, ale ze względu na oddziaływanie środowiska zewnętrznego na rdzeń, część istotnych parametrów ulega zmianie. Dodatkowo istnieje niebezpieczeństwo uszkodzenia rdzenia podczas transportu.

System ochrony rdzenia Gypsum Preservation Service (Security DBS Halliburton) polega na zabezpieczeniu pobranej próbki gipsem (rys. 2.34). W metodzie tej rdzeń wraz z rurą wewnętrzną tnie się na metrowe odcinki, odsącza się płuczkę wiertniczą i zabezpiecza końcówki rury zaślepkami. Następnym etapem jest wtłoczenie płynnego gipsu przez otwór w dolnej zaślepce rury wewnętrznej. Gips stopniowo wypełnia przestrzeń między rdzeniem, a ścianką rury. Wypełnienie przestrzeni sygnalizowane jest wypływem nadmiaru gipsu poprzez górny otwór.

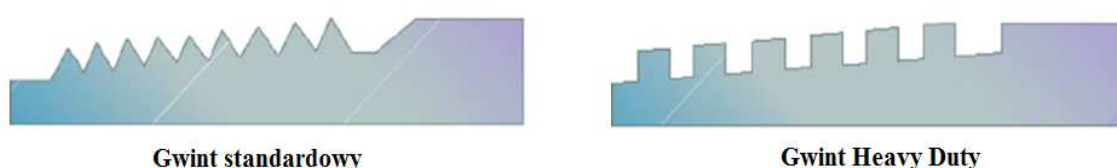


Rys. 2.34. Zabezpieczenie rdzenia gipsem – Gypsum Preservation Service (Security DBS.) [44]

Po stwardnieniu gips stanowi barierę ochronną, zabezpieczającą przed uszkodzeniami mechanicznymi i wpływami czynników zewnętrznych. Ponadto nie

wpływa na petrofizyczne właściwości skał, łącznie ze zwilżalnością oraz nie stanowi bariery dla promieniowania gamma. Zamiast gipsu można stosować pianę lub żywicę, w zależności od przewidywanej metody badań rdzenia.

W celu skrócenia czasu prac opracowano aparaty rdzeniowe umożliwiające pobór rdzenia o długości do 110 m (360 ft) podczas jednego marszu (Coremaster Series, Backer Hughes INTEQ) [29]. Natomiast trudniejsze warunki pracy wymusiły na konstruktorach opracowanie nowych, wzmocnionych połączeń gwintowych aparatów rdzeniowych, jak HTTM Series (Backer Hughes) czy Heavy DutyTM (Halliburton Security DBS) (rys. 2.35). Są to zazwyczaj gwinty trapezowe, które charakteryzują się zwiększoną żywotnością (nawet 10-krotną), wytrzymałością na skręcanie i zginanie oraz 5 razy większym możliwym przyrostem kąta (do 10 °/100 ft) [27] [59] [61].



Rys. 2.35. Połączenia gwintowe aparatów rdzeniowych. [61]

Aparaty rdzeniowe zostały zaadaptowane również do wierceń typu underbalance. W metodzie tej, zamiast tradycyjnego płynu wiertniczego, stosuje się różne gazy, piany i mgły, które wywierają mniejsze ciśnienie denne. Ma to na celu ochronę formacji przed inwazyjnym oddziaływaniem płuczki wiertniczej, szczególnie w przypadku niskich ciśnień złożowych i dużej porowatości. Metoda ta zwiększa też postęp oraz poprawia uzyski rdzenia [29].

Silniki wgłębne oraz aparaty rdzeniowe typu "slimhole" umożliwiają rdzeniowanie w otworach o średnicy 4 3/4" - 4 1/8" przy użyciu jednostek coiled tubing. Metoda ta znajduje szczególne zastosowanie w przypadku konieczności zbadania i udostępnienia kolejnego interwału wcześniej odwierconych otworach. Zapuszczenie i pobór rdzenia przy pomocy przewodu coiled tubing ogranicza koszty związane z montażem tradycyjnego urządzenia wiertniczego oraz skraca czas związany ze skręcaniem i rozkręcaniem przewodu wiertniczego.

Zastosowanie poszczególnych rozwiązań technicznych uwarunkowane jest przez wiele czynników. Podstawą do doboru sprzętu wiertniczego jest litologia (typ formacji) i budowa geologiczna obszaru prac, cel jaki chcemy osiągnąć oraz wymagana ilość i jakość rdzenia. Równie ważne jest określenie zagrożeń i utrudnień z jakimi można się spotkać (np. tendencja do klinowania). Z ekonomicznego punktu widzenia dąży się do minimalizacji kosztów przedsięwzięcia. Dlatego też nie istnieje uniwersalne rozwiązanie gwarantujące sukces.

2.7. Metody uzupełniające

Rdzeniowanie klasyczne, w którym uzyskuje się dużą cylindryczną próbkę skały jest niepodważalnie najlepszą metodą pozyskiwania cennych danych geologicznych. Jednakże jest to metoda czasochłonna, wymagająca dobrego nadzoru geologicznego, a co za tym idzie bardzo kosztowna, szczególnie w przypadku głębokich wierceń.

Alternatywę dla klasycznego rdzeniowania stanowi rdzeniowanie boczne, polegające na pobraniu małej cylindrycznej próbki skały ze ściany odwierconego wcześniej otworu. Metoda ta pozwala na precyzyjne wyznaczenie miejsca poboru próbki po przeanalizowaniu profili geofizycznych, a także powrót do wcześniej pominiętych podczas klasycznego rdzeniowania perspektywicznych interwałów i ich zbadanie. Stosuje się ją również jako uzupełnienie w przypadku słabych wyników rdzeniowania klasycznego.

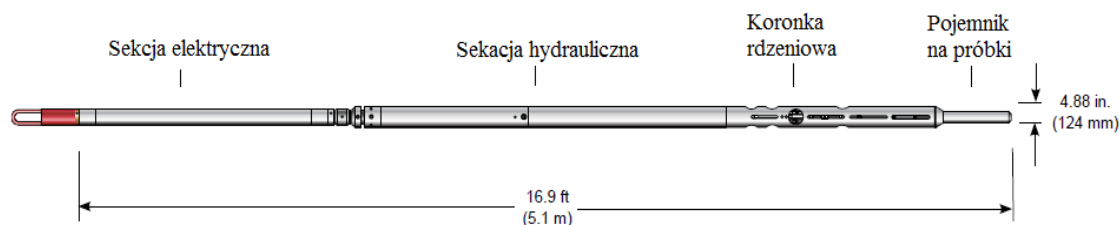
Początek rdzeniowania bocznego datuje się na rok 1928 [82]. Pierwszą metodą były narzędzia mechaniczne zapuszczane na kablu, pozwalające na uzyskanie jednej próbki. Rozwój kolejnej generacji narzędzi zapoczątkowało zastosowanie kabla elektrycznego (koniec lat 30 - tych XX w.). Były to rdzeniówki boczne udarowe (rys. 2.36), których zasada działania polega na wystrzeleniu z dużą prędkością cylindra z korpusu narzędzia w kierunku ściany otworu. Po wycięciu próbki wciąga się cylinder do rdzeniówki za pomocą stalowych linek. Podstawowym ograniczeniem stosowania tych narzędzi jest litologia. Cylinder w kontakcie z twardą skałą może ulec zniszczeniu, dlatego też metoda ta stosowana jest do poboru próbek ze skał zwięzłych, miękkich i średniotwardych. Uzyskiwane próbki często mają zaburzoną strukturę ze względu na inwazyjny proces wystrzeliwania cylindrów, co ogranicza możliwość dokładnego określenia porowatości, przepuszczalności oraz przeprowadzenia innych analiz. Dodatkowo zastosowanie ładunków wybuchowych zwiększa komplikacje związane z logistyką i może być zakazane w niektórych rejonach.

Rdzeniówki boczne udarowe, mimo swoich wad, z powodzeniem są stosowane do dziś z pewnymi modyfikacjami dotyczącymi kształtu korpusów, cylindrów oraz typu ładunku wybuchowego. Nowoczesne rozwiązania pozwalają na uzyskanie do 144 próbek (SWCTM Halliburton) podczas jednego marszu [45].



Rys. 2.36. Aparat rdzeniowy boczny udarowy (Weatherford). [45]

Problem niskiej jakości rdzenia został rozwiązany poprzez skonstruowanie rdzeniówki bocznej obrotowej (rys. 2.37) w roku 1979 [82]. Początkowo były to rdzeniówki z napędzanymi hydraulicznie koronkami diamentowymi, które były w stanie odwiercić i zmagazynować 8 próbek. Rozwiązania tego typu zostały komercyjnie rozwinięte na początku lat 80 - tych XX wieku pozwalając na uzyskanie 12 próbek.



Rys. 2.37. Zestaw do rdzeniowania boczno-obrotowego RSCT (Weatherford). [49]

Pierwszą fazę poboru próbek stanowi zapuszczenie zestawu do otworu na kablu wysokonapięciowym służącym do przesyłu informacji oraz zasilania silników elektrycznych i sond geofizycznych. Zestaw wyposażony jest w standardowe sondy, w tym źródło promieniowania gamma. Dane z aktualnie prowadzonego pomiaru są porównywane z wcześniej przeprowadzonymi profilami, w celu dokładnego zlokalizowania miejsca pobrania próbki.

Po ustaleniu głębokości poboru próbki narzędzie jest stabilizowane w otworze za pomocą ramienia rozpiętego siłownikiem hydraulicznym. Zapobiega to poruszaniu się korpusu narzędzia podczas odwiercania próbki, co mogłoby uszkodzić lub zaklinować narzędzie w otworze. Ograniczeniem stosowania tego typu narzędzi jest stan techniczny otworu. Poprawny proces rdzeniowania wymaga ok. 2,25 m gładkiej i jednorodnej pod względem średnicy ściany otworu aby zapewnić efektywną stabilizację narzędzia.

Kolejną fazą jest odwiercenie próbki. Rdzeniówka boczna obrotowa wyposażona jest w koronkę diamentową napędzaną silnikiem hydraulicznym lub w nowszych rozwiązaniach silnikiem elektrycznym. Wymiary zewnętrzne narzędzi determinowane są średnicą otworu. Średnica korpusu wynosi 4 - 5", umożliwiając prace w otworze o średnicy 5 7/8 do 17" [42]. Silniki hydrauliczne montowane są poziomo, w jednej osi za cylindrem z koronką rdzeniową. Ogranicza to zarówno maksymalną długość próbki do 2", jak i jej średnicę do 1" a osiągnięte prędkości obrotowe wynoszą do 2000 obr/min. Inną wadą jest zależność sprawności systemu hydraulicznego od temperatury. Wiąże się to z właściwością oleju, który w wysokich temperaturach traci lepkość, ograniczając zakres temperaturowy pracy (dla oleju) od 90°C do 204°C przy ciśnieniu do 172 MPa. Nowoczesne silniki elektryczne umieszczane są poziomo a moc jest przenoszona za pomocą elastycznych wałów. Pozwala to na zwiększenie ich wymiarów a co za tym idzie ich mocy (prędkość do 4000 obr/min [82]) oraz wielkości uzyskiwanych próbek (1,5" w rdzeniówkach MaxCore™ Backer Hughes [42]). Czas pozyskiwania jednej próbki wynosi od 1 do 5 min w zależności od parametrów wytrzymałościowych skały. [28]

Sterowanie poszczególnymi komponentami odbywa się z panelu z powierzchni, a sygnał przesyłany jest przez kabel do modułu elektronicznego w korpusie narzędzia.

Po odwierceniu próbki jest ona odpajana od calizny, wyciskana tłoczkiem z cylindra i przenoszona do pojemnika magazynowego znajdującego się w dolnej części narzędzia. Pojemnik ten jest głównym elementem determinującym ilość pobieranych próbek. W najnowszych rozwiązaniach stosuje się magazynki obrotowe (rys. 2.38) działające na zasadzie "karuzeli". Po wypełnieniu jednej pionowej sekcji, zespół magazynowy obraca się o pewien kąt, otwierając kolejny magazynek i umożliwiając zmagazynowanie, w zależności od konfiguracji narzędzia, łącznie od 30 do 60 próbek [45]. Ponadto w celu ułatwienia identyfikacji poszczególnych próbek są one mierzone lub separowane metalowymi wkładkami lub kulami.



Rys.2.38. Pojemnik magazynowy obrotowy. [82]

Rdzeniówki boczne ze względu na wysokie koszty eksploatacji, są stosunkowo rzadko używane, a ich podstawową zaletą jest pozyskiwanie próbek o nienaruszonej strukturze skały, z dokładnie wybranego punktu w otworze.

Trzecią grupę rdzeniówek bocznych stanowią rdzeniówki wciskane za pomocą siłowników gazowych. Jest to najmniej rozpowszechniony typ, którego zasada działania podobna jest do rdzeniówek udarowych. Po orientacji aparatu w otworze pojemniki na próbki są wciskane w skałę za pomocą zestawu siłowników gazowych. Eliminuje to stosowanie inwazyjnych ładunków wybuchowych. Gaz podawany jest do siłowników aż do ich pełnego zagłębienia w ścianę, następnie odpuszczany, a ruch powrotny pełnych cylindrów do korpusu narzędzia wspomagany jest sprężynami.

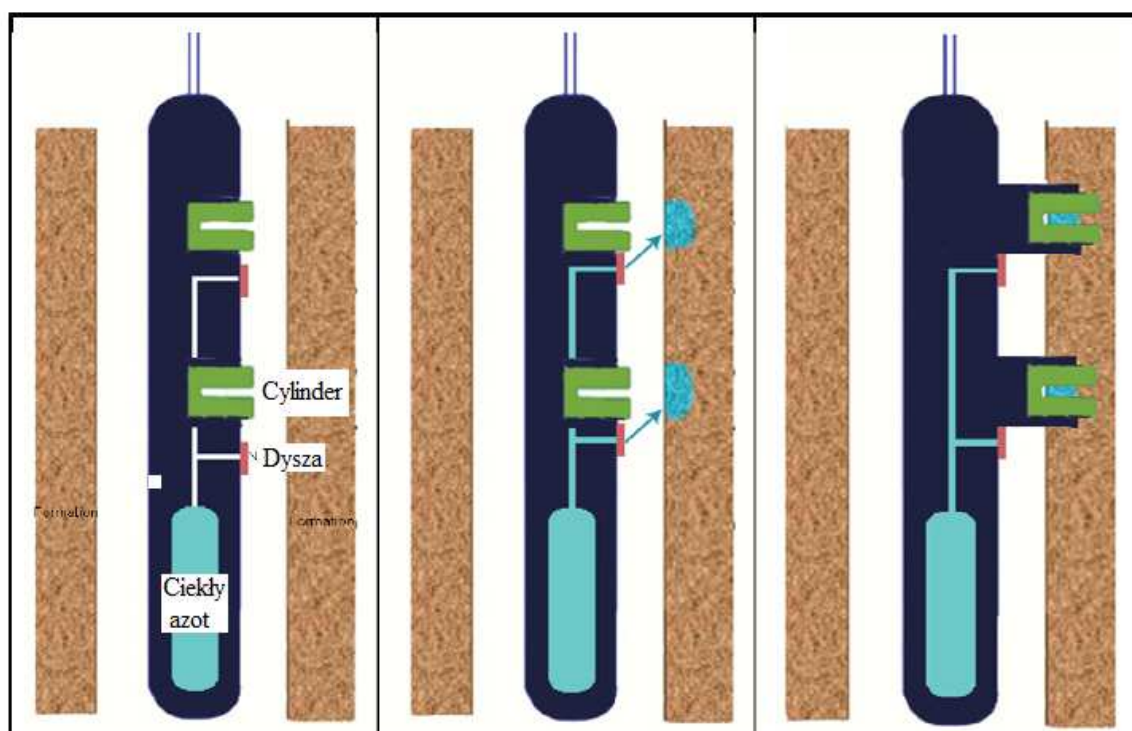
W porównaniu z rdzeniówkami udarowymi, uzyskiwane próbki nie są naruszone strukturalnie, a jednoczesny pobór 6 próbek daje większą możliwość oceny zróżnicowania skał oraz zwiększa wiarygodność pobranej próby. Główną wadą jest

konieczność wielokrotnego zapuszczania zestawu do otworu, oddzielnie dla każdego interwału.

Obecnie nie ma skutecznej metody poboru próbek ze skał nieskonsolidowanych. Próby rdzeniowania bocznego przy pomocy zarówno rdzeniówek udarowych, jak i obrotowych prowadzą do uszkodzenia struktury rdzenia oraz bardzo małych uzysków.

Rozwiązanie tego problemu zaproponował Maharashtra Institute of Technology poprzez zamrażanie miejsca poboru próbki (in-situ), w celu zwiększenia jej wytrzymałości. Laboratoryjne testy [86] wykazały znaczne zwiększenie zwięzłości i wytrzymałości skał umożliwiające pobór próbek przez konwencjonalne narzędzia do rdzeniowania bocznego. Ponadto technologia ta umożliwia pobór formacji szczelinowatych z zachowaniem systemu spękań w nienaruszonym stanie, konsolidację sypkich piasków oraz zapobieganie ekspansji gazu, która niszczy próbki.

Koncepcja narzędzia do zamrażania i poboru próbek przedstawiona jest na rysunku 2.39. Jest to konstrukcja oparta na standardowej rdzeniówce bocznej z dodatkowym zbiornikiem na czynnik mrozący, systemem kanałów, zaworów i dysz. Jako czynnik mrozący zaproponowano azot, który kierowany jest przez dysze bezpośrednio w miejsce, w którym chcemy pobrać rdzeń, przy czym czas mrożenia zależy od warunków otworowych, typu litologicznego oraz medium złożowego. Po zamrożeniu warstwy równej długości cylindra na próbki pobiera się rdzeń, zabezpiecza się go i wyciąga na powierzchnię.



Rys. 2.39. Zasada działania aparatu rdzeniowego bocznego z zamrażaniem próbek in-situ. [86]

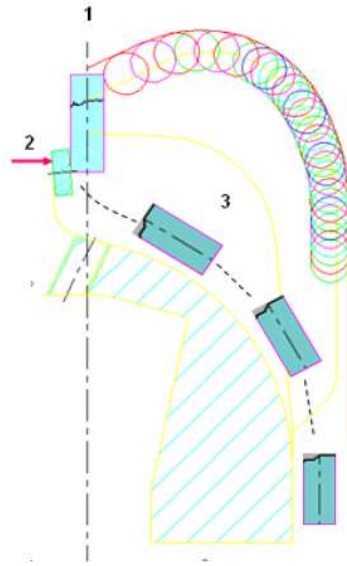
Pewną alternatywą dla wierceń rdzeniowych klasycznych i bocznych może być mikrordzeniowanie. Metoda ta została opracowana przez Diamant Drilling Service z Total S.A. [8], aby rozwiązać problem braku informacji geologicznych podczas wiercenia głębokich otworów w warunkach HTHP.

Duże głębokości wiążą się z dużą kompakcją skał, a tym samym z małymi postęпами wiercenia, co przy zastosowaniu świrdów diamentowych i PDC sprawia, że uzyskiwane próbki okruszkowe są bardzo małe (0,02 - 0,2 mm), niedające możliwości jakichkolwiek analiz geologicznych. Ponadto wysoka temperatura i ciśnienie uniemożliwiają zastosowanie aparatury NWD i LWD.

Aby uzyskać próbki geologiczne należałoby przeprowadzić rdzeniowanie, które wiąże się z dodatkowymi kosztami. Nową alternatywę stanowi świder do mikrordzeniowania (rys. 2.40). Jest to klasyczny świder PDC lub diamentowy impregnowany z otworem w centralnej części narzędzia, umożliwiającym odwiercenie mikrordzenia. Generują one cylindryczne próbki (mikrordzenie) o średnicy 10 - 40 mm i długości 30 mm w zależności od średnicy narzędzia [8]. Struktura tnąca świdra jest tak skonstruowana, aby pozostawić nienaruszoną kolumnę skały. Po osiągnięciu odpowiedniej długości (zazwyczaj ok 30 mm) wewnątrz korpusu świdra rdzeń zostaje odłamany, wyniesiony strumieniem płuczki przez kanał, a następnie przestrzeń pierścieniową na powierzchnie, gdzie jest on odzyskiwany na sitach wibracyjnych (rys. 2.41).



Rys. 2.40. Świder do mikrordzeniowania: PDC 6", diamentowy impregnowany 8 1/2". [8]



Rys. 2.41. Zasada działania świdra do mikrordzeniowania: 1) odwiercenie rdzenia; 2) odtłamanie rdzenia przez element oporowy; 3) transport próbki kanałem w korpusie koronki w kierunku przestrzeni pierścieniowej. [9]

Średnica próbki uzależniona jest również od zestawu dolnej części przewodu wiertniczego (wymiary przestrzeni pierścieniowej). Ponadto część próbek zostaje skruszona przez stabilizatory, może osiąść w kawernach lub zostać niewyłapana na sitach wibracyjnych. Mimo tych wad, testy terenowe [8] wykazały, iż można uzyskać próbki nawet z głębokości ponad 4100 m. Poza mikrordzeniami zyskano wiele dużych odłamków skalnych przydatnych do podstawowych analiz geologicznych.

2.8. Podsumowanie światowej techniki i technologii wierceń rdzeniowych.

Wiercenie rdzeniowe związane jest z górnictwem praktycznie od początku stosowania wierceń poszukiwawczych i jak dotąd nie ma innej alternatywnej technologii, umożliwiającej uzyskanie kompleksowej wiedzy geologicznej i inżynierskiej na temat podziemnych formacji geologicznych. Analiza rdzeni umożliwia określenie budowy geologicznej badanego obszaru, uszczegółowienie litologii, wyznaczenie parametrów geomechanicznych skał, ich składu mineralogicznego i nasycenia płynami złożowymi, a także szeregu innych parametrów dających podstawę do zaplanowania dalszych działań. Bez tej wiedzy realizacja przedsięwzięcia związanego z eksploatacją surowców mineralnych jest nie tylko bardzo ryzykowna ekonomicznie, ale również zazwyczaj technicznie nie możliwa do realizacji.

Głównymi elementami konstrukcyjnymi zestawu do rdzeniowania są koronka rdzeniowa, umożliwiająca zwiercenie pierścienia skały oraz aparat rdzeniowy, którego zadaniem jest przechowywanie rdzenia i zabezpieczenie go zarówno w fazie rdzeniowania, jak i podczas operacji wyciągowych. Od wielu lat narzędzia gryzowe i skrawające wypierane są przez koronki typu PDC, charakteryzujące się dużą wytrzymałością, długą żywotnością oraz małą awaryjnością. Koronki rdzeniowe są projektowane tak, aby zmaksymalizować uzyski rdzenia oraz zwiększyć mechaniczne prędkości wiercenia. Uzyskuje się to poprzez specjalne rozwiązania konstrukcyjne ograniczające do minimum kontakt rdzenia wiertniczego ze strumieniem płuczki wiertniczej przepływającej przez koronkę. Oprócz specjalnych warg ochronnych, wewnętrznych kanałów płuczkowych czy systemów chłodzących, dużą uwagę przykładana się do stabilizacji pracy narzędzia na dnie otworu.

W celu zwiększenia efektywności wiercenia rdzeniowego, koronki projektowane są indywidualnie do konkretnych warunków geologicznych. Powodem doskonalenia tej grupy narzędzi wiertniczych, oprócz ochrony rdzenia, jest zwiększenie koncentracji energii na urabianej powierzchni z jednej strony i obniżeniu oporu skały na zwiercanie z drugiej. Uzyskuje się to poprzez zastosowanie różnych konfiguracji usytuowania ostrzy skrawających, kształtu matrycy, systemów płukania oraz poprzez stosowanie narzędzi stopniowych i kombinowanych (co najmniej dwa elementy o różnym oddziaływaniu na skałę), które powodują koncentrację i sumowanie różnych naprężeń.

Za zabezpieczenie rdzenia odpowiada aparat rdzeniowy. Istnieje szereg rozwiązań konstrukcyjnych, począwszy od najprostszych rdzeniówek pojedynczych, a skończywszy na potrójnych z dzielonymi rurami wewnętrznymi i systemami pełnego zamknięcia wylotu. Dany typ narzędzia dobiera się indywidualnie do warunków otworowych, stosowanej technologii oraz efektów jakie chcemy uzyskać. Nowoczesne konstrukcje dążą do maksymalnego zabezpieczenia rdzenia zarówno podczas fazy wiercenia, operacji dźwigowych, jak i na powierzchni w czasie transportu do laboratorium.

Najbardziej rozpowszechnioną grupą rdzeniówek stosowanych w wierceniach geologiczno – poszukiwawczych są aparaty podwójne z nieobracałą się względem rdzenia rurą wewnętrzną. Zazwyczaj stanowią one bazę konstrukcyjną dla aparatów specjalnych, służących do poboru rdzeni w szczególnych warunkach lub uzyskania dodatkowych informacji. Kolejną grupę stanowią aparaty wrzutowe, których główną zaletą jest ograniczenie czasu operacji dźwigowych, gdyż rdzeń transportowany jest na powierzchnię przy pomocy wciągarki, bez konieczności rozkręcania całego zestawu przewodu wiertniczego.

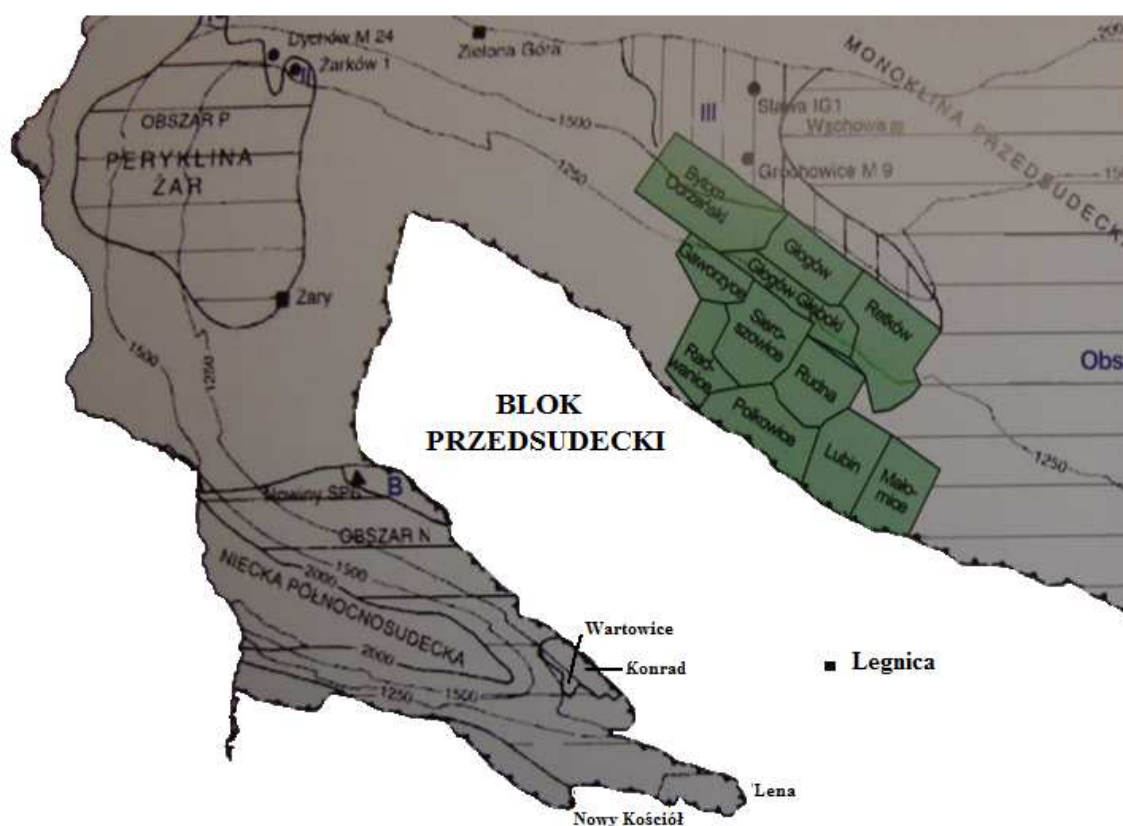
Rozwój aparatów rdzeniowych ukierunkowany jest na poprawę uzysków i jakości rdzenia oraz uzyskanie dodatkowych informacji. Poprawę uzysków rdzenia osiągnięto poprzez zastosowanie pełnego zamknięcia rury wewnętrznej oraz wprowadzenie systemów sygnalizujących i przeciwdziałających klinowaniu się rdzenia. Nowoczesne aparaty rdzeniowe pozwalają na uzyskanie wielu dodatkowych informacji geologiczno - złożowych. Zaadaptowanie technologii MWD, LWD umożliwia pełniejszą kontrolę procesu rdzeniowania, orientowanie rdzenia pozwala na wiarygodniejsze oddanie budowy geologicznej, natomiast pobór płynu złożowego odzwierciedla warunki złożowe w sposób bardzo zbliżony do rzeczywistego. Silniki wgłębne w połączeniu z technologią rdzeniowania wrzutowego pozwalają na efektywne rdzeniowanie w trudnych warunkach, zwłaszcza w otworach głębokich i horyzontalnych. Oprócz nowych systemów wciąż udoskonalane są standardowe konstrukcje poprzez zastosowanie nowych narzędzi wierzących, rur wewnętrznych zmniejszających prawdopodobieństwo zaklinowania czy trapezowych gwintów o zwiększonej wytrzymałości. Poza standardowymi metodami obrotowymi istnieją metody wibracyjne, wykorzystujące zjawisko upłynniania się gruntu pod wpływem uderzeń o wysokiej częstotliwości.

Do metod uzupełniających konwencjonalne rdzeniowanie można zaliczyć rdzeniowanie boczne oraz wiercenie świdrami do poboru mikrordzeni. Technologie te ze względu na wymiary próbek pozwalają jedynie na uzyskanie cząstkowych danych, wystarczających na doprecyzowanie lub uzupełnienie ogólnych informacji geologicznych.

Według wielu opracowań przemysłowych i naukowych dobór odpowiedniego sprzętu wpływa na poprawę osiąganych wyników (zwiększone uzyski i krótszy czas prac). Wynika z tego, iż nie ma uniwersalnej metody gwarantującej sukces, a proces rdzeniowania jest bardzo złożony. Dobór techniki i technologii uzależniony jest od warunków otworowych, litologii, tektoniki, dostępności sprzętu, charakteru prac oraz informacji jakie chcemy uzyskać.

3. Analiza warunków geologicznych rejonu koncesyjnego KGHM Polska Miedź S.A.

Analizowany obszar koncesyjny KGHM Polska Miedź S.A (rys. 3.1), będący częścią Polskiego Starożytnego Zagłębia Miedziowego, znajduje się w południowo – zachodniej części Polski. Geologicznie jest on podrzędną jednostką niecki północnosudeckiej. Administracyjnie jest to obszar województwa dolnośląskiego, powiat bolesławiecki.



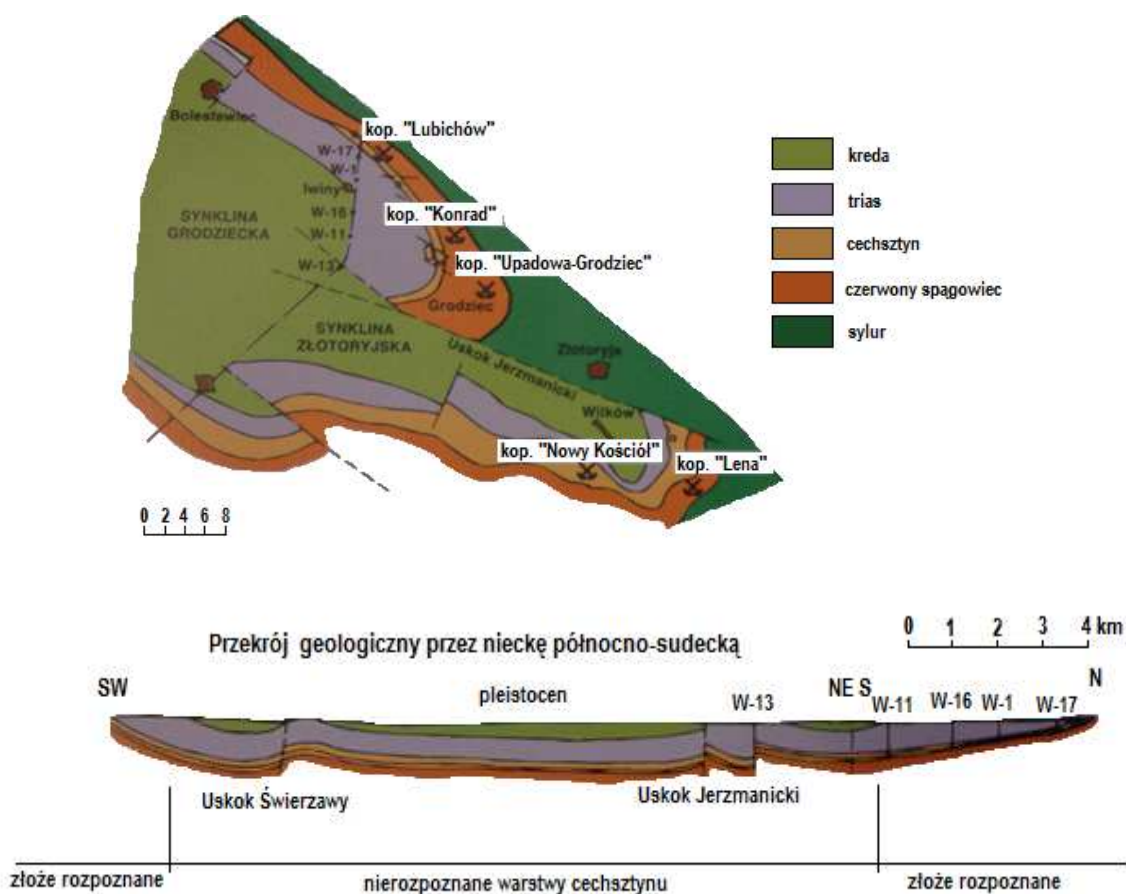
Rys. 3.1. Obszary koncesyjne KGHM Polska Miedź S.A. [71]

3.1. Budowa geologiczna

Obszar złoża rud miedzi „Wartowice” i „Niecka Grodziecka” położony jest w obrębie synkliny grodzieckiej, stanowiącej podrzędną jednostkę niecki północnosudeckiej (rys 3.2).

W części północno – zachodniej granicę synkliny stanowi nasunięcie Lubichowej, natomiast granicę północno – wschodnią i wschodnią wyznaczają podczwartorzędowe wychodne dolnego cechsztynu. Od południa granicą jest uskok Jerzmanicki.

Od południowego – wschodu i wschodu jednostka ma kształt brachysynkliny, w której spod osadów czerwonego spągowca odsłaniają się łupki metamorficzne. Ku zachodowi synklina jest otwarta i łączy się z centralną częścią synklinorium północnosudeckiego. Jest ona asymetryczna z bardziej stromym północnym skrzydłem.



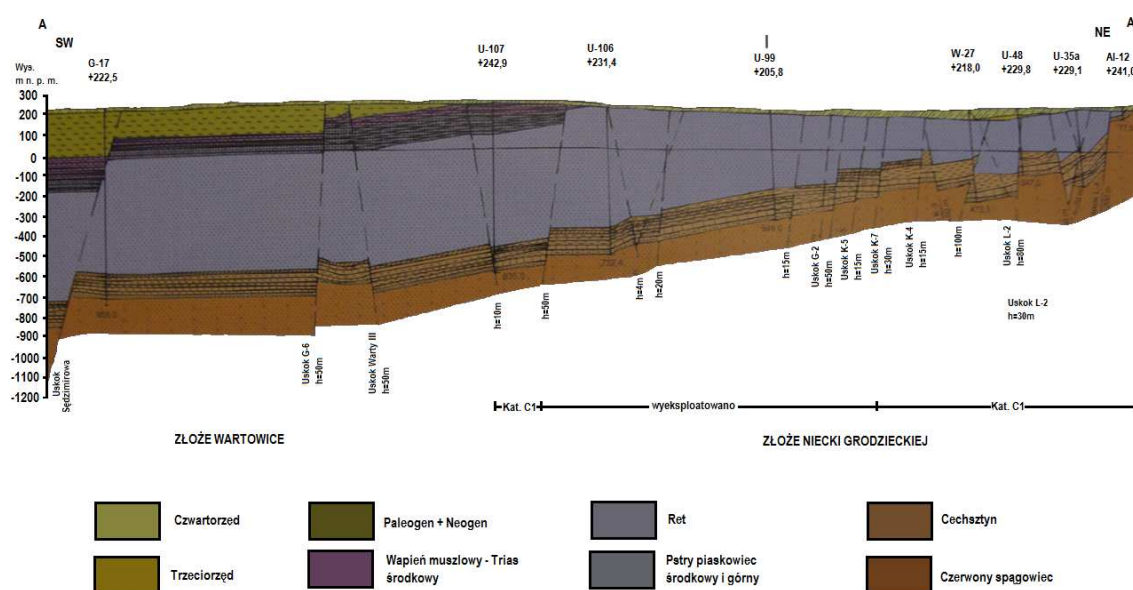
Rys. 3.2. Mapa geologiczna odkryta niecki północnosudeckiej. [71]

Obszar złoża miedzi można zaliczyć do obszarów mocno zaangażowanych tektonicznie, co wynika z położenia w strefie poddanej kilkunastom ruchom tektonicznym. Współczesny obraz synkliny grodzieckiej, jak i całej niecki

północnosudeckiej, ukształtował się ostatecznie w paleogenie w skutek silnych ruchów górotwórczych.

Budowa geologiczna całej struktury obszaru niecki grodzieckiej charakteryzuje się stylem blokowym, którego głównymi elementami są dyslokacje nieciągłe tj. uskoki. Powstały one w wyniku kompresji osadów w fazie laramijskiej. Natomiast deformacje nieciągłe wyrażają się nieznacznym pofałdowaniem spągu cechsztynu.

W rejonie złoża (przekrój rys. 3.3), położonego w NE części niecki północnosudeckiej, warstwy zapadają od stref wychodni ku SW, a upad wynosi 10-15°. W rejonie wychodni podkenozoicznych upad warstw jest większy i niekiedy dochodzi do 90°.



Rys.3.3. Przekrój geologiczny A-A' przez złożo rud miedzi synkliny grodzieckiej. [71]

W głębszych częściach złoża zaangażowanie tektoniczne maleje w stosunku do mocno zuskokowanych stref przy wychodniach. W rejonie tym zaznacza się w zasadzie jeden system tektoniczny o kierunku NW-SE z odchyleniem ku północy, mający charakter inwersyjny, nasunięciowy. Płaszczyzny uskoków są strome, nachylone pod kątem 40-80° ku NE. Amplitudy zrzutów uskoków są zróżnicowane i wynoszą od 10 do 450 m. [56] [71]

Laramijskie ruchy tektoniczne warunkujące powstanie synkliny grodzieckiej dodatkowo przyczyniły się do powstania odkuć i subhoryzontalnych przemieszczeń wzdłuż utworów podatnych, m.in. soli (pierwotnie obecnych) oraz łożysk. Spowodowało to powstanie odrębnego układu blokowo-uskokowego w utworach górnego permu i mezozoiku z występowaniem uskoków o geometrii listrycznej, co sprzyjało rozwojowi procesów krasowych w solach (oraz ich przemieszczaniu), anhydrytach oraz wapieniach.

3.2. Stratygrafia i litologia obszaru koncesyjnego.

Zazwyczaj profil stratygraficzno – litologiczny w rejonie niecki grodzieckiej obejmuje utwory od zwartej pokrywy osadów kenozoicznych poprzez kredę górną, trias, cechsztyń, aż po utwory czerwonego spągowca. [32] [50] [103] Ze względu na zakres pracy doktorskiej analizie zostały poddane tylko utwory cechsztyń.

Profile stratygraficzno – litologiczne utworów cechsztyń zamieszczone są w załączniku nr 1 [76].

Cechsztyń górny

Osady cechsztyń górnego to głównie utwory ilaste, zastąpione częściowo przez piaskowce, wapienie, dolomity oraz anhydryty. Wyróżnić można tam trzy kompleksy litologiczne:

- kompleks iłów górnych reprezentowanych w stropie przez ily (rys. 3.4) z wkładkami piaskowców. Poniżej leżą ily szare z przewarstwieniami dolomitów (tzw. dolomitu kaczawskiego), natomiast spąg stanowią ily gipsowe, ciemnobrązowe, piaszczyste z licznymi przerostami gipsu. Miąższość tych utworów wynosi od 80 do 90 m;
- kompleks iłów dolnych z poziomem ewaporytowo – anhydrytowym, z powstałymi w wyniku hydratacji epigenetycznymi gipsami w stropie (miąższość kompleksu od kilku do 50 m).
- kompleks piaskowców zbudowany z iłów z bułami wapiennymi oraz piaskowców kwarcytowych, drobnoziarnistych, cienko i grubo warstwowych. Przeciętna miąższość kompleksu – 19 m.



Rys. 3.4. Iłowce i iłolupki – cechsztyń górny – otwór W-V/1 i W-V/4. (fot. D. Janc)

Cechsztyń środkowy

W cechsztynie środkowym zarówno zasięg, jak i głębokość morza uległy zwiększeniu. Efektem tego było wykształcenie głównie osadów węglanowych, stanowiących 97 % całości osadów środkowoczechsztyńskich.

Są to utwory węglanowe (rys. 3.5), często spękane i porowate, zalegające zgodnie na osadach cechsztynu dolnego. Sumaryczna miąższość wynosi ok. 30 m, natomiast środkowa część (od 8 do 10 m) charakteryzuje się silnymi zjawiskami krasowymi.



Rys. 3.5. Wapienie cechsztyńskie – cechsztyń środkowy – otwór W-V/1. (fot. D.Janc)

Cechsztyń dolny

W okresie tym morze cechsztyńskie wielokrotnie zmieniało zasięg. Fakt ten znalazł odbicie w litologicznym wykształceniu poszczególnych utworów. Wydzielić można w nim:

- Margle ołowionośne – stanowi je zespół warstw marglisto-wapiennych. W spągowej części zaznacza się przewaga margli nad wapieniami, natomiast ku górze rośnie udział warstewek węglanowych. Średnia miąższość tego poziomu wynosi 13,5 m. W marglach tych występuje galena oraz lokalnie kruszce metali.
- Margle miedzionośne – jest to główny poziom okruszcowania siarczków miedzi, rzadziej ołowiu i cynku. Wykształcone są jako naprzemianległe warstewki wapieni i łupków ilasto-wapnistych oraz margli (rys. 3.6). Udział poszczególnych warstewek jest różny w różnych częściach obszaru. W części SE (obszar Grodzca) obserwujemy się przewagę wapieni, w kierunku NW zwiększa się ilość warstw marglistych i łupków. Granica pomiędzy marglami ołowionośnymi a miedzionośnymi jest umowna i zależy od zmniejszania się zawartości miedzi, przeważnie poniżej 0,1 %Cu, oraz wzrostu zawartości ołowiu, przeważnie powyżej 0,1% Pb. Miąższość tych utworów jest zmienna i wynosi od 1,6 do 2,3m.



Rys. 3.6. Margle miedzionośne i ołowionośne – cechsztyń dolny – Otwór W-III/2.
(Fot. D. Janc)

- Margle plamiste – są to utwory w których dominuje jasno i ciemnoszary warstewkowy margiel wapnisty z charakterystycznymi czerwonymi smugami. Wykazują one zmienną miąższość od 0 (środkowa część synkliny) do 3 m (w okolicach Grodzca).
- Wapień podstawowy – są to jasnoszare, czasem fioletowe z czerwonymi plamami wapienie lub ilaste z żyłkami kalcytu. Granice tego poziomu są nieostre. W spągu zaczynają się stopniowym przejściem od wapienia zapiaszczonego do piaskowca, natomiast w stropie są to silnie zasilone wapienie. Miąższość wapienia podstawowego wynosi od 0,1 m do prawie 3 m i maleje wraz z głębokością.
- Zlepieniec graniczny – budują go piaskowce zlepińcowate (rys. 3.7), różnoziarniste, pstre, o spoiwie węglanowo - ilastym, bez uławicenia. Tworzy on nieciągły poziom, zanikający w głębszej części synkliny grodzieckiej.



Rys. 3.7. Zlepieniec graniczny – cechsztyń dolny – otwór W-III/2. (fot. D. Janc)

3.3. Warunki hydrogeologiczne

Na obszarze niecki północnosudeckiej wydziela się dwa kompleksy hydrogeologiczne [56]:

1. Kompleks składający się z poziomu wodonośnego czwartorzędowego, kredowego, wapienia muszlowego i pstrego piaskowca.
2. Kompleks obejmujący poziomy wodonośne permu – górny i środkowy cechszynu oraz dwa poziomy czerwonego spągowca.

Granice izolującą pomiędzy tymi kompleksami wodonośnymi stanowi warstwa łupków ilastych zalegająca w stropie górnego cechszynu. Rolę granicy spełniają również łupki i anhidryty występujące pomiędzy warstwami przepuszczanymi górnego cechszynu lub poniżej tych warstw. Kompleksy połączone są poprzez liczne kontakty hydrauliczne, zarówno w rejonach wychodni, jak i za pośrednictwem licznych, przewodzących wodę uskoków.

Poziom wodonośny górnego cechszynu, ze względu na słabe właściwości filtracyjne piaskowców (lub ich brak, który stwierdzano w wykonanych otworach), ma znaczenie marginalne. Generalnie poziom wodonośny tworzą wapienie i dolomity o strukturze gąbczastej, porowate, często z objawami wyługowania i strzaskania.

Poziom wodonośny środkowego cechszynu stanowią spękane, szczelinowate i kawerniste wapienie. Najbardziej zasobna w wodę jest silnie krasowiała warstwa wapienia o grubości ok. 10 m, zalegająca 7 - 9 m powyżej spągu cechszynu środkowego.

3.4. Podsumowanie warunków geologicznych rejonu analizowanych prac wiertniczych.

Budowa geologiczna analizowanego obszaru jest skomplikowana ze względu na liczne dyslokacje nieciągłe. Poszczególne piętra stratygraficzne w sąsiednich otworach występują na różnych głębokościach (w odniesieniu do powierzchni terenu) oraz posiadają różną miąższość. Prowadziło to do różnic pomiędzy założeniami projektowymi, a stanem rzeczywistym, co znacznie utrudniało podejmowanie trafnych decyzji, co do doboru sprzętu oraz technologii.

Bardzo istotny pod kątem rdzeniowania jest profil litologiczny. Charakteryzuje się on dużą zmiennością, zwłaszcza w utworach cechsztynu górnego, gdzie występują na przemian otwory ilaste z wkładkami utworów twardszych (dolomity, piaskowce). Znaczne zróżnicowanie litologii wpływa na uzyski rdzenia, gdyż nie istnieje uniwersalne rozwiązanie gwarantujące sukces zarówno w utworach bardzo plastycznych, jak i skałach twardych i spękanych.

Zjawiska krasowe występujące w cechsztynie środkowym prowadziły do zaników płuczki wiertniczej znacznie utrudniających prace wiertnicze. Liczne nieciągłości i pustki były powodem częstego klinowania rdzenia, wymuszając tym większą liczbę marszy. Ponadto rdzeń był uzyskiwany w postaci rumoszu skalnego wysypującego się z rury wewnętrznej podczas wyciągania zestawu na powierzchnię.

4. Analiza aktualnej techniki i technologii rdzeniowania otworów geologiczno-poszukiwawczych na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A.

Efekty prowadzonych prac zależą od prawidłowego doboru techniki i technologii rdzeniowania. Dlatego też przed przystąpieniem do zadania optymalizacji ważne jest aby przeprowadzić analizę procesu wiercenia rdzeniowego. Szczególną uwagę należy zwrócić na budowę geologiczną danego obszaru, stosowany sprzętu, procedury technologiczne, komplikacje i awarie wiertnicze oraz osiągnięte wyniki.

Zapoznanie się z projektem prac oraz danymi archiwalnymi pozwala na wstępny dobór aparatu rdzeniowego, narzędzi wierzących oraz zaprojektowanie zastawu dolnej części przewodu wiertniczego. Dane geologiczne umożliwią dobór typu, ilości i głębokości posadowienia kolumn rur okładzinowych, gwarantujących bezpieczne prowadzenie prac oraz pozwalają na przewidzenie i przygotowanie się na ewentualne komplikacje wiertnicze.

Nawet najlepszy i najnowocześniejszy sprzęt nie jest skuteczny bez odpowiedniej technologii prowadzonych prac, prawidłowego zastosowania narzędzi i profesjonalnej obsługi przez załogę wiertniczą (lub serwisową). Zarówno firmy kontraktowe, jak i serwisowe, prowadzące wiercenia rdzeniowe, posiadają własne instrukcje, według których przegląda się sprzęt, skręca zestawy, dobiera parametry mechaniczne i hydrauliczne wiercenia oraz reaguje na komplikacje w otworze. Jednak same procedury nie gwarantują pełnego sukcesu. Równie istotne jest doświadczenie uzyskane na danym obszarze, gdyż często formacje zaliczane do tego samego typu litologicznego, występujące w różnych rejonach różnią się istotnie od siebie pod względem warunków rdzeniowania. Dlatego też bardzo ważne jest gromadzenie i analizowanie informacji geologicznych i technicznych, na podstawie których można wyciągnąć wnioski, przewidzieć ewentualne komplikacje i poprawić osiągnięte wyniki.

Przed podjęciem zadania optymalizacji w praktyce, narzędzia wierzące i sprzęt do poboru rdzenia dobiera wstępnie na podstawie charakterystyk technicznych, a ich skuteczność sprawdza metodą "prób i błędów" testując kilka różnych wariantów w danych warunkach. Kolejnym etapem jest analiza wyników testów na podstawie, której wybiera się najskuteczniejsze rozwiązanie. Można wówczas przestąpić do zadania optymalizacji, usprawniającego proces według założonego kryterium.

W rozdziale tym zaprezentowana jest technika i technologia stosowana podczas prac na obszarze synkliny grodzieckiej z uwzględnieniem napotkanych komplikacji.

4.1. Projekt prac geologicznych

Prace prowadzone były na podstawie „Projektu prac geologicznych na poszukiwanie i rozpoznanie złoża rud miedzi w obszarze synkliny grodzieckiej w kategorii C-I” opracowanego w 2007 r przez Centrum Naukowo – Badawcze KGHM „CUPRUM” sp. z o.o. Wrocław.

Celem prac jest szczegółowe rozpoznanie w kategorii C1 obszaru złóż miedzi „Wartowice” i „Niecka Grodziecka” (obecnie kat. C2) oraz powiększenie zasobów rozpoznanych poza skrajne otwory bilansowe [56] [73] [74]. Zakres projektowanych prac geologicznych obejmował wykonanie w dwóch etapach 15 (9+6) otworów z powierzchni, badań terenowych oraz laboratoryjnych, w celu określenia parametrów złożowych, hydrogeologicznych, geologiczno – inżynierskich, a także gazowych występowania złoża.

Do realizacji I etapu przystąpiono w marcu 2011 r. w miejscowości Warta Bolesławiecka znajdującej się na terenie powiatu bolesławieckiego. Projekt realizowany był przez firmę wiertniczą Poszukiwania Naftowe „Diament” sp. z o.o. (obecnie Exalo Drilling S.A, Centrum Zielona Góra), wiertnicami obrotowymi o napędzie spalinowym. Łącznie w latach 2011 – 2012 wykonano 9 otworów (zestawienie w tabeli 4.1.), w tym 6 jednozadaniowych i 3 wielozadaniowe. Podstawowym wymogiem był minimalny uzysk rdzenia wynoszący 80% oraz 90% w strefie złożowej (cechsztyn dolny), natomiast odejście od pionu nie mogło przekroczyć 20 - 22 m.

Tab.4.1. Zestawienie otworów wykonanych w latach 2011-2012 r.

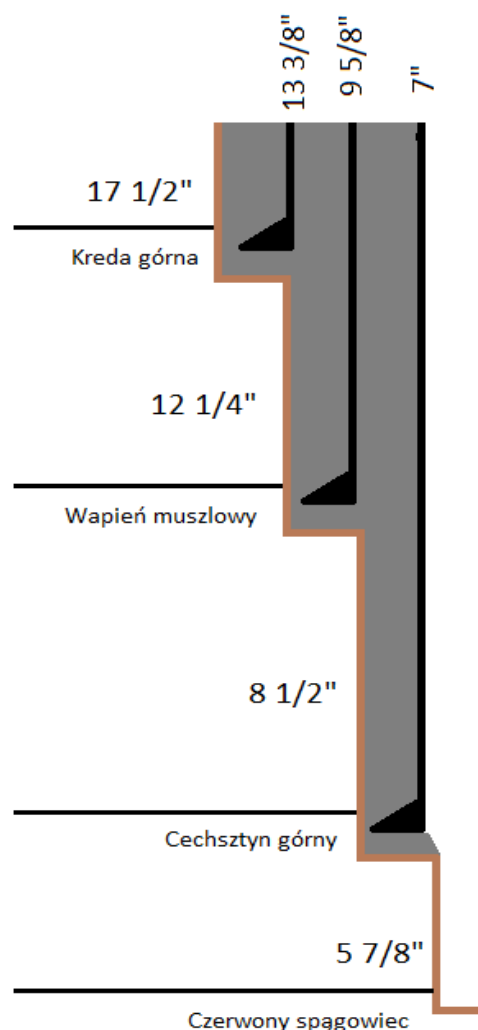
LP	Nazwa otworu	Termin realizacji	Urządzenie	Typ otworu
1	W-III/2	03-05.2011	P-80	Jednozadaniowy
2	W-VII/4W	03-05.2011	IRI-750	Wielozadaniowy
3	W-V/3	05-06.2011	P-80	Jednozadaniowy
4	W-IX/6W	07-09.2011	IRI-750	Wielozadaniowy
5	W-V/1	07-08.2011	P-80	Jednozadaniowy
6	W-VII/6	08-09.2011	P-80	Jednozadaniowy
7	W-V/4	11-12.2011	IRI-750	Jednozadaniowy
8	W-III/4W	01-04.2012	P-80	Wielozadaniowy
9	W-I/4	08-09.2012	P-80	Jednozadaniowy

W otworach jednozadaniowych rdzeniowanie prowadzono tylko w cechszynie i stropowej części czerwonego spągowca. Miało ono na celu określenie warunków złożowych.

Otwory wielozadaniowe były w pełni rdzeniowane, z rozszerzonym zakresem badań. Rozbudowany pakiet analiz obejmował oprócz określania warunków złożowych, dodatkowe badania hydrogeologiczne, geologiczno – inżynierskie oraz gazowe. Ponadto w strefach wodonośnych wykonywano perforacje w rurach okładzinowych, w celu wykonania badań rurowymi próbnikami złoża oraz metodą zaczerpywania i zalewania.

4.2. Konstrukcja otworów wiertniczych.

Otwory wykonane podczas realizacji projektu posiadały 3 kolumny rur okładzinowych. Typową konstrukcję otworu oraz średnice stosowanych świderów przedstawia rys. 4.1.



Rys. 4.1. Schemat konstrukcji otworu.

Kolumna wstępna o średnicy 13 3/8” zapuszczana do gł. ok 20 – 30 m (kreda górna), miała za zadanie odizolowanie poziomów wodonośnych oraz zabezpieczenie otworu przed rozplukiwaniem i zasypywaniem w luźnych utworach czwartorzędowych i trzeciorzędowych.

Kolejną kolumnę stanowiły rury 9 5/8” stawiane w stropie triasu (wapień muszlowy), których główną funkcją było odizolowanie poziomów wodonośnych.

Ostatnią kolumnę stanowiły rury okładzinowe 7” stawiane w stropie cechsztynu górnego. Główną funkcją tej kolumny była izolacja poziomów wodonośnych pstręgo piaskowca oraz stref zaniku płuczki. Konieczność stosowania tej kolumny wynikała również z występowania w cechsztynie plastycznych ilów i stref zaniku płuczki, ograniczając w ten sposób niebezpieczeństwo komplikacji i awarii wiertniczych. Ponadto montowano na niej zabezpieczenie przeciwerupcyjne odwiertu.

Otwory jednozadaniowe, po spełnieniu zadania geologicznego, zostały zlikwidowane poprzez korki cementowe, wykonane w trzech etapach.

I etap – korek cementowy od spągu otworu do ok. 50 m powyżej buta rur ostatniej kolumny.

II etap – korek cementowy ok. 50 m powyżej buta kolejnej kolumny rur okładzinowych.

III etap – korek cementowy do wierzchu.

Zgodnie z prawem Górniczym i Geologicznym po likwidacji wycinano rury okładzinowe na gł. 1,5 m poniżej poziomu terenu i zaspawywano otwór. Następnie wylewano płytę cementową z datą wykonania i nazwą otworu, bodnię zasypywano, a wokół otworu ustalano strefę ochronną o promieniu 5 m.

Otwory wielozadaniowe likwidowane były do poziomu ostatniej perforacji (tj. pstry piaskowiec środkowy), w kilku etapach zależnych od harmonogramu badań hydrogeologicznych. Po zakończeniu prac pozostawiano je jako piezometry obserwacyjne.

4.3. Urządzenia wiertnicze i aparaty rdzeniowe.

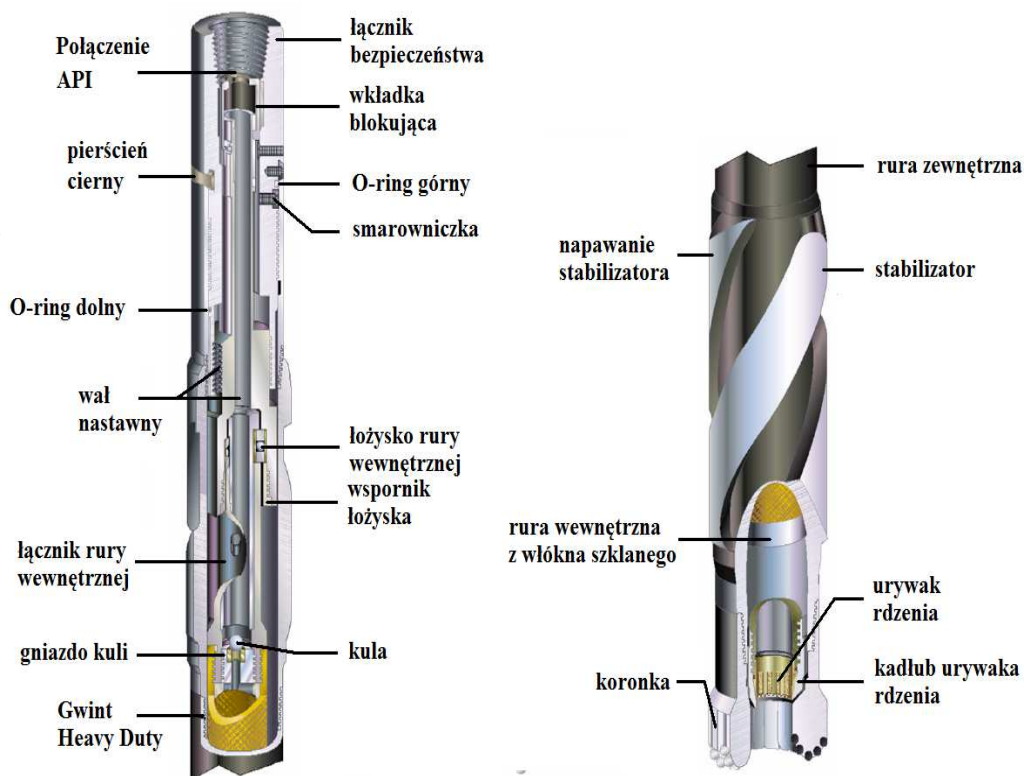
W projekcie wykorzystano urządzenia wiertnicze o wysokości masztu umożliwiającym odstawianie pasów przewodu wiertniczego, składających się z dwóch rur płczkowych, o udźwigu nominalnym 80 T (P-80) i 136 T (IRI-750), napędzanych silnikami diesla (rys. 4.2). W skład systemu płczkowego wchodziły zbiorniki płczkowe o łącznej pojemności 80 m³ (P-80) i 150 m³ (IRI-750) oraz pompy płczkowe typu T-500 lub PZ-8. System oczyszczania płczki obejmował sита wibracyjne (2 szt.), osadnik oraz wirówkę dekantacyjną.



Rys. 4.2. Urządzenie wiertnicze P-80 (po lewej) i IRI-750 (po prawej). (fot. D. Janc)

Rdzeniowanie prowadzono standardowymi aparatami rdzeniowymi podwójnymi (rys. 4.3 i 4.4), jedno - i dwusekcyjnymi z nieobracającą się względem rdzenia rurą wewnętrzną, z regulowaną głowicą łącznika bezpieczeństwa.

Przy wyborze koronek rdzeniowych kierowano się zarówno litologią przewierczanych warstw, jak i problemem ochrony rdzenia. Otwory były stosunkowo płytkie oraz charakteryzowały się dużą zmiennością litologiczną. Należało więc dobrać narzędzie uzyskujące odpowiedni postęp wiercenia zarówno w skałach miękkich, jak i średnio twardych, występujących po sobie na przemian o niewielkich miąższościach.



Rys. 4.3. Aparat rdzeniowy z regulowaną głowicą łącznika bezpieczeństwa. [27]

Low Invasion Coring Technical Specifications				
SYSTEM (BARREL X CORE SIZE)	4-3/4" x 2-5/8"		6-3/4" x 4"	
	IMPERIAL	METRIC	IMPERIAL	METRIC
Hole Size Compatibility	5-7/8 to 7 in.	149 to 178 mm	8 to 9 in.	203 to 229 mm
Maximum Flow Rate	230 gpm	1,045 lpm	375 gpm	1,363 lpm
Core Size	2-5/8 in.	67 mm	4 in.	101.6 mm
Minimum Unit Length	30 ft	9.14 m	30 ft	9.14 m
Core Barrel Type	HDT 4-3/4	HDT 4-3/4	HDT 6-3/4	HDT 6-3/4
OUTER ASSEMBLY				
Top Connection (Box-API)	3-1/2 IF	3-1/2 IF	4-1/2 IF	4-1/2 IF
Minimum Unit Length	30 ft	9.14 m	30 ft	9.14 m
Outer Barrel (OD x ID)	4-3/4 x 3-3/4 in.	121 x 95.3 mm	6-3/4 x 5-3/8 in.	171.5 x 136.5 mm
Pulling Capacity *	246,000 lbs	111 T	506,000 lbs	228 T
Maximum Torque **	14,800 ft-lbs	2,000 daNm	39,000 ft-lbs	5,300 daNm
Make-up Torque ***	9,600 ft-lbs	1,300 daNm	25,800 ft-lbs	3,500 daNm
INNER TUBE ASSEMBLY				
Minimum Unit Length	30 ft	9.14 m	30 ft	9.14 m
Maximum OD	3-3/8 in.	89 mm	4-3/4 in.	134.0 mm
Ball Size	1.0 in.	25.4 mm	1-1/4 in.	17.5 mm
Steel Inner Tube (OD x ID)	3-3/8 x 2-7/8 in.	85.7 x 73 mm	4-3/4 x 4-1/4 in.	120.7 x 108 mm
Slick Alum. Inner Tube (OD x ID)	3-3/8 x 2-7/8 in.	85.7 x 73 mm	4-3/4 x 4-1/4 in.	120.7 x 108 mm
Fluted Alum. Inner Tube (OD x ID)	3-3/8 x 2-13/16 in.	86.1 x 69.9 mm	4-3/4 x 4-1/8 in.	121.1 x 104.8 mm
Fiber Inner Tube (OD x ID)	3-1/4 x 2-7/8 in.	82.6 x 73 mm	4-3/4 x 4-1/4 in.	120.4 x 108 mm

Rys. 4.4. Charakterystyka techniczna aparatów rdzeniowych. [44]

W projekcie zastosowano koronki PDC (Polycrystalline Diamond Compact) o średnicach: 216 mm, 149 mm (tabeli 4.2).

Tab. 4.2. Koronki stosowane przez PN Diament sp. z o.o. [12] [103]

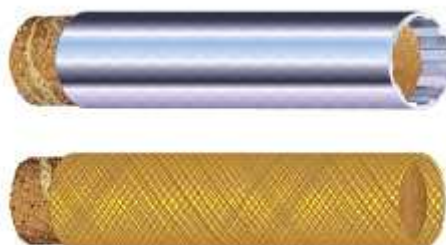
<i>Firma</i>	<i>Średnica [mm]</i>	<i>Rodzaj</i>	<i>Producent</i>	<i>Typ</i>
PN Diament	216	PDC	Halliburton	FC3647A
			DBS	FC3447A
	149	PDC	Halliburton	FC3645A
			DBS	FC3445A
		Dominat	6 skrzydłowa	

Były to koronki cztero- i sześćskrzydłowe (rys. 4.5) typu „Low Invasion” ze stalowym korpusem oraz Dominat 6-cio skrzydłowa.



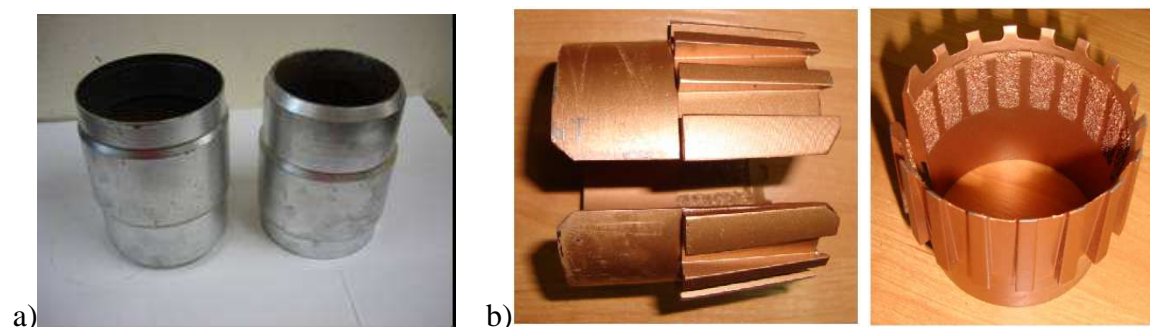
Rys.5.5. Koronka rdzeniowa 149 mm typu „Low Invasion” ze stalowym korpusem.
(fot. D. Janc)

Rury wewnętrzne (rys. 4.6) wielokrotnego użytku wykonane były z włókna szklanego. Od sierpnia 2011 stosowano rury aluminiowe frezowane wewnątrz, w celu zmniejszenia tarcia na powierzchni rdzeń – rura wewnętrzna.



Rys. 4.6. Rura wewnętrzna: z włókna szklanego (dół) i aluminiowa frezowana (góra).[44]

Typ kadłuba urywaka rdzenia zdeteminowany był konstrukcją koronki wiertniczej. Były to kadłuby typu Lip Shoe kompatybilne z koronkami typu „Low Invasion”. Ze względu na znaczne zróżnicowanie litologiczne, z przewagą twardych, zwięzłych utworów, stosowano tylko standardowe urywaki pierścieniowe z napawaną powierzchnią wewnętrzną (rys. 4.7).



Rys. 4.7. Kadłub urywaka rdzenia typu Lip shoe (a) i urywak pierścieniowy, standardowy z napawaną powierzchnią wewnętrzną (b). (Fot. D. Janc)

Kolejnym istotnym czynnikiem była płuczka wiertnicza. Była to płuczka polimerowa o niskiej filtracji, w celu ochrony przed wnikaniem filtratu w rdzeń. Projektowane parametry płuczki wiertniczej przedstawia tabela 4.3.

Tab. 4.3. Projektowane parametry płuczki wiertniczej dla otworu W-I/4. [73]

	0-20m	20-500m	500-1150m	1150-1300m
Rodzaj	Bentonitowa	Polimerowa		
Gęstość [g/cm ³]	1,05 – 1,30	1,05 - 1,35		
Filtracja [ml/0,7MPa/30min]	poniżej 15	poniżej 8		
Lepkość plastyczna	możliwie niska			
Granica płynięcia [Pa]	12 -15	8 -14	7 - 12	
pH	9,0 - 11,0	7,0 - 9,0		
Zasolenie [g/litr Cl ⁻]	-	20 -180		

Wybijanie rdzenia z aparatu prowadzono bezpośrednio w szybie lub na podeście międzyrampowym, w zależności od wymaganej jakości rdzenia, jego struktury i wytycznych osób nadzoru geologicznego. Rdzenie z rury wewnętrznej przekładane były do drewnianych skrzynek (rys. 4.8) a następnie, po opisie przez geologów, magazynowane w stalowych kontenerach.



Rys. 4.8. Skrzynki na rdzenie. (fot. D. Janc)

4.4. Technologia rdzeniowania

Głównym celem wierconych otworów było pobranie materiału skalnego w postaci rdzenia do badań geomechanicznych oraz zawartości miedzi. W przypadku nieuzyskania rdzenia z serii złożowej, firmy wiernicze zobowiązane były do odwiercenia nowego otworu lub wycięcia okna w rurach okładzinowych i wykonanie otworu kierunkowego o jak najmniejszym odejściu od pierwotnie zakładanej osi.

Dlatego też mając na uwadze niesatysfakcjonujące uzyski rdzenia, mogące skutkować dodatkowymi kosztami związanymi z wykonaniem otworu kierunkowego, zostały opracowane niestandardowe zasady rdzeniowania. Dotyczyły one szczególnie strefy złożowej i polegały na doborze sprzętu i parametrów (nacisk, obroty, wydatek płuczki, długość marszu) w zależności od zaistniałych warunków. Do podstawowych zasad rdzeniowania w cechszynie należało [31]:

- 1) Rdzeniowanie jedną sekcją aparatu, krótkimi marszami (od 3 do 6 m) w zależności od litologii.
- 2) Koronki typu „Low Invasion” – ograniczenie rozplukiwania rdzenia.
- 3) Maksymalny pobór rdzenia bez urywania – zastosowanie krótkich rur płuczkowych tzw. manipulaków.
- 4) Stałe, zalecane parametry mechaniczne rdzeniowania (obroty 40-50 RPM, nacisk do 4 T) z minimalnym wydatkiem jaki można uzyskać na pompie (ok. 4,5 l/s).
- 5) Ciągła kontrola postępu wiercenia.
- 6) W przypadku objawów zaklinowania rdzenia lub zmiany postępu, urwanie rdzenia i zaprzestanie dalszego rdzeniowania.
- 7) Zawiercanie ostatnich 10-20 cm „na sucho” – zapieczenie rdzenia w urywaku.
- 8) Po urwaniu rdzenia nie płukano otworu – ochrona rdzenia przed rozplukaniem.
- 9) Spokojne i powolne wyciąganie zestawu z otworu – unikanie udarów przy osadzaniu rur płuczkowych w klinach podczas rozkręcania zestawu.

Przed rozpoczęciem każdego marszu osoby dozoru ruchu dokonywały przeglądu aparatu rdzeniowego. Poza ogólnymi oględzinami stanu rury wewnętrznej, gwintów oraz koronki sprawdzano dystans pomiędzy kadłubem urywaka, a wargą ochronną w koronce, luz łożyskowy oraz swobodę obrotu rury wewnętrznej.

Przed wrzuceniem kuli, czyli rozpoczęciem rdzeniowania, płukano otwór przez okres czasu równy przetłoczeniu 1,5 objętości przestrzeni pierścieniowej lub do

całkowitego oczyszczenia otworu ze zwiercin. Po ustabilizowaniu się ciśnienia po wrzuceniu kuli rozpoczynano rdzeniowanie pierwszych 50 cm z zaniżonymi parametrami mechanicznymi (obroty 50-60 obr/min, nacisk 0,5-1 T), stopniowo zwiększając je do uzyskania optymalnego postępu w danej formacji. Miało to na celu ustabilizowanie pracy koronki, poprawne wejście rdzenia do aparatu oraz zapobieżenie jego rozkruszeniu, które mogło powodować klinowanie.

4.5. Komplikacje i awarie wiertnicze występujące podczas realizacji projektu

Podczas realizacji projektu w latach 2011 – 2012 nie wystąpiły żadne awarie wiertnicze rozumiane jako: „przestoje w procesie wiercenia do czasu usunięcia występującej w otworze przeszkody, uniemożliwiającej kontynuowanie prac (np. urwanie przewodu, pozostawienie narzędzia w otworze)”.

Wystąpiły natomiast liczne komplikacje wiertnicze, będące następstwem warunków geologicznych. Komplikacja wiertnicza jest to taki stan prac, przy zaistnieniu którego następuje utrudnienie i zakłócenie harmonogramu wykonywanych prac, przy czym wiercenie/rdzeniowanie może być kontynuowane przy zmniejszonej prędkości lub też czasowo zatrzymane (zaniki płuczki, przerabianie otworu, likwidacja erupcji). Główne komplikacje wiertnicze napotkane podczas prac na obszarze niecki grodzieckiej to:

- 1) Niskie uzyski rdzenia.
- 2) Przechwycenia i „zaciąganie” podczas operacji wyciągowych.
- 3) Skrócone marsze (klinowanie rdzenia).
- 4) Zaniki płuczki wiertniczej.

Niższe niż zakładane w kontrakcie uzyski rdzenia (poniżej 80 % lub 90 % w strefie złożowej) występowały głównie w cechszynie górnym i środkowym. Przyczyny oraz szczegółowe zestawienie uzysków w poszczególnych wydzieleniach stratygraficznych i marszach przedstawione są w rozdziale 6.

W przypadku kilku otworów wystąpił problem z „zaciąganiem” podczas wyciągania zestawu wiertniczego oraz przechwycenie przewodu w otworze W-I/4. Były to stosunkowo niegroźne komplikacje związane z pęcznieniem ilów oraz niedostatecznym wydatkiem pompy płuczkowej, niegwarantującym prawidłowego wynoszenia zwierci. W przypadku tym występowało niebezpieczeństwo przechwycenia aparatu rdzeniowego podczas operacji wyciągania oraz konieczność przerabiania przewężonych odcinków podczas zapuszczania.

Krótsze niż zaplanowane marsze wynikały ze zjawiska klinowania się rdzenia w rurze wewnętrznej. Główną przyczyną były warunki geologiczne i tektoniczne. Z jednej strony spękania górotworu oraz zjawiska krasowe, z drugiej na przemian występujące po sobie utwory o różnych parametrach geomechanicznych powodowały zwiększenie siły tarcia na płaszczyźnie rdzeń – rura wewnętrzna wymuszając skrócenie danego marszu. Natomiast większa liczba krótkich marszy wydłużała czas prac oraz zwiększała koszty.

Obok trudności technicznych związanych z uzyskiem rdzenia, zaciąganiem i skróconymi marszami, napotkano na komplikacje związane z zanikami płuczki wiertniczej. Powodowały one wzrost kosztów wykonania otworów z tytułu, dodatkowych środków niezbędnych do likwidacji zaników, wydłużenia prac wiertniczych, a także licznych komplikacji i przestojów urządzeń. Zestawienie zaników płuczki dla poszczególnych otworów zawiera tab. 4.4.

Tab.4.4. Zestawienie zaników płuczki wiertniczej podczas prac w latach 2011-2012 r.

LP	Nazwa otworu	Interwał	Zanik łącznie [m ³]	Uwagi
1	W-III/2	Pstry piaskowiec	404	Cechsztyń środkowy – korki cementowe, rdzeniowanie na zaniku płuczki
		Cechsztyń górny		
		Cechsztyń środkowy		
2	W-VII/4W	Kreda górna	666,8	Cechsztyń środkowy – korki cementowe, brak cyrkulacji na powierzchni.
		Pstry piaskowiec		
		Cechsztyń środkowy		
3	W-V/3	Cechsztyń górny	458,3	Cechsztyń środkowy – korki cementowe, brak cyrkulacji na powierzchni.
		Cechsztyń środkowy		
4	W-IX/6W	Trias – ret	567	Cechsztyń środkowy – korki cementowe, brak cyrkulacji na powierzchni.
		Cechsztyń środkowy		
5	W-V/1	Cechsztyń środkowy	67	
6	W-VII/6	Kreda górna	128,5	
		Pstry piaskowiec		
7	W-V/4	Kreda górna	618	Zlepieniec graniczny – brak cyrkulacji na powierzchni.
		Cechsztyń środkowy		
		Pstry piaskowiec		
8	W-III/4W	Kreda górna	956	Cechsztyń środkowy – korki cementowe, brak cyrkulacji na powierzchni.
		Pstry piaskowiec		
		Cechsztyń środkowy		
9	W-I/4	Kreda górna	49,5	
		Cechsztyń środkowy		

Na obszarze synkliny grodzieckiej zaniki płuczki wiertniczej występują zazwyczaj w utworach węglanowych (kreda i cechsztyń) oraz w czerwonym spągowcu. Wynikają one z zaburzeń tektonicznych (spękania, uskoki) oraz ze zjawisk krasowych.

Metody likwidacji zaników opracowywano indywidualnie dla każdego przypadku na podstawie aktualnych warunków geologiczno – technicznych. W przypadku niewielkich zaników w pierwszej kolejności obniżano ciężar płuczki wiertniczej, w celu zmniejszenia ciśnienia hydrostatycznego w otworze. Kolejnym etapem było wtlaczanie „pasty” o podwyższonej lepkości z różnego rodzaju blokatorami, przy czym ich granulacja uzależniona była od konstrukcji aparatu rdzeniowego.

Jeżeli zastosowanie blokatora o maksymalnej granulacji nie pomagało, wyciągano aparat rdzeniowy z otworu i zapuszczano „goły” przewód lub świder bez dysz, przez który wtlaczano blokatory (węglanowe o różnej granulacji, ścinki foliowe, trociny, materiały pęczniejące). W trakcie ekstremalnych zaników oraz braku efektów zastosowania poprzednich metod, przystępowano do wykonania korków cementowych o przyspieszonym czasie wiązania, z dodatkiem blokatorów i materiałów pęczniejących.

Jeżeli żadna z powyższych metod nie przynosiła rezultatu, prowadzono dalsze rdzeniowanie na zaniku płuczki do momentu, w którym można było posadzić dodatkową kolumnę rur i skutecznie ją zacementować. W ekstremalnych przypadkach, rdzeniowano bez wypływu płuczki na powierzchnię, przy maksymalnych mechanicznych parametrach rdzeniowania (warunkujących pionowość otworu), w celu jak najszybszego przewiercenia danego interwału.

4.6. Podsumowanie analizy techniki i technologii prowadzonych prac wiertniczych na obszarze synkliny grodzieckiej.

Urządzenia wiertnicze, aparaty rdzeniowe i koronki wykorzystane podczas realizacji prac na obszarze synkliny grodzieckiej są powszechnie stosowane w wierceniach geologiczno - poszukiwawczych. Standardowe aparaty rdzeniowe dwusekcyjne z regulowaną głowicą łącznika bezpieczeństwa i koronki rdzeniowe typu PDC były z powodzeniem stosowane w podobnym projekcie na obszarze monokliny przedsudeckiej. Są to narzędzia uniwersalne i sprawdzają się one zarówno w formacjach miękkich jak i średnio twardych, występujących na przemian.

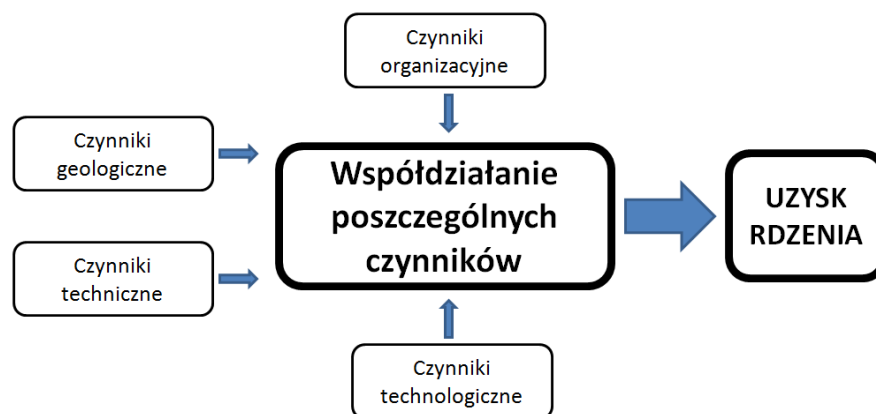
Ze względu na minimalizację ryzyka utraty rdzenia i idące za tym konsekwencje stosowano niekonwencjonalną technologię wiercenia w strefie złożowej. Polegała ona na redukcji niebezpieczeństwa erozyjnego niszczenia rdzenia poprzez ograniczenie strumienia objętości tłoczony płuczki do minimum oraz redukcję parametrów mechanicznych i szybką reakcję na objawy klinowania. Ponadto pomijano płukanie otworu po odwierceniu zakładanego odcinka.

Głównymi utrudnieniami związanym z realizacją projektu były zaniki płuczki wiertniczej. Występowały one głównie w utworach węglanowych cechsztynu oraz czerwonym spągowcu. Związane były z zaburzeniami tektonicznymi obszaru oraz zjawiskami krasowymi. Standardowa procedura likwidacji zaników polegała na obniżeniu ciężaru płuczki wiertniczej oraz wtłoczeniu "pasty" z blokatorami. W przypadkach ekstremalnych wykonywano korki cementowe o przyspieszonym czasie wiązania z dodatkiem blokatorów lub kontynuowano rdzeniowanie z zanikiem płuczki, czasem bez cyrkulacji na powierzchnię.

Mimo iż, zastosowana technika i technologia sprawdzały się w warunkach geologicznych synkliny grodzieckiej, wymagają one pewnych ulepszeń i optymalizacji pod względem uzysku rdzenia i jego jakości.

5. Czynniki wpływające na uzysk rdzenia na obszarze prac wiertniczych.

Rdzeniowanie jest procesem złożonym, zależnym od wielu czynników często współzależnych od siebie. Dlatego też, uzysk będący ilorazem długości uzyskanego rdzenia i uwiertu w danym marszu jest wypadkową poszczególnych czynników oraz ich interakcji (rys. 5.1).



Rys. 5.1. Czynniki wpływające na uzysk i jakość rdzenia. [22]

W literaturze światowej znaleźć można wiele metod poprawiających efektywność wierceń rdzeniowych, ale jak dotąd żadne rozwiązanie nie gwarantuje 100% uzysku rdzenia oraz jego doskonałej jakości, zwłaszcza w przypadku zmiennych warunków litologicznych.

Główną przyczyną zmniejszonych uzysków rdzenia, zaobserwowaną podczas wierceń na obszarze synkliny grodzieckiej oraz opisywaną w światowej literaturze, jest efekt klinowania. Zjawisko to występuje, gdy pojawiają się zwiększone siły tarcia pomiędzy rdzeniem, a przesuwającą się równoległe do niego rurą wewnętrzną, koronką lub urywakiem rdzenia. Zaklinowany rdzeń zostaje zniszczony w koronce rdzeniowej (lub urywaku) a następnie wypłukany. Przyczyną tego zjawiska są czynniki geologiczne oraz nieprawidłowa technologia rdzeniowania [1] [3] [68] [96].

Innym czynnikiem zmniejszającym uzyski rdzenia jest erozyjne oddziaływanie strumienia płuczki wiertniczej. Płyn pod wysokim ciśnieniem niszczy strukturę skały, zmniejszając średnicę rdzenia lub całkowicie go wypłukując. Zjawisko to najczęściej spowodowane jest konstrukcją aparatu rdzeniowego i koronki, a także nieprawidłowym doбором parametrów hydraulicznych technologii rdzeniowania.

Również po zakończeniu wiercenia może dojść do zmniejszenia uzysku rdzenia w następstwie jego wysypania lub wysuwania się z rury wewnętrznej podczas wyciągania zestawu na powierzchnię, wskutek wcześniejszej erozji i/lub niezabezpieczenia go przez urywak.

5.1. Przyczyny techniczne

Jedną z najważniejszych, a zarazem najtrudniejszych, decyzji jakie należy podjąć przed rozpoczęciem prac rdzeniowych jest dobór sprzętu wiertniczego. Prawidłowy przebieg procesu rdzeniowania w znacznej mierze determinowany jest przez szereg elementów, często współzależnych od siebie. Dlatego też zmniejszone uzyski rdzenia często są efektem czynników technicznych, do których można zaliczyć:

1. Konstrukcję aparatu rdzeniowego.
2. Typ koronki rdzeniowej.
3. Zestaw dolnej części przewodu wiertniczego.
4. Średnicę rdzeniowania.
5. Charakterystykę techniczną urządzenia wiertniczego.

Prawidłowy przebieg procesu rdzeniowania w znacznym stopniu uzależniony jest od doboru aparatu rdzeniowego. Istnieje szereg rozwiązań konstrukcyjnych, lecz żadne z nich nie jest uniwersalne, gdyż aparaty do formacji twardych i zwięzłych zazwyczaj nie sprawdzają się w przypadku skał miękkich, nieskonsolidowanych i odwrotnie.

Głównym czynnikiem technicznym wpływającym na uzysk rdzenia i jego jakość jest konstrukcja dolnej części aparatu rdzeniowego, a w szczególności koronka rdzeniowa i zespół urywaka rdzenia.

Zły dobór koronki może skutkować nie tylko niesatysfakcjonującymi postępami wiercenia, ale również może być powodem niszczeniem rdzenia. Kluczową rolę odrywa tutaj prawidłowy dobór narzędzia do danej formacji, rozmieszczenie kanałów płuczkowych oraz obszar kontaktu płuczki wiertniczej z rdzeniem. Zbyt długie wystawienie miękkiego, słabo zwięzłego rdzenia na erozyjne działanie strumienia płuczki prowadzi do jego niszczenia lub zmniejszenia średnicy. Z kolei zmniejszona średnica rdzenia uniemożliwia uchwycenie go przez urywak pierścieniowy [31]. Niedostateczna wytrzymałość ostrzy lub ich różna długość może powodować odwiercenie rdzenia (ze skał miękkich) o zwiększonej średnicy, który będzie się klinował w koronce i rurze wewnętrznej.

Inną komplikacją związaną z nieprawidłowym doбором koronki rdzeniowej, zwłaszcza w słabych formacjach, jest zjawisko wibracji poziomych tzw. „whirllingu”, czyli wirowania koronki. Wiąże się ono z rozstawem ostrzy, kształtem profilu narzędzia oraz parametrami mechanicznymi procesu rdzeniowania. Wibracje te są bardzo trudno zauważalne na powierzchni, a powstają samoczynnie na skutek niestabilnej pracy koronki na dnie otworu. Ich efektem jest zazwyczaj powiększona średnica otworu, a zarazem zmniejszona średnica rdzenia. Wibracje te są trudne do zatrzymania i zazwyczaj jedynym sposobem jest wyłączenie obrotów i ponowne rozpoczęcie wiercenia. Laboratoryjne

i terenowe testy opisane w literaturze [1] [89] wykazały, iż „wirowanie” koronki zwiększa prawdopodobieństwo klinowania się rdzenia, który często jest zwężony na średnicy i bardziej połamany. Ponadto prowadzi ono do niszczenia narzędzi wiertniczych. Cechą charakterystyczną tego zjawiska jest spirala na zewnętrznej ścianie rdzenia (rys. 5.2). Wibracje zmniejszają również efektywność zwiercania skały, zmniejszając tym samym postęp wiercenia.



Rys. 5. 2. Zmniejszenie średnicy rdzenia 4” poprzez erozyjne działanie strumienia płuczki wiertniczej oraz zjawisko „whirlingu” – otwór W-III/4W. (fot. D. Janc)

Równie ważny jest dobór odpowiedniego typ urywaka, który zagwarantuje prawidłowe urwanie i zabezpieczenie rdzenia przed wypadaniem podczas transportu na powierzchnię. W przypadku rdzeniowania w formacjach, gdzie występują sypkie i miękkie utwory na przemian z twardymi i zwięzłymi, trudno dobrać uniwersalne rozwiązanie gwarantujące pełne zabezpieczenie rdzenia. Urywaki pierścieniowe sprawdzają się w przypadku twardych, jednorodnych i zwięzłych formacji, natomiast nie zabezpieczają przed wysypaniem się z rury wewnętrznej rdzenia z formacji sypkich, nieskonsolidowanych. Główną komplikacją występującą podczas operacji urywania rdzenia jest niezaciśnięcie się lub ślizganie urywaka pierścieniowego na rdzeniu. Dlatego też podczas skręcania i/lub przeglądu aparatu rdzeniowego należy szczególną uwagę zwrócić na stan techniczny tego elementu. Zużyte (wytarte) napawania wewnętrzne zmniejszają siłę tarcia na powierzchni skała – urywak. Siła ta utrzymuje i zabezpiecza rdzeń podczas transportu na powierzchnię, a jej zmniejszenie zwiększa prawdopodobieństwo wysuwania się nasiąkniętego płuczką rdzenia i pozostawiania go na dnie otworu.

Wada produkcyjna, polegająca na zbyt dużym ściśnięciu urywaka (zmniejszenie jego średnicy) powoduje wysuwanie się go z korpusu do rury wewnętrznej. Następnie, popychany przez rdzeń, znajduje się on pod korkiem kontrolnym. Wówczas nie ma możliwości urwania i zabezpieczenia rdzenia, który pozostaje w otworze.

Równie ważny jest dystans pomiędzy kadłubem urywaka, a koronką rdzeniową. Zbyt duży zwiększa powierzchnie kontaktu płuczki wiertniczej z rdzeniem narażając go na erozyjne niszczenie. Natomiast zbyt mały powoduje obracanie się, z założenia

nieruchomej w stosunku do rdzenia rury wewnętrznej, co prowadzi do niszczenia zewnętrznej struktury skały przez ścieranie oraz uszkodzenia urywaka rdzenia. Zmniejszenie uzysku rdzenia wynika ze zmniejszonej średnicy rdzenia, którego urywak nie jest w stanie urwać i zabezpieczyć, oraz z uszkodzenia samego korpusu urywaka. Oznakami obracania się rury wewnętrznej, w wyniku zbyt małego dystansu, są wytarte napawania wewnętrzne urywaka, pęknięcia jego korpusu oraz podpłukania na zewnętrznej części kadłuba urywaka (rys. 5.4). Natomiast zbyt duży dystans przejawia się zmniejszeniem średnicy rdzenia w wyniku erozyjnego oddziaływania płuczki wiertniczej.

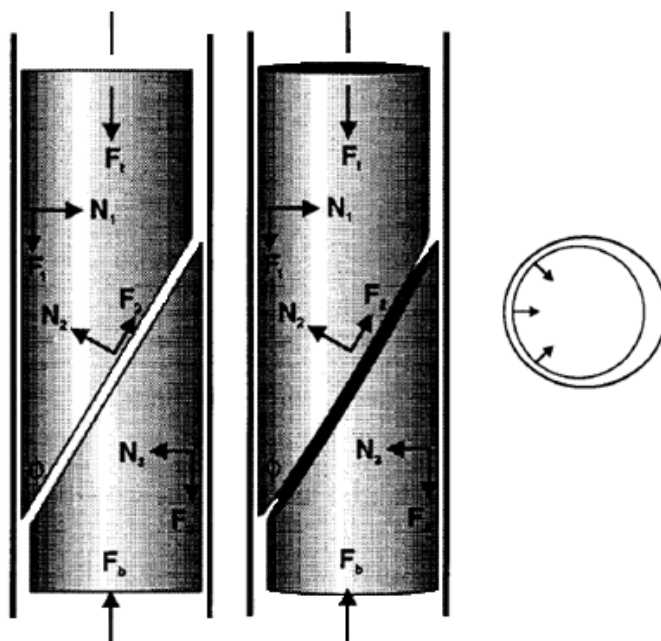


Rys. 5.4. Uszkodzony kadłub urywaka rdzenia i wyniku obracania się rury wewnętrznej wraz z rurą zewnętrzną. (fot. D. Janc)

Należy zaznaczyć, iż obracanie się rury wewnętrznej może być również spowodowane zatarciem łożyska lub odłamkami skalnymi w przestrzeni: kadłub urywaka – korpus wewnętrzny koronki lub rura zewnętrzna – rura wewnętrzna. Podobny efekt powodują zanieczyszczenia stałe (np. kawałki gumy) przenoszone przez płuczkę wiertniczą, które osadzają się wewnątrz aparatu rdzeniowego. Obrotowi rury wewnętrznej sprzyja również nadmierna lepkość i wytrzymałość strukturalna płuczki wiertniczej, zwiększone tarcie w łożysku, brak stabilizacji rury wewnętrznej oraz ugięcie rury zewnętrznej aparatu rdzeniowego pod wpływem nadmiernego nacisku osiowego.

Rura wewnętrzna, zabezpieczająca rdzeń, ma również wpływ na jego uzysk i jakość. Źle dobrany materiał powoduje zwiększenie oporów przesuwu skały, co prowadzi do jej klinowania (rys. 5.5.) i niszczenia. Z kolei pokruszony rdzeń często wysypuje się podczas operacji wyciągowych. Zjawisko to szczególnie uwidacznia się podczas rdzeniowania w plastycznych, pęczniejących utworach ilastych. Przyklejanie się skały do ścianek rury wewnętrznej uniemożliwia jej przesuwanie się, z kolei miękkie, podatne na erozję utwory ulegają wypłukaniu w koronce rdzeniowej. Natomiast na

powierzchni, przy zastosowaniu rur wielokrotnego użytku występują problemy z wybiciem takiego rdzenia.



F_1 – siła tarcia pomiędzy ścianą rury wew. i górną częścią pękniętego rdzenia;
 F_2 – siła tarcia pomiędzy powierzchniami pęknięć rdzenia;
 F_3 – siła tarcia pomiędzy ścianą rury wew. i dolną częścią pękniętego rdzenia;
 N_1 – siła normalna pomiędzy ścianą rury wew. i górną częścią pękniętego rdzenia;
 N_2 – siła normalna pomiędzy powierzchniami pęknięć rdzenia,
 N_3 – siła normalna pomiędzy ścianą rury wew. i dolną częścią pękniętego rdzenia;
 F – siła górna działająca na rdzeń powyżej złamania,
 F_b – siła dolna działająca na dolną część pękniętego rdzenia.

Rys. 5.5. Rozkład sił podczas zaklinowania rdzenia w rurze wewnętrznej. [2]

Innym problemem wynikającym z wielokrotnego użycia rur wewnętrznych jest zmiana ich kształtu w wyniku mechanicznych uszkodzeń, a zwłaszcza zgnieceń (rury aluminiowe) i pęknięć (rury z włókna szklanego). Powstają wówczas przewężenia uniemożliwiające przecięnię się rdzenia, dochodzi do jego zaklinowania, a w dolnej części do skruszenia i wyflukania.

W przypadku otworów o znacznej krzywiźnie i aparatów bez stabilizatorów rury wewnętrznej pojawia się problem ze współosiowością, tj. kątem odchylenia osi wewnętrznej rury od osi rdzeniówki (otworu). Rura wewnętrzna w wyniku działania siły ciężkości kładzie się na ścianie wewnętrznej aparatu rdzeniowego, a różnica kątów prowadzi do ścierania rdzenia w urywaku, erozji w rurze wewnętrznej oraz jego nadmiernego kruszenia.

Innymi czynnikami mającymi wpływ na uzysk są długość i średnica pobieranego rdzenia. Parametry te wpływają na ciężar pobieranej próbki skały. W przypadku słabych i bardzo plastycznych formacji pod wpływem działania siły ciężkości może dochodzić do niszczenia rdzenia poprzez kruszenie lub wyciskanie go z rury wewnętrznej. Następnie

rdzeń jest odpłukiwany. Nie bez znaczenia jest również średnica wewnętrzna aparatu rdzeniowego. W przypadku małych średnic, rdzeń łatwiej ulega połamaniu, co powoduje problemy z klinowaniem się w rurze wewnętrznej.

Iloraz średnicy rdzenia i średnicy otworu, w trudnych warunkach pobierania rdzenia ze skał luźnych i słabozwiązłych, jest również istotnym czynnikiem wpływającym na procentowy uzysk rdzenia [96]. W przypadku małego ilorazu warunki rdzeniowania pogarszają się, gdyż wytrzymałość mechaniczna rdzenia ze skał twardych jest proporcjonalna do sześcianu jego średnicy [96], a więc rdzeń o większej średnicy jest kilkakrotnie wytrzymalszy niż rdzeń o mniejszej. Ponadto, aby uzyskać satysfakcjonujące postępy wiercenia, w przypadku dużych powierzchni pierścienia skrawania, wymagany jest większy nacisk osiowy na koronkę. Powoduje to zwiększenie ugięcia rury rdzeniowej i wibracji przewodu wiertniczego.

Aparaty rdzeniowe, zwłaszcza składające się z kilku sekcji, przy niedostatecznej stabilizacji i dużych naciskach osiowych, podatne są na wyboczenia. Nawet przy małym ugięciu kolumny rdzeniówki następuje styk wewnętrznej ścianki rury zewnętrznej z rurą wewnętrzną. Występujące wówczas tarcie jest przyczyną przenoszenia, poprzez obrót rury wewnętrznej, momentu obrotowego na rdzeń. W efekcie dochodzi do niszczenia rdzenia poprzez jego kruszenie oraz występuje brak współosiowości.

Innym niesprzyjającym zjawiskiem występującym przy ugięciu rdzeniówki jest nierównomierne zużycie koronki rdzeniowej. Jeżeli aparat rdzeniowy styka się ze ścianą otworu, to cały nacisk osiowy przenoszony jest tylko na część pracującej powierzchni koronki. Pojawiają się również problemy związane z krzywizną otworu oraz niszczeniem sprzętu (wytarcia rur wewnętrznych, kadłuba urywaka itp.). Należy również odpowiednio dobrać konstrukcję dolnej części przewodu wiertniczego, tj. obciążników oraz ciężkich rur płuczkowych („Heavy Wall Drill Pipe”), zapewniającą sztywność sekcji, stabilną pracę i odpowiedni nacisk na narzędzie urabiające skałę.

Podczas doboru urządzenia wiertniczego należy wziąć pod uwagę wiele parametrów. Jednym z ważniejszych jest wysokość wieży/maszty determinująca ilość rur płuczkowych w pasie. Urządzenia, których wysokość umożliwia odstawianie w szybie wiertniczym pasów składających się z 2 lub 3 rur płuczkowych, nie tylko skracają czas operacji wyciągania i zapuszczania aparatu wiertniczego z otworu, ale również zmniejszają ilość osadzeń przewodu w klinach, podczas których działa siła bezwładności mogąca prowadzić do wysuwania się rdzenia. W przypadku wiercenia przy użyciu graniatki dodawanie do przewodu kolejnej rury płuczkowej powoduje oderwanie rdzeniówki od dna otworu. Ruch aparatu w górę prowadzi do urwania rdzenia i zabezpieczenia go w urywaku. Po wznowieniu prac, zwłaszcza w skałach twardych, mogą wystąpić problemy z uwolnieniem rdzenia z urywaka i kontynuacją dalszego rdzeniowania.

Równie istotny jest sposób skręcania i rozkręcania przewodu wiertniczego. Zgodnie z instrukcjami eksploatacji przewodu wiertniczego oraz prawidłową praktyką

wiertniczą, do rozkręcania przewodu należy używać kluczy pneumatycznych lub hydraulicznych (ewentualnie narzędzi ręcznych). Używanie stołu wiertniczego powoduje obracanie całego zestawu, co w konsekwencji prowadzi do niszczenia narzędzi typu PDC oraz zwiększa prawdopodobieństwo zgubienia rdzenia.

Nie bez znaczenia jest również czas operacji dźwigowych. Im jest on dłuższy (urządzenia jednokawałkowe, ręczne rozkręcanie przewodu), tym dłużej rdzeń jest poddawany oddziaływaniu płuczki wiertniczej, co w konsekwencji prowadzi do pęcznienia, wsiąkania filtratu, rozpuszczania oraz zmian parametrów wytrzymałościowych rdzenia.

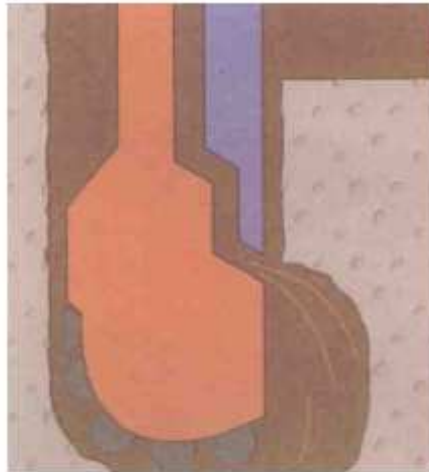
Wpływ na uzysk i jakość rdzenia ma również stan techniczny urządzenia. Awaryjne sprzętu stwarzają niebezpieczeństwo powstania komplikacji w otworze, w następstwie których może dojść do utraty rdzenia. Ważne dla prawidłowego procesu rdzeniowania są również płynność oraz zakres zmian parametrów pracy stołu wiertniczego, wyciągu i pomp płuczkowych oraz sprawność systemu oczyszczania płuczki.

5.2 Czynniki technologiczne

Czynniki technologiczne w znacznej mierze uzależnione są od czynników technicznych, tj. sprzętu jakim dysponujemy, zakresem i płynnością zmian oraz czułością aparatury kontrolno – pomiarowej. Do głównych czynników technologicznych, mających wpływ na uzyski i proces rdzeniowania podczas prac na obszarze synkliny grodzieckiej, można zaliczyć:

1. Parametry hydrauliczne rdzeniowania (strumień objętości, ciśnienie).
2. Parametry mechaniczne rdzeniowania (nacisk, obroty).
3. Operacje dźwigowe.
4. Typ i parametry płuczki wiertniczej.

Z technologicznego punktu widzenia największy wpływ na jakość i uzysk rdzenia mają parametry hydrauliczne procesu rdzeniowania. Niszczenie erozyjne rdzenia (rys. 5.6) jest uzależnione od czasu jego ekspozycji na działanie płuczki wiertniczej, jej ciśnienia, powierzchni kontaktu oraz parametrów (zwłaszcza filtracji). Dlatego też należy tak dobrać strumień objętości tłoczenia płuczki wiertniczej, aby zagwarantować skuteczne wynoszenie zwiercin oraz chłodzenie narzędzia, a zarazem minimalizować jej wpływ na rdzeń.



Rys. 5.6. Erozyjne niszczenie rdzenia. [22]

Duży strumień objętości tłocznej płuczki zwiększa ciśnienie płuczki omywającej rdzeń, powodując jego niszczenie poprzez osłabienie struktury i rozplukiwanie. Wówczas rdzeń ma zmniejszoną średnicę przez co urywak pierścieniowy nie jest w stanie skutecznie go urwać i zabezpieczyć. W skrajnych przypadkach, zwłaszcza przy rdzeniowaniu w utworach sypkich i o małej wytrzymałości, rdzeń zostaje całkowicie wymyty. Zbyt długa ekspozycja rdzenia na oddziaływanie płuczki wiertniczej może powodować wnikanie filtratu do skały, co w efekcie będzie prowadziło do osłabienia struktury lub pęcznienia. Dlatego też płuczki stosowane podczas wierceń rdzeniowych powinny odznaczać się niską filtracją, tworzyć warstwę ochronną utrudniającą wnikanie filtratu oraz posiadać właściwości smarne.

Równie istotny jest prawidłowy dobór nacisku osiowego na koronkę rdzeniową. Należy tu uwzględnić konstrukcję dolnej części przewodu wiertniczego, litologię oraz warunki panujące w otworze. Zbyt duży nacisk powoduje wyboczenie zestawu oraz brak współosiowości. W przypadku skał miękkich i plastycznych, przy dużym nacisku osiowym wywieranym na koronkę rdzeniową, rdzeń spieka się lub zaprasowuje w rurze wewnętrznej. Ponadto, w przypadku zaklinowania rdzenia, nacisk nie jest przenoszony na koronkę tylko poprzez rdzeń i rurę wewnętrzną na zespół łożyska. Zwiększa się wówczas prawdopodobieństwo uszkodzenia aparatu rdzeniowego, a rdzeń w dolnej części zostaje skruszony i wypłukany. Z kolei zbyt mały nacisk wpływa na zmniejszenie mechanicznej prędkości wiercenia, a tym samym zwiększa czas ekspozycji rdzenia na erozyjne oddziaływanie płuczki wiertniczej.

Obroty wpływają nie tylko na mechaniczną prędkość wiercenia, ale również na stabilność pracy narzędzia wierzącego na dnie otworu. Poprzez odpowiedni dobór obrotów i nacisku osiowego częściowo można zapobiec zjawisku „wirowania” koronki, które w znaczący sposób pogarsza jakość i uzysk rdzenia.

Obok podstawowych parametrów technologicznych istotny jest również stan techniczny otworu. Prawidłowe przygotowanie otworu do rdzeniowania obejmuje

przerobienie otworu do średnicy nominalnej koronki, wyrównanie dna świdrem lub frezem czołowym oraz dokładne oczyszczenie z zalegających zwiercin.

Przerabianie (poszerzanie) koronką wiertniczą może spowodować zatkanie przestrzeni rura wewnętrzna – rura zewnętrzna, zaklejenie urywaka, zatkanie kanałów płuczkowych w koronce i wiele innych komplikacji uniemożliwiających prawidłowe rdzeniowanie.

Odłamki skalne lub metalowe elementy zalegające na dnie otworu nie tylko utrudniają rozpoczęcie rdzeniowania, ale też często są przyczyną przedwczesnego zaklinowania się rdzenia (nawet po nawierceniu paru centymetrów) i uszkodzenia narzędzia wierzącego.

Nie bez znaczenia jest również prędkość oraz płynność wyciągania przewodu wiertniczego z otworu. Z technologicznego punktu widzenia zalecana prędkość wynosi 1 - 10 min na pas przewodu wiertniczego (w zależności od głębokości i warunków otworowych) [62], lecz większy wpływ na uzysk rdzenia ma przyspieszenie występujące podczas podrywania przewodu z klinów oraz siła bezwładności występująca podczas osadzania rur płuczkowych w klinach.

Niejednokrotnie podczas wyciągania aparatu zaobserwowano wysunięcie rdzenia poniżej korpusu koronki, mimo objawów jego urwania przy dnie otworu. Zjawisko to wynika z masy (średnicy i długości) pobieranego rdzenia i jego słabej struktury. Im cięższy rdzeń, tym większa siła bezwładności skierowana ku dołowi, mogąca prowadzić do wysuwania się go z urywaka podczas osadzania rur płuczkowych w klinach oraz przyspieszenia w trakcie wyciągania zestawu. Wówczas siła zacisku (zależna od masy rdzenia i siły bezwładności) na urywaku przewyższa wytrzymałość skały, powierzchnia kontaktu zostaje skruszona i następuje wysuwanie się rdzenia z urywaka.

5.3. Czynniki geologiczne

Z analizy zestawień uzysku rdzenia [31] [33] wynika, iż główną przyczyną zmniejszonego uzysku podczas realizacji prac na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A. była litologia. Warunki geologiczne są niezmiennie i na ich podstawie dobiera się technikę i technologię rdzeniowania. Do głównych czynników geologicznych wpływających na efekt prowadzonych prac na obszarze synkliny grodzieckiej można zaliczyć:

1. Parametry geomechaniczne skały.
2. Niejednorodność profilu litologicznego (liczne cienkie przewarstwienia).
3. Kąt upadu.

Największy wpływ na proces rdzeniowania i uzyski rdzenia mają parametry wytrzymałościowe skały. Rozkład naprężeń, moduł Younga, wytrzymałość na ściskanie, gęstość, współczynnik zwięzłości i wiele innych parametrów wpływa nie tylko na urabialność skały przez narzędzie wierzące, ale także na osiągnięte uzyski rdzenia oraz jego maksymalną długość warunkującą nienaruszenie jego stabilności.

Największe trudności zaobserwowano podczas rdzeniowania w plastycznych, nieskonsolidowanych lub słabozwięzłych utworach. Zmniejszony uzysk rdzenia wynikał głównie z erozyjnego oddziaływania płuczki wiertniczej, braku skuteczności działania urywaków pierścieniowych oraz gubienia materiału skalnego podczas operacji wyciągowych. Z kolei bardzo plastyczne i płynne utwory (np. plastyczne ily solne cechsztynu górnego) często były wypłukiwane oraz wyciskane z aparatu rdzeniowego, na skutek działania ciężaru górnej części rdzenia lub zaklinowania go w rurze wewnętrznej.

Występowanie w profilach litologicznych licznych przewarstwień znacznie utrudnia rdzeniowanie i wpływa na efekt prowadzonych prac, co było szczególnie widoczne w cechsztynie górnym. Na przemian występujące po sobie utwory miękkie i plastyczne, z tendencją do pęcznienia (np. ily) z utworami twardymi (np. dolomity), utrudniają przesuwanie się rdzenia w kadłubie urywaka oraz rurze wewnętrznej. Pęczniejące i dodatkowo ściskane miękkie utwory plastyczne powodują zwiększenie średnicy rdzenia, który styka się ze ścianką wewnętrzną rury wewnętrznej wywołując dodatkową siłę tarcia.

Wpływ na uzysk ma również kąt upadu warstw. Za przykład mogą tu posłużyć komplikacje podczas rdzeniowania w kruchych łupkach cechsztynu górnego o pionowym kącie upadu (rys. 5.7). Problem pojawia się podczas urywania rdzenia i wyciągania zestawu.



Rys 5.7. Łupki o pionowym kącie upadu – otwór W-III/2. (fot. D. Janc)

W przypadku zastosowania w tych warunkach urywaków pierścieniowych często dochodzi do urwania rdzenia nie u jego podstawy, ale na pewnej wysokości od dna otworu. Oznaką tego zjawiska jest brak wzrostu ciężaru podczas podciągania zestawu lub jedynie lekki jego wzrost, który utrzymuje się podczas dalszego podciągania, aż do momentu zaciśnięcia się urywaka i urwania rdzenia. Przyczyną jest odspajanie warstw pionowych łupków przez urywak podczas zaciskania. Ponadto pionowe płaszczyzny pomiędzy cienkimi warstwami iłowców oraz mułowców z tendencją do odspajania się powodują wysuwanie się rdzenia z rury wewnętrznej pod własnym ciężarem. Urywak niszczy zewnętrzne warstwy rdzenia, zmniejszając powierzchnię styku skały z urywakiem pierścieniowym. W momencie tym zmniejsza się siła tarcia na kontakcie skała - urywak i rdzeń wysuwa się z rury wewnętrznej.

W przypadku gdy utwory są silnie spękane, zawierające liczne soczewki i kawerny, uzyskuje się rdzeń w postaci rumoszu skalnego (rys. 5.8). Rdzeniowanie w takich utworach prowadzi często do klinowania rdzenia w rurze wewnętrznej, zazwyczaj uniemożliwiającego dalsze wiercenie z powodu braku postępu. Powodem zmniejszonego uzysku w tych utworach jest wypadanie kawałków skalnych podczas wyciągania aparatu rdzeniowego. Luźne, owalne fragmenty skały o średnicy mniejszej niż średnica urywaka nie są zatrzymywane przez niego i pozostają na dnie otworu.

Ponadto w utworach silnie zkrasowanych zmniejszony uzysk rdzenia może wynikać z pustek w skale. Wówczas interwał przewiercany jest dłuższy od faktycznego uzysku rdzenia, gdyż w rurze wewnętrznej pustki nie są zachowane, a rdzeń występuje w postaci luźnego rumoszu. Oznaką rdzeniowania w tego typu utworach jest „przepadanie” zestawu (nagły i krótkotrwały wzrost postępu wiercenia bez nacisku) oraz duże wahania momentu obrotowego wynikające z klinowania koronki odłamkami skalnymi.



Rys. 5.8. Utwory węglanowe cechsztynu górnego. (fot. D. Janc)

Innym czynnikiem utrudniającym proces rdzeniowania i wpływającym na uzysk rdzenia jest spękanie górotworu. Skośne i wzdłużne pęknięcia rdzenia (rys. 5.9) powodują przesuwanie się jego części wzdłuż tych płaszczyzn, co w efekcie powoduje klinowanie się go w rurze wewnętrznej.



Rys.5.9. Spękania górotworu – otwór W-III/2. (fot. D. Janc)

5.4. Czynniki organizacyjne

Wpływ na jakość i uzysk rdzenia mają również czynniki organizacyjne. Spośród szeregu elementów związanych z pracami „około wiertniczymi” należy wyróżnić kilka najistotniejszych.

Głównym parametrem warunkującym dobre wyniki prac jest rozpoznanie obszaru działań. Może ono polegać na analizie danych archiwalnych lub własnych doświadczeń na danym obszarze. Rozpoznanie geologiczne umożliwia przewidywanie ewentualnych komplikacji i dobór prawidłowej techniki i technologii.

Dostępność na wiertni sprzętu wiertniczego (aparaty, koronki, urywaki, itp.) umożliwia dobór prawidłowego rozwiązania konstrukcyjnego do aktualnych warunków otworowych. Równie ważne są przeglądy i odpowiednia konserwacja sprzętu, prowadzona przez doświadczonych pracowników, pozwalająca wykluczyć z użytku elementy uszkodzone lub zużyte. Tylko technicznie sprawny sprzęt umożliwia osiągnięcie zamierzonego celu i bezawaryjność prowadzonych prac.

Kolejnym istotnym czynnikiem jest dobór załóg wiertniczych i osób kierujących pracami. Pracownicy powinny charakteryzować się doświadczeniem, wiedzą teoretyczną i praktyczną, odpornością na stres oraz zdolnością analizowania aktualnej sytuacji i podejmowania szybkich, samodzielnych decyzji. Bez prawidłowej obsługi nawet najlepsze rozwiązania konstrukcyjne się nie sprawdzają, a efekt prowadzonych prac jest poniżej oczekiwań i założeń.

5.5. Podsumowanie analizy czynników wpływających na uzysk rdzenia.

Obszar prowadzonych prac był stosunkowo dobrze rozpoznany pod względem geologicznym, ale ze względu na liczne dyslokacje nieciągłe rzeczywiste profile stratygraficzno-litologiczne często różniły się od założeń projektowych. Utrudniało to dobór narzędzi i technologii prowadzonych prac.

Na podstawie analizy danych wynika, iż największe problemy z uzyskiem rdzenia występowały w miękkich, plastycznych utworach. Za główną przyczynę uważa się nieprawidłowy dobór technologii i sprzętu do warunków geologicznych. Bardzo często dochodziło do klinowania się rdzenia w rurze wewnętrznej lub w urywaku, co prowadziło do jego niszczenia w dolnej części i wyflukiwania.

Mniejszy wpływ na uzyski miały czynniki organizacyjne, gdyż podczas prowadzenia prac wiertniczych na obszarze synkliny grodzieckiej, wiertnie zaopatrzone były w kilka typów koronek wiertniczych, zapas urywaków oraz rur wewnętrznych, a także co najmniej jeden zapasowy aparat rdzeniowy danego typu. Ponadto załogi wiertnicze oraz kierownicy robót posiadali doświadczenie w prowadzeniu prac w tym rejonie.

6. Strefy zmniejszonego uzysku rdzenia

Przed podjęciem zadania optymalizacji danego problemu technologicznego należy przygotować i zweryfikować reprezentatywne dane, które posłużą opracowaniu modelu poddawanego optymalizacji według przyjętego kryterium. Dlatego też pierwszym krokiem, jaki należy przedsięwziąć, jest opracowanie metody selekcji i weryfikacji danych. W analizowanym problemie istotne jest poprawne wyznaczenie i scharakteryzowanie interwałów, w których występują komplikacje związane z uzyskami rdzenia, czyli stref zmniejszonego uzysku rdzenia.

Za strefę zmniejszonego uzysku rdzenia przyjmuje się interwał lub interwały wydzielone z profilu litologicznego, jednorodne pod względem parametrów geomechanicznych, litologii i innych właściwości wpływających na proces rdzeniowania, w którym występują uzyski rdzenia mniejsze od 100%. Ponadto znajdują się one w tej samej sekwencji w profilu litologicznym.

Rozdział ten przedstawia metodykę identyfikacji i weryfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia. Identyfikacja opiera się na analizach geologiczno – technicznych w oparciu o dostępną dokumentację wiercenia. Wyznaczone strefy zostały opisane zarówno pod względem geologicznym, jak i technicznym i technologicznym. W badaniu jednorodności stref pod względem właściwości wpływających na proces rdzeniowania podjęto próbę zaadaptowania matematycznego modelu procesu wiercenia narzędziami skrawającymi do warunków wiercenia rdzeniowego. Przeanalizowana została możliwość wykorzystania przy weryfikacji statystycznych metod klasyfikacji. Z przetestowanych wariantów klasyfikatorów wybrano metody sprawdzających się w specyficznych warunkach wierceń rdzeniowych.

6.1. Metodyka identyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia

Program wierceń geologiczno - poszukiwawczych na obszarze synkliny grodzieckiej obejmował odwiercenie 9 otworów, w tym trzech tzw. wielozadaniowych, gdzie pobierano rdzenie na długości całego profilu otworu. W pozostałych przypadkach rdzeniowanie rozpoczynano po nawierceniu utworów spągu pstręgo piaskowca. Dlatego też pełny zakres danych uzyskanych z 9 otworów, stanowiących reprezentatywną próbę, występuje od utworów stropu cechsztynu górnego do stropu czerwonego spągowca. Ze względu na ilość danych i program wiercenia w analizie uwzględnione zostają tylko utwory cechsztynu.

Wyznaczanie stref, w których występują zmniejszone uzyski rdzenia, polega na analizie danych geologicznych, wiertniczych oraz własnych doświadczeń zawodowych. Weryfikacja prawidłowości metodyki wyznaczania stref przeprowadzona została przy pomocy zmodyfikowanego współczynnika zwiercalności pozornej oraz statystycznych metod klasyfikacji. Ma ona na celu potwierdzenie, iż poszczególne interwały (strefy) w sąsiednich otworach charakteryzują się identycznymi właściwościami wpływającymi na proces rdzeniowania.

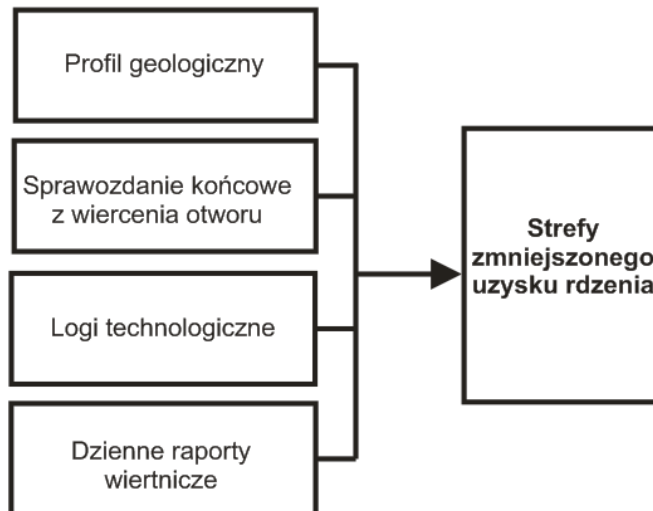
Identyfikacja stref zmniejszonego uzysku rdzenia przebiega w dwóch etapach:

Etap I - Analiza geologiczno – techniczna (rys. 6.1.):

- 1) wyznaczenie obszarów o podobnej litologii, znajdujących się w tej samej sekwencji w profilu;
- 2) analiza uzysków rdzeni - wyznaczenie obszarów o zmniejszonych uzyskach.

Etap II - Weryfikacja matematyczno - statystyczna wyznaczonych stref:

- 1) doprecyzowanie matematycznego modelu rdzeniowania – wyznaczenie współczynników α i β oraz współczynnika zwiercalności pozornej Z_{sp} ;
- 2) weryfikacja stref przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji.



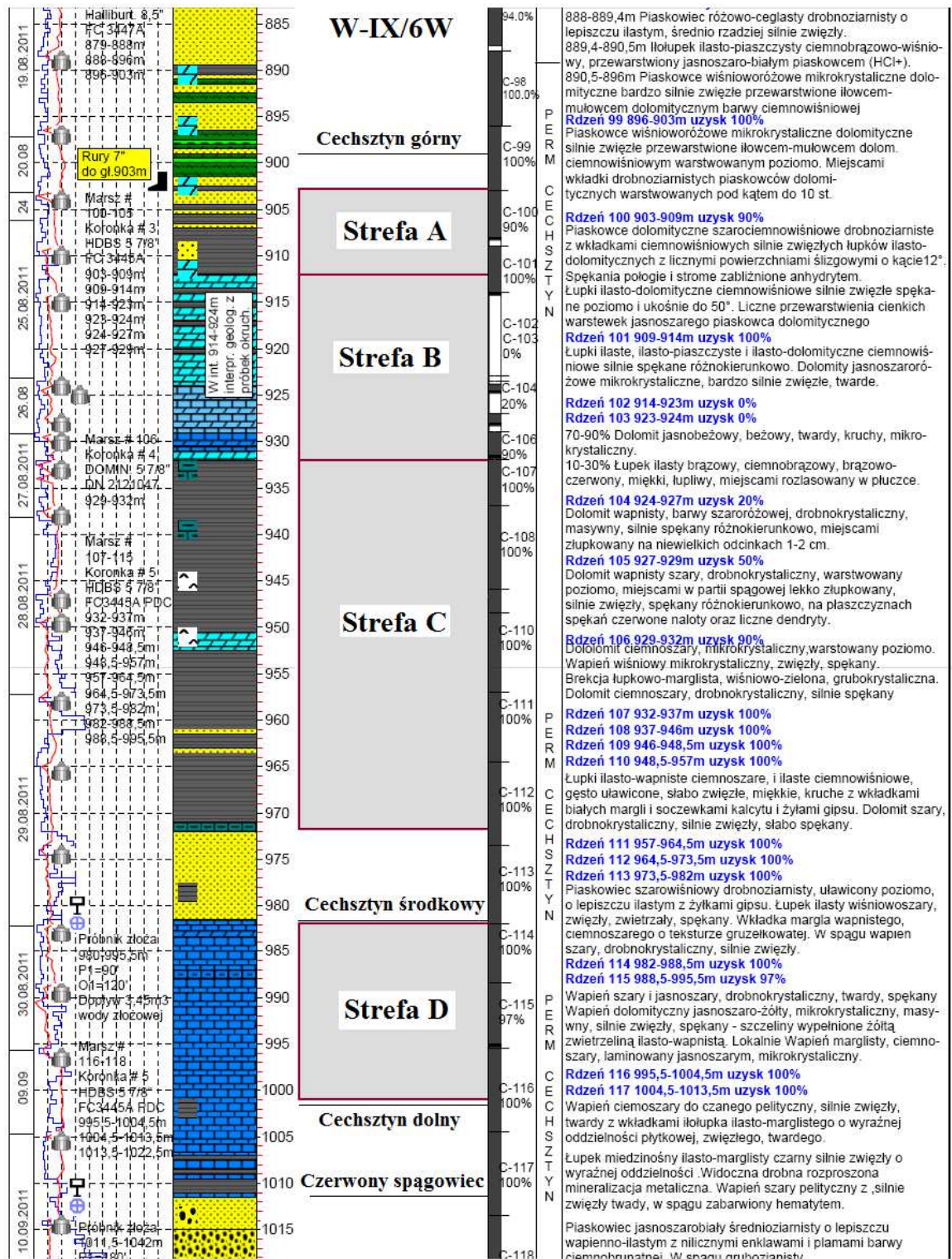
Rys. 6.1. Zbiór danych wejściowych niezbędnych do wyznaczenia strefy zmniejszonego uzysku rdzenia.

6.2. Analiza geologiczno - techniczna

Na podstawie analizy uzysków rdzenia (raporty wiertnicze, sprawozdania końcowe) i profili litologicznych z 9 otworów wiertniczych wykonanych na obszarze synkliny grodzieckiej (niecka północnosudecka), można wyznaczyć 4 strefy zmniejszonego uzysku rdzenia (rys.6.2):

- A) Cechsztyń górny – iły górne;
- B) Cechsztyń górny – utwory węglanowe pomiędzy pakietami łupków/iłów;
- C) Cechsztyń górny – iły dolne;
- D) Cechsztyń środkowy – utwory węglanowe.

Poszczególne strefy charakteryzują się tym samym typem litologicznym, posiadają podobne właściwości geomechaniczne oraz zostały wykształcone w tym samym okresie. Największe problemy z uzyskiem występują w cechsztyń górnym oraz środkowym. Nie zanotowano większych komplikacji w cechsztyń dolnym, w którym znajduje się strefa okruszczowana.



Rys. 6.2. Rozmieszczenie stref zmniejszonego uzysku rdzenia na przykładzie otworu W-IX/6W.

6.2.1. Strefa A

Strefa A wyodrębniona została w otworach W-III/2, W-V/1, W-VII/4W oraz W-III/4W (profile geologiczne w załączniku 1).

Tworzą ją utwory ilaste cechsztynu górnego, głównie iłowce i iłołupki brunatno-czerwone i wiśniowe, przeławiczone cienkimi wkładkami piaskowców lub zlepieńców. W stropie granicę strefy wyznaczają piaskowce pstrego piaskowca, natomiast w spągu utwory węglanowe cechsztynu górnego. Charakterystyka litologiczna strefy przedstawiona jest w tabeli 6.1 oraz na rysunku 6.3.

Tab. 6.1. Zestawienie uzysków i opis litologii w strefie A.

Otwór	Głębokość [m p. p. t.]	Mięższość [m]	Uzysk [%]	Litologia
W-III/2	813-853	68	78	Iłowce zapiaszczone, ily margliste, iłowce margliste z cienkimi wkładkami wapienia krystalicznego zailonego, iłołupki, łupki dolomityczno - ilaste, łupki ilaste oraz iłowce z miką.
W-V/1	504,5-579	74,5	82	Iłołupki z wkładkami piaskowców, iłołupki przewarstwiane iłołupkami marglistymi, iłowce brunatne średnio i słabo zwięzłe, piaskowce bardzo drobnoziarniste i mułowce, iłowiec wiśniowy słabo zwięzły, plastyczny wapnisty.
W-VII/4W	937-963	26	99	Łupki ilaste z cienkimi wkładkami piaskowców pylastych i dolomitów, iłowce i iłołupki wiśniowe słabo zwięzłe.
W-III/4W	959-983	24	87	Iłołupek ilasto-piaszczysty z wkładkami dolomitu szaro-wiśniowego, łupek ilasty wiśniowy, słabo zwięzły, z pojedynczymi cienkimi wkładkami ily jasno-szarozielonego, spękany pionowo, wkładki piaskowca wiśniowego.

Różnica głębokości występowania stropu strefy A w analizowanych otworach wynosi 454,5 m, przy czym najpłycej zalega ona na głębokości 504,5 m p. p. t. w otworze W-V/1. Najgłębiej strefa A znajduje się 959 m p. p. t. w otworze W-III/4W. Szczegółowe zestawienie warunków występowania strefy A w poszczególnych otworach zawiera tabela 6.2.

Tab. 6.2. Zestawienie głębokości strefy A w poszczególnych otworach wiertniczych. (na podst. profili geologicznych)

Lp	Nazwa otworu	Mięższość strefy	Długość rdzenia	Uzysk ze strefy	Strop strefy	Spąg strefy
		[m]	[m]	[%]	[m p. p. t.]	[m p. p. t.]
1	W-III/2	68,0	53,0	78	705,0	773,0
2	W-V/1	74,5	60,9	82	504,5	579,0
3	W-VII/4W	26,0	25,8	99	937,0	963,0
4	W-III/4W	23	20,1	87	959,0	983,0

Rdzeniowanie prowadzono przy pomocy aparatów standardowych jednosekcyjnych i dwusekcyjnych z rurami wewnętrznymi wykonanymi z włókna szklanego (fibreglass). Narzędzie urabiające przy aparacie 6 4/3"x4" stanowiły koronki PDC 8 1/2" typu FC3647 i FC3447, natomiast w zestawie 4 3/4"x2 5/8" koronki PDC 5 7/8" typu FC3445 oraz FC3645, wykonane przez firmę DBS Halliburton.

Zastosowanie średnicy wiercenia 8 1/2" wynikało z głębokości posadowienia rur okładzinowych 7", tj. 5 m poniżej stropu cechsztynu górnego. Po zarurowaniu otworu dalsze prace prowadzono aparatem 4 3/4"x2 5/8" z koronką PDC 5 7/8". Zestaw dolnej części przewodu wiertniczego przedstawiony jest w tabeli 6.3, natomiast zestawienie użytych koronek rdzeniowych w poszczególnych marszach w tabeli 6.4.

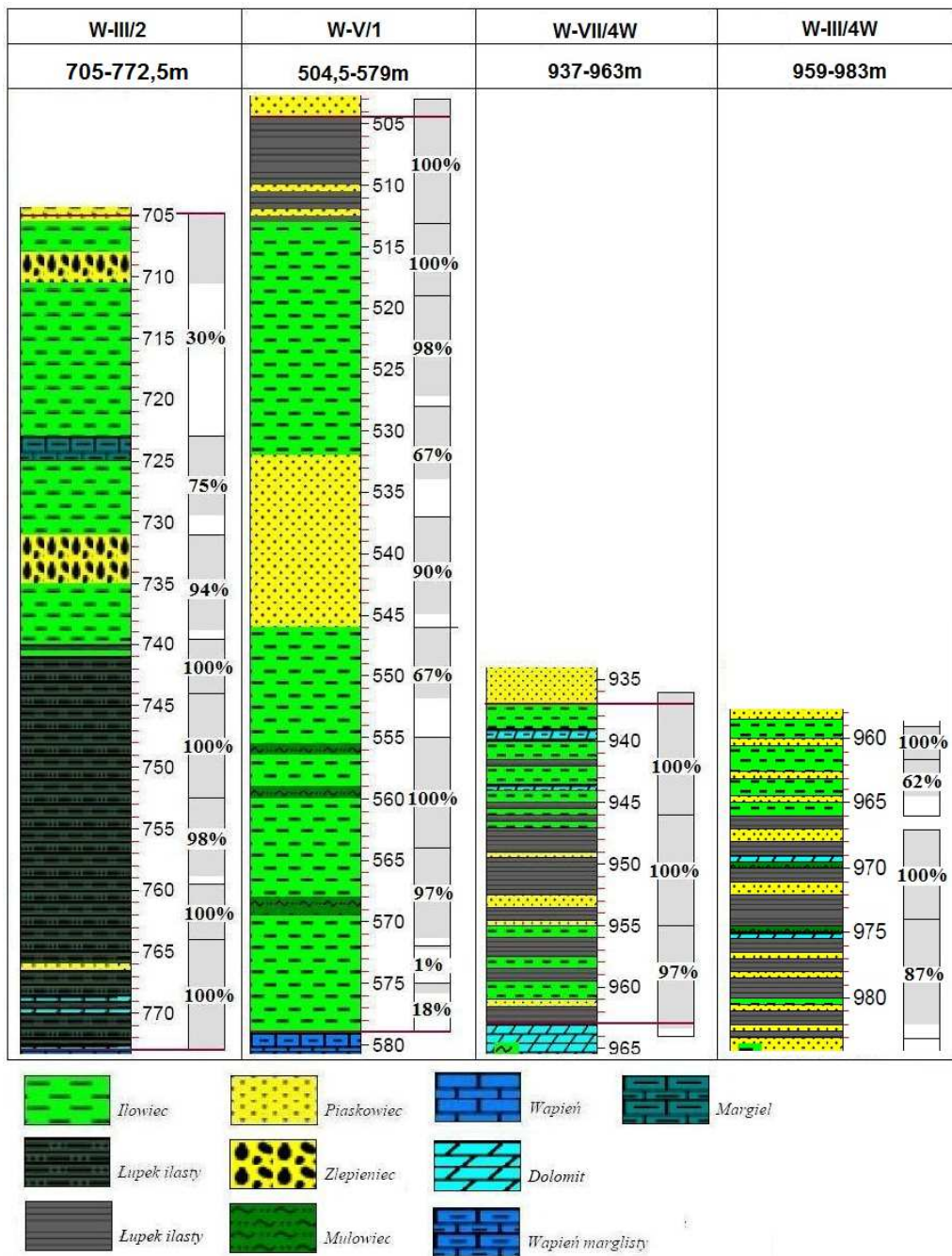
Tab. 6.3. Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego w strefie A dla poszczególnych otworów wiertniczych.(na podst. DRW)

Lp	Nazwa otworu	Uzysk ze strefy	Urządzenie wiertnicze	Długość obciążników (4 3/4")		Rury HWDP (3 1/2")	
		[%]		[m]	[m]	[m]	
1	W-III/2	78	P-80	88,86		54,56	
2	W-V/1	82	P-80	88,80	70,80*	36,10	68,60*
3	W-VII/4W	99	IRI-750	88,36	93,69*	54,84	70,05*
4	W-III/4W	87	P-80	88,36	93,70*	54,84	70,10*

* - zestaw do średnicy 8 1/2" z obciążnikami 6 1/2" i HWDP 5".

Łącznie wykonano w tej strefie 25 marszy o sumarycznej długości 191,5 m, uzyskując 159,8 m rdzenia, tj. 83,4 %. Uzysk z poszczególnych marszy wynosił od 1 do 100 %, natomiast długość marszu wahała się od 2,5 do 18 m, przy średniej 7,7 m. Krótkie marsze wynikały z klinowania się rdzenia w aparacie rdzeniowym oraz założeń technologicznych – zwiększenie uzysku poprzez skrócenie marszu. Zestawienie uzysków z poszczególnych otworów znajduje się w tab. 6.4.

Podczas prac wiertniczych w strefie A stosowano płuczkę polimerowo - chlorkową o ciężarze właściwym 1,09-1,17 g/cm³. Lepkość plastyczna PV mieściła się w granicach od 14 do 18 [cP], granica płynięcia YP 16 – 19 [lb/100ft²], filtracja API 3,6 – 5,6 [cm³/30min], zasolenie 27 – 60 [g/dm³], natomiast zawartość fazy stałej pomiędzy 8 a 12 [%]. W strefie tej nie zanotowano ucieczek płuczki wiertniczej oraz innych komplikacji wiertniczych.



Rys. 6.3. Wykształcenie litologiczne i procentowe uzyski rdzenia strefy A.

Tab. 6.4. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa A. (cz. 1)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
	-	[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	-
W-III/2	13	18	5,6	30	723	2	1	1,72	2,51	67	25,3	70	446	1,09	2
W-III/2	14	8	6	75	731	1	1	3,95	2,01	68,31	31,88	70,49	411,4	1,09	1
W-III/2	15	8,5	8	94	739,5	1	1	5,32	0,92	51,06	36,85	61,81	596,26	1,08	1
W-III/2	16	4,5	4,5	100	744	1	1	2,92	1,18	70,78	43,02	75,44	613,67	1,08	1
W-III/2	17	8,5	8,5	100	752,5	1	1	5,34	1,15	64,12	38,95	68,89	590,7	1,09	1
W-III/2	18	7	6,9	99	759,5	1	1	2,47	1,11	60,71	39,44	74,72	615,86	1,09	1
W-III/2	19	4,5	4,5	100	764	1	1	3,32	1,64	69,11	38,76	67,99	595,04	1,09	1
W-III/2	20	9	9	100	773	1	1	7,97	2,83	116,41	36,92	66,38	596,13	1,09	1
W-V/1	11*	8,5	8,5	100	513	2	2	6,5	0,72	37,47	18,07	67,64	874,38	1,11	2
W-V/1	12	6	6	100	519	1	1	2,87	1,33	20,83	17,58	57,09	413,33	1,11	1
W-V/1	13	9	8,8	98	528	1	1	3,31	1,45	23,28	19,93	64,09	435	1,1	1
W-V/1	14	9	6	67	537	1	1	2,9	2,09	27,67	21,41	72,96	411,68	1,08	1
W-V/1	15	9	8,1	90	546	1	1	4,45	1,19	20,39	17,61	66,22	362,45	1,09	1
W-V/1	16	9	6	67	555	1	1	3,78	2,38	24,11	21,07	75,22	380,33	1,1	1
W-V/1	17	9	9	100	564	1	1	3,63	1,87	23,56	18,65	78,32	379,72	1,09	1
W-V/1	18	8	7,8	98	572	1	1	4,22	2,05	29,47	22,39	77,11	397,51	1,1	1
W-V/1	19	3	0	1	575	1	1	2,07	3,7	23	21,46	69,67	378,44	1,1	1
W-V/1	20	4	0,7	18	579	1	1	1,61	2,9	21,25	23,11	65,98	413,3	1,11	1
W-VII/4W	88*	9	9	100	946	1	2	3,97	2,86	80,67	25,81	92,85	768,98	1,15	1
W-VII/4W	89	9	9	100	955	1	2	4,24	2,04	49,56	20,75	97,32	374,77	1,14	1
W-VII/4W	90	8	7,8	97	963	1	2	4,39	3,09	44,5	23,48	93,62	3,88,07	1,14	1

* narzędzie o średnicy 8 ½"

** uzysk w granicach strefy

Tab. 6.4. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa A (cz. 2)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
	-	[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	-
W-III/4W	122*	2,5	2,5	100	961,5	2	3	0,94	3,2	81	31	73	530	1,16	1
W-III/4W	123*	4,5	2,8	62	966	2	3	1,37	2,9	85	21	78	569	1,16	1
W-III/4W	124	7	7	100	974	2	1	2,29	2,3	86	14	67	398	1,09	1
W-III/4W	125	9	7,8	87	983	2	1	3,19	2,6	91	38	69	412	1,1	1

* narzędzie o średnicy 8 ½"

** uzysk w granicach strefy

6.2.2. Strefa B

Strefa B wyodrębniona została w 8 otworach, tj. W-VII/4W, W-IX/6W, W-III/2, W-VII/6, W-V/1, W/3, W-I/4 i W-V/4 (profile geologiczne w załączniku nr 1).

Zbudowana jest ona ze skał węglanowych cechsztynu górnego (dolomity i wapień), zazwyczaj twardych i zwięzłych. W 6 przypadkach zarówno strop jak i spąg strefy stanowią utwory ilaste cechsztynu górnego, natomiast w dwóch pozostałych dolną granicę wydzielają anhydryty. Charakterystyka litologiczna strefy znajduje się w tabeli 6.5 oraz na rysunku 6.3.

Tab. 6.5. Zestawienie uzysków i opis litologii w strefie B.

Otwór	Głębokość [m p.p.t.]	Miąższość [m]	Uzysk [%]	Litologia	Uwagi
W-VII/4W	963-978	15	29	Dolomity jasnożółte, margliste zwięzłe i spękane.	
W-IX/6W	912-932	20	31	Dolomit jasno - szaroróżowy i beżowy(zwięzły), dolomit wapnisty szary (warstwowany poziomo, zwięzły), wapień mikrokrystaliczny (zwięzły i spękany).	914-924m opis z prób okruchowych.
W-III/2	772,5-788,5	16	91	Wapień szare (masywne i spękane), dolomit szaro – beżowy, wapień dolomityczny (zwięzły).	
W-VII/6	1063-1075	12	61	Dolomit jasnobrazowy, zwięzły (mały uzysk rdzenia – profil w większości na podstawie dany z próbek okruchowych).	Opis z prób okruchowych.
W-V/1	579-601	22	69	Wapień marglisty, wapień biały (kawernisty i porowaty), wapień oolitowy, dolomit szary (kawernisty).	
W-V3	743,5-757,5	12,5	98	Wapień mikrytowy (twardy), dolomit wapienny szary (mikrytowy i detrytyczny, masywny), dolomit szary (mikrokrystaliczny).	
W-I/4	1103-1120	17	84	Dolomit wapienny słabo ilasty, skrytokrystaliczny. Dolomit laminowany marglem ilastym, wystąpienia fauny morskiej, często zastąpione kalcytem.	Opis z prób okruchowych
V-V/4	1025-1030	5	17	Dolomit mikrokrystaliczny, masywny mikrokrystaliczny, zwięzły. Dolomit zailony, mikrokrystaliczny, twardy, zwięzły .	Opis z prób okruchowych

Różnica głębokości występowania stropu strefy B w analizowanych otworach wynosi 624 m, przy czym najpłycej zalega ona na głębokości 579 m p. p. t. w otworze W-V/1. Najgłębsza strefa B znajduje się na głębokości 1103 m p. p. t. w otworze W-I/4. Szczegółowe zestawienie warunków występowania strefy B w poszczególnych otworach zawiera tabela 6.6.

W otworach W-IX/6W, W-I/4, W-VII/6 oraz W-V/4 z powodu braku rdzenia lub małego uzysku opis geologiczny opracowano na podstawie prób okruchowych pobieranych z sit wibracyjnych (próba co 1 m).

Rdzeniowanie prowadzono przy pomocy aparatów standardowych 6 3/4" x 4" oraz 4 3/4" x 2 5/8" z jedną sekcją, z rurami wewnętrznymi wykonanymi z włókna szklanego i aluminium. Stosowano koronki PDC 8 1/2" typu FC3647 i FC3447, koronki PDC 5 7/8" typu FC3445 i FC3645, wykonane przez firmę DBS Halliburton oraz koronki Dominat sześciokrzydłowe. Zastosowanie średnicy wiercenia 8 1/2" w otworze W-V/3 wynikało z braku strefy A lub jej małej miąższości oraz z założenia projektowego o głębokości posadowienia rur okładzinowych 7", tj. 5 m poniżej stropu cechsztynu górnego. Po zarurowaniu otworu dalsze prace prowadzono aparatem 4 3/4" x 2 5/8" z koronką PDC 5 7/8". Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego zawiera tabela 6.7, natomiast koronek rdzeniowych w poszczególnych marszach tabela 6.8.

Tab. 6.6. Zestawienie głębokości strefy B w poszczególnych otworach wiertniczych. (na podst. profili geologicznych)

Lp	Nazwa otworu	Miąższość strefy	Długość rdzenia	Uzysk ze strefy	Strop strefy	Spąg strefy
		[m]	[m]	[%]	[m p. p. t.]	[m p. p. t.]
1	W-VII/4W	15	4,3	29	963	975
2	W-IX/6W	20	6,2	31	912	932
3	W-III/2	16	14,6	91	772,5	788,5
4	W-VII/6	12	7,3	61	1063	1075
5	W-V/1	22	15,2	69	579	601
6	W-V/3*	13	12,3	98	743,5	757,5
7	W-I/4	17	14,2	84	1103	1120
8	W-V/4	5	0,85	17	1025	1030

* - odcinek częściowo przewiercony świdrem

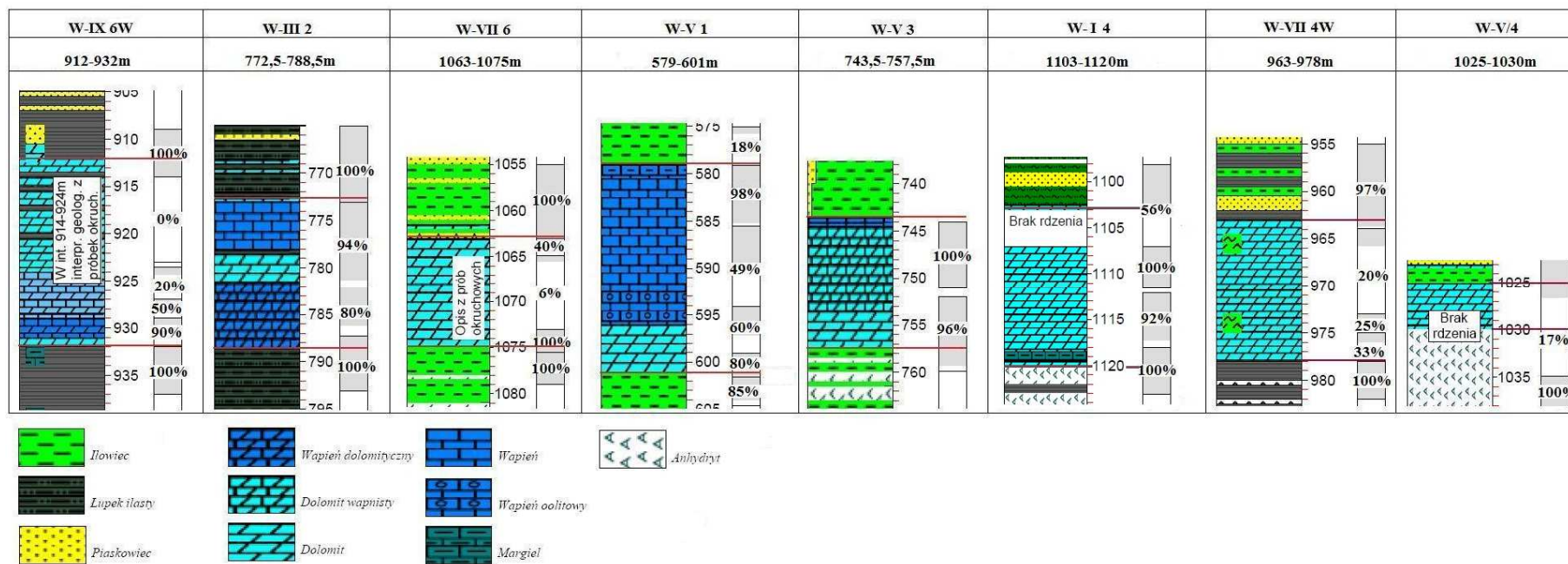
Tab. 6.7. Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego w strefie B dla poszczególnych otworów wiertniczych. (na podst. DRW)

Lp	Nazwa otworu	Uzysk ze strefy	Urządzenie wiertnicze	Długość obciążników 4 3/4"		Rury HWDP 3 1/2"	
		[%]		[m]		[m]	
1	W-VII/4W	29	IRI-750	88,36		54,84	
2	W-IX/6W	31	IRI-750	88,38		36,08	
3	W-III/2	91	P-80	88,86		54,56	
4	W-VII/6	61	P-80	71,26		36,21	
5	W-V/1	69	P-80	88,8		36,1	
6	W-V/3	98	P-80	88,86	53,17*	54,55	68,60*
7	W-I/4	84	P-80	Bd		bd	
8	W-V/4	17	IRI-750	88,40		73,00	

* - zestaw do średnicy 8 1/2" z obciążnikami 6 1/2" i HWDP 5".

Łącznie wykonano w tej strefie 24 marsze o sumarycznej długości 129 m, uzyskując 74,0 m rdzenia czyli 57,4 %, tj. poniżej wartości 80 % uzysku wymaganej przez Inwestora. Uzysk z poszczególnych marszy wynosił od 0 do 100 %, natomiast długość marszu waha się od 1 do 9 m, przy średniej 5,1 m. Krótkie marsze wynikały z klinowania się rdzenia w aparacie rdzeniowym oraz założeń technologicznych – zwiększenie uzysku poprzez skrócenie marszu. Zestawienie uzysków z poszczególnych otworów znajduje się w tabeli 6.8

Podczas prac wiertniczych w strefie B stosowano płuczkę polimerowo-chlorkową o ciężarze właściwym 1,09-1,15 g/cm³. Lepkość plastyczna PV mieściła się w granicach od 9 do 19 [cP], granica płynięcia YP 14 – 20 [lb/100ft²], filtracja API 3,6 – 6,0 [cm³/30min], zasolenie 20 – 62 [g/dm³]. Ponadto strefa ta charakteryzuje się zanikami płuczki wiertniczej, które są trudne do likwidacji



Rys. 6.4. Wykształcenie litologiczne i procentowe uzyski rdzenia strefy B.

Tab. 6.8. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa B. (cz. 1)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
		[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	
W-VII/4W	91	9	1,8	20	973	1	2	1,4	3,83	52,6	23,96	100,78	404,28	1,14	1
W-VII/4W	92	2	0,5	25	975	1	2	1,86	3,38	45,5	20,75	77,58	367,73	1,15	1
W-VII/4W	93	3	1	33	978	1	2	1,77	3,37	43,83	21,98	85,77	372,73	1,12	1
W-IX/6W	102	9	0	0	923	1	1	2,04	2,89	55,9	22,8	75,74	487,22	1,13	1
W-IX/6W	103	1	0	0	924	1	1	1,33	2,46	50,25	23,29	66,74	460,65	1,13	1
W-IX/6W	104	4	0,5	13	927	1	1	2,02	2,43	55,75	16,69	78,59	374,76	1,12	1
W-IX/6W	105	2	1	50	929	1	1	1,68	2,37	61,5	17,24	73,76	366,43	1,13	1
W-IX/6W	106	3	2,7	90	932	1	1	3,73	2,45	68,67	22,38	83,76	419,06	1,12	1
W-III/2	21	9	8,5	94	782	1	1	4,8	3,26	88,16	37,46	78,49	583,1	1,1	1
W-III/2	22	5	4	80	787	1	1	2,68	2,19	85,7	21,74	94,01	481,28	1,03	1
W-III/2	23	1,5	1,5	100	788,5	1	1	5,17	2,44	90,67	19,1	79,31	471,3	1,03	1
W-VII/6	8	2	0,8	40	1065	1	3	1,33	2,46	28,75	27,46	72,77	452,79	1,09	1
W-VII/6	9	8	0,5	6	1073	2	1	1,04	3,55	29,06	26,92	73,81	408,1	1,1	1
W-VII/6	10	2,5	2,5	100	1075,5	2	1	1,64	1,31	20,75	19,06	73,89	302,93	1,09	1
W-V/1	21	6,5	6,4	98	985,5	2	1	4,08	2,19	31,23	15,89	74,52	302,64	1,12	1
W-V/1	22	8,5	4,2	49	594	2	1	2,2	2,83	27	18,36	74,38	397,89	1,12	1
W-V/1	23	5	3	60	599	2	1	1,32	2,99	32,8	15,51	82,4	301,71	1,12	1
W-V/1	24	2	1,6	80	601	2	1	1,45	1,49	25,75	19,14	81,01	309,53	1,11	1
W-V/3	1*	7	7	100	751	2	1	1,57	1,7	79,4	21,16	80,12	1062,13	1,1	1
W-V/3	2	5	4,8	96	758	1	2	2,16	2,5	51,73	23,38	77,87	501,79	1,1	1

* narzędzie o średnicy 8 1/2"

** uzysk w granicach strefy

Tab. 6.8. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa B. (cz. 1)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
		[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	
W-I/4	8	9	5	56	1107	1	2	2,04	2,75	bd	11,38	89,01	401,31	1,14	1
W-I/4	9	4,5	4,5	100	1111,5	1	2	3,07	3,2	bd	10,33	116,32	364,78	1,12	1
W-I/4	10	6	5,5	92	1118	1	2	2,72	2,28	bd	20,15	95,88	378,45	1,11	1
W-I/4	11	5	5	100	1123	1	2	2,88	2,6	bd	16,25	93,01	370,23	1,15	1
W-V/4	24	10	1,7	17	1030	1	2	2,1	4,61	66,99	29,84	91,1	429,88	1,1	2

* narzędzie o średnicy 8 ½"

** uzysk w granicach strefy

6.2.3. Strefa C

Strefa C wyodrębniona została we wszystkich analizowanych otworach (profile geologiczne w załączniku 1).

Tworzą ją, podobnie jak strefę A, utwory ilaste cechszynu górnego, głównie ciemne lub wiśniowe łupki ilaste, zazwyczaj zwarte, przeławiczone cienkimi wkładkami margli ilastych lub piaskowców pylastych. W stropie granicę strefy wyznaczają utwory węglanowe strefy B lub pakiet anhydrytów cechszynu górnego, natomiast w spągu utwory węglanowe cechszynu środkowego. Charakterystyka litologiczna strefy przedstawiona jest w tab. 6.9 oraz na rysunku 6.4.

Tab. 6.9. Zestawienie uzysków i opis litologii w strefie C.

Otwór	Głębokość [m p.p.t.]	Mięższość [m]	Uzysk [%]	Litologia
W-VII/4W	1006-1033	27	93	Łupki ilaste ciemnoszare i wiśniowe, średnio zwarte z laminami i wkładkami gipsu. Hołupki ilaste średnio zwarte. Hołupki ilaste średnio zwarte z wkładkami piaskowców pylastych i drobnoziarnistych jasnoszarobrunatnych.
W-IX/6W	932-948,5	16,5	100	Łupek ilasto-wapnisty ciemnoszary. Hołupek wapnisty ciemnowiśniowy, silnie zwietrzały. Łupek ilasto-wapnisty ciemnoszary, mikrokryształiczny, gęsto uławicowy pod kątem 0-10st. Słabo zwarty, miejscami miękki, kruchy.
W-III/2	789-813	24	100	Łupki ilasto-wapniste barwy wiśniowo-brunatnej, przewarstwienia drobnoziarnistego piasku wapniste .
W-VII/6	1104-1130	26	99	Howiec barwy szaroczarnej; twardy, zwarty. Howiec i hołupek barwy brunatnej z odcieniem szarym, twardy, zwarty; warstwowany horyzontalnie. Hołupek brunatny z laminacją poziomą i skośną do 10%.
W-V/1	679-717	39	99	Hołupek barwy czarnej, z łuszczkami, twardy, kruchy, słabo zwarty, miejscami spękany pod kątem ok. 45°. 35 m H barwy szaroczarnej, z niewielką ilością łuszczków, plastyczny, słabo zwarty. Hołupek brunatno-wiśniowy z łuszczkami przewarstwiany marglem ilastym.
W-V3	802-822,5	20,5	88	Howiec czarny z warstewkami gipsu, zwarty. Hołupek czarny z poziomymi warstewkami gipsu Howiec brunatny, hołupek, przewarstwiony odcinkami silnie zwartych skał
W-V/4	1066-1094,5	28,5	94	Howiec z żyłami gips, odcinkami plastyczny, zwarty do silnie zwartego. Hołupek, howiec brunatny z przewarstwieniami mułowca. Hołupek, howiec, brunatny, twardy, zwarty, rzadko miękki i plastyczny, słabo zaznaczająca się oddzielność łupkowa oraz pozioma laminacja
W-I/4	1160,5-1185	25,5	100	Howiec, hołupek, twardy, zwarty, przewarstwiony oraz laminowany marglem ilasto-piaszczystym,
W-III/4W	1020,5 -1047,5	27	93	Howiec, miejscami zanhydryzowany, zwarty, spękany. Howiec (hołupek), zwarty, przewarstwiony miejscami mułowcem.

Różnica głębokości występowania stropu strefy C w analizowanych otworach wynosi 482,5 m, przy czym najpłycej zalega ona na głębokości 678 m p. p. t. w otworze W-V/1. Najgłębsza strefa C znajduje się na głębokości 1160 m p. p. t. w otworze W-I/4. Szczegółowe zestawienie warunków występowania strefy w poszczególnych otworach zawiera tabela 6.10.

Tab. 6.10. Zestawienie głębokości strefy C w poszczególnych otworach wiertniczych. (na podst. profili geologicznych)

Lp	Nazwa otworu	Miąższość strefy	Długość rdzenia	Uzysk ze strefy	Strop strefy	Spąg strefy
		[m]	[m]	[%]	[m p. p. t.]	[m p. p. t.]
1	W-VII/4W	27	25,2	93	1006	1033
2	W-IX/6W	16,5	16,5	100	932	948,5
3	W-III/2	24	24	100	789	813
4	W-VII/6	26	25,8	99	1104	1130
5	W-V/1	39	38,7	99	678	717
6	W-V/3	20,5	18	88	802	822,5
7	W-V/4	28,5	26,8	94	1066	1094,5
8	W-III/4W	27	25,2	93	1020,5	1047,5
9	W-I/4	24,5	24,5	100	1160,5	1185

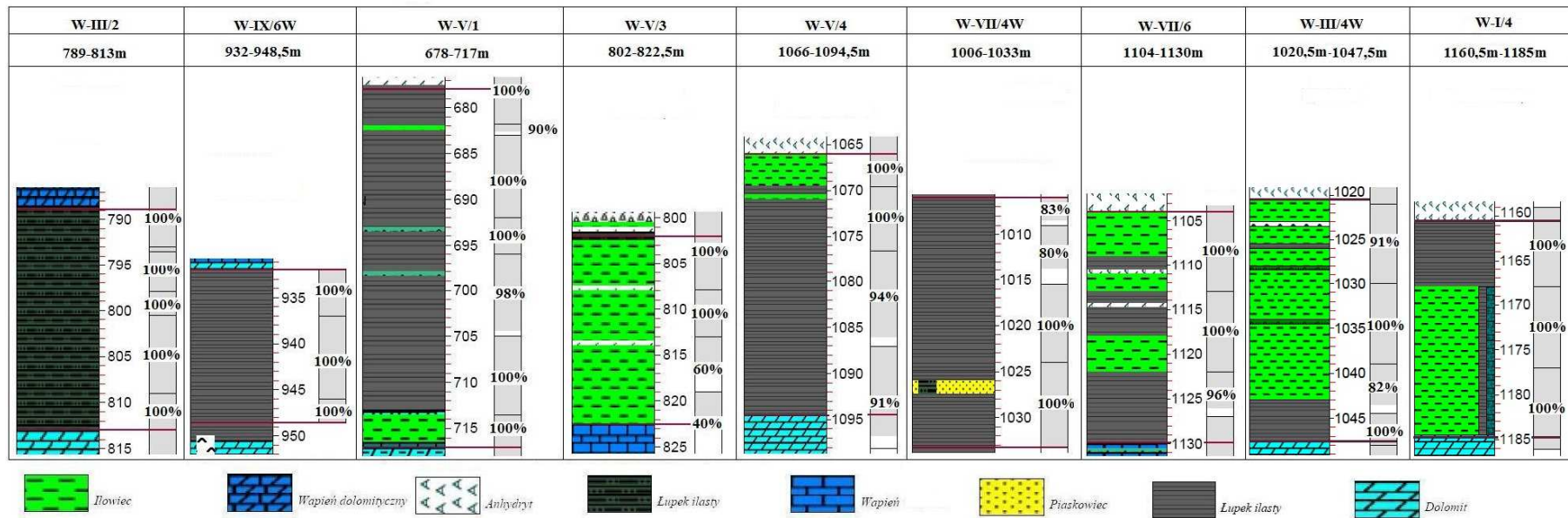
Rdzeniowanie prowadzono przy pomocy aparatów standardowych 4 3/4" x 2 5/8" jednosekcyjnych i dwusekcyjnych (otwór W-V/3 i W-V/4) z rurami wewnętrznymi wykonanymi z włókna szklanego (fibreglass) lub aluminiowymi frezowanymi. Stosowano koronki 5 7/8" PDC typu FC3445, FC3645 wykonane przez firmę DBS Halliburton. Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego zawiera tabela 6.11, natomiast koronek rdzeniowych w poszczególnych marszach przedstawia tabela 6.12.

Łącznie wykonano w tej strefie 39 marszy o sumarycznej długości 273 m, uzyskując 259,4 m rdzenia, tj. 95%. Uzysk z poszczególnych marszy wynosił od 40 do 100%, natomiast długość marszu mieściła się w przedziale od 0,5 do 11,5 m, przy średniej 7 m. Krótkie marsze wynikały z klinowania się rdzenia w aparacie rdzeniowym oraz założeń technologicznych – zwiększenie uzysku poprzez skrócenie marszu. Zestawienie uzysków z poszczególnych otworów znajduje się w tab. 6.12.

Tab. 6.11. Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego w strefie C dla poszczególnych otworów wiertniczych.(na podst. DRW)

Lp	Nazwa otworu	Uzysk ze strefy	Urządzenie wiertnicze	Długość obciążników	Rury HWDP
		[%]		[m]	[m]
1	W-VII/4W	93	IRI-750	88,36	54,84
2	W-IX/6W	100	IRI-750	88,4	36,08
3	W-III/2	100	P-80	88,9	54,56
4	W-VII/6	99	P-80	71,26	36,21
5	W-V/1	99	P-80	88,8	36,1
6	W-V/3	88	P-80	88,9	54,55
7	W-V/4	94	IRI-750	88,40	73,00
8	W-III/4W	93	P-80	88,33	54,47
9	W-I/4	100	P-80	bd	bd

W strefie C stosowano również płuczkę polimerowo - chlorkową o ciężarze właściwym 1,09-1,15 g/cm³ oraz 1,03 - 1,04 g/cm³ w otworze W-III/2. Lepkość plastyczna PV wahała się od 11 do 18 [cP], granica płynięcia YP 7 – 29 [lb/100ft²], filtracja API 3,8 – 6,4 [cm³/30min], zasolenie 21 – 60 [g/dm³]. W strefie tej nie zanotowano istotnych ucieczek płuczki wiertniczej oraz innych komplikacji wiertniczych.



Rys. 6.5. Wykształcenie litologiczne i procentowe uzyski rdzenia strefy C.

Tab. 6.12. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa C (cz. 1)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
	-	[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	-
W-VII/4W	98	3	2,5	83	1009	1	1	1,68	3,25	55,17	34,28	73,23	467,82	1,12	1
W-VII/4W	99	6,5	5,2	80	1015,5	1	1	1,64	4,02	42,77	27,84	78,95	417,48	1,12	1
W-VII/4W	100	8,5	8,5	100	1024	1	1	4,21	2,57	57,35	31,79	85,84	448,33	1,12	1
W-VII/4W	101	9	9	100	1033	1	1	5,05	2,36	45,22	29,35	86,93	457,92	1,12	1
W-IX/6W	107	5	5	100	937	1	0	3,19	1,99	36,25	16,84	85,16	424,85	1,13	1
W-IX/6W	108	9	9	100	946	1	0	5,79	3,16	43,47	12,25	87,15	446,07	1,13	1
W-IX/6W	109	2,5	2,5	100	948,5	1	0	2,51	3,22	38,8	17,39	80,13	431,22	1,12	1
W-III/2	23	6	6	100	793	1	1	15,32	2,19	95	21,27	82,49	459,7	1,03	1
W-III/2	24	0,5	0,5	100	793,5	1	1	0,91	4,2	26	37,2	81	401	1,04	1
W-III/2	25	4,5	4,5	100	798	1	1	3,17	2,85	80,11	32,63	84,42	431,07	1,03	1
W-III/2	26	2,5	2,5	100	800,5	1	1	2,53	3,02	64	22,44	84,14	439,19	1,03	1
W-III/2	27	2,5	2,5	100	809	1	1	3,31	2,47	55,88	20,44	88,52	442,88	1,03	1
W-III/2	28	9	9	100	818	1	1	4,26	2,38	68,88	20,07	81,74	442,91	1,03	1
W-VII/6	17	9	9	100	1113	2	1	0,95	2,87	22,22	29,91	90,34	456,84	1,09	1
W-VII/6	18	9	9	100	1122	2	1	1,36	2,46	27,67	29,38	92,8	440,93	1,09	1
W-VII/6	19	5	4,8	96	1127	2	1	1,14	2,64	25,6	30,98	93,06	457,85	1,09	1
W-VII/6	20	7	7	100	1134	2	1	0,91	2,77	18,33	29,95	92,84	452,46	1,09	1
W-V/1	36	9	9	100	682	2	1	3,58	1,75	57,38	28,44	87,75	360,13	1,11	1
W-V/1	37	1	0,9	90	683	2	1	1,12	0,66	23	25,76	87,91	358,18	1,11	1
W-V/1	38	9	9	100	692	2	1	1,15	3,26	27,39	25,83	89,21	425,84	1,11	1
W-V/1	39	4	4	100	696	2	1	2,44	2,31	26,13	23,5	88,16	317,45	1,11	1
W-V/1	40	9	8,8	98	705	2	1	1,28	2,08	25,39	25,23	88,01	427,26	1,11	1
W-V/1	41	8,5	8,5	100	713,5	2	1	1,51	2,11	22,65	25,5	87,59	410,73	1,11	1
W-V/1	42	8,5	8,5	100	722	2	1	0,65	3,08	24,71	26,84	88,37	418,48	1,11	1

Tab. 6.12. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa C (cz. 2).

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
	-	[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	-
W-V/3	5	12	12	100	808	1	1	3,39	1,64	40,08	25,49	83,09	361,79	1,12	2
W-V/3	6	5	5	100	813	1	1	2,3	2,3	44,4	26,57	84,63	366,71	1,13	2
W-V/3	7	6	3,6	60	819	1	1	1,91	2,98	44,92	28,72	82,4	423,65	1,13	2
W-V/3	8	8,5	3,4	40	827,5	1	1	1,11	2,78	46	32,48	86,66	519,91	1,11	2
W-V/4	28	11,5	11,5	100	1069,5	1	3	2,58	3,46	39,74	35,91	80,37	496,28	1,11	2
W-V/4	29	7	7	100	1076,5	1	3	3,25	3	50,04	34,55	88,83	474,78	1,11	2
W-V/4	30	10,5	9,5	90	1087	1	3	3,05	3,66	41,88	38,26	87,41	497,86	1,11	2
W-V/4	31	11	10	91	1098	1	3	3,83	3,85	52,99	37,18	90,9	500,29	1,11	2
W-I/4	17	9	9	100	1169	1	2	1,74	2,48	bd	17,31	104,04	372,23	1,15	1
W-I/4	18	9	9	100	1177	1	2	1,09	3,09	bd	19,44	101,52	374,41	1,14	1
W-I/4	19	9	9	100	1186	1	2	2,11	2,31	bd	20,5	92,89	374,49	1,13	1
W-III/4W	131	9	8,2	91	1030	2	2	1,29	3,46	27,2	27,63	96,47	420,02	1,13	1
W-III/4W	132	9	9	100	1039	2	2	1,83	2,89	27,06	27,62	95,58	413,77	1,14	1
W-III/4W	133	5,5	4,5	82	1044,5	2	2	2,17	2,79	26,09	28,25	82,45	418,18	1,14	1
W-III/4W	134	3,5	3,5	100	1048	1	3	3,68	3,42	37,83	29,9	93,99	436,07	1,1	1

** uzysk w granicach strefy

6.2.4. Strefa D

Strefa D również została wyodrębniona we wszystkich analizowanych otworach (profile geologiczne w załączniku 1).

Tworzą ją utwory węglanowe cechsztynu środkowego, głównie wapienie i dolomity, zazwyczaj twarde i zwięzłe, miejscami skrasowiałe. W stropie granicę strefy wyznacza dolny pakiet utworów ilastych strefy C, natomiast w spągu strop cechsztynu dolnego (magle). Charakterystyka litologiczna strefy przedstawiona jest w tab. 6.13 oraz na rysunku 6.5.

Tab. 6.13. Zestawienie uzysków i opis litologii w strefie D.

Otwór	Głębokość [m p. p. t.]	Miąższość [m]	Uzysk [%]	Litologia
W-VII/4W	1034,5 - 1063,5	29	73	Wapienie dolomityczne, pelityczne, średnio zwięzłe. Dolomity wapniste, żółte zwięzłe. Wapień szaro-beżowy skrasowiały, z licznymi kanałami krasowymi. Wapień ciemnoszary, mikrytowy, z przewarstwieniami (od kilku mm do 1cm) wapienia pelitycznego.
W-IX/6W	982 - 1001,5	19,5	99	Wapień dolomityczny, mikrokrystaliczny, masywny, silnie zwięzły. Wapień mikrokrystaliczny, spękany i skrasowiały, szczeliny wypełnione łem wapnistym. Wapień pelitowy silnie zwięzły twardy, masywny z wkładkami (do 4 cm) łupków ilasto-węglanowych
W-III/2	813 - 853	40	99	Wapienne dolomity, silnie porowate, drobnoziarniste. Wapień jasnoszary, drobnokrystaliczny przechodzący w wapień szary skrytokrystaliczny. Wapień pelityczny, masywny.
W-VII/6	1030 - 1148	18	100	Dolomit barwy szarej, twardy. Iłowiec marglisty twardy, zwięzły. Dolomit drobnokrystaliczny i mikrokrystaliczny. Wapień dolomityczny.
W-V/1	717 - 743	26	100	Dolomit wapnisty, przewarstwiony marglem ilastym, zwięzły, spękany. Wapień mikrytowy przewarstwiany wapieniem oolitowym. Wapień marglisty twardy, zwięzły z wkładkami margla.
W-V3	827,5 - 846,5	19	88	Wapień mikrytowy, beżoworóżowy, twardy zwięzły, nieliczne spękania poprzeczne wypełnione materiałem ilastym. Wapień marglisty, zwięzły, twardy, nieliczne kawerny wypełnione kryształami bezbarwnego kalcytu.
W-V/4	1098 - 1114,5	16,5	94	Dolomit twardy, zwięzły; spękany. Dolomit matowy kawernisty zwięzły, pękający bezładnie. Wapień matowy z laminami ilastymi.
W-I/4	1185 - 1204,5	19,5	99	Dolomit wapnisty miejscami zapiaszczony, mikro - do skrytokrystalicznego, twardy, zwięzły Wapień dolomitowy. Wapień mikro - do skrytokrystalicznego, twardy zwięzły.
W-III/4W	1047,5 - 1080	32,5	53	Dolomit szary, matowy, porowaty, kawernisty. Dolomit bladeżółty z drobnymi żyłkami kalcytu, przewarstwiany łupkiem ilastym. Wapień szary, masywny, mikrokrystaliczny

Różnica głębokości występowania stropu utworów strefy D w analizowanych otworach wynosi 368 m, przy czym najpłycej zalegała ona na głębokości 717 m p. p. t. w otworze W-V/1. Najgłębiej strefa C znajdowała się 1185 m p. p. t. w otworze W-I/4. Szczegółowe zestawienie warunków występowania strefy w poszczególnych marszach zawiera tabela 6.14.

Tab. 6.14. Zestawienie głębokości strefy D w poszczególnych otworach wiertniczych. (na podst. profili geologicznych)

Lp	Nazwa otworu	Miąższość strefy	Długość rdzenia	Uzysk ze strefy	Strop strefy	Spąg strefy
		[m]	[m]	[%]	[m p. p. t.]	[m p. p. t.]
1	W-VII/4W	29	21,2	73	1034,5	1063,5
2	W-IX/6W	19,5	19,3	99	982	1001,5
3	W-III/2	40	39,5	99	813	953
4	W-VII/6	18	18	100	1130	1148
5	W-V/1	26	26	100	717	743
6	W-V/3	19	16,8	88	827	846,5
7	W-V/4	16,5	15,5	94	1098	1114,5
8	W-III/4W*	32,5	14,35	53	1047,5	1080
9	W-I/4	19,5	19,3	99	1185	1204,5

* - część strefy przewiercona świdrem.

Rdzeniowanie prowadzono przy pomocy aparatów standardowych 4 3/4" x 2 5/8" jednosekcyjnych i dwusekcyjnych (otwór W-V/3 i W-V/4) z rurami wewnętrznymi wykonanymi z włókna szklanego (fibreglass) lub aluminiowymi frezowanymi. Stosowano koronki 5 7/8" PDC typu FC3445 oraz FC3645, wykonane przez firmę DBS Halliburton. Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego zawiera tab. 6.15, natomiast koronek rdzeniowych w poszczególnych marszach przedstawia tabela 6.16.

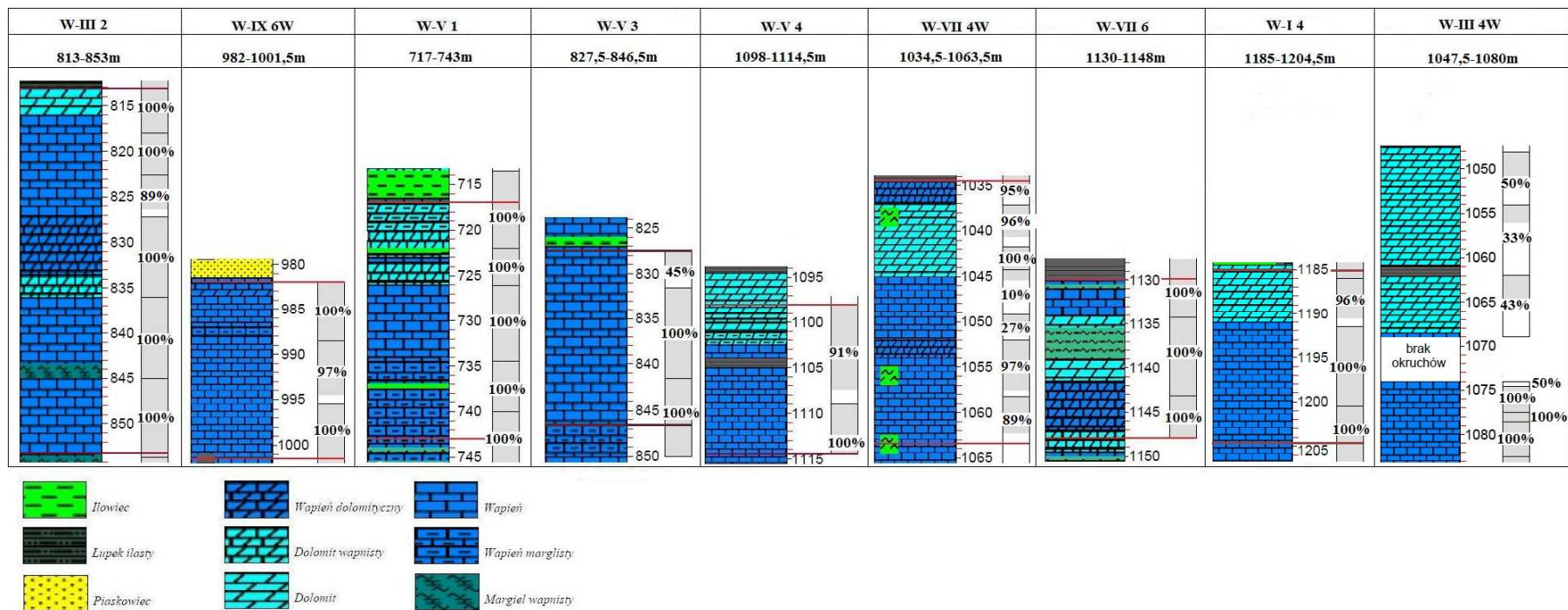
Tab. 6.15. Zestawienie dolnej części przewodu wiertniczego w strefie D dla poszczególnych otworów wiertniczych. (na podst. DRW)

Lp	Nazwa otworu	Uzysk ze strefy	Urządzenie wiertnicze	Długość obciążników	Rury HWDP
		[%]		[m]	[m]
1	W-VII/4W	73	IRI-750	88,36	54,84
2	W-IX/6W	99	IRI-750	88,38	36,08
3	W-III/2	99	P-80	88,86	54,56
4	W-VII/6	100	P-80	71,26	36,21
5	W-V/1	100	P-80	88,80	36,10
6	W-V/3	88	P-80	88,86	54,55
7	W-V/4	94	IRI-750	88,40	73,00
8	W-III/4W	53	P-80	88,33	54,47
9	W-I/4	99	P-80	bd	bd

Łącznie wykonano w tej strefie 39 marszy o sumarycznej długości 248,5 m, uzyskując 224,5 m rdzenia, tj. 90,3 %. Uzysk z poszczególnych marszy wynosił od 10 do 100 %, natomiast długość marszu wahała się od 0,5 do 10 m, przy średniej 6,4 m. Krótkie marsze wynikały z klinowania się rdzenia w aparacie rdzeniowym oraz założeń technologicznych – zwiększenie uzysku poprzez skrócenie marszu. Zestawienie uzysków z poszczególnych otworów znajduje się w tab. 6.16.

Podczas prac wiertniczych w strefie D stosowano płuczkę polimerowo-chlorkową o ciężarze właściwym 1,03-1,12 g/cm³. Lepkość plastyczna PV mieściła się w granicach od 9 do 18 [cP], granica płynięcia YP 8 – 25 [lb/100ft²], filtracja API 3,8 – 7,8 [cm³/30min], zasolenie 20 – 39 [g/dm³].

W strefie tej zanotowano komplikacje wiertnicze związane z uciezkami płuczki wiertniczej, często niemożliwe do likwidacji. Wówczas prace prowadzono z ciągłym zanikiem płuczki lub nawet bez cyrkulacji na powierzchni.



Rys. 6.6. Wykształcenie litologiczne i procentowe uzyski rdzenia strefy D.

Tab. 6.16. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa D. (cz. 1)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
	-	[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	-
W-VII/4W	102	4	3,8	95	1037	1	1	5,61	1,94	58,2	24,74	88,66	401,28	1,12	1
W-VII/4W	103	5	4,8	96	1042	1	1	5,18	2,23	53,8	22,65	78,41	400,27	1,13	1
W-VII/4W	104	2,7	2,7	100	1044,7	1	1	6,95	2,38	77,6	22,34	94,48	363,56	1,12	1
W-VII/4W	105	4,1	0,4	10	1048,8	1	1	18,43	1,04	40,56	3,46	64,02	291,88	1,06	1
W-VII/4W	106	3	0,8	27	1051,8	1	1	7,21	1,57	70,33	3,07	84,75	313,37	1,06	1
W-VII/4W	107	6	5,8	97	1057,8	1	1	5,64	2,63	76,92	3,94	87,1	3,22,1	1,06	1
W-VII/4W	108	5,7	5,1	89	1063,5	1	1	5,28	1,51	60,45	3	88,64	296,75	1,06	1
W-IX/6W	114	6,5	6,5	100	988,5	1	0	2,56	2,19	49,08	7,41	76,55	484,32	1,12	1
W-IX/6W	115	9	8,7	97	995,5	1	0	6,34	1,62	113,71	7,29	82,1	359,42	1,12	1
W-IX/6W	116	9	9	100	1005,5	1	0	8	3,61	107,5	2	72,5	331,11	1,11	1
W-III/2	28	9	9	100	818	1	1	4,51	2,68	104	19,86	77,67	446,97	1,03	1
W-III/2	29	4,5	4,5	100	822,5	1	1	1,72	2,62	84,22	19,78	85,06	464,37	1,03	1
W-III/2	30	4,7	4,2	89	827,2	1	1	3,51	2,88	67,3	19,46	83,69	454,9	1,03	1
W-III/2	31	8,8	8,8	100	836	1	1	2,51	2,1	74,29	18,24	83,31	343,36	1,02	1
W-III/2	32	9	9	100	845	1	1	1,2	2,5	73,83	16,43	84,33	314,65	1,03	1
W-III/2	33	8,5	8,5	100	853,5	1	1	2,55	2,28	88,75	16,85	71,76	340,36	1,03	1
W-VII/6	20	7	7	100	1134	2	1	1,59	2,48	24,63	27,05	90,71	410,62	1,1	1
W-VII/6	21	9	9	100	1143	2	1	3,85	2,74	36,11	30,52	89,8	461,36	1,09	1
W-VII/6	22	5	5	100	1148	2	1	2,05	2,71	30,6	30,98	91,32	467,76	1,09	1
W-V/1	42	8,5	8,5	100	722	2	1	0,98	2,73	35,5	24,66	79,46	403,4	1,11	1
W-V/1	43	4	4	100	726	2	1	2,65	2,08	42,75	24,99	81,73	423,73	1,11	1
W-V/1	44	8,5	8,5	100	734,5	2	1	2,1	2,84	39,41	23,71	84,64	407,32	1,11	1
W-V/1	45	5,5	5,5	100	740	2	1	1,23	2,33	32,55	20,32	81,29	373,24	1,1	1
W-V/1	46	6	6	100	746	2	1	2,11	2,55	39,5	20,21	81,14	388,56	1,1	1

Tab. 6.16. Zestawienie uzysków rdzenia i technologii wiercenia w poszczególnych marszach - strefa D. (cz. 2)

Otwór	Nr rdzenia	Długość marszu	Uzysk	Uzysk**	Głębokość końcowa	Koronka	Zużycie	Postęp	Nacisk	TORQ	Ciśnienie płuczki	Obroty	Wydatek	Ciężar płuczki	Ilość sekcji
	-	[m]	[m]	[%]	[m]	typ	IADC	[m/h]	[kG·10 ³]	[kGm]	[bar]	[1/min]	[l/min]	[g/cm ³]	-
W-V/3	9	4	1,8	45	831,5	1	1	3,32	3,34	58,12	10,59	83,05	350,43	1,11	2
W-V/3	10	10	10	100	841,5	1	1	2,63	4,1	57,35	6,58	95,27	366,37	1,1	2
W-V/3	11	8,5	8,5	100	850	1	1	3,24	4,3	60,7	7,27	86,14	336,56	1,07	1
W-V/4	32	11	10	91	1109	1	3	1,88	4	53,95	32,49	95,15	470,93	1,1	2
W-V/4	33	9	9	100	1118	1	3	1,64	3,79	59,2	26,8	90,9	401,45	1,1	2
W-I/4	20	5,5	5,3	96	1191,5	1	2	1,91	2,6	bd	18,23	99,4	370,96	1,1	1
W-I/4	21	9	9	100	1200,5	1	2	1,79	2,66	bd	17,83	96,68	361,3	1,08	1
W-I/4	22	9	9	100	1209,5	1	2	1,63	2,49	bd	17,63	88,37	345,06	1,07	1
W-III/4W	135	6	3	50	1054	1	3	4,64	2,11	25,69	25,73	78,4	424,79	1,11	1
W-III/4W	136	8	2,6	33	1062	1	3	2,47	2,57	31,44	28,3	85,42	376,39	1,12	1
W-III/4W	137	7	3	43	1069	1	3	6,6	1,92	48,86	17,31	79,34	391,74	1,06	1
W-III/4W	138	0,5	0,25	50	1074,5	1	3	0,43	2,17	62	9,61	68,53	313,09	1,08	1
W-III/4W	139	2,8	2,8	100	1077,3	1	3	1,29	3,54	70,17	9,39	96,58	315,9	1,06	1
W-III/4W	140	1,1	1,1	100	1078,4	1	3	0,84	2,99	97	3,91	86,37	316,89	1,06	1
W-III/4W	141	4,1	4,1	100	1082,5	1	3	0,95	3,13	54,67	4	98,92	319,05	1,07	1

** uzysk w granicach strefy

6.3. Matematyczno - statystyczna weryfikacja stref zmniejszonego uzysku

Analiza geologiczno - techniczna pozwala na wyznaczenie stref charakteryzujących się podobnym typem litologicznym, budową geologiczną i tą samą sekwencją w profilu stratygraficznym. W etapie tym jednak nie można jednoznacznie stwierdzić czy analizowany interwał w sąsiednim otworze charakteryzują się również takimi samymi właściwościami geomechanicznymi, wpływającymi na proces wiercenia rdzeniowego.

Istnieje wiele czynników wpływających na właściwości geomechaniczne skał. Można do nich zaliczyć głębokości zalegania, budowę geologiczną, warunki hydrogeologiczne, warunki formowania się i depozycji osadów, skład mineralogiczny i wiele innych trudno definiowalnych, często ze sobą powiązanych czynników. Dlatego też, w celu upewnienia się, iż wyznaczone strefy w poszczególnych otworach charakteryzują się takimi samymi właściwościami, należy je zweryfikować przy pomocy metod matematyczno – statystycznych.

Idea weryfikacji stref opiera się na wykorzystaniu współczynnika zwiercalności pozornej (matematyczny model procesu wiercenia) oraz na statystycznych metodach klasyfikacji.

6.3.1. Matematyczny model procesu rdzeniowania

Matematyczny model procesu wiercenia narzędziami skrawającymi opisywany jest chwilową prędkością wiercenia w postaci [20] [22] [65] [78] [79] [100]:

$$V = (V_o)^{-bt} \quad [m / s] \quad (1)$$

$$V = V_o \cdot e^{-at} \quad [m / s] \quad (2)$$

$$V = \frac{V_o}{1 + mt} \quad [m / s] \quad (3)$$

gdzie:

V – chwilowa prędkość wiercenia; [m/s]

V_o – początkowa prędkość wiercenia; [m/s]

b, a, m – współczynniki spadku prędkości wiercenia, [-]

t – czas wiercenia; [s]

Badania [78], literatura [22] [100] oraz własne doświadczenia zawodowe wskazują, iż wpływ zużycia narzędzia na spadek prędkości wiercenia w jednym marszu przy niewielkich uwiertach w skałach miękkich i średnio twardych jest nieistotny. Wynika to z dużej trwałości tego typu narzędzi. Dodatkowym argumentem przemawiającym za tym założeniem są stosunkowo małe uwierty wynikające z konstrukcji aparatu rdzeniowego oraz niewielka miąższość przewierczanych formacji (analizowanych stref).

Przy przyjęciu założenia o braku wpływu zużycia narzędzia na prędkość wiercenia równania (1), (2) i (3) przyjmują postać:

$$V = V_0 \quad [m/s] \quad (4)$$

Ponadto należy przyjąć, iż skały są makroskopowo jednorodne, rdzeniowanie prowadzone jest przy stałych parametrach wiercenia, a typ płuczki i technika płukania zapewniają efektywne oczyszczanie dna otworu.

Jak wskazują badania, literatura [78] [79] [100] oraz własne doświadczenia zawodowe, spośród wielu czynników wpływających na proces wiercenia, największy wpływ na początkową prędkość wiercenia, będącą w tym przypadku jednocześnie chwilową prędkością wiercenia, mają mechaniczne parametry wiercenia, tj. nacisk i obroty. Przy czym wpływ ich na prędkość zależy od interakcji pomiędzy właściwościami przewiercanej formacji, a narzędziem urabiającym. Zależność tą opisuje współczynnik zwiercalności pozornej Z_{sp} charakteryzujący układ skała – narzędzie.

Istnieje wiele modeli opisujących prędkość wiercenia uwzględniających współczynnik zwiercalności pozornej. Ogólna zależność, przedstawiana w literaturze [20] [22] [65] [78] [79] [100] przyjmuje postać:

$$V = Z_{sp} \cdot P_j^\alpha \cdot n^\beta \quad [m/s] \quad (5)$$

gdzie:

Z_{sp} – współczynnik zwiercalności pozornej; [m^2/kG]

P_j – nacisk jednostkowy; [kG/m]

α – współczynnik wpływu nacisku na prędkość wiercenia; [-]

n – obroty; [$1/s$]

β – współczynnik wpływu prędkości obrotowej na prędkość wiercenia; [-]

Założenia do modelu (5):

- 1) Skały makroskopowo jednorodne.
- 2) Nacisk narzędzia rozkłada się równomiernie na wszystkie ostrza.
- 3) Ostrza są nieodkształcalne.
- 4) Brak zużycia narzędzia w ciągu marszu, prędkość wiercenia nie zależy od zużycia narzędzia, a więc od czasu.

Przy założeniu braku wpływu konstrukcji aparatu rdzeniowego na proces urabiania skały, chwilowa mechaniczna prędkość wiercenia jest proporcjonalna do iloczynu nacisku osiowego i liczby obrotów, a współczynnik proporcjonalności zależy od konstrukcji narzędzia wierzącego i właściwości przewiercanej formacji. Pozwala to na wykorzystanie tego współczynnika jako wskaźnika do weryfikacji wyznaczonych stref.

Weryfikację przy wykorzystaniu współczynnika zwiercalności pozornej Z_{sp} można przeprowadzić na dwa sposoby. Metoda ogólna polega na wyznaczeniu wartości współczynników α i β charakteryzujących proces wiercenia na analizowanym obszarze, bez uwzględniania stref. Wówczas po przekształceniu zależności (5) oraz modyfikacji metody określania nacisku jednostkowego (6a)(6b)(6c), wynikającej z konstrukcji koronek rdzeniowych, współczynnik zwiercalności pozornej Z_{sp} opisuje wzór (7). Różne warianty wyznaczania nacisku osiowego mają na celu dostosowanie klasycznego modelu do warunków wiercenia rdzeniowego. Weryfikacja polega na porównaniu wartości Z_{sp} charakteryzujących analizowane strefy oraz ich statystycznej analizie.

$$\text{Wariant I} \quad P_{ji} = \frac{P}{D-d} \quad [kG/m] \quad (6a)$$

$$\text{Wariant II} \quad P_{jii} = \frac{P}{0,785(D^2 - d^2)} \quad [kG/m^2] \quad (6b)$$

$$\text{Wariant III} \quad P_{jiii} = \frac{P}{4} \quad [kG] \quad \text{lub} \quad P_{jiii} = \frac{P}{6} \quad [kG] \quad (6c)$$

$$Z_{sp} = \frac{V}{(P_j)^\alpha \cdot n^\beta} \quad (7)$$

gdzie:

P – nacisk osiowy na narzędzie; [kG]

D – średnica koronki rdzeniowej; [m]

d – średnica rdzenia; [m]

Metoda szczegółowa, w odróżnieniu od ogólnej, opiera się na wykorzystaniu modeli matematycznych charakteryzujących strefy i porównywaniu uzyskanych współczynników zwiercalności pozornej Z_{sp} pomiędzy poszczególnymi otworami. Dana strefa jest jednorodna wtedy, gdy wartości Z_{sp} w poszczególnych otworach pod względem statystycznym są jednakowe.

Przed przystąpieniem do wyznaczania współczynników modelu matematycznego należy zdefiniować przypadki technologiczne, które należy rozumieć jako kombinację danych wejściowych: typ litologiczny - narzędzie – zużycie (tab. 6.17 - 6.21).

Tab.6.17. Przypadki technologiczne ogólne.

<i>Przypadek technologiczny</i>	<i>Opis</i>		
0.0	Strefa A+B+C+D	Narzędzie typu 1 + 2	Bez podziału na otwory
0.1	Strefa A+B+C+D	Narzędzie typu 1	Bez podziału na otwory
0.2	Strefa A+B+C+D	Narzędzie typu 2	Bez podziału na otwory
0.3.1 - 0.3.9	Strefa A+B+C+D	Narzędzie typu 1 + 2	Podział na 9 otworów

Tab.6.18. Przypadki technologiczne szczegółowe - strefa A.

<i>Przypadek technologiczny</i>	<i>Opis</i>		
1.0	Strefa A	Narzędzie typu 1 + 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
1.1	Strefa A	Narzędzie typu 1	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
1.2	Strefa A	Narzędzie typu 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
1.1.1 - 1.1.3	Strefa A	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia
1.2.1 - 1.2.4	Strefa A	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia

Tab.6.19. Przypadki technologiczne szczegółowe - strefa B.

<i>Przypadek technologiczny</i>	<i>Opis</i>		
2.0	Strefa B	Narzędzie typu 1 + 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
2.1	Strefa B	Narzędzie typu 1	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
2.2	Strefa B	Narzędzie typu 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
2.1.1 - 2.1.6	Strefa B	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia
2.2.1 - 2.2.3	Strefa B	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia

Tab.6.20. Przypadki technologiczne szczegółowe - strefa C.

<i>Przypadek technologiczny</i>	<i>Opis</i>		
3.0	Strefa C	Narzędzie typu 1 + 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
3.1	Strefa C	Narzędzie typu 1	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
3.2	Strefa C	Narzędzie typu 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
3.1.1 - 3.1.7	Strefa C	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia
3.2.1 - 3.2.3	Strefa C	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia

Tab.6.21. Przypadki technologiczne szczegółowe - strefa D.

<i>Przypadek technologiczny</i>	<i>Opis</i>		
4.0	Strefa D	Narzędzie typu 1 + 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
4.1	Strefa D	Narzędzie typu 1	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
4.2	Strefa D	Narzędzie typu 2	Bez podziału na otwory i zużycie narzędzia
4.1.1 - 4.1.7	Strefa D	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia
4.2.1-4.2.2	Strefa D	Narzędzie typu 1	Podział na otwory i zużycie narzędzia

W celu zweryfikowania analizowanych stref należy doprecyzować ogólny matematyczny model wiercenia (5) o wartości współczynników α i β oraz wartości współczynnika zwiercalności pozornej Z_{sp} dla każdego przypadku technologicznego.

Zadanie to przebiega w trzech etapach obejmujących przygotowanie i weryfikację danych, a następnie wyznaczenie wartości oraz ocenę statystyczną wyników.

Etap I - przygotowanie danych;

Etap II - weryfikacja danych;

Etap III - wyznaczenie wartości współczynników modelu i ich ocena statystyczna.

Etap I - przygotowanie danych do analizy

Przygotowanie danych polega na analizie Baz Głębokościowych (rys. 6.7) z laboratorium kontrolno – pomiarowego, Dziennych Raportów Wiertniczych (DRW) oraz Sprawozdań Końcowych z Profilowania Otworu.

Dane do analizy zostały zaimportowane z bazy głębokościowej (tzw. logów technologicznych). Z dostępnych danych, dla poszczególnych otworów wiertniczych, wybrane zostały interwały odpowiadające zakresom głębokości strefom wyznaczonym podczas analizy geologiczno – technicznej. Są to dane uśrednione co 0,5 m, zawierające szereg informacji technologicznych. W celu doprecyzowania współczynników modelu matematycznego konieczne są: postęp, nacisk, obroty oraz średnica zewnętrzna i wewnętrzna narzędzia wierzącego.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
1	Baza ASCII KGHM W-IX/6W 28-1042m												
2													
3													
4	Głębokość	Postęp	Ciążar hak	Nacisk	Moment obr.	Suwy#1	Suwy#2	Ciśnienie pomp	Ciśnienie przestrzeń	Wypływ	Obroty	Zb, roboczy	Wydatek
5	DEPTH	ROPD	WOHM	WOBM	TORQ	SPM1	SPM2	PSPM	PCSM	PDL	RPM	VOLA	MFIN
6	(m)	(m/h)	(ton)	(ton)	(kgm)	(spm)	(spm)	(bar)	(bar)	(%)	(rpm)	(m ³)	(l/min)
7	415	14,754	27,425	1,323	67,5	84	0	11	0	19	79,227	60,109	888,079
8	415,5	4,225	26,738	2,273	82,5	79,716	0	10,189	0	18,851	73,784	60,574	867,501
9	416	9,423	28,513	0,994	72,5	85	0	11,739	0	18	78,58	62,38	898,652
10	416,5	14,756	27,986	1,52	105	85	0	12	0	18,386	74,409	63,432	898,652
11	417	8,695	27,751	1,756	106,5	85	0	11,613	0	18,36	79,24	64,457	898,652
12	417,5	7,288	27,818	1,692	93	85	0	11	0	19	79,652	65,894	898,651
13	418	17,997	27,925	1,589	103	85	0	11,139	0	19	79,917	66,919	898,651
14	418,5	19,784	27,927	1,588	96,5	85	0	11,091	0	19	79,697	67,485	898,651
15	419	27,273	28,004	1,508	105	85	0	11,292	0	19	79,875	67,9	898,651
16	419,5	24	27,985	1,522	90,5	85	0	11,519	0	19	79,556	68,27	898,651
17	420	11,999	27,904	1,6	117,5	85	0	11	0	19	79,333	68,874	898,652
18	420,5	14,175	27,941	1,565	120,5	85	0	11	0	19	80,261	69,63	898,652
19	421	22,5	27,962	1,545	108	85	0	11	0	19	79,759	70,107	898,651
20	421,5	19,565	27,991	1,527	105	85	0	11,152	0	19	80,03	70,485	898,651

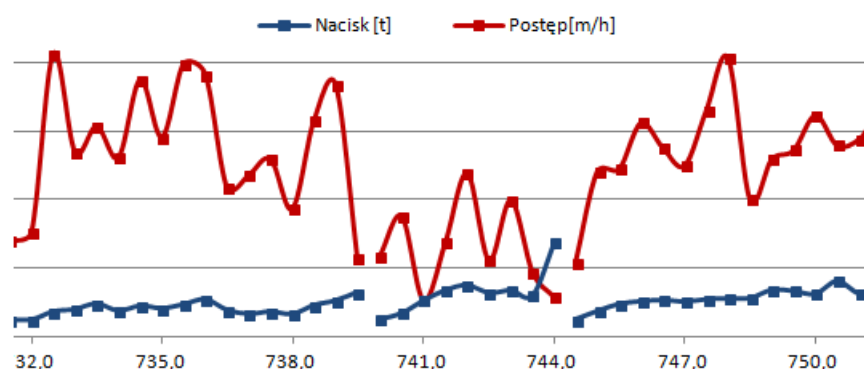
Rys. 6.7. Baza głębokościowa.(Mud Logging Serwis)

Kolejnym krokiem jest analiza DRW i Sprawozdań Końcowych z Profilowań Otworu w celu oddzielenia interwałów odwierconych narzędziami czterokrzydłowymi od sześciokrzydłowych, czyli zdefiniowanie serii przypadków technologicznych.

Etap II: Weryfikacja danych – analiza poszczególnych marszy.

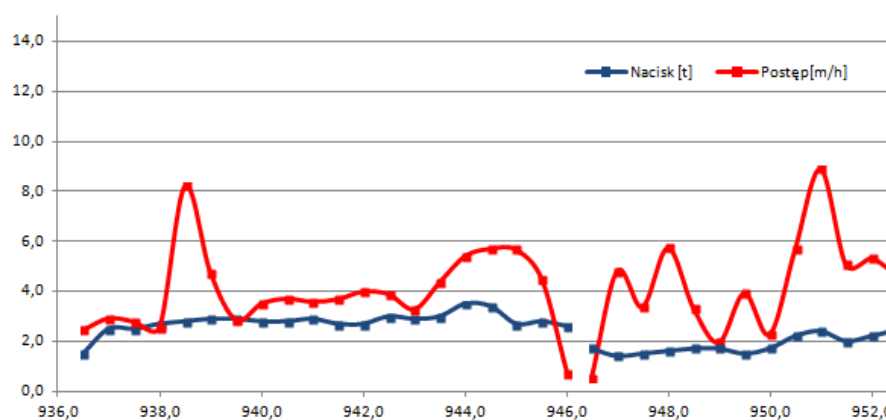
Opracowanie modelu matematycznego wymaga reprezentatywnych danych opisujących dany proces technologiczny. Dlatego też istotne jest wyeliminowanie danych obarczonych błędami, mogącymi zafałszować prawdziwą wartość współczynników. Weryfikacja polega na analizie marszy i na odrzuceniu punktów pomiarowych, które obciążone są błędem wynikającym z:

- zaklinowania rdzenia w rurze wewnętrznej lub koronce (rys.6.8);



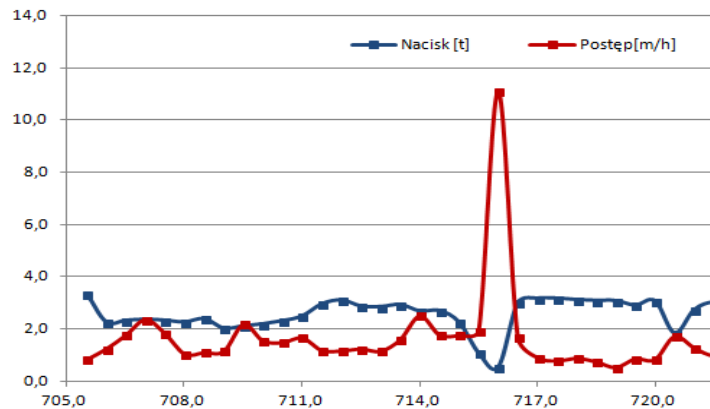
Rys. 6.8. Zaklinowanie rdzenia w gł. 740 -744m - dużo niższa wartość postępu przy większym nacisku w odniesieniu do sąsiednich marszy (Informacja o zaklinowaniu potwierdzona w DRW).

- uśredniania danych ze względu na zaniżone parametry wiercenia w przypadku pierwszego i ostatniego punktu pomiarowego danego marszu – (początek: stopniowe zwiększanie do parametrów optymalnych; koniec marszu: niekoniecznie całe 0,5 m było nawiercone oraz tzw. „wyrobienie do 0” przed urwaniem rdzenia) (rys. 6.9);



Rys. 6.9. Błąd wynikający z rozpoczęcia i zakończenia marszu - zaniżenie wartości postępu.

- dużych ale krótkotrwałych zmian postępu (na odcinku 0,5 m) wynikających z błędów aparatury, kalibracji, nieciągłości górotworu itp. (rys. 6.10.);

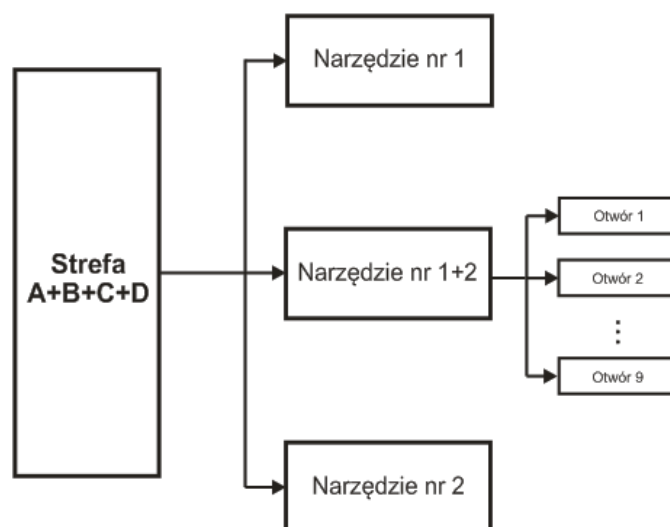


Rys. 6.10. Jednorazowe wychylenie wartości znacznie odbiegające od pozostałych.

Etap III: Wyznaczenie wartości współczynników modelu oraz ich ocena statystyczna.

Doprecyzowanie wartości współczynników modelu matematycznego wymaga zbadania wszystkich możliwych przypadków technologicznych, od tych najbardziej ogólnych do najbardziej szczegółowych.

Pierwszy etap obliczeń ma na celu wyznaczenie ogólnego modelu procesu rdzeniowania. Nie uwzględnia on wpływu na proces rdzeniowania takich czynników jak: litologia, konstrukcja narzędzi, ich stan techniczny oraz głębokości zalegania skał. Przebieg metody przedstawia rysunek 6.11.



Rys. 6.11. Schemat wyznaczania wartości współczynników modelu matematycznego bez uwzględnienia litologii.

Kolejnym krokiem jest uwzględnienie czynników wpływających na proces urabiania skały (metoda szczegółowa). Przebiega on w 4 fazach, indywidualnie dla każdej strefy zmniejszonego uzysku wyznaczonej na podstawie litologii. Schemat metodyki przedstawiony jest na rysunku 6.12.

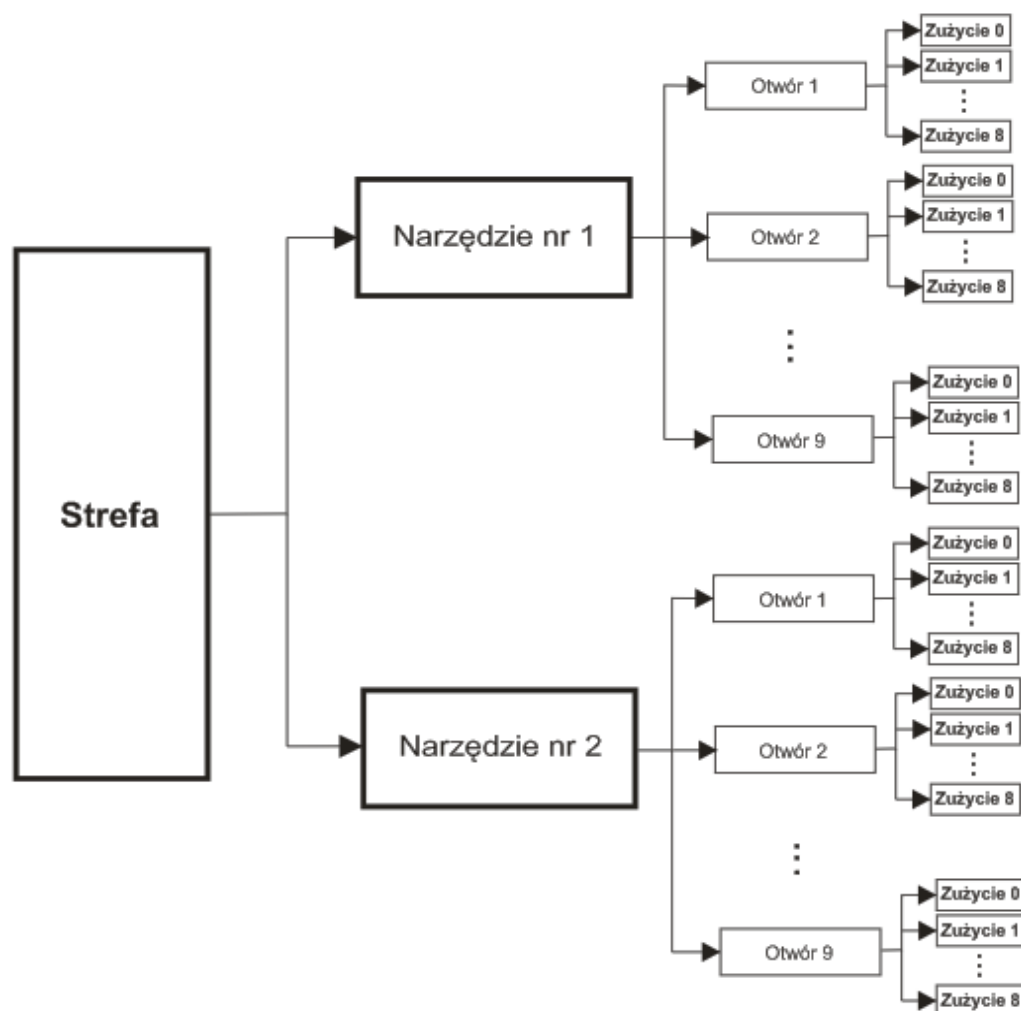
I Faza: Strefa bez podziału na typ narzędzia i otwory;

II Faza: Strefa z podziałem na typ narzędzia, bez podziału na otwory;

III Faza: Strefa z podziałem na typ narzędzia i otwory (głębokość);

IV Faza: Strefa z podziałem na typ narzędzia, otwory (głębokość) oraz stopień zużycia narzędzia wiercącego.

Stopniowe uszczegółowienie i rozbudowanie przypadków technologicznych ma na celu zbadanie wpływu poszczególnych czynników na model matematyczny oraz wyznaczenie modelu charakteryzującego daną strefę.



Rys. 6.12. Schemat wyznaczenia wartości współczynników modelu matematycznego z uwzględnieniem litologii.

Badany model matematyczny procesu rdzeniowania (5) jest nieliniowy i po uwzględnieniu błędu losowego przyjmuje postać:

$$V = Z_{sp} \cdot P_j^\alpha \cdot n^\beta \cdot \varepsilon \quad (8)$$

gdzie:

ε - błąd losowy.

Po zlogarytmowaniu obustronnym równania (8) otrzymujemy model liniowy:

$$\ln V = \ln Z_{sp} + \alpha \ln P_j + \beta \ln n + \ln \varepsilon \quad (9)$$

gdzie, $\ln V$ jest zmienną objaśnianą, $\ln P_j$ i $\ln n$ zmiennymi objaśniającymi, natomiast $\ln Z$, α i β są szukanymi współczynnikami modelu, a $\ln \varepsilon$ jest błędem losowym.

Obliczenia wykonane zostały w środowisku R z wykorzystaniem funkcji *lm()* (rys. 6.13). Funkcja ta wykonuje dopasowanie modelu liniowego, wyznacza oceny współczynników $\ln Z$, α i β oraz wylicza wartości reszt (residuów), wartość R^2 i zmodyfikowaną wartość $R^{2'}$.

R jest językiem programowania, a przede wszystkim środowiskiem do obliczeń statystycznych oraz wizualizacji wyników. W zakresie tym posiada liczne gotowe implementacje procedur statystycznych oraz dostosowane do nich duże możliwości graficzne. W połączeniu z elastycznością programistyczną daje to potężne środowisko do obliczeń naukowo - statystycznych. Kod źródłowy R objęty jest licencją GNU GPL, tzn. że jest to darmowe narzędzie a poszczególne pakiety można pobrać ze strony internetowej projektu (<http://cran.r-project.org>). [83]

```
> a<-read.csv2("C:/Users/Daniel/Desktop/Zwiercalność/Strefa D/D1.csv",header=T)
> ma=lm(formula=V~P+n,data=a)
> summary(ma)

Call:
lm(formula = V ~ P + n, data = a)

Residuals:
    Min       1Q   Median       3Q      Max
-0.6700 -0.2198  0.0068  0.2552  0.5285

Coefficients:
            Estimate Std. Error t value Pr(>|t|)
(Intercept) -14.3566     1.5270  -9.402 2.10e-13 ***
P             1.5172     0.1551   9.784 4.85e-14 ***
n            -0.9406     0.4193  -2.243  0.0286 *
---
Signif. codes:  0 '***' 0.001 '**' 0.01 '*' 0.05 '.' 0.1 ' ' 1

Residual standard error: 0.34 on 60 degrees of freedom
Multiple R-squared:  0.6317,    Adjusted R-squared:  0.6195
F-statistic: 51.46 on 2 and 60 DF,  p-value: 9.66e-14
```

*Rys. 6.13. Algorytm i wyniki obliczeń wartości współczynników modelu matematycznego z wykorzystaniem funkcji *lm()*. (Pakiet R- wersja 3.0.2.)*

Ocenę dopasowania modelu określa wartość R^2 (*R-squared*), przedstawiająca procent wariancji wyjaśnianej przez model. Im większa wartość współczynnika R^2 (maksymalna wartość wynosi 1), tym lepsze dopasowanie modelu do danych rzeczywistych. Zmodyfikowana wartość $R^{2'}$ (*Adjusted R-squared*), uwzględniająca liczbę zmiennych w modelu, służy również do oceny dopasowania.

Zestawienie wyników obliczeń wykonanych przy pomocy Pakietu R (wersja 3.0.2) znajduje się w rozdziale 6.3.1.1.

6.3.1.1. Zestawienie i analiza wartości współczynników modelu matematycznego.

Obliczenia przeprowadzone zostały dla wszystkich 3 wariantów nacisku jednostkowego (6a)(6b)(6c). Z uwagi na podobieństwo otrzymanych wyników zaprezentowany został przypadek (6a).

Próba wyznaczenia wartości współczynników modelu matematycznego bez podziału na strefy, otwory, typ narzędzia oraz zużycie (tab. 6.22) miała na celu zweryfikowanie tezy o istnieniu ogólnej wartości współczynników opisującej proces rdzeniowania na obszarze synkliny grodzieckiej.

Tab. 6.22. Wartość współczynników modelu matematycznego bez podziału na strefy, otwory i zużycie.

Opis podziału	Głębokość		Typ narzędzia	Zużycie IADC	Zsp	α	β	R2	R2'
Strefa A+B+C+D	-	-	1+2	0+1+2+3	0,612	0,1314	-0,3631	0,00593	0,004113
Strefa A+B+C+D - narzędzie 1	-	-	1	0+1+2+3	0,452	0,1832	-0,499	0,01356	0,01097
Strefa A+B+C+D - narzędzie 2	-	-	2	1+2+3	2,928	-0,0492	-0,8149	0,03758	0,03167

Uzyskane wartości R^2 i $R^{2'}$ bliskie zeru świadczą, iż nie istnieje ogólny model procesu rdzeniowania na obszarze synkliny grodzieckiej. Brak dopasowania wynika z wpływu różnych czynników na proces rdzeniowania (litologia, zużycie narzędzia, głębokość, lokalizacja).

Kolejnym krokiem jest analiza poszczególnych otworów bez podziału na strefy, typ narzędzia i zużycie. Zestawienie wyników przedstawia tab. 6.23.

Tab. 6.23. Wartość współczynników modelu matematycznego, który uwzględnia poszczególne otwory bez podziału na strefy, typ narzędzia i zużycie.

Opis podziału	Głębokość		Typ narzędzia	Zużycie IADC	Zsp	α	β	R2	R2'
Strefa A+B+C+D - Otwór W-V/1	504,5	743,0	1+2	1	3,016	-0,0128	-1,2632	0,07194	0,0642
Strefa A+B+C+D - Otwór W-III/2	705,0	853,0	1+2	1	0,005	0,5881	0,3665	0,1216	0,1117
Strefa A+B+C+D - Otwór W-V/3	743,5	846,5	1+2	1	0,068	0,2515	2,2097	0,27	0,2497
Strefa A+B+C+D - Otwór W-IX/6W	912,0	1001,5	1	0+1	3,00 E-06	1,2807	2,242	0,5716	0,5606
Strefa A+B+C+D - Otwór W-VII/4W	937,0	1063,5	1	1+2	896900,3	-1,2213	0,4063	0,3384	0,3288
Strefa A+B+C+D - Otwór W-III/4W	959,0	1080,0	1+2	1+2+3	0,013	0,4827	-1,1953	0,05641	0,03715
Strefa A+B+C+D - Otwór W-V/4	1025,0	1114,5	1	1+2	1279,6	-0,5457	-1,1397	0,09707	0,07582
Strefa A+B+C+D - Otwór W-VII/6	1063,0	1148,0	2	1	0,016	0,4834	-1,5856	0,04095	0,01727
Strefa A+B+C+D - otwór W-I/4	1103,0	1204,5	1	2	25,63	-0,3418	1,1528	0,03435	0,01503

Wartości R^2 uzyskane podczas testu wynoszą od 0,03435 do 0,5716. W porównaniu z poprzednimi założeniami wyniki świadczą o lepszym dopasowaniu modelu. Jednakże wciąż są to wartości za małe aby stwierdzić, że model odzwierciedla rzeczywistość. Pozornie lepsze dopasowanie wynika z analizy bardziej uszczegółowionych przypadków technologicznych (podział na otwory) i mniejszej liczby czynników wpływających na rdzeniowanie w jednej próbie.

Brak pozytywnych wyników po przeanalizowaniu pierwszych ogólnych przypadków świadczy, iż w celu wyznaczenia modelu należy uszczegółowić metodykę weryfikacji, czyli dokonać dalszego podziału danych (metoda szczegółowa). Dokonując podziału na strefy bez podziału na otwory, bez uwzględniania typu narzędzi oraz zużycia (tab. 6.24) również nie można wyznaczyć modelu matematycznego rdzeniowania na akceptowalnym poziomie istotności z punktu widzenia statystycznego.

Tab. 6.24. Wartość współczynników modelu matematycznego, uwzględniającego podział na strefy, bez podziału na typ narzędzia, otwory i zużycie.

Opis podziału	Głębokość		Typ narzędzia	Zużycie IADC	Zsp	α	β	R2	R2'
Strefa A	-	-	1+2	1+2+3	1,375	0,0289	1,36493	0,1052	0,09811
Strefa B	-	-	1+2	1+2	0,147	0,246	-0,0792	0,0316	0,02041
Strefa C	-	-	1+2	0+1+2+3	17,30	-0,0374	-4,2335	0,1312	0,1265
Strefa D	-	-	1+2	0+1+2+3	0,012	0,535	-1,1707	0,06173	0,05515

Kolejną fazą jest podział danych uwzględniający strefy i typ narzędzi (tab. 6.25). Podobnie jak w poprzednich analizach wartości R^2 są bardzo niskie i świadczą o znikomym dopasowaniu modelu w tej serii przypadków technologicznych.

Tab. 6.25. Wartość współczynników modelu matematycznego, uwzględniającego podział na strefy i typ narzędzia, bez podziału na otwory i zużycie.

Opis podziału	Głębokość		Typ narzędzia	Zużycie IADC	Zsp	α	β	R2	R2'
Strefa A - narzędzie 1	-	-	1	1+2	0,035	0,4227	0,90878	0,2164	0,2079
Strefa A - narzędzie 2	-	-	2	1+3	98686,2	-1,0443	-2,754	0,2695	0,2466
Strefa B - narzędzie 1	-	-	1	1+2	0,189	0,2059	0,1613	0,01868	0,00068
Strefa B - narzędzie 2	-	-	2	1	0,003	0,6385	0,6328	0,1577	0,1301
Strefa C - narzędzie 1	-	-	1	0+1+2+3	23,187	-0,0539	-3,6491	0,1904	0,1837
Strefa C - narzędzie 2	-	-	2	1+2	1,02	0,0311	-0,8003	0,00873	0,007
Strefa D - narzędzie 1	-	-	1	0+1+2+3	0,016	0,526	-1,6736	0,08758	0,07914
Strefa D - narzędzie 2	-	-	2	1	1,03E-05	1,0293	4,0491	0,406	0,388

Ostatnią analizowaną grupę stanowią przypadki technologiczne uwzględniające wszystkie czynniki wpływające na proces rdzeniowania (tab. 6.26).

Tab. 6.26. Wartość współczynników modelu matematycznego, uwzględniającego podział na strefy, typ narzędzia, otwory i zużycie.

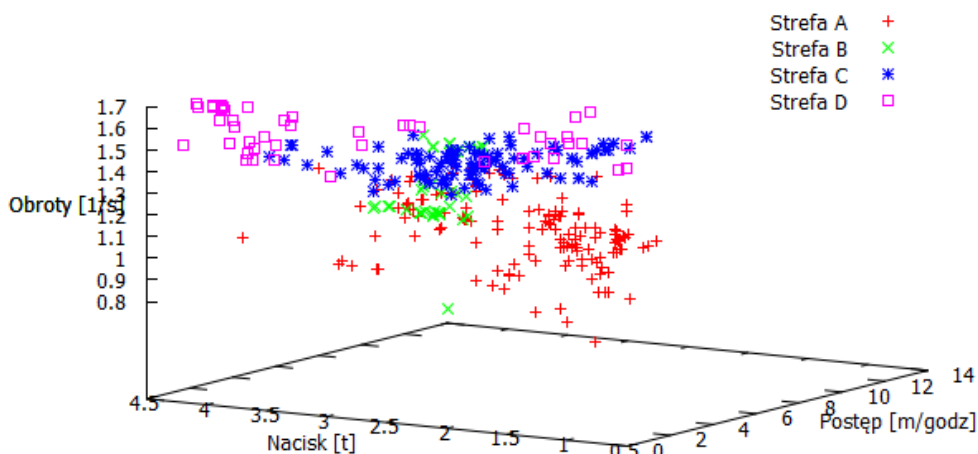
Opis podziału	Głębokość		Typ narzędzia	Zużycie IADC	Zsp	α	β	R2	R2'
Strefa A - Otwór W-V/1	513,5	579,0	1	1	0,269469518	0,1983	1,7952	0,2006	0,1862
Strefa A - Otwór W-III/2	723,5	773,0	1	1	5,6537E-06	1,3272	1,0665	0,7052	0,6879
Strefa A - Otwór W-VII/4W	937,0	963,0	1	2	2453,080842	-0,7186	1,8784	0,4728	0,4427
Strefa A - Otwór W-III/2	705,5	723,0	2	1	134928,4612	-1,09	-2,0147	0,372	0,3302
Strefa A - Otwór W-III/4W	960,0	983,0	2	3+1	30121,66623	-0,9173	-3,1288	0,2214	0,1712
Strefa A - Otwór W-III/4W	960,0	966,0	2	3	5064165,885	-1,4821	-0,9385	0,2149	0,05793
Strefa A - Otwór W-III/4W	966,0	983,0	2	1	1122310,427	-1,2878	-1,4826	0,2115	0,1239
Strefa A - Otwór W-III/2	705,5	773,0	1+2	1	0,245293457	0,2171	0,01483	0,01227	0,01722
Strefa B - Otwór W-V/3	744,5	757,0	2+1	1+2	0,017553534	0,3367	2,6798	0,3395	0,27
Strefa B - Otwór W-V/3	752,0	757,0	1	2	2,71211E-05	0,9884	0,8804	0,6378	0,5171
Strefa B - Otwór W-V/3	744,5	751,0	2	1	0,000722712	0,7224	1,9085	0,3519	0,2223
Strefa B - Otwór W-III/2	778,0	787,0	1	1	0,143680959	0,2826	-0,0437	0,02288	0,1548
Strefa B - Otwór W-IX/6W	914,5	929,0	1	1	1,06726E-07	1,6193	0,8608	0,7814	0,7615
Strefa B - Otwór W-VII/4W	964,5	978,0	1	2	26,56248813	-0,2953	0,5247	0,02901	0,04867
Strefa B - Otwór W-V/4	1025,5	1030,0	1	2	0,250699567	0,4357	-6,2571	0,4178	0,2515
Strefa B - Otwór W-I/4	1103,5	1120,0	1	2	1,9278E-08	1,7305	1,1524	0,3197	0,2606
Strefa B - Otwór W-V/1	579,0	601,0	2	1	0,012811655	0,6041	-3,5893	0,1812	0,1266
Strefa B - Otwór W-VII/6	1065,5	1075,0	2	1	0,087344082	0,2225	4,4051	0,5188	0,4546
Strefa C - Otwór W-III/2	794,0	813,0	1	1	1,746999946	-0,0108	1,88531	0,02577	0,04142
Strefa C - Otwór W-V/3	802,0	822,5	1	1	0,006450485	0,6889	-2,916	0,06688	0,01088
Strefa C - Otwór W-IX/6W	933,0	948,5	1	0	0,000994868	0,573	6,583	0,6921	0,6693
Strefa C - Otwór W-VII/4W	1006,5	1033,0	1	1	1,702447634	-0,0013	3,01661	0,06989	0,03412
Strefa C - Otwór W-III/4W	1021,5	1047,0	2+1	2+3	5625,696266	-0,7472	-0,9787	0,02854	0,02127
Strefa C - Otwór W-III/4W	1045,0	1047,0	1	3	3,18133E+20	-4,746	9,702	0,5143	0,1906
Strefa C - Otwór W-III/4W	1020,5	1044,5	2	2	60090,07708	-1,0052	-0,5513	0,09699	0,04227
Strefa C - Otwór W-V/4	1066,5	1094,5	1	3	1,292269532	0,0995	-0,5109	0,00983	0,03231
Strefa C - Otwór W-I/4	1161,0	1185,0	1	2	17735875,31	-1,5562	-0,5159	0,2736	0,2398
Strefa C - Otwór W-V/1	678,5	717,0	2	1	38,72943867	-0,3308	-0,3142	0,07474	0,03697
Strefa C - Otwór W-VII/6	1104,5	1130,0	2	1	0,004600455	0,5553	-1,399	0,283	0,2453
Strefa D - Otwór W-III/2	813,0	853,0	1	1	5,82114E-07	1,5172	-0,9406	0,6317	0,6195
Strefa D - Otwór W-V/3	827,5	846,5	1	1	150,7767099	-0,3564	-0,5958	0,07754	0,00268
Strefa D - Otwór W-IX/6W	982,0	1001,5	1	0	5,08958E-07	1,441	3,471	0,5425	0,5027
Strefa D - Otwór W-VII/4W	1034,5	1063,5	1	1	0,272940897	0,2757	0,4605	0,1233	0,02019
Strefa D - Otwór W-III/4W	1047,5	1080,0	1	3	3,39434E-06	1,2481	-0,9914	0,4658	0,4172
Strefa D - Otwór W-V/4	1098,0	1114,5	1	3	7,178568572	-0,1986	1,4085	0,07664	0,002774
Strefa D - Otwór W-I/4	1185,0	1204,5	1	2	1,967728831	0,0431	-1,9804	0,02901	0,04034
Strefa D - Otwór W-V/1	717,0	743,0	2	1	0,000123163	0,7099	6,6823	0,3874	0,3575
Strefa D - Otwór W-VII/6	1130,0	1148,0	2	1	1,33925E-06	1,6072	-5,5587	0,4469	0,3966

Maksymalna wartość R^2 wynosi 0,7814. W porównaniu z poprzednimi przypadkami, w grupie tej dopasowanie modelu jest znacznie lepsze. Jest to efekt uwzględnienia głównych czynników wpływających na proces rdzeniowania, jednak wciąż dopasowanie modelu nie osiąga akceptowalnego statystycznie poziomu we wszystkich przypadkach.

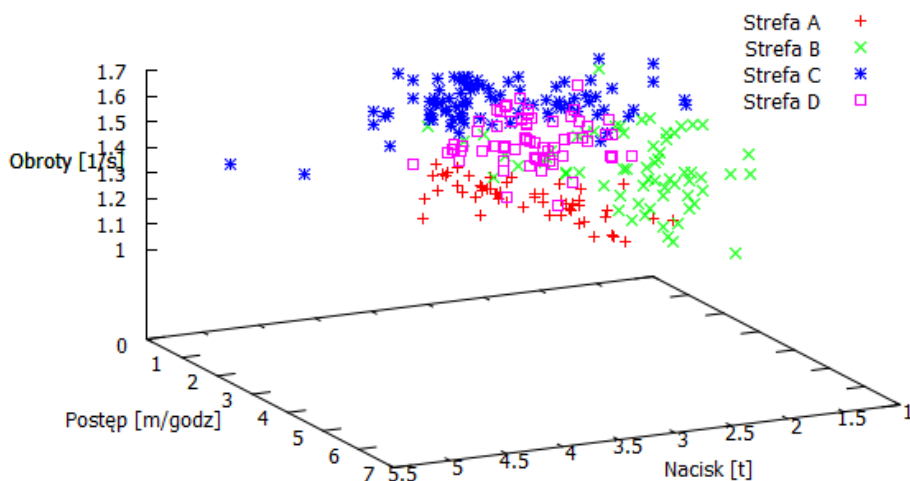
Należy również zwrócić uwagę na wartości uzyskanych współczynników α i β , które często przyjmują wartości ujemne. W takim przypadku funkcja dąży do ekstremum wraz ze zmniejszaniem się podstawy potęgi (spadkiem nacisku lub obrotów). Z tego wynika, że najlepsze postępy wiercenia uzyskiwałoby się dla nacisku i obrotów bliskich 0, co nie ma sensu fizycznego ani praktycznego. Ujemne wartości współczynników są następstwem oporów przesuwania się rdzenia wewnątrz aparatu rdzeniowego, przenoszenia części nacisku na rdzeń, klinowania się go w rurze wewnętrznej, krzywizny otworu, niedostatecznego oczyszczania dna otworu ze zwiercin, wieszania się zestawu na stabilizatorach, rozkalibrowania ciężarowskazu oraz wielu innych czynników trudnych do zdefiniowania. Wówczas nacisk osiowy nie jest w pełni przenoszony na narzędzie urabiające skałę. Jest on dużo mniejszy od wskazania na ciężarowskazie, do którego podpięta jest aparatura pomiarowa. W rzeczywistości rejestrujemy i opieramy się na zafałszowanej wartości nacisku. Przy założeniu stałego nacisku rejestrowanego na powierzchni, w miarę zwiększania się sił zmniejszających nacisk na koronkę (oporów), osiągnięta prędkość wiercenia będzie spadać. Nie jest to efekt zmiany właściwości formacji, ale mniejszego efektywnego nacisku przenoszonego na narzędzie. Odczuwana na powierzchni pozorna zmiana właściwości górotworu często przekonuje osobę prowadzącą wiercenie do zwiększenia nacisku i liczby obrotów. Mamy wówczas większy nacisk i obroty, a oczekiwany wzrost postępu jest mniejszy niż wynika to z modelu opisującego wcześniej przewiercony odcinek. Badanie takich danych wykazuje spadek postępu wraz ze wzrostem nacisku i obrotów.

6.3.2. Klasyfikacja stref zmniejszonego uzysku rdzenia.

Zaproponowana metoda weryfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji, polega na zbadaniu rozkładu punktów pomiarowych w przestrzeni (rys. 6.14 i 6.15), wyznaczeniu obszarów charakteryzujących daną strefę (klasę) oraz ocenie dokładności przypisania punktów pomiarowych do poszczególnych stref (klas).



Rys. 6.14. Rozkład parametrów V , P i n w przestrzeni - narzędzie typu 1, zużycie 1.



Rys. 6.15. Rozkład parametrów V , P i n w przestrzeni - narzędzie typu 2, zużycie 1.

Klasyfikacja oparta jest na trzech podstawowych parametrach procesu wiercenia, tj. nacisku osiowym (P), obrotach (n) oraz wynikającej bezpośrednio z nich chwilowej prędkości wiercenia (V). Wcześniej analizowana metoda weryfikacji polegała na szukaniu matematycznej zależności prędkości wiercenia od nacisku osiowego i obrotów. Metoda klasyfikacji również opiera się na tej zależności, ale z tą różnicą, że opis matematyczny zjawiska nie jest istotny, zaś ważna jest przestrzeń, w której znajdują się badane punkty pomiarowe.

Każda z wyznaczonych na podstawie profili geologicznych stref charakteryzuje się specyficznym przebiegiem procesu wiercenia. Zadanie takich samych wartości nacisku osiowego i obrotów w różnych otworach, ale w obrębie jednej strefy będzie prowadziło do uzyskania podobnych wartości chwilowej prędkości wiercenia. Świadczy to o jednorodności danej strefy pod względem zwiercalności. Przy porównywaniu prędkości wiercenia w różnych strefach i przy tych samych parametrach mechanicznych (P i n) osiągnięte wyniki będą się między sobą różnić. Wynika to z różnic w zwiercalności poszczególnych stref. Po naniesieniu parametrów charakteryzujących punkty pomiarowe (V, P, n) na układ współrzędnych xyz otrzymujemy rozkład zbioru punktów pomiarowych w przestrzeni. Analiza rozkładu danych w przestrzeni wykazała zgrupowania punktów charakteryzujących daną strefę w obrębie pewnej przestrzeni. Co istotne przestrzenie te nie zachodzą na siebie, co świadczy o różnych właściwościach analizowanych stref (klas).

Zadaniem weryfikacji przy użyciu statystycznych metod klasyfikacji jest wyznaczeniu obszarów przestrzeni charakteryzujących dane strefy oraz zbadanie jaki procent punktów pomiarowych został prawidłowo przypisany do strefy (klasy).

6.3.2.1. Metody klasyfikacji.

Zadaniem klasyfikacji jest podanie reguły klasyfikacyjnej przypisującej danej obserwacji przynależność do konkretnej klasy. Reguły klasyfikacyjne, nazywane klasyfikatorami, tworzą podział przestrzeni obserwacji na rozłączne podzbiory. [23] [34] [52] [55] [58] [83] [95]

Klasyfikacja (uczenie się pod nadzorem) jest procesem budowy na bazie dostępnych danych wejściowych X_i oraz wyjściowych Y_i , $i=1,2,\dots,n$ reguły klasyfikacyjnej nazywanej klasyfikatorem, służącej do predykcji etykiety Y klasy, do której należy obserwacja.

Zakładamy że dysponujemy niezależnymi, prostymi próbkami losowymi o liczebnościach n_1, n_2, \dots, n_K , pobranymi z K różnych populacji (klas):

$$\begin{aligned}
X_{11}, X_{12}, \dots, X_{1n_1} & \quad - z \text{ populacji } 1 \\
X_{21}, X_{22}, \dots, X_{2n_2} & \quad - z \text{ populacji } 2 \\
& \quad \dots \\
X_{K1}, X_{K2}, \dots, X_{KnK} & \quad - z \text{ populacji } K
\end{aligned}$$

gdzie $X_{ij} = (X_{ij1}, X_{ij2}, \dots, X_{ijp})'$ jest j -tą obserwacją z i -tej populacji zawierającą p - obserwowanych cech, $i=1, 2, \dots, K$, $j=1, 2, \dots, n_i$, lub w postaci jednego ciągu n - uporządkowanych par:

$$(X_1, Y_1), \dots, (X_n, Y_n) \quad (10)$$

gdzie $X_i = (X_{i1}, X_{i2}, \dots, X_{ip})' \in \mathcal{X} \subset R^p$ jest i -tą obserwacją, natomiast Y_i jest etykietą populacji, do której ta obserwacja należy, przyjmując wartości w pewnym skończonym zbiorze \mathcal{Y} , $i=1, 2, \dots, n$, $n=n_1+n_2+\dots+n_K$. Składowe wektora $X_i = (X_{i1}, X_{i2}, \dots, X_{ip})'$ są cechami, zmiennymi lub atrybutami, natomiast próba $L_n = \{(X_1, Y_1), \dots, (X_n, Y_n)\}$ jest próbą uczącą.

Klasyfikacja (dyskryminacja, uczenie się pod nadzorem lub rozpowszechnianie wzorców) jest to problem predykcji etykiety Y na podstawie wektora cech X . Reguła klasyfikacyjna, nazywana klasyfikatorem jest funkcją $d: \mathcal{X} \rightarrow \mathcal{Y}$. Gdy obserwujemy nowy wektor X , to prognozą etykiety Y jest $d(X)$.

Do weryfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia wykorzystane zostały niżej opisane metody. Ocena przeprowadzonej klasyfikacji przedstawiona jest w rozdziale 6.3.2.2.

Metoda kwadratowa ODA (quadratic discriminant analysis)

Metoda ta należy do grupy klasyfikatorów gaussowskich. Wykorzystuje ona estymację funkcji gęstości i przyjęcie modelu parametrycznego dla gęstości, tj. przyjęcie założenia, że znana jest postać gęstości z wyjątkiem tkwiących w niej parametrów.

W przypadku większej ilości klas $Y \in \{1, \dots, K\}$, $f_k(x) = f(x|Y=k)$ jest gęstością p - wymiarowego rozkładu normalnego (gaussowskiego) $N_p(\mu_k, \Sigma_k)$. Klasyfikator przyjmuje ogólną postać:

$$d_B(x) = \arg \max_k \delta_k(x) \quad (11)$$

gdzie:

$$\delta_k(x) = -\frac{1}{2} \ln |\Sigma_k| - \frac{1}{2} (x - \mu_k)' \Sigma_k^{-1} (x - \mu_k) + \ln \pi_k \quad (12)$$

Σ_k - kowariancja;

μ_k - miara probabilistyczna wektora X ;

π_k - prawdopodobieństwo a priori.

Funkcja $d_B(x)$ jest funkcją kwadratową argumentu x (funkcją klasyfikacyjną grupy K). Jeżeli wszystkie macierze kowariancji są sobie równe i równe macierzy Σ to:

$$\delta_k(x) = x' \Sigma^{-1} \mu_k - \frac{1}{2} \mu_k' \Sigma^{-1} \mu_k + \ln \pi_k \quad (13)$$

Powierzchnia rozdzielająca grupy i oraz j w przypadku funkcji kwadratowej ma postać:

$$\{x: \delta_i(x) = \delta_j(x)\} = \{x: \delta_{ij} = \delta_i(x) - \delta_j(x) = 0\} \quad (14)$$

gdzie:

$$\delta_{ij}(x) = \frac{1}{2} x' (\Sigma_j^{-1} - \Sigma_i^{-1}) x + (\mu_i' \Sigma_i^{-1} - \mu_j' \Sigma_j^{-1}) x + \frac{1}{2} \mu_j' \Sigma_j^{-1} \mu_j - \frac{1}{2} \mu_i' \Sigma_i^{-1} \mu_i + \frac{1}{2} \ln \left(\frac{|\Sigma_j|}{|\Sigma_i|} \right) + \ln \left(\frac{\pi_i}{\pi_j} \right) \quad (15)$$

$$i, j = 1, \dots, K \quad j \neq i$$

Parametry nie są zazwyczaj znane i w praktyce należy je zastąpić ich estymatorami z próby uczącej. Jeżeli próba ucząca zawiera n_i obserwacji z i -tej grupy $n_1 + n_2 + \dots + n_k = n$ oraz X_{ij} jest j -tą obserwacją z i -tej grupy to estymatory nieznanych parametrów wynoszą:

$$\hat{\pi}_k = \frac{n_k}{n}, \quad (16)$$

$$\hat{\mu}_k = \bar{X}_k = \frac{1}{n_k} \sum_{j=1}^{n_k} X_{kj}, \quad (17)$$

$$\hat{\Sigma}_k = S_k = \frac{1}{n_k - 1} \sum_{j=1}^{n_k} (X_{kj} - \bar{X}_k)(X_{kj} - \bar{X}_k)' \quad (18)$$

$$\hat{\Sigma} = S = \frac{1}{n - K} \sum_{k=1}^K \sum_{j=1}^{n_k} (X_{kj} - \bar{X}_k)(X_{kj} - \bar{X}_k)' \quad (19)$$

W metodzie tej klasy rozdzielane są przez hiperpowierzchnie stopnia drugiego. Funkcja *QDA* znajduje się w pakiecie *MASS* i *klaR*. Poniżej został przedstawiony algorytm metody kwadratowej *QDA* z wynikami klasyfikacji (pakiet R 3.0.2):


```

> library(MASS)
> library(klaR)
> a<- read.csv2("C:/Users/Daniel/desktop/Klasyfikacja/Ostateczne/A21.csv", header=TRUE)
> a.step = stepclass(S ~ V+P+n, data=a, method="qda", direction="backward", improvement=0.0001
)
`stepwise classification', using 10-fold cross-validated correctness rate of method qda'.
280 observations of 3 variables in 4 classes; direction: backward
stop criterion: improvement less than 0.01%.
correctness rate: 0.88214; starting variables (3): V, P, n

hr.elapsed min.elapsed sec.elapsed
0.00 0.00 0.34

> a.qda=qda(S ~V+P+n, data=a)
> a.pred=predict(a.qda, newdata=a)
> print(tabl <- table(a$S, a.pred$class))

 1  2  3  4
1 53  1  0  0
2  0 53  2  9
3  0  0 90  3
4  0  6  8 55
> print(procent<-100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl))
[1] 89.64286

```

Wyniki klasyfikacji przedstawiane są w postaci macierzy klasyfikacyjnej. Prezentuje ona ilość badanych elementów zaklasyfikowanych do poszczególnych klas. Ocena klasyfikatora określa procent poprawnie sklasyfikowanych elementów przez zbudowany klasyfikator.

Metoda liniowa LDA (linear discriminant analysis)

Metoda LDA jest uproszczeniem metody QDA. Klasyfikator tej metody ma postać:

$$d_B(x) = \arg \max_k \delta_k(x) \quad (20)$$

gdzie:

$$\delta_k(x) = -\frac{1}{2} \ln |\Sigma_k| - \frac{1}{2} (x - \mu_k)' \Sigma_k^{-1} (x - \mu_k) + \ln \pi_k \quad (21)$$

Podobnie jak w poprzedniej metodzie zakładamy, że wszystkie macierze kowariancji są sobie równe i równe macierzy Σ , wówczas:

$$\delta_k(x) = x' \Sigma^{-1} \mu_k - \frac{1}{2} \mu_k' \Sigma^{-1} \mu_k + \ln \pi_k \quad (22)$$

Powierzchnia rozdzielająca grupy i oraz j w przypadku funkcji kwadratowej ma postać:

$$\{x: \delta_i(x) = \delta_j(x)\} = \{x: \delta_{ij} = \delta_i(x) - \delta_j(x) = 0\} \quad (23)$$

gdzie:

$$\delta_{ij}(x) = x' \Sigma^{-1} (\mu_i - \mu_j) - \frac{1}{2} (\mu_i + \mu_j)' \Sigma^{-1} (\mu_i - \mu_j) + \ln \left(\frac{\pi_i}{\pi_j} \right) \quad (24)$$

$$i, j = 1, \dots, K \quad j \neq i$$

Estymacja parametrów π_k , μ_k , i Σ przebiega analogicznie jak w przypadku metody QDA.

W metodzie tej, klasy rozdzielane są hiperpłaszczyznami. Funkcja LDA znajduje się w pakiecie *MASS* oraz *klaR*. Algorytm obliczeń z wynikami klasyfikacji przedstawiony jest poniżej:

```
> library(MASS)
> library(klaR)
> a<- read.csv2("C:/Users/Daniel/desktop/Klasyfikacja/A21.csv", header=TRUE)
> a.step = stepclass(S ~V+P+n , data=a, method="lda", direction="backward", improvement=0.0001
)
`stepwise classification', using 10-fold cross-validated correctness rate of method lda'.
280 observations of 3 variables in 4 classes; direction: backward
stop criterion: improvement less than 0.01%.
correctness rate: 0.80357; starting variables (3): V, P, n

hr.elapsed min.elapsed sec.elapsed
0.00      0.00      0.33

> a.lda=lda(S ~V+P+n, data=a)
> a.pred=predict(a.lda, newdata=a)
> print(tabl <- table(a$S, a.pred$class))

   1  2  3  4
1 52  2  0  0
2  7 48  2  7
3  0  0 86  7
4  0  8 19 42
> print(procent<-100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl))
[1] 81.42857
```

Naiwny klasyfikator bayesowski (Naive Bayes classifier)

Jest to klasyfikator statyczny oparty na twierdzeniu Bayesa. Zasada jego działania polega na estymacji gęstości każdej cechy w każdej klasie, a następnie badaniu iloczynu takich gęstości dla każdej klasy. Zakłada on wzajemną niezależność zmiennych wektora obserwacji. Gęstość prawdopodobieństwa wynosi $p(x|K) = f_K(x)$, natomiast π_K jest prawdopodobieństwem a priori (bezw warunkowym), że obserwacja pochodzi z klasy K ($K=1,2,\dots,g$). Funkcja f_k jest gęstością rozkładu normalnego. Wówczas na mocy prawa Bayesa, prawdopodobieństwo a posteriori, że zaobserwowana (wektorowa) wartość x pochodzi z klasy K wynosi:

$$p(K | x) = \frac{\pi_K p(x | K)}{\sum_{r=1}^g \pi_r p(x | r)} \quad (25)$$

Reguła bayesowska posiada ogólną postać:

$$d_B(x) = \arg \max_K \pi_K f_K(x) \quad (26)$$

Problem estymacji funkcji f_k znacznie się upraszcza przy założeniu, że wszystkie składowe obserwowanego wektora losowego X są niezależne. Wówczas:

$$f_k(x_1, x_2, \dots, x_p) = \prod_{j=1}^p f_{kj}(x_j) \quad (27)$$

Redukuje to problem do estymacji p jednowymiarowych funkcji gęstości każdej z K klas. Obserwowany element przypisujemy klasie K , dla której wartość f_x jest największa.

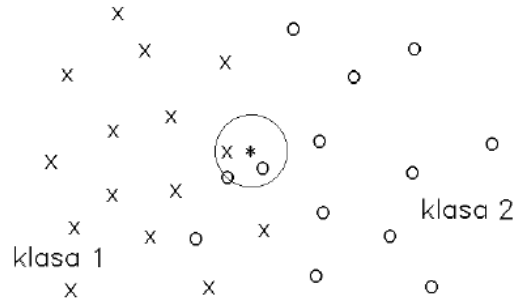
Naiwny klasyfikator bayesowski znajduje się w pakietach *MASS* oraz *klaR*. Algorytm klasyfikacji z wynikami przedstawiony jest poniżej (Pakiert R 3.0.2.).

```
> library(MASS)
> library(klaR)
> b<- read.csv2("c:/users/daniel/desktop/Klasyfikacja/Ostateczne/A21a.csv", header=TRUE)
> model= NaiveBayes(S ~ V+P+n, data=b, usekernel=T)
> kb=predict(model,newdata=b)
> tabl<-table(b$S,kb$class)
> print(tabl)

      A  B  C  D
A 52  2  0  0
B  2 48  2 12
C  0  1 87  5
D  0  8  7 54
> print(procent<-100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl))
[1] 86.07143
```

Metoda najbliższego sąsiada KNN (nearest neighbor method)

Jest to metoda klasyfikacji oparta na nieparametrycznej estymacji rozkładów prawdopodobieństwa. Nie wymaga ona żadnych założeń, co do rozkładów danych w klasach. Idea działania jest prosta i intuicyjna. Dla obserwacji (z próby testowej), którą chcemy sklasyfikować, wyznacza się jej K najbliższych sąsiadów (obserwacji) z próby uczącej, a następnie zalicza się ją do tej klasy, do której należy najwięcej spośród wyznaczonych sąsiadów (rys. 6.16). Branym pod uwagę otoczeniem punktu x jest kula o środku w punkcie x i takim promieniu, by w tej kuli znalazło się dokładnie K obserwacji. Jeżeli istnieje więcej niż jedna klasa o tej samej największej liczbie sąsiadów, to obserwacji klasyfikowanej przyporządkowuje się losowo jedną z klas.



Rys. 6. 16. Ilustracja działania reguły K - najbliższych sąsiadów (dla $K=3$).
Klasyfikowany punkt zostanie przypisany do 2 klasy.

Estymator prawdopodobieństwa a posteriori przynależności obserwacji x do klasy k wyliczany jest jako udział obserwacji z tej klasy wśród jej K najbliższych sąsiadów:

$$\hat{p}(k | x) = \frac{1}{K} \sum_{i=1}^n I(\rho(x, x_i) \leq \rho(x, x^{(K)})) I(y_i = k), \quad (28)$$

$$k=1, \dots, L$$

gdzie: $x^{(K)}$ jest K -tym co do odległości od x punktem z próby uczącej, natomiast ρ jest pewną odległością (tzw. miarą niepodobieństwa obiektów). Klasyfikator metody KNN ma ogólną postać:

$$\hat{d}_{KNN}(x) = \arg \max_k \hat{p}(k | x) \quad (29)$$

Ważne jest przyjęcie odpowiedniej miary odległości zwanej miarą niepodobieństwa obiektów, której definicja przedstawiona jest poniżej:

Funkcję $\rho: \chi \times \chi \rightarrow \mathbf{R}$ nazywamy miarą niepodobieństwa jeżeli:

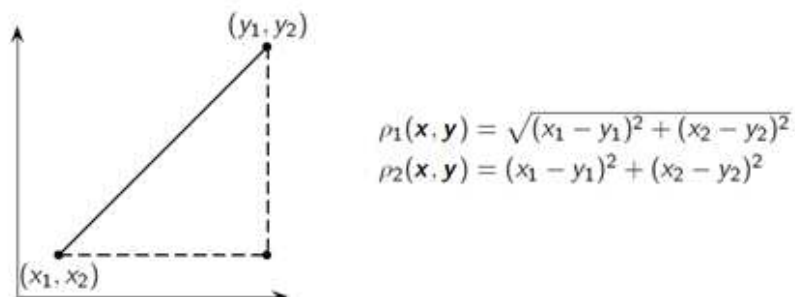
1. $\rho(x, y) \geq 0$,
2. $\rho(x, y) = 0$ wtedy i tylko wtedy, gdy $x=y$
3. $\rho(x, y) = \rho(y, x)$

Określona w ten sposób miara niepodobieństwa jest semi-metryką na przestrzeni próby. Wybór miary niepodobieństwa obiektów jest arbitralny i zależy w głównej mierze od charakteru danych. Dla danych ilościowych, jako miarę niepodobieństwa stosuje się zazwyczaj odległość euklidesową (rys. 6.17):

$$\rho_1(x, y) = ((x - y)'(x - y))^{1/2} = \left(\sum_{i=1}^p (x_i - y_i)^2 \right)^{1/2} \quad (30)$$

lub jej kwadrat:

$$\rho_2(x, y) = (x - y)'(x - y) = \sum_{i=1}^p (x_i - y_i)^2 \quad (31)$$



Rys. 6.17. Graficzne przedstawienie odległości euklidesowej.

Miarą uwzględniającą korelację pomiędzy cechami jest miara niepodobieństwa Mahalanobiosa:

$$\rho_3(x, y) = ((x - y)' S^{-1} (x - y))^{1/2} \quad (32)$$

gdzie: S jest estymatorem macierzy kowariancji.

Wadą metody KKN jest duży nakład obliczeniowy niezbędny do klasyfikacji dużych obiektów, zwłaszcza w przypadku dużych wartości K. W przypadku analizy małych K algorytm nie jest odporny na szumy.

Do obliczeń został wykorzystany algorytm klasyfikacji metodą Najbliższego sąsiada kNN w środowisku R przy użyciu pakietów *MASS* i *klaR*:

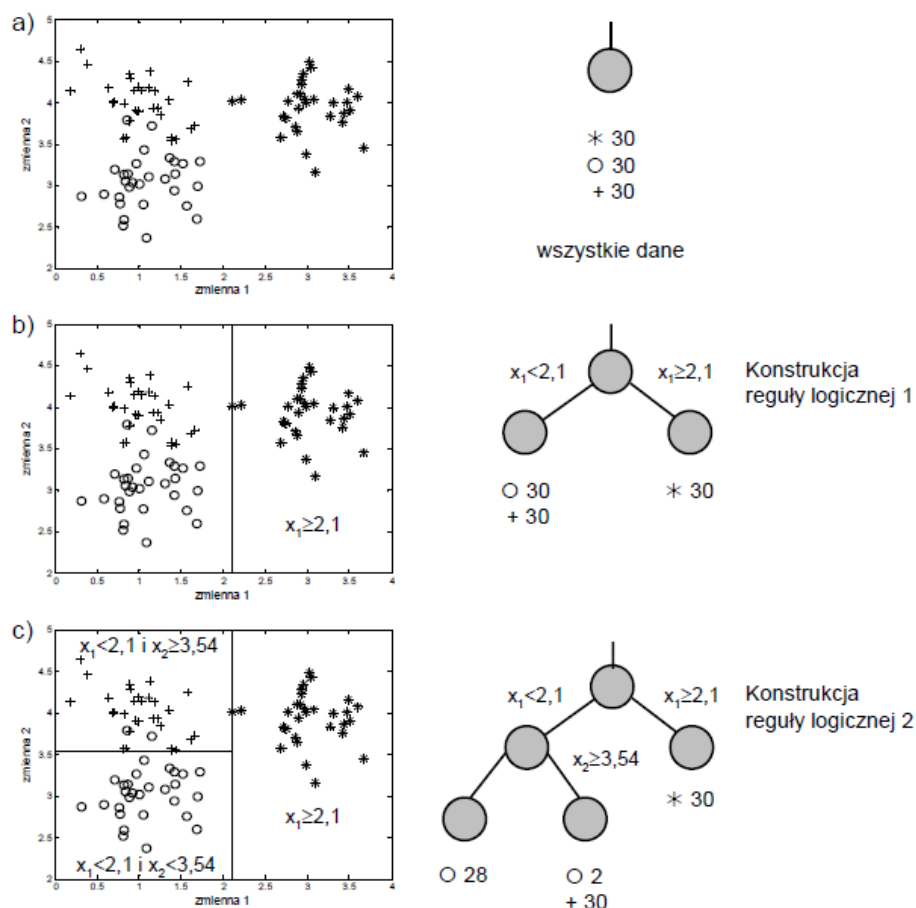
```
> library(MASS)
> library(klaR)
> b<- read.csv2("c:/users/daniel/desktop/Klasyfikacja/A21a.csv", header=TRUE)
> x<-sknn(S~ V+P+n, gamma=10, kn=5, data=b)
> b.pred=predict(x, b)
> print(tabl<- table(b$s, b.pred$class))

  A  B  C  D
A 51  1  0  2
B  3 52  3  6
C  0  1 89  3
D  2  3  3 61
> print(procent<-100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl))
[1] 90.35714
```

Metoda drzew klasyfikacyjnych (decision trees method)

Jest to rodzina metod statystycznych z zakresu eksploracji danych, dokonująca klasyfikacji za pomocą diagramów zwanych „drzewami”. Drzewa klasyfikacyjne (decyzyjne) podobnie jak wcześniej omówione metody służą do umożliwienia klasyfikacji nowych elementów bez wiedzy, do jakich klas należą, na podstawie danych testowych.

Konstrukcja drzew binarnych polega na sekwencyjnym dzieleniu podzbiorów przestrzeni próby χ na dwa rozłączne i dopełniające się podzbiory, rozpoczynając od całego zbioru χ . W każdym kroku podział dokonywany jest tak, aby uzyskane części były możliwie jednorodne. Podzbiory, które nie podlegają dalszemu podziałowi, są podzbiorami końcowymi, do których przypisywana jest jedna etykieta klasy (rys. 6.18).



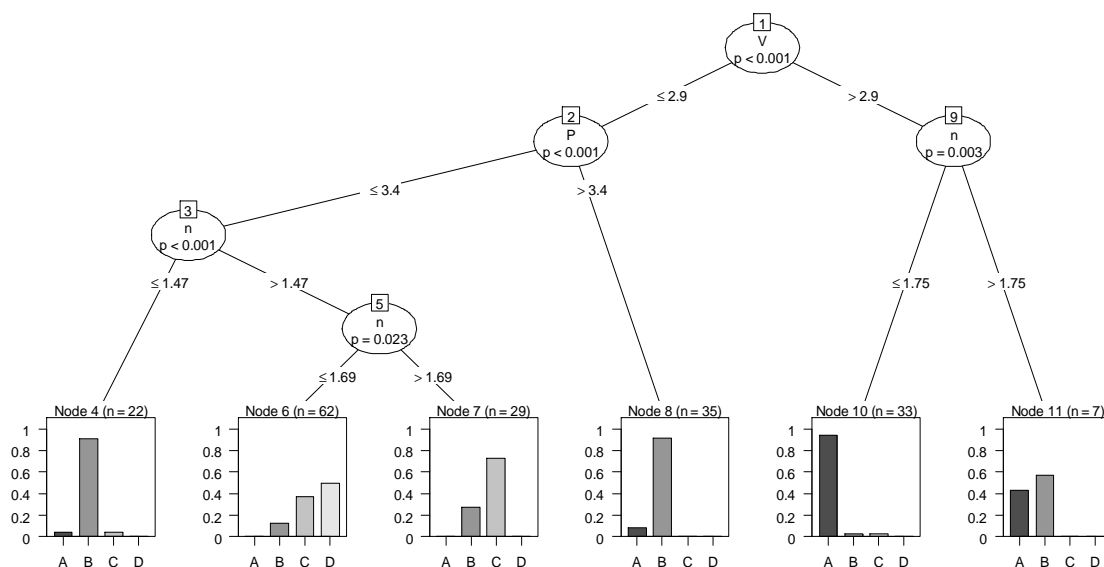
Rys. 6.18. Etapy budowy drzewa klasyfikacyjnego poprzez podział próby. [95]

Drzewa definiuje się jako nieskierowane grafy acykliczne, spójne. Grafy nieskierowane to twory składające się z wierzchołków i łączących je krawędzi, przy czym przemieszczanie się po krawędzi może odbywać się w dwóch kierunkach, w przeciwieństwie do grafów skierowanych gdzie kierunek jest zgodny z kierunkiem strzałki. Graf acykliczny występuje wówczas, gdy nie istnieje ciąg krawędzi łączących którykolwiek wierzchołków z nim samym. Graf jest spójny w przypadku, gdy każda para jego wierzchołków jest połączona ciągiem krawędzi w tym grafie.

„Drzewo” (T) (rys. 6.19) składa się z „korzenia” oraz „gałęzi”, prowadzących do kolejnych „węzłów” (t). W każdym „węźle” sprawdzany jest pewien warunek dotyczący danej obserwacji i na jego podstawie wybierana jest jedna z „gałęzi” prowadząca do

konkretnego „węzła” piętro niżej. Na dole znajdują się „liście”, z których odczytujemy do której z klas należy przypisać daną obserwację.

Cechą charakterystyczną drzewa klasyfikacyjnego są związane z nim dwie funkcje. Określona na zbiorze liści \tilde{T} funkcja ind przyporządkowująca każdemu z nich etykietę klasy oraz określona dla każdego węzła wewnętrzną funkcją podziału s . Funkcja ta każdemu elementowi węzła t przyporządkowuje jedną z dwóch wartości - "prawda" lub "fałsz". Wszystkie elementy z węzła t dla których podział s przyjmuje wartość prawdy są przyporządkowywane do węzła t_L , a elementy, dla których podział s przyjmuje wartość "fałsz", do węzła t_R .



Rys. 6.19. Drzewo klasyfikacyjne. (Pakiet R 3.0.2.)

Klasyfikator zbudowany w oparciu o drzewo klasyfikacyjne T ma postać:

$$\hat{d}_T(x) = \sum_{t \in \tilde{T}} ind(t) | (x \in t) \quad (33)$$

Konstrukcja drzewa oparta jest na próbie uczącej $L_n = \{(X_1, Y_1), \dots, (X_n, Y_n)\}$, gdzie X_j jest wektorem obserwowanych cech, a Y_j etykietą klasy ($j=1, \dots, n$). Składa się ona z trzech elementów: wyboru metody optymalnego podziału węzłów, doboru optymalnej wielkości drzewa klasyfikacyjnego i sposobu w jakim każdemu węzłowi końcowemu przyporządkowujemy etykietę klasy.

Najistotniejszą rzeczą w tej metodzie jest podział węzła według przyjętego kryterium podziału s .

Przyjmując oznaczenia:

n_i - liczba obserwacji w próbie uczącej L_n należących do i -tej klasy

$n_i(t)$ - liczba obserwacji w węźle t należących do i -tej klasy ($i=1,\dots,K$)

wówczas $n=n_1+n_2+\dots+n_K$ jest liczbą obserwacji uczących, natomiast $n(t)=n_1(t)+\dots+n_K(t)$ jest liczbą obserwacji uczących w węźle t . Dla dowolnego obiektu $Z=(X,Y)$ prawdopodobieństwa są określane:

$$p(t) = P(X \in t) \quad (34)$$

$$p(t|i) = P(X \in t | Y = i) \quad (35)$$

$$p(t) = \sum_{i=1}^K \pi_i p(t|i) \quad (36)$$

gdzie π_i jest prawdopodobieństwem a priori tego, że obiekt należy do i -tej klasy ($i=1,\dots,K$). Przyjmując estymator częściowych prawdopodobieństw $p(t|i)$ w postaci:

$$\hat{p}(t|i) = \frac{n_i(t)}{n_i} \quad (37)$$

oraz jeżeli prawdopodobieństwa a priori π_i oszacujemy przez n_i/n to otrzymujemy estymator:

$$\hat{p}(t) = \sum_{i=1}^K \pi_i \frac{n_i(t)}{n_i} = \frac{n(t)}{n} \quad (38)$$

$$p(i|t) = \frac{\pi_i p(t|i)}{p(t)} = \frac{n_i(t)}{n(t)} \quad (39)$$

Każdy podział s generowany jest przez odpowiadające mu pytanie w postaci: czy $x \in A$, $A \subset \mathcal{X}$.

Podział w danym węźle odbywa się na podstawie tylko tych wektorów obserwacji podpróby uczącej, które znalazły się w tym węźle, i polega na najlepszym rozdzieleniu podpróby na 2 części, przechodzące do dwóch kolejnych węzłów. W praktyce polega to na rozdzieleniu podzbioru na dwa kolejne podzbiory możliwie jednorodne ze względu na etykietę klasy. Następnie dla każdego węzła t określamy pewną miarę $i(t)$ niejednorodności (różnorodności) elementów, które się w nim znajdują.

Miarę niejednorodności $i(t)$ w węźle t definiujemy:

$$i(t) = \phi(p(1|t), \dots, p(K|t)) \quad (40)$$

gdzie ϕ jest funkcją określaną dla wszystkich K - elementowych ciągów prawdopodobieństwa (p_1, p_2, \dots, p_K) , takich że $\sum_{i=1}^K p_i = 1$, $p_i \geq 0 (i = 1, 2, \dots, K)$ oraz spełniającą warunki:

- osiąga ona maksimum tylko w punkcie $(\frac{1}{K}, \frac{1}{K}, \dots, \frac{1}{K})$;
- osiąga minimum tylko w punkcie $(1, 0, \dots, 0)$, $(0, 1, \dots, 0)$, ..., $(0, 0, \dots, 1)$;
- jest symetryczną funkcją swoich argumentów.

Najczęściej stosowane miary niejednorodności klasy w węźle to:

1) Proporcja błędnych klasyfikacji:

$$\phi_1(p_1, \dots, p_K) = 1 - \max\{p_1, \dots, p_K\} \quad (41)$$

2) Entropia:

$$\phi_2(p_1, \dots, p_K) = -\sum_{i=1}^K p_i \log p_i \quad (42)$$

3) Indeks Gingiego, będący oszacowaniem ułamka błędnych klasyfikacji, gdy obserwacje w węźle nie są klasyfikowane według podanej wcześniej reguły większościowej, ale są klasyfikowane do klasy K z prawdopodobieństwem p_i .

$$\phi_3(p_1, \dots, p_K) = 1 - \sum_{i=1}^K p_i^2 \quad (43)$$

Wybierany jest taki podział, który daje maksymalną redukcję niejednorodności indeksu przynależności do klasy w węźle.

Algorytm metody drzew klasyfikacyjnych (Pakiet R 3.0.2.):

```
> library(MASS)
> library(klaR)
> library(grid)
> library(zoo)

Dołączanie pakietu: 'zoo'

Następujące obiekty zostały zakryte from 'package:base':

  as.Date, as.Date.numeric

> library(sandwich)
> library(strucchange)
> library(stats4)
> library(modeltools)
> library(party)
> b<- read.csv2("c:/users/daniel/desktop/Klasyfikacja/A21a.csv", header=TRUE)
> b_ctree <- ctree(S~ V+P+n, data=b)
> print(tabl<-table(predict(b_ctree), b$S))

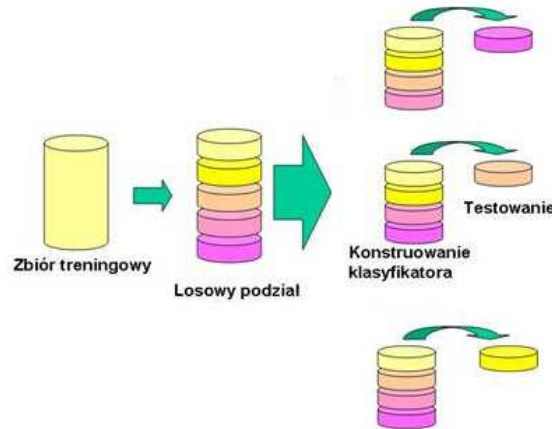
  A B C D
A 53 3 0 0
B 1 45 0 0
C 0 3 87 2
D 0 13 6 67
> print(procent<-100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl))
[1] 90
```

Ocena klasyfikatorów

Miarą jakości klasyfikatora jest współczynnik dokładności, opisujący procent przykładów testowych poprawnie zakwalifikowanych przez model. O wartości użytecznej klasyfikatora świadczy również jego szybkość. Jeżeli dokładność klasyfikatora i szybkość są na akceptowalnym poziomie, to może on być użyty do klasyfikacji przyszłych danych w przypadku braku informacji o ich przynależności do klas.

Istnieje wiele metod oceny dokładności klasyfikatora. Najprostsza polega na przetestowaniu klasyfikatora na tym samym zbiorze, na którym był konstruowany. Wyniki oceny przedstawione zostały w algorytmach wcześniej opisanych metod.

Kolejną metodą jest metoda sprawdzania krzyżowego (krosvalidacja) (rys. 6.20), polegająca na wielokrotnym podziale zbioru na zbiór uczący i testowy. Próba ucząca zostaje podzielona na K możliwie równych części. Następnie tworzy się z próby uczącej K różnych pseudoprob powstających przez usuwanie z próby oryginalnej jednej z jej K części. Wówczas każda z pseudoprob składa się z $K-1$ części próby uczącej. Pierwsza podpróba powstaje poprzez usunięcie z oryginalnej próby uczącej pierwszej z jej K części, druga poprzez usunięcie z próby oryginalnej drugiej z jej K części itd. Z kolei, dany klasyfikator jest konstruowany K - krotnie, za każdym razem na podstawie innej pseudopróby.



Rys. 6.20. Zasada oceny klasyfikatora metodą krosvalidacji.

W ten sposób otrzymuje się K wersji tego klasyfikatora. Ocena danej wersji klasyfikatora dokonywana jest na podstawie obserwacji, które nie brały udziału w jego konstrukcji. Sumaryczna liczba błędów klasyfikacji dla K wersji klasyfikatora, podzielona przez liczebność n oryginalnej próby uczącej, daje krosvalidacyjne oszacowanie prawdopodobieństwa dokonania błędnej klasyfikacji przez dany klasyfikator.

Przedstawiony poniżej algorytm tej metody oceny klasyfikatora dokonuje 100 – krotnego, losowego podziału zbioru na podzbiór uczący i testowy w proporcji 1/3 do 2/3.

```
> k<-length(a$S)
> k1<-1+round(2*k/3)
> num.ucz <- c(1:k1)
> num.test <- c(k1:k)
> set.seed(9812)
> proc <- rep(0,100)
> for (j in 1:100) {
+   numery <- sample(c(1:length(a$S)), replace=FALSE)
+   a.qda <- qda(S ~ V+P+n, data=a[c(numery[num.ucz]), ])
+   predykcja <- predict(a.qda, newdata=a)$class[c(numery[num.test])]
+   tabl <- table(a$S[c(numery[num.test])], predykcja)
+   proc[j] <- 100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl)}
> print(mean(proc))
[1] 86.84946
```

Drugą zastosowaną metodą oceny zbudowanych klasyfikatorów jest metoda pojedynczego usuwania (one leave out), która polega na nauce klasyfikatora na wszystkich danych z wyjątkiem jednej obserwacji, która służy za obserwację testową, natomiast pozostałe przykłady służą do konstrukcji klasyfikatora. Czynność tą powtarza się n razy, dla każdej obserwacji z osobna. Każda obserwacja próby jest użyta do konstrukcji klasyfikatora. Każda z nich jest również elementem testowym. Wynik n – testów dla każdego przykładu jest uśredniany i stanowi oszacowanie dokonania błędnej klasyfikacji przez klasyfikator. Metoda ta jest równoważna z metodą krzyżową dla K równego liczbie obserwacji w zbiorze ($K=n$). Algorytm tej metody przedstawiony jest poniżej.

```

> for ( i in 1:length(a$S)) {
+   a.qda=qda(S ~ V+P+n, data=a[-c(i), ])
+   a.pred=predict(a.qda, newdata=a)
+   if (i==1) predykcja=a.pred$class[1]
+   else
+     predykcja=c(predykcja,a.pred$class[i])
+ }
> print(procent<-100.0*sum(diag(tabl))/sum(tabl))
[1] 89.64286

```

6.3.2.2. Ocena klasyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia.

Klasyfikacja została przeprowadzona na 5 seriach danych, stanowiących odrębne przypadki klasyfikacyjne, definiowane na podstawie typu zastosowanego narzędzia oraz jego zużycia. Każda seria zawiera dane obejmujące wszystkie strefy zmniejszonego uzysku rdzenia, które stanowią odrębne klasy (A, B, C, D). Wybór tego typu podziału jest następstwem wcześniej przeprowadzonej próby wyznaczenia modelu matematycznego procesu rdzeniowania. Najlepsze dopasowanie występuje w przypadkach najbardziej szczegółowych, uwzględniających zużycie narzędzi. Wynika z tego, iż zużycie to ma wpływ na proces rdzeniowania, dlatego też połączenie narzędzi różniących się stanem zużycia może skutkować przyporządkowanie ich do innych klas. W celu wykluczenia przekłamań wynikających z rzędu wielkości wykorzystanych danych, obroty zostały przeliczone na [1/s]. Nacisk wyrażony jest w $[kG \cdot 10^3]$ a postępowanie w [m/h].

Analizie zostały poddane niżej wymienione przypadki klasyfikacyjne:

- S10 – narzędzie 1, zużycie 0;
- S11 – narzędzie 1, zużycie 1;
- S12 – narzędzie 1, zużycie 2;
- S13 – narzędzie 1, zużycie 3;
- A21 – narzędzie 2, zużycie 1;
- A22* – narzędzie 2, zużycie 2 (wyłączone z obliczeń);
- A23* – narzędzie 2, zużycie 3 (wyłączone z obliczeń).

Przypadki A22 i A23 zostały wyłączone z procesu klasyfikacji i oceny, gdyż występują one w obrębie jednej strefy (klasy). Przeprowadzenie klasyfikacji na takim zbiorze jest bezcelowe, a wartość współczynnika dopasowania zawsze będzie równa 100 %.

Klasyfikacja została przeprowadzona w środowisku R 3.0.2. z wykorzystaniem pakietów *MASS*, *klaR*, *party*, *grid*, *zoo*, *sandwich*, *strucchance*, *stats4*, *modeltools*. Zestawienie wartości współczynników dopasowania klasyfikatorów przedstawia tab. 6.27.

Tab. 6.27. Zestawienie współczynników dopasowania klasyfikatora.

Metoda klasyfikacji	S10	S11	S12	S13	A21
Liniowa LDA	89.29	76.86	61.70	92.66	81.43
Ocena jakości LDA – metoda krzyżowa	86.89	76.66	60.03	92.19	79.25
Ocena jakości LDA – pojedyncze usuwanie	89.29	76.85	60.70	92.66	81.43
Kwadratowa QDA	89.29	88.29	85.11	93.58	89.64
Ocena jakości QDA – metoda krzyżowa	81.53	87.42	80.32	91.08	86.85
Ocena jakości QDA – pojedyncze usuwanie	89.29	88.29	85.11	93.58	89.64
Naiwny klasyfikator bayesowski (NB)	91.07	88.29	82.98	94.50	86.07
Ocena jakości NB – metoda krzyżowa	91.07	88.03	80.95	92.17	87.01
Ocena jakości NB – pojedyncze usuwanie	87.25	86.62	77.81	91.67	83.67
Najbliższego sąsiada KNN	100	90.86	90.96	94.50	90.36
Ocena jakości KNN – metoda krzyżowa	87.82	75.21	69.84	91.61	75.83
Ocena jakości KNN – pojedyncze usuwanie	92.86	75.29	70.08	97.22	69.89
Drzewa klasyfikacyjne	91.07	91.71	73.94	94.50	90.00
Ocena jakości drzew – metoda krzyżowa	87.50	73.50	60.32	91.67	86.02
Ocena jakości drzew – pojedyncze usuwanie	86.68	81.63	67.00	93.44	82.75

Stosunkowo niskie wartości współczynników dopasowania w metodzie liniowej LDA w przypadku S12 (61,7%) i S11 (76,86%) wynikają ze sposobu podziału przestrzeni na klasy. Poszczególne klasy wydzielają hiperpłaszczyzny, natomiast rozkład punktów pomiarowych w przestrzeni wykazuje skupienie danych charakteryzujących strefę w przestrzeni kształtem zbliżonym do elipsoidy lub kuli. Dużo lepsze rezultaty uzyskuje się w metodzie kwadratowej QDA (S 12 – 88,29% i S11 – 85,11%), gdzie przestrzeń podzielona jest hiperpłaszczyznami stopnia drugiego. Zakrzywienie płaszczyzn oddzielających klasy dokładniej wydziela granice i obejmuje większą ilość danych. Najlepsze dopasowanie klasyfikatora wykazuje metoda najbliższego sąsiada, (90,86 – 100%) badająca sąsiadujące ze sobą punkty pomiarowe. Równie dobre rezultaty ma naiwny klasyfikator bayesowski (82,98% - 94,50%) opierający się na estymacji gęstości cech.

Ocena jakości zbudowanych klasyfikatorów przy pomocy metody krzyżowej i pojedynczego usuwania w większości przypadków jest o kilka punktów procentowych niższa niż w przypadku testu na danych, z których zostały one zbudowane. Wynika to ze sposobu doboru elementów do oceny. Zbiór jest wielokrotnie dzielony losowo, a uzyskane wyniki uśredniane.

Poziom prawidłowo zaklasyfikowanych elementów jest bardzo wysoki i wynosi w większości przypadków powyżej 80%. Analizowane dane są danymi przemysłowymi, obciążonymi szeregiem zakłóceń i błędów, a sam proces rdzeniowania jest skomplikowany i zależny od wielu czynników. Dlatego też tę wartość można uznać za satysfakcjonującą. Główne czynniki wpływające na wysokość progu akceptowalności to:

- 1) zjawisko klinowania się rdzenia (zmiana charakteru wiercenia);
- 2) dokładność wskazań ciężarowskazu, kalibracja, stan techniczny;
- 3) charakterystyka kinematyczna urządzenia, płynność zmian parametrów;
- 4) czynnik ludzki, doświadczenie załogi, sposób obsługi urządzenia;

- 5) sposób rejestracji danych przez laboratorium kontrolno – pomiarowe;
- 6) dokładność czujników laboratorium kontrolno – pomiarowego.

Ponieważ procent dobrze zaklasyfikowanych elementów przez wszystkie przetestowane klasyfikatory jest dość wysoki, można z bardzo dużym prawdopodobieństwem stwierdzić, że strefy są jednorodne. Wartości współczynników dopasowania klasyfikatora oraz ocena jakości potwierdzają indywidualność wyznaczonych stref oraz ich jednorodność pod względem właściwościami geomechanicznymi wpływającymi na proces rdzeniowania. Spośród przebadanych metod klasyfikacji najlepsze rezultaty reprezentuje metoda kwadratowa QDA oraz naiwny klasyfikator bayesowski. Wybór ten determinowany jest oceną jakości klasyfikatora.

6.4. Podsumowanie identyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia

Na podstawie analizy czynników geologiczno - technicznych w obrębie utworów cechsztynu synkliny grodzieckiej wyodrębnione zostały 4 strefy, w których występują zmniejszone uzyski rdzenia. Różnią się one zarówno pod względem geologicznym, jak i geomechanicznym.

Metodyka weryfikacji mająca na celu wykazanie, iż wyznaczone interwały w poszczególnych otworach należą do danej strefy opiera się na wykorzystaniu współczynnika zwiercalności pozornej oraz statystycznych metod klasyfikacji.

Zastosowanie współczynnika zwiercalności pozornej Z_{sp} polegało na zaadaptowaniu ogólnego matematycznego modelu wiercenia narzędziami skrawającymi do warunków wiercenia rdzeniowego. Zadanie to wymagało zdefiniowania przypadków technologicznych uwzględniających litologię (strefy), technikę (typ stosowanych narzędzi), lokalizację i głębokość otworów (otwory wiertnicze) oraz stan techniczny narzędzi (zużycie). Analizie poddane zostały przypadki ogólne i szczegółowe, uwzględniające główne czynniki mogące wpływać na proces wiercenia rdzeniowego. Próba doprecyzowania wartości współczynników modelu matematycznego nie przyniosła oczekiwanych rezultatów, w wyniku czego nie można było wykorzystać współczynnika zwiercalności pozornej do zweryfikowania wyznaczonych stref. Największe wartości współczynnika R^2 , opisującego stopień dopasowania modelu do badanych danych, występują w przypadkach najbardziej szczegółowych, uwzględniających wszystkie analizowane czynniki. Jednak w większości prób są to wartości bliskie zeru, wykluczające możliwość wykorzystania modelu. Brak dopasowania modelu matematycznego wynika ze złożoności procesu rdzeniowania, który ma innych charakter niż tradycyjne wiercenie świdrem. Różnica ta wynika z konstrukcji koronki, budowy i stabilizacji aparatu rdzeniowego, oporów przy przesuwaniu się rdzenia w aparacie oraz klinowania się go w rurze wewnętrznej. Nie bez znaczenia jest również czułość i dokładność aparatury kontrolno - pomiarowej, sposób przetwarzania i uśredniania danych, a także sam sposób pracy osób obsługujących urządzenie wiertnicze. Ze względu

na zakłócenia wynikające z nieefektywnego przenoszenia nacisku na narzędzie wierzące analizowane dane obarczone są pewnym niemożliwym do wyznaczenia błędem. Uniemożliwia on zaadaptowanie matematycznego modelu wiercenia narzędziem skrawającym do warunków rdzeniowania na obszarze synkliny grodzieckiej.

Przeprowadzona weryfikacja stref zmniejszonego uzysku rdzenia przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji potwierdza tezę o ich jednorodności pod względem zwiercalności. Rozkład punktów pomiarowych (V, P, n) w przestrzeni oraz wartości współczynników dopasowania klasyfikatorów wydzielają odrębne obszary w przestrzeni, charakteryzujące analizowane strefy. Obszary te są integralne i odseparowane od pozostałych. Wszystkie z 5 zastosowanych metod klasyfikacji wykazały, w większości przypadków, dopasowanie budowanego klasyfikatora na poziomie powyżej 80 %. Wynik ten jest satysfakcjonującym ze względu na liczne zakłócenia i błędy pomiarowe, jakimi charakteryzuje się proces przemysłowy, zależny od wielu czynników geologicznych, technicznych, technologicznych i organizacyjnych.

Według przeprowadzonej analizy najlepiej sprawdzającymi się metodami weryfikacji stref zmniejszonego uzysku są: metoda kwadratowa QDA oraz naiwny klasyfikator bayesowski. Wysokie wartości współczynnika dopasowania klasyfikatora oraz oceny jakości potwierdzają indywidualność badanych stref oraz ich jednorodność pod względem właściwości geomechanicznych. Metody te z powodzeniem mogą służyć do weryfikacji nowo nawierconych formacji i przypisywaniu ich do stref (klas). Są to metody proste w obsłudze, nie wymagające specjalistycznego sprzętu, a wykorzystywane oprogramowanie jest darmowe. Czynniki te sprawiają iż, weryfikacja danych może być przeprowadzana bezpośrednio na miejscu prowadzonych prac. Wymaga ona jedynie importu danych z laboratorium kontrolno – pomiarowego oraz skopiowania wcześniej przygotowanego algorytmu.

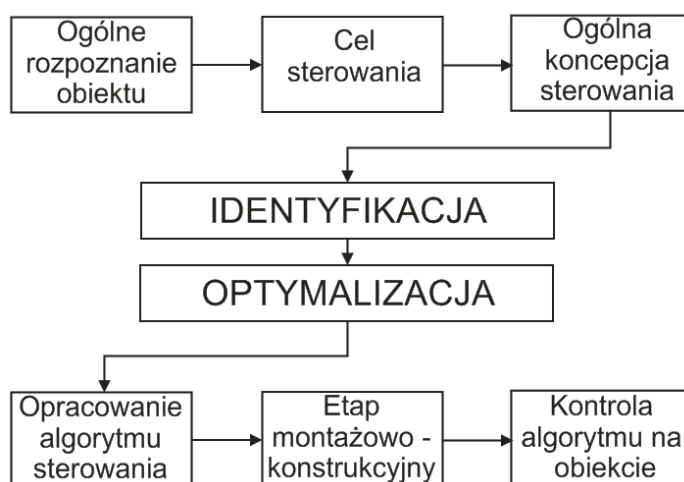
Poza środowiskiem R istnieją inne programy umożliwiające przeprowadzenie klasyfikacji. Za zastosowaniem tego narzędzia przemawia prostota obsługi, fakt iż jest on darmowy, a pakiety są często aktualizowane. Ponadto wyniki klasyfikacji są proste w interpretacji oraz dają jasny i precyzyjny obraz analizowanej sytuacji.

7. Optymalizacja procesu rdzeniowania na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A.

Optymalizacja procesu rdzeniowania na obszarze synkliny grodzieckiej ma za zadanie poprawę jakości prowadzonych prac poprzez zwiększenie uzysków rdzenia w utworach cechsztynu.

Proces optymalizacji polega na szukaniu „najlepszego” rozwiązania według ściśle określonego kryterium. Jeżeli efekt, jaki ma być uzyskany dzięki procesowi, da się wyrazić ilościowo (zdefiniować funkcję celu), a przy tym będzie on zależny od wartości pewnej liczby, wielkości (zmiennych decyzyjnych), które mogą przyjmować wartości w granicach wyznaczających zbiór możliwych rozwiązań (zbiór dopuszczalny), to zadanie optymalizacji polega na znalezieniu takich wartości zmiennych decyzyjnych, dla których funkcja celu osiąga minimum lub maksimum w zbiorze dopuszczalnym. [94]

Budowa układu optymalnego przebiega w kilku etapach (rys.7.1). Wymaga ona gruntownej analizy procesu technologicznego i zdefiniowania celu jaki ma zostać osiągnięty. Warunkiem efektywnej optymalizacji jest budowa nowego lub doprecyzowanie istniejącego modelu matematycznego analizowanego procesu, który w jak największym stopniu odzwierciedla rzeczywistość.



Rys. 7.1. Schemat budowy układu optymalnego.[100]

W rozdziale tym przedstawiono przebieg procesu optymalizacji uzysku rdzenia w warunkach geologicznych obszaru synkliny grodzieckiej. Analizie podane zostały efekty prowadzonych prac oraz zdefiniowane zostało nowe kryterium optymalizacyjne dotyczące uzysku rdzenia. Z metod identyfikacji wybrano metodę umożliwiającą zbudowanie modelu matematycznego procesu, a następnie jego optymalizację według przyjętego kryterium.

7.1. Ocena efektywności obecnie stosowanej techniki i technologii

Prace geologiczno – poszukiwawcze na obszarze synkliny grodzieckiej miały na celu rozpoznanie obszaru złóż miedzi „Wartowice” i „Niecka Grodziecka” w kategorii C1 oraz powiększenie zasobów rozpoznanych poza wcześniej wykonane skrajne otwory bilansowe. Dążenie do zwiększenia efektywności prac na podstawie prób terenowych oraz doświadczenie zdobyte podczas realizacji podobnych projektów na obszarze monokliny przedsudeckiej wpłynęło pozytywnie na osiągnięte wyniki.

Podczas realizacji prac na obszarze synkliny grodzieckiej w latach 2010 - 2012 odwiercono łącznie 9460,5 m w tym pobrano 4722,8 m rdzenia przy uzysku 94%. Ogólny wynik wydaje się być satysfakcjonujący zarówno dla inwestora, jaki i wykonawcy. Jednak szczegółowa analiza dokumentacji geologicznej i wiertniczej 9 otworów wykazała interwały, w których uzyski były znacznie poniżej granicznej wartości akceptowalnej przez inwestora. Szczegółowa charakterystyka stref zmniejszonego uzysku rdzenia przedstawiona została w rozdziale 6.

Stosowana technika i technologia rdzeniowania została zaadaptowana z wcześniej prowadzonych prac na obszarze monokliny przedsudeckiej (LGOM). Aparaty rdzeniowe, koronki, zestawy przewodu wiertniczego oraz urządzenia wiertnicze są powszechnie stosowane zarówno w wierceniach geologiczno – poszukiwawczych złóż surowców stałych, jak i wierceniach naftowych. Opis stosowanej techniki przedstawiony został w rozdziale 4. Drugi etap prac geologicznych na obszarze synkliny grodzieckiej, obejmujący odwiercenie kolejnej serii otworów, rozpoczął się na przełomie roku 2013/2014. Otwory wiercone są przy pomocy tego samego sprzętu i tej samej technologii, jak w przypadku etap pierwszego z lat 2010-2012. Istnieje wiele nowoczesnych i efektywnych metod, które można wykorzystać podczas realizacji projektu (rozdział 9). Wymagają one jednak znacznych nakładów inwestycyjnych lub zaangażowania specjalistycznych serwisów. Wpływa to niekorzystnie na wynik ekonomiczny projektu. Ponadto konkurencja na rynku wymusza na firmach, biorących udział w przetargach, obniżanie kosztów prowadzonych prac. Z powodów tych, obecnie stosowana technika będzie aktualna jeszcze przez wiele lat a jej optymalizacja jest w pełni zasadna.

Ocena efektywności prowadzonych prac polega na analizie poszczególnych marszy pod względem technicznym i technologicznym. Ze względu na zakres analizy, ocena obejmuje tylko wyznaczone wcześniej strefy zmniejszonego uzysku rdzenia (utwory cechsztynu górnego i środkowego). Wyznacznikiem efektywności prowadzonych prac w przypadku wierceń rdzeniowych jest uzysk rdzenia.

Uzyski rdzenia poniżej granicznej wartości wystąpiły w 32 marszach na 128 wykonanych, co stanowi 25 % ogółu. Najtrudniejsze warunki wystąpiły w strefie B, gdzie w 60 % przypadków uzysk rdzenia był poniżej akceptowalnej przez inwestora granicy. Średni uzysk ze wszystkich stref wyniósł 85,2%, przy czym w strefie B był on najniższy i wyniósł 57,4 %. W przypadku narzędzia typu 2 w strefie D osiągnięto we wszystkich marszach 100 % uzyski. Optymalizacja takiego przypadku wydaje się być bezzasadna.

Należy uwzględnić możliwość braku dostępności tego typu narzędzi podczas przewiercania tej strefy oraz fakt, iż osiągnięte prędkości wiercenia narzędziem typu 1 są znacznie lepsze niż narzędzia typu 2. Szczegółowe zestawienie uzysków rdzenia przedstawione jest w tabeli 7.1. oraz graficznie na rysunku 7.1.

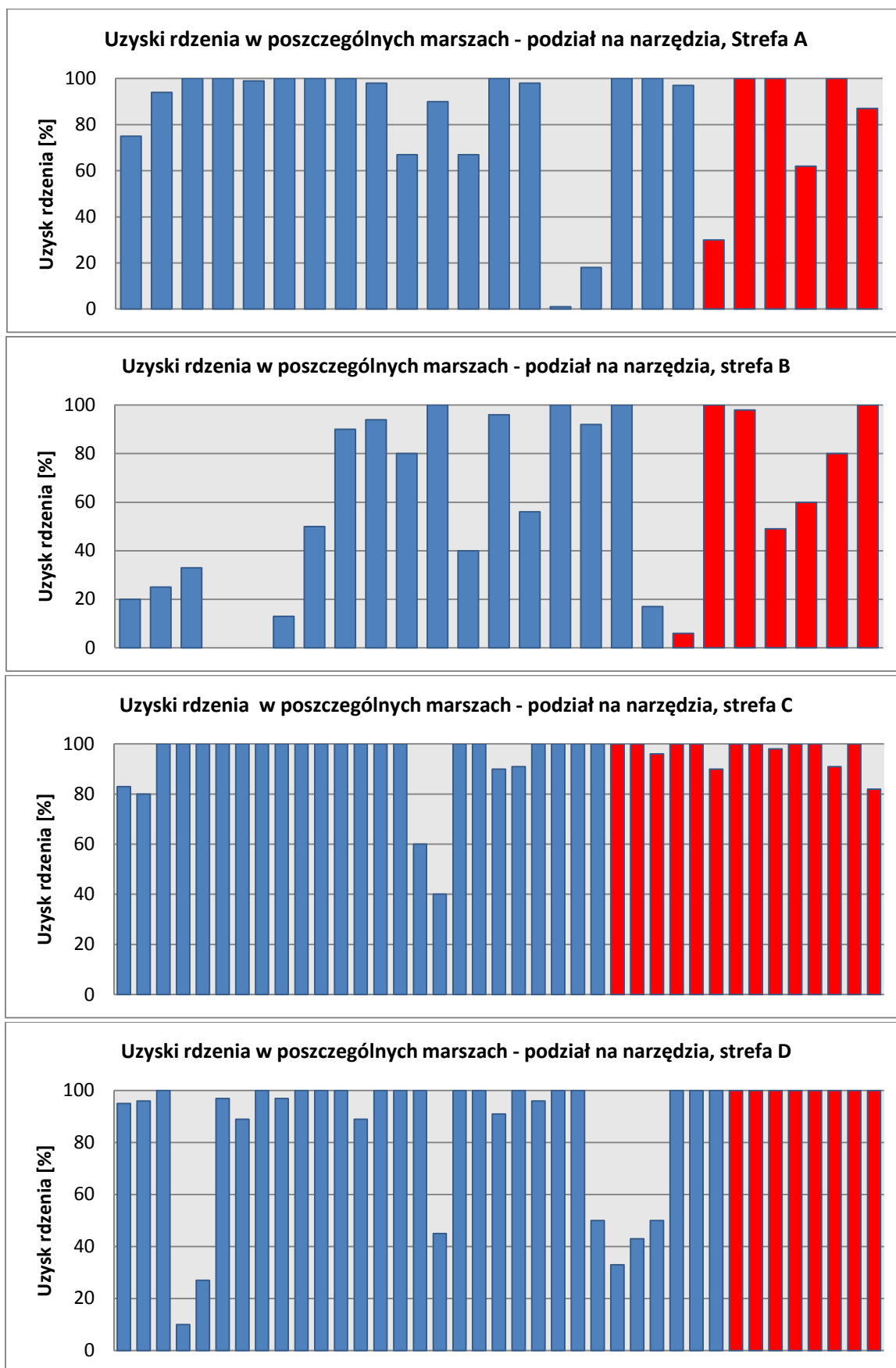
Tab. 7.1. Zestawienie uzysków rdzenia.

Strefa	Typ narzędzia	Ilość marszy	Łączna długość marszy [m]	Uzysk rdzenia [m]	Średni uzysk ze strefy* [%]	Ilość marszy z uzyskiem poniżej 80%	Procent marszy z uzyskiem poniżej 80%
Strefa A	Narzędzie 1	19	142	125,6	88,5	5	26,3
	Narzędzie 2	6	49,5	34,2	69,1	2	33,3
	Narzędzie 1+2	25	191,5	159,8	83,4	7	28,0
Strefa B	Narzędzie 1	18	90,0	48,8	54,2	11	61,1
	Narzędzie 2	7	39,0	25,2	64,6	4	57,1
	Narzędzie 1+2	25	129,0	74,0	57,4	15	60,0
Stefa C	Narzędzie 1	25	170,5	159,2	93,6	3	12,0
	Narzędzie 2	14	102,5	100,2	97,8	0	0,0
	Narzędzie 1+2	39	273,0	259,4	95,0	3	7,8
Strefa D	Narzędzie 1	31	195,0	171,0	87,7	7	22,6
	Narzędzie 2	8	53,5	53,5	100,0	0	0,0
	Narzędzie 1+2	39	248,5	224,5	90,3	7	17,9
Strefa A+B+C+D	Narzędzie 1	93	597,5	504,7	84,5	26	28,0
	Narzędzie 2	35	245	213,1	87,0	6	17,1
	Narzędzie 1+2	128	842,5	717,8	85,2	32	25

* Średni uzysk liczony jako stosunek uzyskanego rdzenia do długości marszy.

** Graniczna wartość uzysku > 80%

Analiza stosowanej techniki obejmowała badanie wpływu narzędzi, ich zużycia, ilości sekcji aparatu rdzeniowego oraz długości i końcowej głębokości marszy na uzysk rdzenia. W przypadku koronki sześciokrzydłowej (narzędzie typu 2) całkowity uzysk rdzenia był o 2,5 % większy niż przy zastosowaniu narzędzia czterokrzydłowego (narzędzie typu 1). Jedynie w strefie A zastosowanie narzędzia typu 1 dawało lepsze wyniki (o 19,1 %). W strefie C wszystkie marsze z zastosowaniem narzędzia typu 2 miały 100 % uzysk. Należy zwrócić uwagę na fakt, iż ilość wykonanych marszy narzędziem typu 2 była 3 – krotnie mniejsza niż narzędziem typu 1. Ponadto w strefie A ze względu na konstrukcję otworów i warunki geologiczne stosowano narzędzia o średnicy 8 1/2” i 5 7/6”.



Całkowity uzysk w analizowanych strefach na poziomie 85,2% wydaje się być zadowalający zarówno dla inwestora jak i wykonawcy. Obszar synkliny grodzieckiej charakteryzuje się skomplikowaną budową geologiczną i tektoniczną. Liczne dyslokacje nieciągłe utrudniały prace projektowe, w wyniku czego założenia często różniły się od rzeczywistego stanu. Wymagało to od osób kierujących pracami dobierania skutecznych rozwiązań technicznych i technologicznych zależnych od aktualnych warunków otworowych. Uwzględniając również komplikacje wiertnicze w postaci zaników płuczki i tendencję do klinowania się rdzenia w rurze wewnętrznej, uzyskane wyniki wskazują na profesjonalizm wykonawcy.

Najwięcej marszy z uzyskiem rdzenia poniżej granicznej wartości 80% wystąpiło w strefie B (60%). Najlepsze wyniki osiągnięto w strefie C, gdzie tylko 7,8% marszy nie spełniało wymogów kontraktu. Wydzielone strefy zmniejszonego uzysku rdzenia pod względem geologicznym są jednorodne, co zostało wykazane podczas ich weryfikacji przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji. Można w ten sposób wykluczyć istotny wpływ czynników geologicznych na uzysk w poszczególnych strefach, a wyniki te można poprawić poprzez kompleksową analizę i optymalizację procesu. Pozwoli to na poprawę jakości świadczonych usług, poprawi wynik finansowy przedsięwzięcia oraz wpłynie pozytywnie na prestiż wykonawcy.

7.2. Kryterium maksymalnego uzysku rdzenia

Ogólna koncepcja sterowania opiera się na założeniu, iż stosowana technika i technologia wpływa na efekt prowadzonych prac, którym w przypadku wiercenia rdzeniowego jest uzysk rdzenia. Prawidłowy dobór sprzętu wiertniczego oraz parametrów mechanicznych i hydraulicznych w danych warunkach pozwala na usprawnienie procesu wiercenia rdzeniowego, w efekcie którego otrzymamy największy możliwy uzysk rdzenia, przy wykluczeniu błędu ludzkiego.

W przypadku analizy operacji procesu technologicznego wyróżnić można dwa podstawowe kryteria: techniczne i ekonomiczne. Kryteria techniczne operacji procesu technologicznego charakteryzują przede wszystkim efekty techniczne. Jako efekt techniczny rozumiemy zarówno jakość wyrobów realizowanych w procesie, jak i wydajność uzyskaną w trakcie realizacji procesu [69]. Tak więc wyróżnić można dwa podkryteria techniczne: jakości i wydajności. Kryterium ekonomiczne charakteryzuje realizowaną operację procesu technologicznego zazwyczaj pod względem kosztów. Należy jednak zaznaczyć, że w przeważającej większości procesów niemożliwe jest wyznaczenie optymalnych warunków realizacji operacji procesu technologicznego przy spełnieniu wszystkich wymienionych kryteriów.

Kryterium optymalizacyjne musi spełniać trzy podstawowe warunki:

- 1) charakteryzować efektywność procesu z punktu widzenia całego procesu;
- 2) być ilościowo jednoznaczne;
- 3) posiadać sens fizyczny.

W przemyśle istnieje wiele kryteriów zależnych od celu jaki chcemy osiągnąć. W wiertnictwie najczęściej stosowane kryteria dążą do maksymalizacji prędkości wiercenia oraz minimalizacji kosztu jednostkowego otworu. W wierceniach poszukiwawczych celem jest prawidłowe i bezpieczne dowiercenie się do strefy produkcyjnej. W otworach rozpoznawczych dąży się do zdobycia maksymalnej ilości informacji geologicznych, natomiast w wierceniach eksploatacyjnych najważniejszym kryterium jest kryterium kosztu jednostkowego.

Priorytetem podczas realizacji prac na obszarze synkliny grodzieckiej jest uzyskanie maksymalnej ilości informacji geologicznej. Zaproponowane kryterium maksymalnego uzysku rdzenia spełnia warunki zarówno kryterium technicznego, jak i ekonomicznego. Wynika to ze sposobu rozliczania prac, który premiuje uzyski powyżej 80%. Pod względem technicznym jest to kryterium jakości, gdyż dąży ono do maksymalizacji uzyskiwanej informacji geologicznej, bezpośrednio zależnej od ilości materiału (rdzenia), który można poddać badaniom. Im więcej próbek i im ich większy zakres, tym wyższa jakość badań i lepsze rozpoznanie oraz udokumentowanie złoża. Dla wykonawcy prac kryterium to jest bezpośrednio związane z wynikiem ekonomicznym przedsięwzięcia. Według kontraktu są to otwory realizowane „pod klucz”, gdzie prace rozliczane są na podstawie ilości odwierconych metrów. Przy czym w przypadku uzysk rdzenia poniżej granicznej wartości 80% wykonawca ponosi całość lub część kosztów prowadzonych prac. Dlatego też maksymalizacja uzysku rdzenia jest korzystna zarówno dla zleceniodawcy, który uzyskuje pełniejszą informację geologiczną, jaki i wykonawcy prac, który osiąga lepszy wynik finansowy prowadzonych prac.

Optymalizowany uzysk rdzenia dla danych warunków geologicznych jest funkcją (44) wielu parametrów:

$$U = f(T, Z, L, P, n, Q, M, \rho, \dots, \omega) \quad [\%] \quad (44)$$

gdzie,

- T – typ narzędzia; [-]
- Z – zużycie narzędzia; [IADC]
- L – długość marszu; [m]
- P – nacisk na narzędzie; [kG]
- n – obroty; [1/min]
- Q – strumień objętości tłoczenia płuczki; [l/min]
- M – moment obrotowy; [kGm]
- ρ – gęstość płuczki; [g/cm³]
- ω – czynniki niemierzalne i zakłócenia.

Zadaniem identyfikacji jest określenie parametrów mających istotny wpływ na wartość uzysku i ich wzajemnej interakcji. Efektem analizy będzie wyznaczenie modelu matematycznego opisującego proces wiercenia rdzeniowego w warunkach geologicznych synkliny grodzieckiej, który będzie można poddać procesowi optymalizacji.

7.3. Identyfikacja obiektu sterowania

Identyfikacja polega na sporządzeniu matematycznego opisu obiektu automatyzowanego [100], który poddawany będzie optymalizacji.

Przed ustaleniem programu pozwalającego na optymalizację rozpatrywanego procesu technologicznego z punktu widzenia określonego kryterium, konieczne jest wyznaczenie zbioru czynników, które w analizowanym procesie można optymalizować, dokonać podziału na czynniki oraz wielkości mierzalne i niemierzalne, a także określić zakłócenia. W badanym przypadku celem sterowania (wielkością sterowaną) jest uzysk rdzenia wyrażony w procentach, będący stosunkiem długości pobranego rdzenia do długości przewierconego odcinka.

Wiercenie rdzeniowe jest procesem złożonym zależnym od wielu czynników, w wyniku których uzyskujemy informację geologiczną w postaci próbki skały (rdzenia wiertniczego). Według literatury liczba zmiennych podczas klasycznego wiercenia świdrem wynosi ok. 26 [100]. Warto zaznaczyć, że w przypadku rdzeniowania jest ona większa o czynniki związane z budową aparatu rdzeniowego, specyfikę zwiercania skały przez koronkę rdzeniową oraz fakt wypełniania się rury wewnętrznej materiałem skalnym. W warunkach przemysłowych nie można uzyskać pełnej informacji o procesie ze względu na ograniczoną liczbę wielkości rejestrowanych przez aparaturę kontrolno - pomiarową, liczne zakłócenia i niejednorodność badanego środowiska. Urządzenia wiertnicze wyposażone są w podstawowe czujniki i rejestratory, niezbędne do prawidłowego i bezpiecznego prowadzenia prac. Ponadto ich dokładność, czułość oraz sposób zapisu danych jest dostosowany do warunków i potrzeb prowadzonych prac.

Na podstawie analizy procesu rdzeniowania i środowiska prowadzonych prac wyznaczone zostały podstawowe parametry procesu, wielkości sterujące i wielkości niemierzalne z zakłóceniami.

Parametry procesu (parametry niesterowalne):

- litologia;
- tektonika, naturalne spękania;
- parametry geomechaniczne skał;
- kąt upadu warstw;
- konstrukcja aparatu rdzeniowego;
- charakterystyka kinematyczna urządzenia wiertniczego;
- geometria przewodu wiertniczego.
- obecność horyzontów wodonośnych.

Wielkości sterowalne:

- typ narzędzia i stopień ich zużycia;
- długość rdzeniowanego odcinka;
- nacisk osiowy na koronkę rdzeniową;
- obroty koronki rdzeniowej (przewodu wiertniczego);
- strumień objętości płuczki;
- ciśnienie tłoczenia płuczki wiertniczej;
- parametry fizyczne i reologiczne płuczki wiertniczej.

Wielkości niemierzalne i zakłócenia (ω):

- efektywność przenoszenia nacisku na narzędzie wierzące;
- opóźnienia reakcji urządzeń na sygnały sterujące;
- klinowanie się rdzenia w rurze wewnętrznej aparatu rdzeniowego.
- efektywność oczyszczania dna otworu;
- dokładność aparatury kontrolno – pomiarowej;
- sposób rejestracji i uśredniania danych;
- sposób obsługi urządzeń i aktualna sprawność załogi;
- stan techniczny sprzętu;
- nieciągłości i miejscowe zmiany właściwości górotworu;
- temperatura w otworze;
- odchylenie otworu od pionu;
- inne czynniki techniczne i organizacyjne.

Parametrami niesterowalnymi są czynniki geologiczne wpływające na podatność skały na urabianie (parametry wytrzymałościowe skał, litologia, urabialność i zwiercalność). Drugą grupę stanowią czynniki techniczne związane z konstrukcją urządzeń i sprzętu wiertniczego. Są one niesterowalne ze względu na założenie kontynuacji prac przy pomocy tego samego sprzętu i urządzeń wiertniczych.

Procesem rdzeniowania można sterować poprzez dobór narzędzi wierzących, długości marszu oraz regulację parametrów mechanicznych i hydraulicznych procesu wiercenia. Należy pamiętać, iż regulacja posiada ograniczenia związane z wytrzymałością sprzętu i materiałów, technologią oraz warunkami prowadzonych prac.

Wynikiem procesu technologicznego jest uzysk rdzenia. Określenie bezpośredniej zależności obiektu sterowania od parametrów sterujących w warunkach przemysłowych jest często niemożliwe. Wynika to ze złożoności układu, wzajemnej interakcji poszczególnych czynników, zdarzeń losowych oraz zakłóceń i błędów pomiarowych. W przypadku wiercenia rdzeniowego czynniki niemierzalne, zakłócenia oraz błędy wynikają z warunków geologicznych, kondycji otworu, dokładności aparatury kontrolno – pomiarowej, czynnika ludzkiego, sposobu pracy urządzeń, ich stanu technicznego oraz wielu innych często wzajemnie ze sobą powiązanych.

7.3. Metody identyfikacji

Klasyczne zadanie identyfikacji przebiega w dwóch etapach. Pierwszym etapem jest budowa modelu na podstawie dostępnej wiedzy o procesie. Kolejnym etapem jest ocena modelu, czyli poddanie go kontroli eksperymentalnej, w celu znalezienia wartości współczynników i określenia stopnia dopasowania.

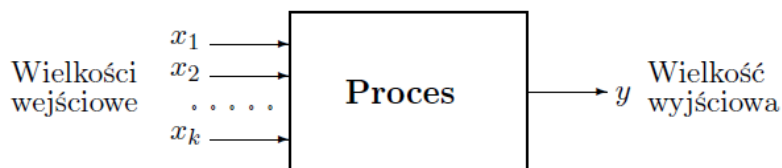
Dany proces można opisać przy pomocy modeli cybernetycznych, matematycznych lub symulacyjnych [69]. Różnią się one sposobem opisu procesu (zjawiska), charakterem parametrów wejściowych oraz efektami modelowania. Modele cybernetyczne określają powiązania między czynnikami wejściowymi i wyjściowymi występującymi w trakcie realizacji danego procesu lub operacji technologicznej. Modele matematyczne pozwalają na odzwierciedlenie związków strukturalnych i funkcjonalnych występujących w analizowanej operacji procesu technologicznego. Dają one znacznie więcej informacji, szczególnie informacji ilościowej o operacji lub procesie, niż modele cybernetyczne. Coraz częściej stosowane modele symulacyjne powstają w wyniku symulacji polegającej na zbudowaniu modelu badanego systemu, którego wszystkie istotne części, ich zmiany w czasie i wzajemnie oddziaływanie, są dokładnie sprecyzowane.

Przez model matematyczny rozumieć należy zależność matematyczną opisującą wyidealizowane zjawisko fizyczne lub ekonomiczne [69]. Z praktycznego punktu widzenia model matematyczny można definiować jako wyrażone w kategoriach matematycznych odzwierciedlenie związków między czynnikami mającymi wpływ na budowę strukturalną i funkcjonalną rzeczywistego obiektu badań [75]. Rozumiany w ten sposób model matematyczny łączy w sobie zagadnienia zarówno jakościowego (kwalitatywnego), jaki i ilościowego (kwantytatowego) opisu realizowanego procesu, będącego w rozumieniu definicji obiektem badań.

Jeżeli analiza związków między zmiennymi wskazuje na istnienie relacji pomiędzy wielkościami wejściowymi x_1, \dots, x_k , a wielkością wyjściową y , to możemy oczekiwać występowania pewniej zależności matematycznej wyrażonej funkcją f , będącą modelem matematycznym(1):

$$y = f(x_1, \dots, x_k) \quad (45)$$

Graficzne przedstawienie tej relacji przedstawione jest na rysunku 7.3.



Rys.7.3. Schemat idealnego modelu matematycznego procesu z k - wielkościami wejściowymi x_1, \dots, x_k i jedną wielkością wyjściową y . [66]

Jeżeli modele są wyznaczone na podstawie obserwacji należy uwzględnić czynnik losowy ω . Wówczas model przyjmuje postać:

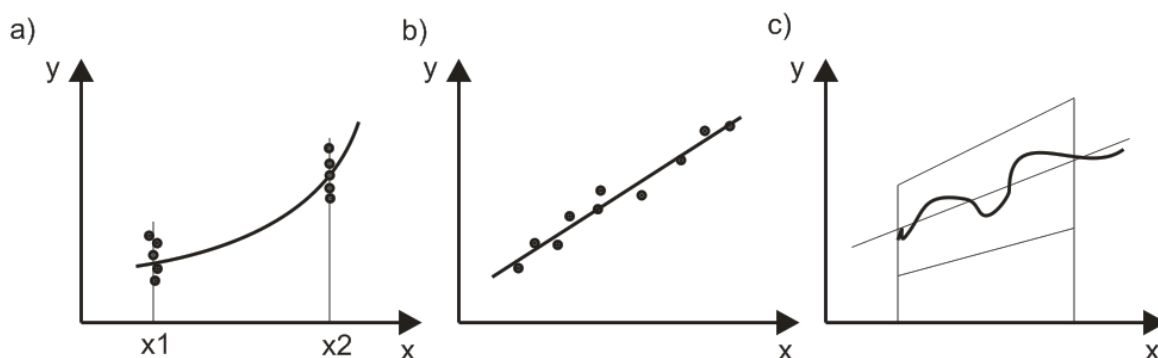
$$y = f(x_1, \dots, x_k, \omega) \quad (46)$$

Ze względu na cechy obiektu modele matematyczne możemy podzielić na:

- 1) Modele statyczne - opisują obiekt, którego właściwości nie zmieniają się w czasie.
- 2) Modele dynamiczne - opisują obiekt, którego właściwości zmieniają się w czasie.

Ze względu na metody wyznaczania modeli możemy je podzielić na (rys. 7.4):

- 1) deterministyczne, dla których określona wartości wielkości wejściowych x_1, \dots, x_k odpowiada jedna ściśle określona wartość wielkości wyjściowej y .
- 2) stochastyczne (statystyczne, losowe), dla których określona wartość wielkości wejściowych x_1, \dots, x_k odpowiadać może pewna liczba różniących się od siebie wielkości wyjściowych y . Modele te mogą występować w trzech postaciach jak na rysunku 7.4:
 - a) model stochastyczny, w którym wielkości wejściowe są zdeterminowane, natomiast wielkość wyjściowa jest zmienną losową;
 - b) model stochastyczny, w którym zarówno wielkości wejściowe jak i wyjściowe są zmiennymi losowymi.
 - c) model stochastyczny w postaci obszaru domkniętego, gdzie nieznaną funkcją opisującą właściwości obiektu (procesu) zawarta jest wewnątrz tego obszaru.



Rys.7.4. Modele stochastyczne: a) wielkości wejściowe zdeterminowane, a wyjściowe losowe; b) wielkości wejściowe i wyjściowe losowe; c) model w postaci obszaru domkniętego.

Modele stochastyczne, ze zmiennymi wielkościami wyjściowymi, są najczęściej stosowanymi modelami w praktyce. Wynika to z występowania niemierzalnych zakłóceń oraz brak kompletnej informacji o procesie.

Istnieje wiele innych kryteriów klasyfikacji modeli matematycznych [66] [69] [75] [100]. Można je również sklasyfikować ze względu na charakter zastosowanych operatorów, na modele liniowe oraz nieliniowe. Jeżeli parametry modelu zmieniają się w funkcji pewnych wielkości, to nazywamy go modelem o parametrach rozłożonych. Jeśli parametry są stałe, to jest to model o parametrach stałych.

Wybór wielkości sterujących, charakteryzujących dany proces technologiczny jest konieczny, gdyż nie wszystkie z nich oddziałują w jednakowym stopniu na czynnik wyjściowy. Natomiast optymalizacja wszystkich jest niecelowa i pociąga za sobą wzrost czasu oraz kosztów realizowanych badań, a także znacznie komplikuje obliczenia numeryczne. Istnieje wiele metod badania wpływu czynników wejściowych na wielkość wyjściową procesu technologicznego. Zadanie to można realizować poprzez programy losowe związane z analizą wariancji, bilans losowy lub poprzez programy statycznie zdeterminowane częściowe (nasycone i przesycone) [69]. Do każdego przypadku należy podejść indywidualnie. W badaniu procesów technologicznych podczas ich normalnej pracy (eksperyment bierny) należy uwzględnić zakres zmian poszczególnych czynników, zakres regulacji parametrów wejściowych, dostępne środki oraz czynniki ekonomiczno - techniczne. Nie bez znaczenia są również własne doświadczenia i analiza innych dostępnych informacji o procesie (literatura, opracowania naukowe, zależności fizyczne itp).

Modele matematyczne można formułować analitycznie lub eksperymentalnie. Tworzenie modeli na drodze eksperymentalnej realizuje się poprzez dokonanie serii doświadczeń na obiekcie wykonującym określone operacje procesu technologicznego. Eksperymenty mogą być bierne lub czynne (program doświadczeń). W przypadku eksperymentu biernego opracowanie modelu matematycznego odbywa się na podstawie obserwacji zebranych w trakcie działania tego obiektu, do których nie można już powrócić [35]. Zaletą tego typu eksperymentów jest brak zakłóceń oraz brak konieczności przerywania procesu technologicznego. Wadą tej metody jest brak odtwarzalności eksperymentu, długi czas zbierania informacji oraz ich fragmentaryczność ze względu na niewielki zazwyczaj zakres zmian wartości parametrów wejściowych w czasie pracy. Eksperyment czynny polega na realizacji określonego wcześniej programu doświadczeń przy założonej zmienności czynników. Opracowane w ten sposób modele są dokładniejsze ze względu na możliwość powtórzenia doświadczeń oraz większy zakres regulacji parametrów wejściowych. Główną wadą jest konieczność zatrzymania procesu technologicznego. W przypadku dużych obiektów badań lub skomplikowanych procesów niemożliwych do otworzenia w warunkach laboratoryjnych przeprowadzenie tego typu doświadczeń wiąże się z dużymi kosztami.

Ze względu na rodzaj zdejmowanych charakterystyk metody identyfikacji można podzielić na [100]:

- 1) Metody identyfikacji charakterystyk dynamicznych.
- 2) Metody identyfikacji charakterystyk statycznych.

Ze względu na stopień uwzględnienia zakłóceń metody identyfikacji dzielimy podobnie jak modele, tj. na: deterministyczne i stochastyczne. W metodach deterministycznych traktuje się relację wejście - wyjście jako związek funkcyjny. Stosowane są one przy identyfikacji jednowymiarowych obiektów sterowania (np. metoda skoku jednostkowego). Natomiast w metodach stochastycznych bada się odpowiedzi obiektu sterowanego na wymuszenia. Istnieje wiele metod identyfikacji stochastycznej (statystycznej, losowej), do których zaliczamy:

- 1) Metoda funkcji korelacji.
- 2) Metoda analizy regresyjnej.
- 3) Metoda analizy czynnikowej.
- 4) Metoda aproksymacji stochastycznej.
- 5) Metoda decyzji statystycznych.

Ze względu na zakres pracy dyplomowej przedstawione zostaną tylko metody wykorzystywane w identyfikacji procesu wiercenia rdzeniowego na obszarze synkliny grodzieckiej.

Metoda analizy regresji [53] [66] [69] [84]

Podstawowym narzędziem analizy modeli statystycznych jest analiza regresji. Zajmuje się ona badaniem relacji pomiędzy mierzalnymi wielkościami związanymi z określonym zjawiskiem, gdy mają one charakter stochastyczny. Funkcja regresji jest analitycznym przedstawieniem korelacji.

W modelu regresji występują dwa rodzaje zmiennych: zmienna zależna (objaśniana) y , będąca odpowiedzią na zmienne objaśniające x_1, \dots, x_p . Zakładając relację między odpowiedzią y , a zmiennymi objaśniającymi, funkcję regresji można przedstawić w postaci:

$$y = f(x_1, \dots, x_p) + \omega \quad (47)$$

gdzie: zmienne objaśniające są zmiennymi deterministycznymi, f jest funkcją $\mathbf{R}^k \rightarrow \mathbf{R}$, natomiast odpowiedź y oraz składnik losowy ω są zmiennymi losowymi.

W praktyce zazwyczaj model matematyczny f badanego obiektu jest znany, z wyjątkiem pewnej liczby współczynników a_1, \dots, a_p , będących parametrami strukturalnymi modelu. Wówczas ogólny model regresji przyjmuje postać:

$$y = f(x_1, \dots, x_p; a_1, \dots, a_p) + \omega \quad (48)$$

Modele, w których funkcja f jest znana z dokładnością do skończenia wielu nieznanymi parametrów, nazywane są globalnymi modelami parametrycznymi. Przy czym nieznanne parametry funkcji f są stałe, czyli nie zależą od wartości argumentów.

Ze względu na przebieg funkcji f względem parametrów modelu a_j , metody regresji możemy podzielić na liniowe i nieliniowe. Regresja liniowa (3) zakłada liniowy przebieg funkcji f . Estymację parametrów przeprowadza się poprzez rozwiązanie układu równań (4):

$$y = f(x_1, \dots, x_p; a_1, \dots, a_p) = a_1 x_1 + \dots + a_p x_p + \omega \quad (49)$$

$$\begin{bmatrix} y_1 \\ y_2 \\ \dots \\ y_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x_{11} & x_{12} & \dots & x_{1p} \\ x_{21} & x_{22} & \dots & x_{2p} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{n1} & x_{n2} & \dots & x_{np} \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} a_1 \\ a_2 \\ \dots \\ a_p \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} \omega_1 \\ \omega_2 \\ \dots \\ \omega_n \end{bmatrix} \quad (50)$$

gdzie:

- n – liczba pomiarów;
- y_i – odpowiedź na układzie na i -tym eksperymencie ($i=1, \dots, n$);
- x_{ij} – jest j -tym regresorem w i -tym eksperymencie ($j=1, \dots, p$);
- $n \geq p$ – liczba pomiarów powinna być większa lub równa liczbie wyznaczanych parametrów.

W regresji nieliniowej zależność między zmiennymi zależnymi, a zmiennymi objaśniającymi ma charakter nieliniowy. W modelu tej funkcji liczba parametrów może być różna od liczby regresorów. Ze względu na skomplikowane obliczenia numeryczne estymacji parametrów części funkcji nieliniowych, poddaje się je linearyzacji przy pomocy różnych matematycznych transformacji (model Bioassaya, funkcja Cobba-Douglassa czy model logistyczny). Wówczas estymacja sprowadzona jest do rozwiązania układu równań liniowych.

Celem estymacji jest wyznaczenie charakterystyki zastępczej opisującej dany obiekt. Wartość teoretyczna funkcji regresji y' (model deterministyczny) po wyznaczeniu współczynników przyjmuje postać:

$$y' = a_0 + a_1 x_1 + \dots + a_p x_p = Xa \quad (51)$$

gdzie: a_0, a_1, \dots, a_p są współczynnikami regresji, ponieważ charakterystyki rzeczywistej nie można wyznaczyć ze względu na nieznaną wartość zakłóceń ω . Estymację parametrów można przeprowadzić wykorzystując metodę najmniejszych kwadratów

(NK). Idea tej metody opiera się na wyznaczeniu parametrów a_p , które minimalizują błąd dopasowania modelu do zmiennych zależnych y_1, \dots, y_n . W praktyce polega ona na doborze takich parametrów, aby suma kwadratów odchyłeń rzędnych punktów empirycznych do wykresu prostej regresji była jak najmniejsza:

$$\min_{(b_1, \dots, b_p)} \sum_{n=1}^p (y_n - y'_n(a_1, \dots, a_p))^2 \quad (52)$$

Rozkład całkowitej zmienności zmiennej zależnej (objaśnianej) ocenia się przy pomocy całkowitej sumy kwadratów różnic (SST), będącej sumą dwóch składowych SSR i SSE:

$$SST = \sum_{n=1}^p (y_n - \bar{y})^2 \quad (53)$$

$$SST = SSR + SSE \quad (54)$$

$$SSR = \sum (y' - \bar{y})^2 \quad (54a)$$

$$SSE = \sum (y - y')^2 \quad (54b)$$

$$\sum (y_n - \bar{y})^2 = \sum (y' - \bar{y})^2 + \sum (y - y')^2 \quad (55)$$

SSR – regresja suma kwadratów odchyłeń (część wyjaśniana przez zbudowany model)

SSE – reszta sum kwadratów odchyłeń (część niewyjaśniana przez zbudowany model)

Miarą jakości dopasowania regresji do danych empirycznych jest współczynnik determinacji R^2 , będący ilorazem zmienności wyjaśnianej przez model do zmienności całkowitej (4)(5). Informuje on ile procent zmienności zmiennej objaśnianej zostało wyjaśnione przez model.

$$R^2 = \frac{SSR}{SST} = 1 - \frac{SSE}{SST} \quad (56)$$

lub:

$$R^2 = \frac{\sum_{n=1}^p (y' - \bar{y})^2}{\sum_{n=1}^p (y - y')^2} \quad (57)$$

Współczynnik determinacji przyjmuje wartości z przedziału $\langle 0; 1 \rangle$. Interpretacja wartości R^2 jest subiektywna i zależy od wielu czynników. Ogólnie przyjmuje się stopień dopasowania wg niżej wymienionych przedziałów:

- 0,0 - 0,5 - dopasowanie niezadowalające;
- 0,5 - 0,6 - dopasowanie słabe;
- 0,6 - 0,8 - dopasowanie zadowalające;
- 0,8 - 0,9 - dopasowanie dobre;
- 0,9 - 1,0 - dopasowanie bardzo dobre;

Analiza korelacji (zależności statystycznej)

Jest to metoda badania współzależności cech w oparciu o analizę ich wzajemnych powiązań, w której obie zmienne traktowane są jednakowo, tzn. korelacja pomiędzy X i Y jest taka sama jak między Y i X (nie wyróżniamy zmiennej zależnej i niezależnej). W przypadku cech wyrażonych ilościowo, najpowszechniej stosowaną metodą korelacji jest korelacja liniowa Pearsona. Związkiem prostoliniowym (liniowym) nazywamy taką zależność, w której jednostkowemu przyrostowi jednej zmiennej towarzyszy średnio jednakowy przyrost drugiej zmiennej. Współczynnik korelacji liniowej Pearsona r_{xy} () mówi o sile i kierunku związku między zmiennymi:

$$R^2 = \frac{\text{cov}(x, y)}{S(x) \cdot S(y)} \quad (58)$$

$$R^2 = \frac{\sum_i (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\sqrt{\frac{\sum_i (x_i - \bar{x})^2}{n}} \cdot \sqrt{\frac{\sum_i (y_i - \bar{y})^2}{n}}} \quad (59)$$

gdzie:

x - cecha X

y - cecha Y

$\text{cov}(x, y)$ - kowariancja pomiędzy cechami X Y

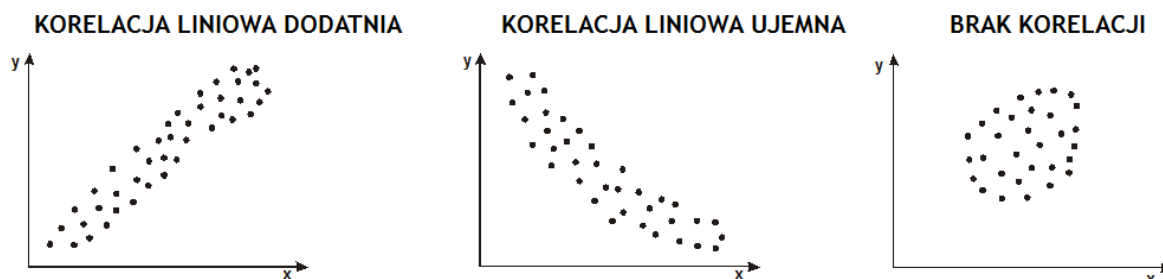
$S(x)$ - odchylenie standardowe cechy X

$S(y)$ - odchylenie standardowe cechy Y

n - liczebność populacji

Przyjmuje on wartości z przedziału $\langle -1; 1 \rangle$. Im wartość współczynnika jest bliższa zera, tym związek jest słabszy. Im bliżej 1 (lub -1), tym związek jest silniejszy, przy czym wartość 1 oznacza idealny związek liniowy. Należy zwrócić uwagę, iż wartość współczynnika = 0 nie zawsze oznacza brak zależności, a jedynie brak zależności liniowej. Korelacja dodatnia występuje wtedy, gdy wzrostowi wartości jednej zmiennej

odpowiada wzrost średnich wartości drugiej zmiennej i odwrotnie. Korelacja ujemna występuje wtedy, gdy wzrostowi wartości jednej zmiennej odpowiada spadek średnich wartości drugiej zmiennej (rys. 7.5).



Rys. 7.5. Korelacja liniowa.

Interpretacja wartości współczynnika r_{xy} jest subiektywna i zależy od charakteru badanego zjawiska. Niemniej w literaturze można spotkać się z różną klasyfikacją istotności zależności. Jedną z nich została przedstawiona poniżej:

$r_{xy} < 0,2$	bardzo słaba korelacja, zwykle jej brak;
$0,2 < r_{xy} < 0,4$	słaba korelacja, lecz wyraźna;
$0,4 < r_{xy} < 0,7$	umiarkowana, ale istotna;
$0,7 < r_{xy} < 0,9$	silna korelacja;
$r_{xy} > 0,9$	bardzo silna korelacja liniowa;

Nawet silna zależność statystyczna pomiędzy zjawiskami stwierdzona współczynnikiem korelacji nie musi świadczyć o występowaniu między nimi zależności przyczynowo - skutkowej. Między zjawiskami mogą bowiem występować różnego rodzaju relacje tj.:

- zmienność jednej zmiennej może być spowodowana bezpośrednio przez jedną lub kilka zmiennych;
- zmienne mogą być powiązane obustronnie, co oznacza, że każda ze zmiennych oddziałuje na każdą;
- na zmienne może oddziaływać wspólna przyczyna zewnętrzna;
- zmienne mogą być powiązane ze sobą za pośrednictwem jednej lub kilku innych zmiennych pośrednich (tworząc łańcuch przyczynowy);
- współzmienność może być także skutkiem przypadku;
- związki przyczynowo-skutkowe można stwierdzić tylko na podstawie merytorycznej znajomości analizowanego procesu.

7.4. Matematyczny model uzysku rdzenia na obszarze synkliny grodzieckiej.

Wiercenie rdzeniowe jest złożonym procesem technologicznym zależnym od wielu czynników, często powiązanych ze sobą. Ponadto jest to proces przeprowadzany w warunkach przemysłowych, w środowisku o zakładanej jednorodności, przez co wielkości wyjściowe obciążone są pewnym składnikiem losowym. Z uwagi na liczbę urządzeń kontrolno - pomiarowych monitorujących proces wiercenia dysponujemy granicznym zbiorem danych. Zazwyczaj rejestrowane są główne parametry wiercenia umożliwiające skuteczne prowadzenie i nadzorowanie prac. Kolejne ograniczenia wynikają z czynników technicznych oraz technologicznych, które determinują zakres regulacji. Ponadto nie ma sensu optymalizować parametrów o minimalnym zakresie zmian, wynikającym ze stosowanej technologii i techniki. Ich zmiana nie wpływa istotnie na proces technologiczny i można je pośrednio uwzględnić przy pomocy współczynników budowanego modelu.

Z dostępnych danych z laboratorium kontrolno - pomiarowego wytypowane zostało 12 głównych czynników charakteryzujących proces wiercenia rdzeniowego na obszarze synkliny grodzieckiej. Ich wstępna selekcja została dokonana na podstawie własnych doświadczeń zawodowych oraz informacji zawartych w dostępnej literaturze techniczno - naukowej. Analizie poddane zostały niżej wymienione wielkości:

- V* - chwilowa prędkość wiercenia [m/h];
- P* - nacisk na narzędzie [kG];
- n* - obroty przewodu wiertniczego [1/s];
- M* - moment obrotowy rejestrowany z poziomy stołu wiertniczego [kGm];
- Q* - strumień objętości tłoczony płuczki [l/min];
- c* - ciśnienie tłoczenia płuczki [atm];
- g* - gęstość płuczki [g/cm^3];
- L* - długość marszu [m];
- G* - głębokość (MD) zalegania strefy [m p. p. t];
- K* - typ narzędzia [-];
- Z* - stopień zużycia narzędzia [IADC];
- A* - ilość sekcji aparatu rdzeniowego [szt.];

Budowa modelu opartego na wszystkich możliwych wielkościach wejściowych (sterowanych) procesu technologicznego jest bezcelowa, niepraktyczna i czasochłonna. W większości przypadków możliwe jest wytypowanie kilku głównych czynników istotnie wpływających na przebieg danego procesu. Pozostała część pośrednio wyrażona będzie w postaci współczynników modelu uwzględniających również losowość zjawiska. Należy więc przeprowadzić analizę i selekcję dostępnych wielkości wejściowych procesu zarówno pod względem ich wpływu na wielkość wyjściową, jak i ich sensu fizycznego i praktycznego.

Analiza zależności pomiędzy uzyskiem, a parametrami procesu przeprowadzona została przy pomocy metody analizy korelacji (środowisko R, funkcja $cor(x,y)$). Zbadana została korelacja zarówno dla danych pochodzących bezpośrednio z bazy głębokościowej, (tab. 7.2 i 7.3) jak i dla wartości uśrednionych z poszczególnych marszy (tab. 7.4 i 7.5).

Tab. 7.2 Wartości współczynników korelacji uzysku względem parametrów wiercenia - baza głębokościowa, podział ogólny.

PT	Przypadek technologiczny	V	P	n	Q	C	M	g	G	K	Z	A
Bez podziału na narzędzia i zużycie												
A	Stefa A	0,308	-0,274	0,201	0,284	0,154	0,032	0,136	0,184	-0,319	0,176	-0,274
B	Stefa B	0,194	-0,145	0,165	0,238	-0,086	0,015	-0,286	-0,315	0,123	-0,029	-0,145
C	Stefa C	0,125	-0,165	0,215	-0,251	-0,278	-0,098	-0,176	0,045	0,136	-0,056	-0,165
D	Stefa D	-0,361	0,207	0,212	0,158	0,049	0,129	-0,059	-0,194	0,248	-0,390	0,207
Narzędzie 1 (bez podziału na zużycie)												
A1	Stefa A	0,200	-0,178	0,218	0,335	0,222	0,295	0,130	0,356	-	0,237	-0,178
B1	Stefa B	0,235	-0,200	0,202	0,153	0,068	-0,076	-0,370	-0,158	-	0,048	-0,200
C1	Stefa C	0,217	-0,170	0,204	-0,285	-0,311	-0,067	-0,142	0,206	-	0,028	-0,170
D1	Stefa D	-0,341	0,233	0,223	0,086	-0,067	0,214	-0,145	-0,179	-	-0,354	0,233
Narzędzie 2 (bez podziału na zużycie)												
A2	Stefa A	0,373	-0,370	0,199	0,364	-0,444	-0,634	0,271	0,225	-	0,306	-0,370
B2	Stefa B	0,132	0,210	0,377	0,362	-0,547	0,407	0,157	-0,515	-	-	0,210
C2	Stefa C	-0,073	-0,121	0,139	0,047	-0,083	0,025	-0,547	-0,254	-	-0,630	-0,121
D2	Stefa D	Korelacja niemożliwa- we wszystkich przypadkach uzysk 100%										

Tab. 7.3 Wartości współczynników korelacji uzysku względem parametrów wiercenia - baza głębokościowa, podział szczegółowy.

PT	Przypadek technologiczny	V	P	n	Q	C	M	g	G	K	Z	A
Narzędzie 1 (podział na zużycie)												
A11	Strefa A - zużycie 1	0,266	-0,339	0,078	0,406	0,287	0,277	-0,241	0,292	-	-	-0,339
A12	Strefa A - zużycie 2	-0,056	-0,415	0,064	0,454	-0,032	0,441	0,445	-0,800	-	-	-0,415
B11	Strefa B - zużycie 1	0,529	0,227	0,295	0,351	0,536	0,494	-0,554	-0,786	-	-	0,227
B12	Strefa B - zużycie 2	0,370	-0,647	0,072	0,079	-0,537	-0,587	-0,229	0,061	-	-	-0,647
C10	Strefa C - zużycie 0	Korelacja niemożliwa wszędzie uzysk 100%										
C11	Strefa C - zużycie 1	0,430	-0,154	0,142	-0,323	-0,295	0,167	-0,363	0,102	-	-	-0,154
C12	Strefa C - zużycie 2	Korelacja niemożliwa wszędzie uzysk 100%										
C13	Strefa C - zużycie 3	-0,065	-0,420	-0,063	-0,616	-0,653	-0,086	-0,050	-0,748	-	-	-0,420
D10	Strefa D - zużycie 0	-0,170	0,587	-0,398	0,358	-0,188	-0,393	-0,462	-0,033	-	-	0,587
D11	Strefa D - zużycie 1	-0,486	0,262	0,252	0,306	0,426	0,242	-0,120	-0,382	-	-	0,262
D12	Strefa D - zużycie 2	-0,061	0,005	-0,366	-0,386	-0,180	-	-0,729	0,817	-	-	0,005
D13	Strefa D - zużycie 3	-0,358	0,603	0,549	0,151	-0,045	0,681	-0,209	0,842	-	-	0,603
Narzędzie 2 (podział na zużycie)												
A21	Strefa A - zużycie 1	0,236	-0,154	0,409	-0,670	-0,275	-0,718	0,392	0,986	-	-	-0,154
A22	Strefa A - zużycie 2	Korelacja niemożliwa- we wszystkich przypadkach uzysk 100%										
A23	Strefa A - zużycie 3	-0,414	0,474	-0,498	-0,457	0,065	0,664	0,829	-0,832	-	-	0,474
B21	Strefa B - zużycie 1	0,406	0,102	0,375	0,361	-0,550	0,406	0,157	-0,522	-	-	0,102
C21	Strefa C - zużycie 1	0,089	0,252	-0,049	-0,005	-0,051	0,061	-0,074	-0,017	-	-	0,252
C22	Strefa C - zużycie 2	-0,059	0,007	0,612	-0,086	-0,106	0,061	0,133	-0,244	-	-	0,007

Tab. 7.4. Wartości współczynników korelacji uzysku względem parametrów wiercenia - wartości średnie, podział ogólny.

PT	Przypadek technologiczny	Ilość marszy	Uzysk	V	P	n	Q	C	M	g	L	G	K	Z	A
Bez podziału na narzędzia i zużycie															
A	Stefa A	24	1-100	0,451	-0,521	0,166	0,323	0,211	0,264	0,047	0,010	0,251	-0,071	0,150	-0,374
B	Stefa B	23	0-100	0,576	-0,503	0,295	0,154	-0,240	0,211	-0,335	-0,145	-0,134	0,180	-0,078	-0,237
C	Stefa C	37	40-100	0,263	-0,196	0,201	-0,315	-0,268	-0,013	-0,196	0,022	0,057	0,127	0,004	-0,082
D	Stefa D	37	10-100	-0,642	0,467	0,377	0,259	0,180	0,242	0,000	0,305	-0,168	0,262	-0,270	0,305
Narzędzie 1 (bez podziału na zużycie)															
A1	Stefa A	19	1-100	0,507	-0,605	0,199	0,379	0,280	0,404	0,048	0,561	0,379	-	0,226	-0,403
B1	Stefa B	16	0-100	0,719	-0,286	0,414	0,027	-0,133	0,497	-0,285	-0,090	-0,084	-	0,132	-0,061
C1	Stefa C	23	40-100	0,483	-0,254	0,151	-0,381	-0,292	0,120	-0,192	-0,063	0,177	-	0,073	-0,080
D1	Stefa D	29	10-100	-0,623	0,496	0,410	0,188	0,064	0,520	-0,086	0,314	-0,117	-	-0,219	0,333
Narzędzie 2 (bez podziału na zużycie)															
A2	Stefa A	5	30-100	0,155	0,172	-0,237	0,273	-0,072	-0,028	0,135	-0,717	0,114	-	0,288	-0,264
B2	Stefa B	7	6-100	0,435	-0,882	0,219	0,235	-0,596	0,306	-0,112	-0,501	-0,025	-	-	0,056
C2	Stefa C	14	82-100	-0,061	0,102	0,345	0,059	-0,047	0,111	-0,524	0,483	-0,166	-	-0,584	0,102
D2	Stefa D	8	100	Korelacja niemożliwa- we wszystkich przypadkach uzysk 100%											

Tab. 7.5 Wartości współczynników korelacji uzysku względem parametrów wiercenia - wartości średnie, podział szczegółowy.

PT	Przypadek technologiczny	Ilość marszy	Uzysk	V	P	n	Q	C	M	g	L	G	K	Z	A
Narzędzie 1 (podział na zużycie)															
A11	Strefa A - zużycie 1	16	1-100	0,498	-0,787	0,008	0,458	0,343	0,387	-0,389	0,534	0,334	-	-	-0,787
A12	Strefa A - zużycie 2	3	97-100	-0,773	-0,669	0,354	0,474	-0,046	0,608	0,500	1,000	-0,849	-	-	-0,669
B11	Strefa B - zużycie 1	8	0-100	0,848	0,025	0,596	0,324	0,312	0,902	-0,642	-0,024	-0,698	-	-	0,025
B12	Strefa B - zużycie 2	8	20-100	0,895	-0,781	0,284	0,199	-0,419	0,524	0,266	-0,963	0,185	-	-	-0,781
C10	Strefa C - zużycie 0	3	100	Korelacja niemożliwa- we wszystkich przypadkach uzysk 100%											
C11	Strefa C - zużycie 1	12	40-100	0,719	-0,427	-0,044	-0,527	-0,424	0,378	-0,434	-0,146	0,038	-	-	-0,427
C12	Strefa C - zużycie 2	3	100	Korelacja niemożliwa- we wszystkich przypadkach uzysk 100%											
C13	Strefa C - zużycie 3	5	90-100	-0,257	-0,780	-0,137	-0,602	-0,725	-0,363	-0,407	-0,545	-0,790	-	-	-0,780
D10	Strefa C - zużycie 0	3	97-100	-0,220	0,721	-0,907	0,342	-0,483	-0,574	-0,500	-0,500	0,101	-	-	0,721
D11	Strefa D - zużycie 1	15	10-100	-0,827	0,583	0,501	0,427	0,531	0,458	-0,085	0,516	-0,462	-	-	0,583
D12	Strefa D - zużycie 2	3	96-100	-0,822	-0,167	-0,691	-0,784	-0,945	-0,945	-0,945	1,000	0,866	-	-	-0,167
D13	Strefa D - zużycie 3	8	33-100	-0,771	0,803	0,773	-0,108	-0,454	0,743	-0,399	-0,092	0,679	-	-	0,803
Narzędzie 2 (podział na zużycie)															
A21	Strefa A - zużycie 1	3	30-100	0,676	-0,392	-0,859	-0,994	-0,141	0,931			0,979	-	-	-0,392
A23	Strefa A - zużycie 3	2	62-100	Korelacja nie ma sensu - dwie próbki											
B21	Strefa B - zużycie 1	7	6-100	0,435	-0,882	0,219	0,235	-0,596	0,306	-0,112	-0,501	-0,025	-	-	0,056
C21	Strefa C - zużycie 1	11	97-100	0,195	0,731	0,099	0,219	0,083	0,168	-0,116	0,796	0,136	-	-	0,731
C22	Strefa C - zużycie 2	3	82-100	-0,383	0,138	0,836	-0,687	-0,873	0,802	0,000	0,866	-0,376	-	-	0,138
D21	Strefa C - zużycie 3	8	100	Korelacja niemożliwa- we wszystkich przypadkach uzysk 100%											

Wartości współczynników korelacji danych z bazy głębokościowej zarówno w podziale ogólnym, jak i szczegółowy nie wykazują związku pomiędzy uzyskiem, a parametrami procesu. Dużo lepsze wartości współczynnika korelacji występują w analizie danych uśrednionych z marszy, szczególnie w przypadku podziału uwzględniającego zużycie narzędzi (tab.7.5). W zależności od parametru, współczynnik korelacji osiąga wartość do $|0,9|$, co świadczy o bardzo dobrym dopasowaniu. Mimo to nie można stwierdzić, iż uzysk zależy bezpośrednio od analizowanych parametrów, gdyż obok bardzo dobrych wartości współczynnika r_{xy} występują również bardzo słabe, świadczące o braku dopasowania.

Mechaniczna prędkość wiercenia (V)

Podstawowym wskaźnikiem procesu wiercenia jest chwilowa mechaniczna prędkość wiercenia (tzw. postęp). Przedstawia ona tempo głębienia otworu w jednostce czasu, zazwyczaj w [m/h]. Wartość mechanicznej prędkości wiercenia w głównej mierze wynika z warunków geologicznych oraz zależy od konstrukcji narzędzia wierzącego, jego geometrii, rozmieszczenia i wielkości ostrzy skrawających, a także od jego stanu technicznego. Równie istotna jest odpowiednia technologia wiercenia polegająca na doborze optymalnych wielkości parametrów mechanicznych i hydraulicznych.

Główną hipotezą postawioną w niniejszej pracy dyplomowej jest wpływ parametrów procesu wiercenia na uzysk rdzenia. W klasycznym wierceniu mechaniczna prędkość wiercenia jest wypadkową oddziaływania zadanych parametrów wiercenia na górotwór. W przypadku rdzeniowania należy uwzględnić dodatkowe opory związane z klinowaniem i przesuwaniem się rdzenia w rurze wewnętrznej, sposób zwiercania skały, hydraulikę oraz budowę dolnej części przewodu wiertniczego. Dlatego też w przypadku wiercenia rdzeniowego, w jednorodnych formacjach, wartość mechanicznej prędkości wiercenia może być wskaźnikiem klinowania i niszczenia rdzenia w aparacie rdzeniowym. Potwierdzenie tej tezy wymaga zbadania relacji pomiędzy chwilową mechaniczną prędkością wiercenia, a zadanymi parametrami wiercenia w odniesieniu do uzysku.

Nacisk osiowy na narzędzie wierzące (P)

Na podstawie literatury [97] [100] oraz własnych doświadczeń zawodowych można stwierdzić, że największy wpływ na prędkość wiercenia ma nacisk osiowy na narzędzie. Zaklinowanie się rdzenia w aparacie rdzeniowym powoduje przeniesienie części nacisku na rdzeń, który ulega niszczeniu. Wówczas przy złożeniu stałej wartości nacisku odczytywanej na ciężarowskazie, jego rzeczywista wartość przenoszona na narzędzie będzie niższa, niż w przypadku rdzeniowania bez zaklinowania. W efekcie mniejszy rzeczywisty nacisk będzie skutkował mniejszą prędkością wiercenia. W związku z tym zasadne jest zbadanie relacji *chwilowa mechaniczna prędkość wiercenia – nacisk osiowy na narzędzie* w odniesieniu do uzysków rdzenia.

Prędkość obrotowa (n)

Drugim podstawowym parametrem mającym wpływ na mechaniczną prędkość wiercenia jest prędkość obrotowa narzędzia wierzącego. Obrót przewodem wiertniczym pozwala na przeniesienie energii kinetycznej na dno otworu. Ze względu na konstrukcję wykorzystanych w projekcie urządzeń wiertniczych obroty przekazywane były ze stołu wiertniczego na graniatkę, następnie przewodem wiertniczym na koronkę rdzeniową. Wpływ obrotów na uzysk rdzenia może wynikać ze stabilności pracy narzędzia na dnie otworu. Opis tego zjawiska i jego efektów przedstawiony został w rozdziale 4. Odpowiedni dobór i regulacja obrotów przewodu wiertniczego może wpływać na osiągnięte uzyski rdzenia. Podobnie jak nacisk osiowy na narzędzie, prędkość obrotowa ma bezpośredni wpływ na mechaniczną prędkość wiercenia.

Moment obrotowy (M)

Moment obrotowy odzwierciedla moc przekazywaną ze stołu wiertniczego na przewód a następnie na narzędzie wierzące. Zależy on od konstrukcji narzędzi, reologii płuczki wiertniczej, nacisku osiowego, obrotów, właściwości górotworu oraz stanu technicznego otworu. W praktyce pozwala on na kontrolę procesu wiercenia, jest głównym wskaźnikiem awarii wiertniczych i innych komplikacji w otworze. Obserwacja zmian momentu obrotowego podczas rdzeniowania, w jednorodnej formacji, w wielu przypadkach pozwala na wykrycie klinowania i kontrolę procesu wiercenia. Parametr ten nie jest bezpośrednio sterowany w stosowanych w projekcie urządzeniach wiertniczych.

Strumień objętości tłoczonej płuczki (Q)

Strumień płuczki wiertniczej ma za zadanie przenoszenie energii hydraulicznej, efektywne wynoszenie zwiercin z dna otworu oraz oczyszczanie, chłodzenie i smarowanie narzędzia wierzącego. Zbyt duże natężenie przepływu płuczki wiertniczej może powodować erozyjne niszczenie rdzenia, którego przyczyny i skutki przedstawione zostały w rozdziale 4. W przypadku niewystarczającego strumienia objętości toczonej płuczki niespełniony zostanie warunek wynoszenia zwierci z dna otworu. W konsekwencji może dojść do przychwycenia przewodu, spadku prędkości wiercenia oraz innych komplikacji. Maksymalna zalecana wartość strumienia objętości toczonej płuczki według specyfikacji aparatu rdzeniowego 4 3/4"x2 5/8" wynosi 1045 l/min [44]. Podczas prowadzenia prac na obszarze synkliny grodzieckiej średnia wartość strumienia objętości wynosiła zazwyczaj 300 -500 l/min. Jest to wartość bliska minimalnej wartości tłoczenia pompy płuczkowej przy tulejach o średnicy 4" i 60 suwach na minutę, która wynosi 296 l/min (na podstawie charakterystyki technicznej pompy płuczkowej Ideco T-500).

Ciśnienie tłoczenia płuczki wiertniczej (C)

Ciśnienie tłoczenia płuczki wiertniczej zależy od charakterystyki technicznej pompy płuczkowej, średnicy tulei, geometrii przewodu i przestrzeni pierścieniowej, średnicy dysz świdra/koronki, strumienia objętości tłoczonych płuczki, jej reologii i gęstości, stanu technicznego otworu oraz wielu innych czynników. Podobnie jak strumień objętości, ciśnienie tłoczenia płuczki może powodować erozyjne niszczenie rdzenia. Ze względu na częste zaniki płuczki wiertniczej i stosowanie minimalnego strumienia objętości tłoczonych płuczki nie można wyznaczyć wpływu ciśnienia tłoczenia płuczki wiertniczej na uzyski rdzenia. W kilku przypadkach wiercono bez wypływu płuczki na powierzchnię. Rejestrowane wówczas ciśnienie było minimalne.

Gęstość płuczki wiertniczej

Głównym zadaniem płuczki wiertniczej jest wywieranie ciśnienia przeciwdziałającego dopływowi płynu złożowego do otworu, transport zwiercin na powierzchnię oraz stabilizacja ścian otworu. Podstawowym parametrem płuczki wiertniczej jest gęstość. Ze względu na warunki hydrogeologiczne i złożowe, gęstość stosowanej płuczki w przypadku wiercenia bez komplikacji wynosiła 1,11– 1,16[g/cm³]. Obniżone parametry płuczki stosowano w przypadku wystąpienia zaników. Miało to na celu zmniejszenie ciśnienia hydrostatycznego w otworze i tym samym redukcję przepływu płuczki z otworu do górotworu.

Długość marszu (L)

W obszarach, w których spodziewano się problemów z uzyskiem rdzenia skracano długość marszu, przeciwdziałając w ten sposób niszczeniu rdzenia przez jego ciężar oraz zmniejszono prawdopodobieństwo komplikacji z tym związanych. W przypadku niepowodzenia prac, brak informacji geologicznej był mniejszy. Średnia długość marszu w strefie A wynosiła 7,6 m, w strefie B – 5,2 m, w strefie C – 7,0 m, w strefie D – 6,4 m. Na podstawie zależności uzysku rdzenia od długości marszu nie można wyznaczyć ogólnej wartości gwarantującej 100% uzysk rdzenia.

Głębokość końcowa marszu MD (G)

Analiza końcowej głębokości marszu oraz współczynników korelacji nie wykazała ogólnej zależności uzysku od głębokości. Należy zwrócić uwagę, iż głębokość była liczona z poziomu powierzchni terenu, który w rejonie prowadzonych prac jest bardzo zróżnicowany morfologicznie, z licznymi wzniesieniami i dolinami. Na badanym obszarze, mimo licznych uskoków, głębokości zalegania poszczególnych stref w sąsiednich otworach w odniesieniu do poziomu morza nie są aż tak znaczne, jak wynika to z profili geologicznych. Uwzględniając ten fakt, można z dużym prawdopodobieństwem stwierdzić brak wpływu głębokości zalegania poszczególnych

interwałów na osiągnięte uzyski rdzenia. Czynniki te nie będą uwzględnione w badaniu modeli.

Typ narzędzi wiercących (K)

Konstrukcja narzędzi wiercących ma istotny wpływ na osiągnięte prędkości wiercenia. Porównując uzyski rdzenia z typem narzędzia nie można stwierdzić bezpośredniego związku – korelacja na poziomie $|0,071| - |0,206|$. Przeprowadzona klasyfikacja (rozdział 6) wykazała różny charakter zwiercania narzędzi cztero- i sześciokrzydłowych, dlatego też należy je analizować i optymalizować jako odrębne przypadki technologiczne. Na podstawie tego parametru definiowane są przypadki technologiczne.

Zużycie narzędzi wiercących (Z)

Zużycie narzędzi wiercących w skali 0 - 3 (wg IADC) bezpośrednio nie wpływa na uzysk rdzenia, o czym świadczy współczynnik korelacji na poziomie $|0,004| - |0,584|$. Przytępienie i odłamanie całych cuttersów koronki lub ich części wpływa na charakter zwiercania skał zmniejszając, chwilową prędkość wiercenia. W przypadku znacznych uszkodzeń (np. odłamanie całego ostrza) może dochodzić do niestabilnej pracy narzędzia na dnie otworu i niszczenia rdzenia. Analiza charakteru zużycia narzędzi wg kodów IADC nie wykazała tego typu uszkodzeń. Na podstawie przeprowadzonej klasyfikacji, zużycie narzędzi wpływa na sposób zwiercania skały i należy je traktować jako odrębne przypadki technologiczne. Na podstawie tego parametru definiowane są przypadki technologiczne.

Budowa aparatu rdzeniowego - ilość sekcji (A)

Miarodajna analiza wpływu ilości sekcji aparatu rdzeniowego na uzysk rdzenia ze względu na ilość danych nie była możliwa do przeprowadzenia. Jedynie w kilku przypadkach rdzeniowania aparatami dwusekcyjnymi, a osiągnięte wyniki było zarówno powyżej jak i poniżej granicy 80%. Rdzeniowanie jedną sekcją ułatwiało operację skręcania i rozkręcania rdzeniówki oraz wybijania rdzenia z rury wewnętrznej. Ze względów technologicznych skracano marsze w związku z czym nie było konieczności stosowania dwóch sekcji. Parametr ten nie jest uwzględniony w modelu.

Przed przystąpieniem do budowy modelu należy przyjąć ogólne założenia, dotyczące jego postaci, funkcjonalności oraz ograniczeń i sposobu jego aktualizacji. Główne założenia odnoszące się do modelu to:

1. Model opiera się na detekcji zjawisk niszczących rdzeń podczas wiercenia.
2. Sterowanie procesem poprzez kontrolę wpływu głównych parametrów wiercenia na bezpośrednio wynikające z nich wielkości.
3. Funkcjonalność i prostota budowy.
4. Uniwersalność.
5. Model będący w budowie - ze wzrostem ilości danych będzie on usprawniany.
6. Ograniczenia modelu wynikają z ograniczeń technologicznych i technicznych.

Kryterium maksymalnego uzysku rdzenia opiera się na detekcji zjawisk wpływających na niszczenie rdzenia. Zaproponowane modele uwzględniają 3 główne przyczyny zmniejszonych uzysków rdzenia wynikające bezpośrednio z procesu wiercenia rdzeniowego, tj. klinowanie rdzenia w aparacie rdzeniowym, erozyjne niszczenie rdzenia oraz niestabilna praca narzędzi na dnie otworu. Klinowanie rdzenia powoduje zwiększone opory wejścia rdzenia do rury wewnętrznej, w następstwie czego może dochodzić do niszczenia (kruszenia, wyciskania) i wypłukiwania materiału skalnego wewnątrz koronki rdzeniowej. Erozyjne oddziaływanie strumienia przepływającej płuczki zmniejsza średnicę rdzenia, uniemożliwiając urwanie go i zabezpieczenie przez urywak. W niektórych przypadkach może dochodzić do całkowitego wypłukania rdzenia. Niestabilna praca narzędzi na dnie otworu kruszy rdzeń, zwiększając prawdopodobieństwo klinowania, lub zmniejsza jego średnicę. Parametrami pozwalającymi wykryć erozyjne oddziaływanie płuczki jest strumień objętości tłoczony płuczki (Q) oraz ciśnienie tłoczenia pompy płuczkowej (C). W przypadku klinowania i niestabilnej pracy narzędzia na dnie otworu wyznacznikiem jest relacja wartości parametrów mechanicznych, takich jak nacisk (P) i obroty (n), oraz wielkości bezpośrednio z nich wynikające, tj. chwilową prędkość wiercenia (V) oraz moment obrotowy (M).

Kolejnym ważnym założeniem jest prostota i funkcjonalność modelu. Skomplikowane obliczenia oraz duża ilość wielkości wejściowych i współczynników utrudni pracę z modelem w warunkach terenowych, bezpośrednio na wiertni podczas prowadzenia prac. Proste kalkulacje umożliwią szybką reakcję na zmianę sytuacji w otworze oraz pozwolą na wyznaczenie nowych optymalnych parametrów w przypadku zmian lub ograniczeń modelu, wynikających z nieprzewidzianych przyczyn technicznych (np. awarie podzespołów zmniejszające zakres regulacji, komplikacje i stan techniczny otworu).

Model funkcji uzysku rdzenia powinien być uniwersalny i możliwy do zastosowania we wszystkich analizowanych przypadkach technologicznych. Dlatego też należy wybrać jedną zależność opisującą uzysk we wszystkich analizowanych

przypadkach na określonym poziomie dokładności. Wyeliminuje to ewentualne pomyłki i ułatwi pracę osobom prowadzącym wiercenie. Należy również uwzględnić fakt, iż model ten w miarę prowadzenia dalszych prac będzie uaktualniany, a wartości współczynników funkcji doprecyzowane.

Modele oparte są na danych będących uśrednionymi wartościami parametrów danego marszu. Zbudowanie modelu nie było możliwe we wszystkich przypadkach technologicznych ze względu na ilość i zakres danych. Głównym warunkiem był zakres wartości uzysku, który powinien być jak najszerszy i zawierać dane zarówno z przedziału $U \in <0; 80>$, jak i $U \in <80; 100>$. Zestawienie i charakterystyka przypadków technologicznych spełniających wymienione wymagania przedstawione są w tabeli 7.6.

Tab. 7.6. Zestawienie przypadków technologicznych umożliwiających budowę modelu.

Przypadek technologiczny	Strefa	Narzędzie	Zużycie [IADC]	Zakres zmienności uzysku [%]
A11	Strefa A	1	1	1-100%
A21	Strefa A	2	1	30-100%
B11	Strefa B	1	1	0-100%
B12	Strefa B	1	2	20-100%
B21	Strefa B	2	1	6-100%
C11	Strefa C	1	1	40-100%
D11	Strefa D	1	1	10-100%
D13	Strefa D	1	3	43-100%

Przeprowadzona analiza korelacji uzysku i podstawowych parametrów procesu nie pozwala na stwierdzenie prostej zależności odnoszącej się do wszystkich przypadków technologicznych. Przy uwzględnieniu głównych założeń dotyczących kształtu modelu oraz głównych przyczyn zmniejszonego uzysku rdzenia zaproponowane zostało 7 modeli funkcji (tab. 7.7). Ich koncepcja zakłada wyznaczenie wskaźnika umożliwiającego kontrolę procesu rdzeniowania. Wybór wielkości wejściowych modelu i jego kształt oparty był na przeprowadzonej analizie korelacji, doświadczeniu zawodowym oraz możliwościach technicznych i technologicznych procesu.

Ze względów praktycznych w modelach zastosowany został nacisk całkowity na narzędzie, a nie, jak w przypadku współczynnika zwiercalności pozornej, nacisk jednostkowy. Konstrukcja narzędzi jest niezmienna, a wszystkie przeanalizowane przypadki technologiczne odnoszą się do średnicy 5 7/8". Narzędzia o średnicy 8 1/2"

będą stanowić odrębny przypadek technologiczny, który zostanie zdefiniowany po zebraniu wystarczającej ilości danych.

Tab. 7.7. Funkcje uzysku rdzenia.

<i>Lp</i>		<i>Funkcja</i>	<i>Opis</i>
1	Model A	$U = f\left(\frac{V}{P}\right)$	Iloraz chwilowej prędkości wiercenia i nacisku osiowego jako wskaźnik klinowania rdzenia i jego niszczenia.
2	Model B	$U = f\left(\frac{V}{P \cdot n}\right)$	Iloraz chwilowej prędkości wiercenia i iloczynu mechanicznych parametrów wiercenia jako wskaźnik klinowania rdzenia i jego niszczenia.
3	Model C	$U = f\left(\frac{M}{P}\right)$	Iloraz momentu obrotowego i nacisku jako wskaźnik klinowania rdzenia i jego niszczenia.
4	Model D	$U = f\left(\frac{M \cdot P}{V}\right)$	Iloraz chwilowej prędkości wiercenia i iloczynu momentu obrotowego z naciskiem osiowym jako wskaźnik klinowania rdzenia.
5	Model E	$U = f(P \cdot n)$	Wpływ parametrów mechanicznych wiercenia na uzysk.
6	Model F	$U = f\left(\frac{Q}{C}\right)$	Iloraz strumienia objętości tłoczonej płuczki i ciśnienia tłoczenia pompy płuczkowej jako wskaźnik erozyjnego niszczenia rdzenia.
7	Model G	$U = f\left(\frac{Q}{C} \cdot \frac{V}{P}\right)$	Iloczyn modelu A i F jako wskaźnik mechanicznego i erozyjnego niszczenia rdzenia.

Forma modelu została określona przy pomocy metody analizy funkcji regresji liniowej, logarytmicznej, wykładniczej oraz potęgowej. Zestawienia wartości współczynników regresji R^2 w poszczególnych przypadkach technologicznych i modelach zostały przedstawione w tabelach 7.8-7.14.

Tab. 7.8. Współczynniki regresji R^2 dla modelu A.

Model A				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	0,3698	0,7217	0,267	0,5673
A21	0,6672	0,7381	0,7309	0,7968
B11	0,7701	0,8318	0,4515	0,5565
B12	0,8536	0,8671	0,8603	0,9044
B21	0,5987	0,7623	0,4514	0,6689
C11	0,4452	0,5701	0,3899	0,5076
D11	0,7275	0,5966	0,8517	0,6013
D13	0,5719	0,7569	0,4993	0,6816

Tab. 7.9. Współczynniki regresji R^2 dla modelu B.

Model B				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	0,3197	0,6769	0,2279	0,529
A21	0,7313	0,7926	0,7905	0,846
B11	0,6944	0,7861	0,3793	0,479
B12	0,7402	0,7168	0,773	0,7818
B21	0,5535	0,7109	0,409	0,6071
C11	0,4532	0,6057	0,4018	0,5521
D11	0,6968	0,6208	0,8378	0,6388
D13	0,566	0,7617	0,4926	0,6866

Tab. 7.10. Współczynniki regresji R^2 dla modelu C.

Model C				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	0,2891	0,4694	0,1843	0,3458
A21	0,9985	0,9999	0,9882	0,9936
B11	0,6377	0,7122	0,511	0,6071
B12	0,6327	0,6605	0,6638	0,6927
B21	0,3147	0,5229	0,1946	0,3637
C11	0,3682	0,3547	0,2978	0,2792
D11	0,2197	0,1587	0,1846	0,1347
D13	0,0732	0,1033	0,0714	0,101

Tab. 7.11. Współczynniki regresji R^2 dla modelu D.

Model D				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	0,2522	0,1984	0,249	0,1824
A21	0,5664	0,527	0,6344	0,596
B11	0,5851	0,579	0,4317	0,3951
B12	0,6855	0,7843	0,7714	0,8392
B21	0,3237	0,3382	0,387	0,331
C11	0,4832	0,3893	0,4396	0,3469
D11	0,257	0,6202	0,2206	0,6384
D13	0,6479	0,8208	0,6053	0,7503

Tab. 7.12. Współczynniki regresji R^2 dla modelu E.

Model E				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	0,569	0,4517	0,5263	0,3669
A21	0,2851	0,2933	0,2246	0,2322
B11	0,1828	0,1924	0,0691	0,0791
B12	0,1508	0,182	0,2113	0,2399
B21	0,7233	0,6551	0,5494	0,4751
C11	0,0004	0,0002	0,0004	0,0003
D11	0,3248	0,548	0,3138	0,5714
D13	0,6688	0,6873	0,6325	0,6376

Tab. 7.13. Współczynniki regresji R^2 dla modelu F.

Model F				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	5,00E-05	0,0005	7,00E-08	0,0007
A21	0,091	0,0288	0,0551	0,0102
B11	0,0195	0,0347	4,00E-05	0,0019
B12	0,1838	0,2398	0,2358	0,2962
B21	0,1446	0,1492	0,1045	0,132
C11	0,0726	0,0765	0,0734	0,0774
D11	0,4135	0,3559	0,3423	0,3057
D13	0,2918	0,3224	0,2748	0,3143

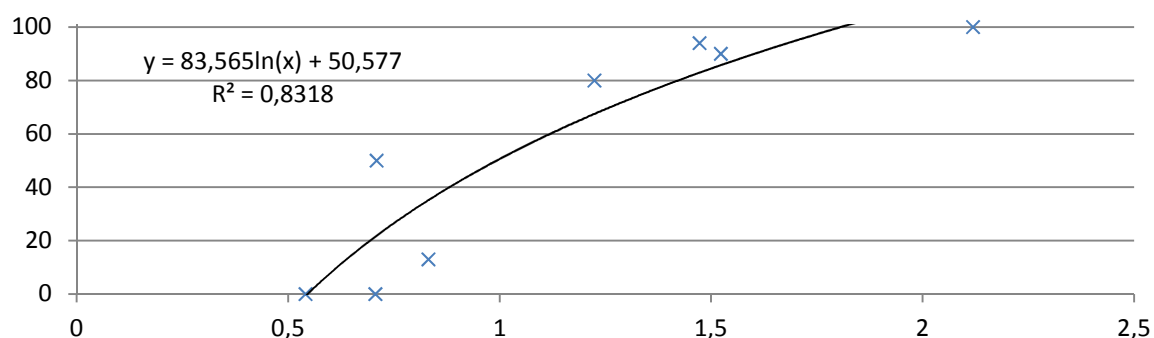
Tab. 7.14. Współczynniki regresji R^2 dla modelu G.

Model G				
Przypadek	R^2 liniowy	R^2 logarytmiczny	R^2 wykładniczy	R^2 potęgowy
A11	0,3882	0,7149	0,2801	0,5587
A21	0,4814	0,5172	0,4123	0,4478
B11	0,5523	0,6861	0,3358	0,5018
B12	0,6833	0,9195	0,7534	0,8253
B21	0,5692	0,7758	0,4	0,682
C11	0,0295	0,0464	0,0284	0,0452
D11	0,805	0,6693	0,9035	0,6366
D13	0,2607	0,2001	0,2166	0,164

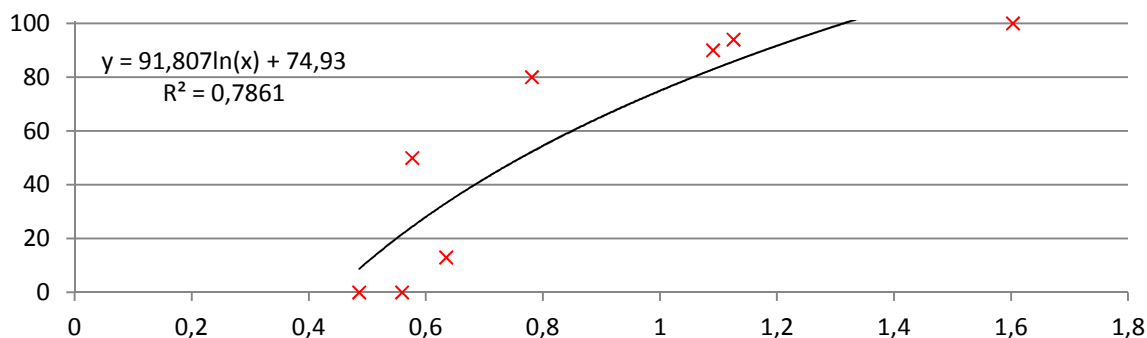
Kryterium wyboru postaci funkcji uzysku rdzenia, oprócz wartości współczynnika regresji R^2 , uwzględnia uniwersalność zastosowania, tzn. wysoki stopień dopasowania modelu do danych rzeczywistych we wszystkich przypadkach technologicznych. Spośród przeanalizowanych modeli najlepsze dopasowanie występuje w przypadku logarytmicznego modelu A i B (rys 7.6 i 7.7). Funkcja uzysku rdzenia przyjmuje ogólną postać:

$$y = a \ln(x) + b \quad (60)$$

przy czym wartość funkcji y (zmienna zależna) ograniczona jest przedziałem $\langle 0;100 \rangle$, natomiast przedział wartości argumentów (zmiennych niezależnych) x zależy od ograniczeń technicznych i technologicznych procesu. Postać funkcji uzysku rdzenia w poszczególnych przypadkach technologicznych przedstawiona jest w tabeli 7.15 i 7.16.



Rys. 7.6. Przebieg funkcji uzysku rdzenia dla strefy B, narzędzia typu 1 i zużycia 1 – model A.



Rys. 7.7. Przebieg funkcji uzysku rdzenia dla strefy B, narzędzia typu 1 i zużycia 1 – model B.

Tab. 7.15. Równania modeli uzysku rdzenia (model A)

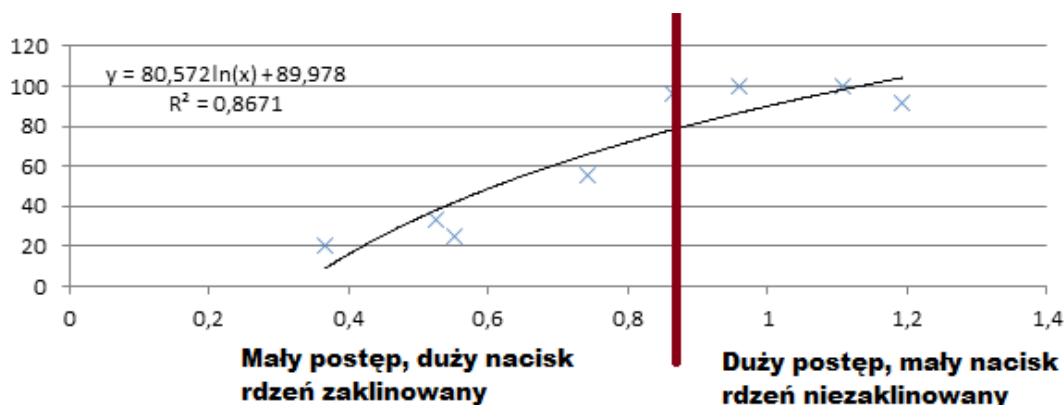
PT	Równanie regresji	R²
A11	$y=42,089 \ln(x)+52,044$	0,7217
A21	$y=108,40 \ln(x)+78,758$	0,7381
B11	$y=83,565 \ln(x)+50,577$	0,8318
B12	$y=80,572 \ln(x)+89,978$	0,8671
B21	$y=48,858 \ln(x)+81,297$	0,7623
C11	$y=24,537 \ln(x)+88,859$	0,5701
D11	$y=-23,30 \ln(x)+100,1$	0,5966
D13	$y=-27,18 \ln(x)+66,658$	0,7569
Średnie R²		0,7306

Tab. 7.16. Równania modeli uzysku rdzenia (model B)

PT	Równanie regresji	R²
A11	$y=39,412 \ln(x)+59,599$	0,6769
A21	$y=108,25 \ln(x)+93,335$	0,7926
B11	$y=91,807 \ln(x)+74,930$	0,7861
B12	$y=73,365 \ln(x)+118,79$	0,7168
B21	$y=46,500 \ln(x)+92,421$	0,7109
C11	$y=25,976 \ln(x)+97,466$	0,6057
D11	$y=-22,57 \ln(x)+92,314$	0,6208
D13	$y=-25,25 \ln(x)+57,561$	0,7617
Średnie R²		0,7089

Uzyskane wartości współczynnika regresji są na akceptowalnym poziomie i świadczą o wystarczającym dopasowaniu modelu do danych rzeczywistych. Należy zwrócić uwagę, iż jest to model stochastyczny, powstały na podstawie eksperymentu biernego. Analizowane dane są danymi przemysłowymi uśrednionymi, zazwyczaj o wąskim zakresie zmienności. Występujące zakłócenia oraz szумы wynikają z dokładności wskazań i sposobu rejestracji danych przez przyrządy kontrolno - pomiarowe oraz z subiektywnej oceny zużycia narzędzi przez osobę prowadzącą wiercenie. Równie istotne jest założenie jednorodności ośrodka skalnego, który w rzeczywistości nie jest jednorodny na akceptowalnym przez nas poziomie. Charakterystyka techniczno - ruchowa podzespołów urządzenia wiertniczego wymusza pewne ograniczenia dotyczące zakresu sterowalnych parametrów, płynności regulacji i ich stałości w czasie. Nie bez znaczenia jest również czynnik ludzki, doświadczenie załogi oraz organizacja prac. Model ten nie uwzględnia zjawiska wysypywania się rdzenia z aparatu rdzeniowego podczas operacji wyciągania zestawu na powierzchnię, gdyż jego bezpośrednia kontrola jest niemożliwa.

Funkcja uzysku rdzenia jest funkcją logarymiczną o maksimum w punkcie $[100; (V/P)_{opt}]$. Cechą charakterystyczną rozkładu punktów pomiarowych w układzie współrzędnych są dwie strefy (rys. 7.8). Po osiągnięciu pewnej wartości V/P, wartości uzysku osiągają 100%. Wynika to z wytrzymałości skały na niszczenie. Duży nacisk przy słabym postępie (niska wartość V/P) świadczy o zaklinowaniu się rdzenia i zwiększeniu oporów wejścia i przesuwania się rdzenia w aparacie. Wówczas rdzeń jest niszczone w koronce i wyflukiwany, a jego uzysk zmniejszony. Kontrola wartości współczynnika klinowania pozwala na wykrycie procesu niszczenia rdzenia i szybką reakcję, polegającą na zakończeniu marszu i wyciągnięciu zestawu.



Rys. 7.8. Postać funkcji uzysku rdzenia.

Modele A i B charakteryzują się wysokim współczynnikiem regresji we wszystkich przypadkach technologicznych. Ze względów praktycznych procesowi optymalizacji poddany zostanie model A. Posiada on prostszą budowę, która ułatwia jego

późniejsze zastosowanie w praktyce. Ponadto średnia wartość współczynnik R^2 jest wyższa, niż w modelu B. Iloraz chwilowej prędkości wiercenia i nacisku osiowego na narzędzie stanowi wskaźnik klinowania rdzenia W . Kontrola wartości tego wskaźnika pozwala na detekcję niszczenia rdzenia i szybką reakcję na zaistniałą sytuację.

7.5. Optymalizacja z uwzględnieniem kryterium maksymalnego uzysku rdzenia

Klasyczny problem optymalizacji polega na znalezieniu ekstremum żądanej funkcji celu $F(x)$. Zadanie to można przedstawić w ogólnej postaci:

$$\max\{F(x)\} \tag{61}$$

$$x \in X_0 \subseteq X$$

gdzie:

x - zmienne decyzyjne

$F(x)$ - funkcja celu

X_0 - zbiór rozwiązań dopuszczalnych

X - przestrzeń rozwiązań

W przypadku poszukiwania minimum problem jest definiowany identycznie, jak powyższy z wyjątkiem zmiany znaku funkcji $F(x)$. Problem optymalizacji polega więc na znalezieniu takich wartości argumentów, które ekstremalizują funkcję celu według przyjętego kryterium, przy jednoczesnym spełnieniu warunku ograniczeń.

7.5.1. Założenia i ograniczenia optymalizacyjne

Ze względu na ograniczenia wytrzymałościowe sprzętu, warunki otworowe, parametry kinematyczne urządzeń oraz technologie prowadzonych prac dysponujemy ograniczonym zakresem regulacji parametrów sterujących. Ponadto środowisko prowadzonych prac jest zazwyczaj jednorodne na pewnym zakładanym przez nas poziomie, którego zmienność z praktycznego punktu widzenia nie wpływa istotnie na przebieg procesu technologicznego. Dlatego też jednym z głównych warunków zadania optymalizacji jest określenie założeń i ograniczeń modelu (wartości granicznych wielkości sterujących). Wymaga to szczegółowej analizy procesu zarówno pod względem technicznym, technologicznym, geologicznym, jaki i organizacyjnym.

Szczegółowe założenia do modeli funkcji uzysku rdzenia:

- 1) Skały makroskopowo jednorodne.
- 2) Stałe parametry technologii wiercenia.
- 3) Nacisk narzędzia rozkłada się równomiernie na wszystkie ostrza, ostrza są nieodkształcalne.
- 4) Brak zużycia narzędzia w ciągu marszu.
- 5) Ograniczenia: techniczne i technologiczne.

Maksymalny nacisk na narzędzie określany jest ze względu na charakterystykę techniczną narzędzia wierzącego, warunki geologiczne oraz konstrukcję zestawu dolnej części przewodu wiertniczego. Jego wartość wynika bezpośrednio z masy obciążników oraz konieczności zachowania sztywności zestawu. Warunek sztywności określa się przy pomocy wielu metod oraz wewnętrznych instrukcji, opracowanych przez poszczególne firmy [13] [60] [97]. Generalna zasada polega na wywieraniu nacisku częścią obciążników poniżej punktu neutralnego. Są to skomplikowane i czasochłonne obliczenia. W praktyce wiertniczej, w przypadku prostych wierceń i nieskomplikowanych zestawów dolnej części przewodu wiertniczego, maksymalny nacisk gwarantujący pionowość otworu (P_{max1}) wyznaczany jest jako 75% masy obciążników z uwzględnieniem wyporności płuczki wiertniczej (62). Metoda ta jest powszechnie stosowana w kraju.

Standardowy zestaw dolnej części przewodu wiertniczego stosowany podczas prac na obszarze synkliny grodzieckiej składał się z 5 pasów obciążników 4 3/4" x 2 1/4" o średniej długości 88,57 m. W obliczeniach uwzględniony został minimalny stosowany ciężar płuczki wiertniczej 1,03 g/cm³. Wówczas maksymalny nacisk osiowy na narzędzie wynosi:

$$P_{\max 1} = 0,75 \cdot l \cdot m \left(1 - \frac{\rho_{pt}}{\rho_{st}} \right) \quad [kG] \quad (62)$$

$$P_{\max 1} = 0,75 \cdot 88,57 \cdot 69,61 \left(1 - \frac{1030}{7700} \right) = 4005,5 \quad [kG]$$

gdzie:

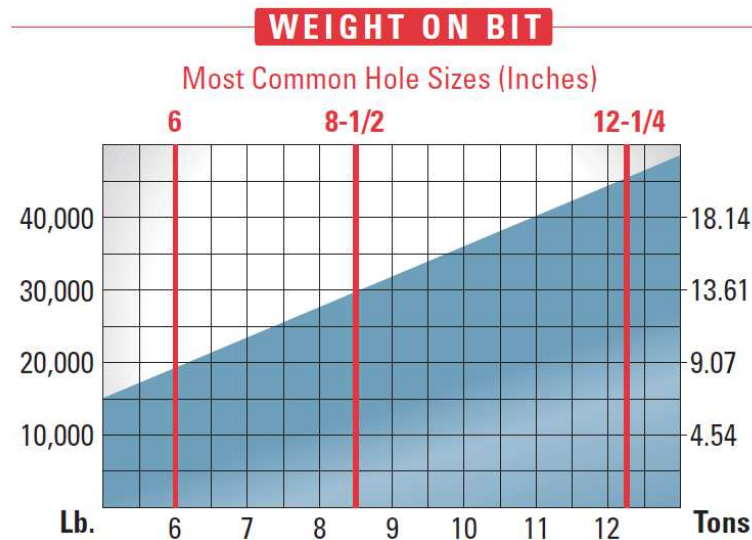
l – długość obciążników [m]

m – ciężar 1mb obciążnika [kG/m] [7.7]

ρ_{pt} – gęstość płuczki wiertniczej - [kg/m³]

ρ_{st} – gęstość stali [kg/m³]

Poza warunkiem sztywności zestawu na ściskanie należy uwzględnić parametry wytrzymałościowe narzędzi wierzących. Zalecaną maksymalną wartość nacisku na narzędzia diamentowe typu PDC, ze względu na ich konstrukcję ($P_{\max 2}$), według zaleceń producenta można wyznaczyć z monogramów (rys. 7.9).



Rys.7.9. Zalecana wartość nacisku osiowego na koronkę rdzeniową w zależności od średnicy otworu. [47]

$$0 \leq P_{\max 2} \leq 9000 \quad [kG]$$

Uwzględniając oba ograniczenia, maksymalny dopuszczalny nacisk osiowy jest równy warunkowi sztywności zestawu na ściskanie i wynosi:

$$0 \leq P_{dop} \leq 4005 \quad [kG]$$

Chwilowa prędkość wiercenia wynika bezpośrednio z mechanicznych i hydraulicznych parametrów wiercenia, dlatego też nie jest bezpośrednio sterowana.

Teoretycznie posiada ona tylko dolne ograniczenie wynoszące 0 [m/h], gdyż wiercenie z ujemnym postępowaniem jest z praktycznego punktu widzenia niemożliwe.

Wyznaczone powyżej ograniczenia odnoszą się do wszystkich analizowanych przypadków technologicznych, gdyż wykorzystywany jest ten sam sprzęt. Zestawienie wartości granicznych parametrów modelu przedstawione jest w tabeli 7.17.

Tab. 7.17. Ograniczenia modelu funkcji uzysku rdzenia.

Parametr	Oznaczenia	Jednostka	Wartość minimalna	Wartość maksymalna
Nacisk	P	[kG·10 ³]	0	4
Chwilowa prędkość wiercenia	V	[m/h]	0	-

7.5.2. Wartości optymalne parametrów procesu

Optymalizacja procesu polega na wyznaczeniu ekstremum funkcji przy uwzględnieniu ograniczeń. Funkcja uzysku rdzenia U posiada jedno ekstremum lokalne w punkcie [100; W_{100}]. Optymalna wartość argumentu W wynosi wówczas:

$$U = a \ln(W) + b \Rightarrow W = e^{\frac{U-b}{a}} \quad (63)$$

$$W_{opt} = W_{100} = e^{\frac{100-b}{a}} \quad (64)$$

Wartość współczynnika klinowania zależna jest od nacisku osiowego (P) wywieranego na narzędzie oraz od wielkości oporów wejścia rdzenia do aparatu rdzeniowania, przy założeniu jednorodności przewiercanej formacji. Klinowanie rdzenia (opory wejścia) w koronce i aparacie rdzeniowym nie jest bezpośrednio mierzalne. Idea sterowania i optymalizacji procesu rdzeniowania według kryterium maksymalnego uzysku rdzenia polega na kontroli zjawiska niszczenia rdzenia poprzez badanie wpływu nacisku na chwilową prędkość wiercenia. W przypadku braku klinowania cały nacisk przenoszony jest na narzędzie wierzące, a osiągnięta chwilowa prędkość wiercenia jest na pewnym poziomie charakteryzującym dany przypadek technologiczny. Po zaklinowaniu rdzenia część nacisku zostaje przenoszona na materiał skalny, który jest niszczone

i wyflukiwany, a chwilowa prędkość wiercenia spada mimo utrzymywania stałego ciężaru rejestrowanego na powierzchni.

Parametrem bezpośrednio sterowanym jest nacisk osiowy na narzędzie. Analiza korelacji nie wykazała bezpośredniego wpływu wartości nacisku na uzysk rdzenia we wszystkich przypadkach technologicznych. Dlatego też zasadnym jest przyjęcie optymalnej wartości nacisku równego maksymalnej wartości dopuszczalnej, gdyż wraz ze wzrostem nacisku, wzrasta chwilowa prędkość wiercenia. Wówczas oprócz kryterium maksymalnego uzysku rdzenia pośrednio uwzględnione jest kryterium maksymalnej chwilowej prędkości wiercenia, co znacząco wpływa na wynik finansowy prowadzonych prac. Przy stosowaniu optymalnej wartości nacisku osiowego wynoszącego P_{dop} , teoretyczna chwilowa prędkość wiercenia gwarantująca 100 % uzysk, według modelu funkcji uzysk (60) wynosi:

$$V_{opt100\%} = W_{100} \cdot P_{opt} \quad [m/h] \quad (65)$$

$$P_{opt} = P_{dop} \quad [kG] \quad (66)$$

Zestawienie teoretycznych wartości optymalnej chwilowej prędkości wiercenia przy nacisku optymalnym, równym naciskowi dopuszczalnemu, przedstawione są w tabeli 7.18.

Tab. 7.18. Zestawienie wartości optymalnych parametrów procesu rdzeniowania według kryterium maksymalnego uzysku rdzenia - model A.

PT	Równanie funkcji modelu	W_{opt} [m/(kG \cdot 10 3 h)]	P_{opt} [kG \cdot 10 3]	V_{opt} [m/h]
A11	U=42,089 ln(W)+52,044	3,12	4	12,48
A21	U=108,40 ln(W)+78,758	1,22	4	4,88
B11	U=83,565 ln(W)+50,577	1,81	4	7,24
B12	U=80,572 ln(W)+89,978	1,13	4	4,52
B21	U=48,858 ln(W)+81,297	1,47	4	5,88
C11	U=24,537 ln(W)+88,859	1,57	4	6,28
D11	U=-23,30 ln(W)+100,1	1,00	4	4,00
D13	U=-27,18 ln(W)+66,658	0,29	4	1,16

Teoretyczne wartości optymalnych parametrów procesu rdzeniowania są wartościami średnimi. Podczas wiercenia w warunkach przemysłowych ich chwilowe wartości będą zmienne w pewnym przedziale. Wynika to z charakterystyki technicznej urządzenia, sposobu sterowania i zakładanej jednorodności górotworu. Dodatkowo przebieg krzywej funkcji uzysku rdzenia i rozkład wartości współczynnika klinowania

w układzie współrzędnych xy sugeruje, iż wartościami optymalnymi są przedziały, a nie jedna konkretna wartość. Uwzględniając warunki kontraktu, optymalna wartość uzysku rdzenia wynosi 80 - 100 %. Wówczas optymalna wartość wskaźnika klinowania jest przedziałem wartości $\langle W_{80}; W_{100} \rangle$. Rdzeniowanie z wartością wskaźnika klinowania poniżej wartości granicznej W_{80} będzie skutkowało zmniejszonym uzyskiem rdzenia, niespełniającym wymogów kontraktu.

Wyjątek stanowi strefa D, w której zmniejszone uzyski rdzenia występują w przypadku wysokiej wartości wskaźnika klinowania. Odwrotny przebieg tej funkcji wynika prawdopodobnie ze zjawiska krasu, któremu zostały poddane skały węglanowe budujące tę strefę. W tym przypadku duża wartość wskaźnika klinowania będzie skutkowało zmniejszonym uzyskiem rdzenia, czyli odwrotnie niż w pozostałych strefach.

W praktyce należy kontrolować wartość wskaźnika klinowania, który nie powinien osiągać wartości poniżej W_{\min} odpowiadającej uzyskowi równemu 80 %. Przekroczenie tego poziomu świadczy o zaklinowaniu się rdzenia i jego niszczeniu. Należy wówczas zaprzestać prac i wyciągnąć zestaw na powierzchnię.

Zestawienie teoretycznych wartości optymalnych wskaźnika klinowania W w poszczególnych przypadkach technologicznych (PT) dla przedziału 80 – 100 % przedstawione jest w tabeli 7.19.

Tab. 7.19. Przedziały wartości współczynnika klinowania dla funkcji uzysku 80-100% .- model A

Model A				
PT	Równanie funkcji modelu	R^2	W_{80}	W_{100}
A11	$U=42,089 \ln(W)+52,044$	0,7217	1,94	3,12
A21	$U=108,40 \ln(W)+78,758$	0,7381	1,01	1,22
B11	$U=83,565 \ln(W)+50,577$	0,8318	1,42	1,81
B12	$U=80,572 \ln(W)+89,978$	0,8671	0,88	1,13
B21	$U=48,858 \ln(W)+81,297$	0,7623	0,97	1,47
C11	$U=24,537 \ln(W)+88,859$	0,5701	0,7	1,57
D11	$U=-23,30 \ln(W)+100,1$	0,5966	2,37	1,00
D13	$U=-27,18 \ln(W)+66,658$	0,7569	0,61	0,29

Weryfikacja modeli funkcji uzysków rdzenia została przeprowadzona przy pomocy statystycznych testów wartości średniej wskaźnika klinowania. Polegała ona na

zbadaniu wartości średniej $W_{80-100\%}$ obliczonej na podstawie danych z bazy głębokościowej i porównaniu jej z teoretycznym wskaźnikiem klinowania dla uzysku z przedziału $\langle 80; 100 \rangle$ wyznaczonym na podstawie modelu matematycznego.

Test istotności dwóch wartości oczekiwanych

Jeżeli mamy dwie próbki odpowiednio o liczebności n_1 i rozkładzie normalnym (m_1, δ_1) oraz n_2 i rozkładzie $N(m_2, \delta_2)$ to stawiamy hipotezę zerową:

$$H_0: m_1 = m_2 \quad (67)$$

i jedną z hipotez alternatywnych:

$$H_1: m_1 < m_2 \quad (68)$$

$$H_1: m_1 > m_2 \quad (69)$$

$$H_1: m_1 \neq m_2 \quad (70)$$

W przypadku gdy wariancje δ_1^2 i δ_2^2 są nieznanne mamy dwie możliwości:

a) $\delta_1^2 = \delta_2^2$, wykorzystuje się wówczas statystykę:

$$t = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{n_1 \cdot S_1^2 + n_2 \cdot S_2^2}{n_1 + n_2 - 2} \cdot \frac{n_1 + n_2}{n_1 \cdot n_2}}}, \quad (71)$$

Przy prawdziwości hipotezy H_0 ma ona rozkład studenta o n_1+n_2-2 stopniach swobody. Odpowiednie zbiory krytyczne przy poziomie istotności α wyglądają następująco:

$$C = (-\infty; -t_{1-\alpha, n_1+n_2-2}) \quad (72)$$

$$C = (t_{1-\alpha, n_1+n_2-2}; +\infty) \quad (73)$$

$$C = (-\infty; -t_{1-\alpha, n_1+n_2-2}) \cup (t_{1-\alpha, n_1+n_2-2}; +\infty) \quad (74)$$

Jeżeli wartości t znajdują się w zbiorze krytycznym C wówczas odrzucamy hipotezę zerową i przyjmujemy alternatywną, w przeciwnym wypadku nie ma podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej H_0 .

b) $\delta_1 \neq \delta_2$, wykorzystuje się wówczas statystykę:

$$t = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{S_1^2}{n_1 - 1} + \frac{S_2^2}{n_2 - 1}}} \quad (75)$$

Przy prawdziwości hipotezy zerowej H_0 ma ona rozkład studenta o:

$$m = \frac{\left(\frac{S_1^2}{n_1 - 1} + \frac{S_2^2}{n_2 - 1}\right)^2}{\frac{\left(\frac{S_1^2}{n_1 - 1}\right)^2}{n_1 - 1} + \frac{\left(\frac{S_2^2}{n_2 - 1}\right)^2}{n_2 - 1}} \quad (76)$$

stopniach swobody. Obszary krytyczne są analogiczne jak w pierwszym przypadku (72) (73) (74).

Zatem, chcąc wykonać test istotności dla dwóch wartości oczekiwanych należy w pierwszej kolejności sprawdzić czy próbki pochodzą z rozkładu normalnego. Można wykorzystać do tego testu Skapiro-Wilka.

Kolejnym krokiem jest sprawdzenie czy wariancje są równe czy też różne:

$$H_0: \delta_1 = \delta_2 \quad (77)$$

$$H_1: \delta_1 \neq \delta_2 \quad (78)$$

Przy wykorzystaniu statystyki:

$$F = \frac{\max\left\{\frac{n_1}{n_1 - 1} S_1^2; \frac{n_2}{n_2 - 1} S_2^2\right\}}{\min\left\{\frac{n_1}{n_1 - 1} S_1^2; \frac{n_2}{n_2 - 1} S_2^2\right\}} \quad (79)$$

która przy prawdziwości hipotezy zerowej H_0 ma rozkład Fischera. Obszar krytyczny jest następujący:

$$C = [F_{1-\alpha}, n_1 - 1, n_2 - 1, +\infty;) \quad (80)$$

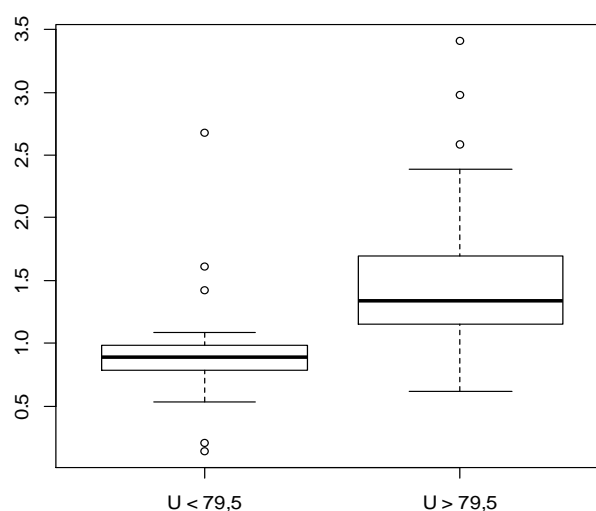
W środowisku R do przeprowadzania testu wariancji wykorzystujemy pakiet *var.test* (*dane1,dane2,alternative="not equle"*), natomiast do weryfikacji hipotezy o równości średnich służy *t.test* (*danie1, dane2, paired=N, alternative='less/greater'*).

Zestawienie wartości przedziałów optymalnych wyznaczonych na podstawie testu istotności dwóch wartości oczekiwanych przedstawia tabela 7.20.

Tab. 7.20. Wartości średnie wskaźnika klinowania - model A.

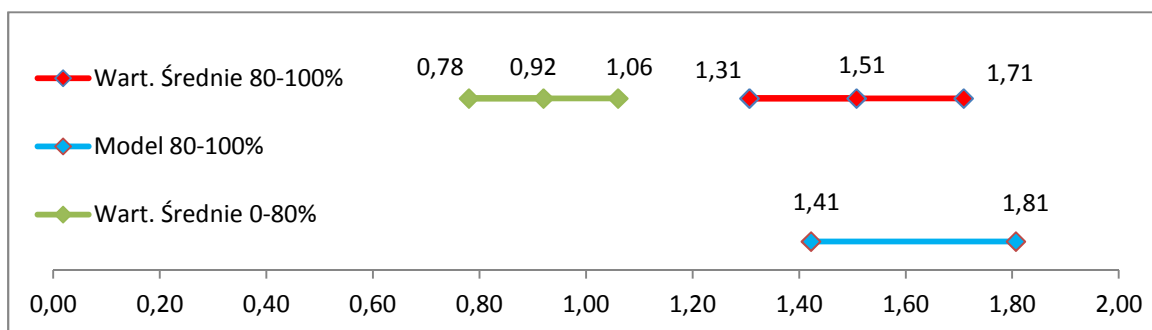
PT	Ilość prób	Wartość średnia > 79.5%	Przedział		Ilość prób	Wartość średnia < 79.5%	Przedział		var.test	t.test	Zakres zmian uzysku
A11	164	3,18	2,83	3,52	67	1,34	1,06	1,63	1,59e-08	2,48e-14	1-100%
A21	34	1,20	0,93	1,48	34	0,47	0,58	0,69	1,96e-06	5,61e-05	30-100%
B11	38	1,51	1,31	1,71	35	0,92	0,78	1,06	0,01587	3,71E-06	0-100%
B12	36	0,97	0,84	1,11	48	0,50	0,43	0,57	0,001574	2,36E-08	20-100%
B21	36	1,40	1,20	1,60	43	0,81	0,68	0,94	0,03257	1,97E-06	6-100%
C11	125	1,66	1,38	1,94	19	0,78	0,55	1,01	1,11E-06	1,59E-06	40-100%
D11	153	1,57	1,35	1,80	23	17,88	2,20	33,56	< 2,2e-16	0,02111	10-100%
D13	44	0,44	0,38	0,50	44	3,13	1,61	4,66	< 2,2e-16	0,000461	43-100%

Analiza testów statystycznych wartości średniej wskaźnika klinowania W została przeprowadzona dla dwóch zbiorów $W_{80-100\%} \in \langle 80; 100 \rangle$ i $W_{0-80\%} \in \langle 0; 80 \rangle$. Zarówno wartości średnie charakteryzujące dany zbiór, jak i ich przedziały na poziomie istotności 0,05 są od siebie różne (rys. 7.10).



Rys. 7.10. Wykres skrzynkowy rozkładu wartości $W_{80-100\%}$ i $W_{0-80\%}$ (PT - B11)

Porównanie wcześniej wyznaczonych optymalnych przedziałów wartości wskaźnika W z przedziału $\langle 80; 100 \rangle$ (tab. 7.19) z przedziałami wartości średnich z testów statystycznych (7.20) potwierdza prawidłowość i użyteczność przeprowadzonej metodyki optymalizacji. Wartości średnie znajdują się we wszystkich przypadkach technologicznych w przedziale optymalnym lub poza jego prawostronną granicą, wyznaczoną na podstawie modelu matematycznego uzysku rdzenia. Ponadto przedziały w obu metodach wzajemnie się pokrywają (rys. 7.11). Potwierdza to prawidłowość przeprowadzonego procesu optymalizacji.



Rys. 7.11. Graficzne porównanie metod optymalizacji. (B11)

7.6. Test terenowy

Pod koniec roku 2013 podczas realizacji otworu W-X/9 przeprowadzony został test skuteczności metodyki optymalizacji procesu rdzeniowania według kryterium maksymalnego uzysku rdzenia. Wiercenie prowadzono przy użyciu urządzenia wiertniczego SK-575, z wykorzystaniem konwencjonalnego aparatu dwusekcyjnego, z nieobrcającą się względem rdzenia rurą wewnętrzną i regulowaną głowicą łącznika bezpieczeństwa. Monitoring procesu wiercenia był realizowany przez laboratorium kontrolno – pomiarowe DataWell (Exalo Drilling S.A.). Podczas testu stosowano narzędzie czterokrzydłowe o zużyciu 1 (wg kodu IADC).

Analizie poddano łącznie 9 marszy, obejmujących wszystkie strefy zmniejszonego uzysku rdzenia. Zakresy głębokości oraz średnie parametry procesu (na podstawie bazy czasowej) zostały przedstawione w tabeli 7.21. Szczegółowy profil litologiczny zawiera załącznik nr 4.

Tab. 7.21. Zestawienie parametrów wiercenia i uzysków rdzenia w poszczególnych strefach.

Strefa	Nr marszu	Głębokość [m p.p.t.]		Długość marszu [m]	Uzysk [%]	V [m/h]	P [kG·10 ³]	W [m/(kG·10 ³ ·h)]	Uzysk wg modelu	
		Początek	Koniec						Model [%]	Różnica [%]
A11	1	1089,0	1091,3	2,3	83	4,92	2,48	1,98	80,9	2,1
B11	2	1091,3	1095,4	4,1	0	1,86	2,82	0,66	15,8	-15,8
B11	3	1104,0	1106,0	2,0	85	3,47	2,42	1,43	80,7	4,3
B11	4	1106,0	1108,0	2,0	100	3,31	2,05	1,61	90,6	9,4
C11	5	1115,4	1120,0	4,6	100	4,96	1,99	2,49	100	0
C11	6	1120,8	1123,0	2,2	100	5,26	2,46	2,14	100	0
C11	7	1133,0	1138,5	5,5	100	3,57	2,5	1,43	97,6	2,4
D11	8	1175,4	1184,0	8,6	100	3,33	3,59	0,93	100	0
D11	9	1184,0	1192,6	8,6	100	2,91	3,31	0,88	100	0

Weryfikację stref przeprowadzono przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji. Do tego celu zastosowano metodę QDA i naiwny klasyfikator bayesowski. Jako zbiór uczący wykorzystane zostały dane z poprzednich wierceń (zbiór S11), natomiast zbiór testowy stanowiły dane z poszczególnych marszy (otwór W-X/9). Test polegał na przypisaniu punktom pomiarowym klas (strefa), a następnie określeniu procenta poprawnie sklasyfikowanych prób. Wyniki klasyfikacji przedstawione są w tabeli 7.22 i 7.23 oraz załączniku nr 5.

Tab. 7.22. Zestawienie wyników klasyfikacji - metoda QDA.

Metoda QDA						
Strefa	Marsz	A	B	C	D	[%]
A11	1	27	1	7	0	77,1
B11	2	21	43	11	40	37,4
B11	3	5	18	1	0	75,0
B11	4	9	34	2	0	75,6
C11	5	3	0	43	0	93,5
C11	6	2	3	21	1	80,8
C11	7	5	10	79	2	82,3
D11	8	0	2	3	137	96,5
D11	9	1	16	1	160	89,9

Tab. 7.23. Zestawienie wyników klasyfikacji - metoda QDA.

Metoda naiwnego klasyfikatora bayesowskiego						
Strefa	Marsz	A	B	C	D	[%]
A11	1	30	2	0	0	93,8
B11	2	26	21	52	52	13,9
B11	3	3	17	4	0	70,8
B11	4	3	40	2	0	88,9
C11	5	3	1	42	0	91,3
C11	6	2	2	19	3	73,1
C11	7	10	0	85	1	88,5
D11	8	0	7	20	115	81,0
D11	9	0	43	1	134	75,3

Uzyskane wyniki potwierdzają przynależność danych marszy do założonych, na podstawie profili litologicznych i raportów wiertniczych, przypadków technologicznych. Ilość poprawnie sklasyfikowanych przypadków wynosi od 75,0 do 96,5 % w metodzie QDA oraz od 70,8 do 93,8 % przy zastosowaniu metody naiwnego klasyfikatora bayesowskiego. Jedynie w przypadku marszu nr 2 liczba poprawnie sklasyfikowanych danych jest znacznie niższa (37,4 % i 13,9 %). Wynika to z zaklinowania się rdzenia i jego niszczenia podczas rdzeniowania, w wyniku czego uzysk wyniósł 0 %. W przypadku tym wiercenie przebiega w inny sposób, który zafałszowuje wyniki i klasyfikuje punkty pomiarowe do innych stref.

Wyniki klasyfikacji są na porównywalnym poziomie jak w przypadku wcześniej przeprowadzonej weryfikacji przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji (rozdział

6.3.2.2). Porównanie zbioru uczącego (S11) ze zbiorem testowym, składającym się z całości danych z analizowanych marszy testowych, poprawnie klasyfikuje 79,4 % prób metodą QDA oraz 71,4%, metodą naiwnego klasyfikator bayesowskiego. Po usunięciu ze zbioru testowego marszu nr 2 o zerowym uzysku, wyniki klasyfikacji są lepsze i wynoszą odpowiednio 87,6 % (QDA) i 81,0 % (NB).

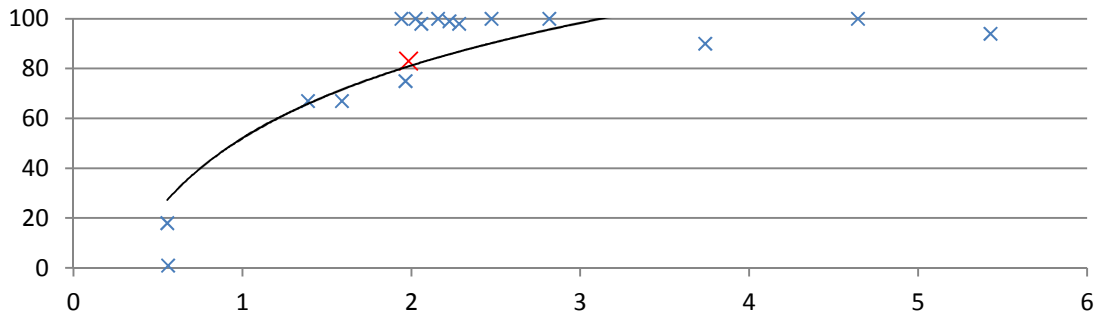
Porównanie teoretycznych wartości uzysku rdzenia (tab.7.21), określonych na podstawie modelu z ich rzeczywistymi wartościami, potwierdza skuteczność i użyteczność wyznaczonych równań funkcji uzysku rdzenia na obszarze synkliny grodzieckiej. Różnice wynoszą od 0 % do 15,8 %. Największa różnica występuje w przypadku marszu nr 2 o zerowym uzysku rdzenia. Według modelu uzysk powinien wynieść 15,8 %, a jego rzeczywista wartość (0 %) może być następstwem wysypania się mocno skruszonego rdzenia podczas operacji wyciągowych.

Po uzupełnieniu zbioru danych o wartości z marszy testowych, wyznaczone modele funkcji uzysku rdzenia nie różnią się istotnie od pierwotnych. W większości przypadków współczynnik R^2 wzrasta, co świadczy o lepszym dopasowaniu modelu. Porównanie pierwotnych postaci funkcji uzysku rdzenia z nowymi przedstawione jest w tab. 7.24. Rozmieszczenie punktów pomiarowych na układzie współrzędnych U–W modeli przedstawione jest na rysunkach 7.12 – 7.15.

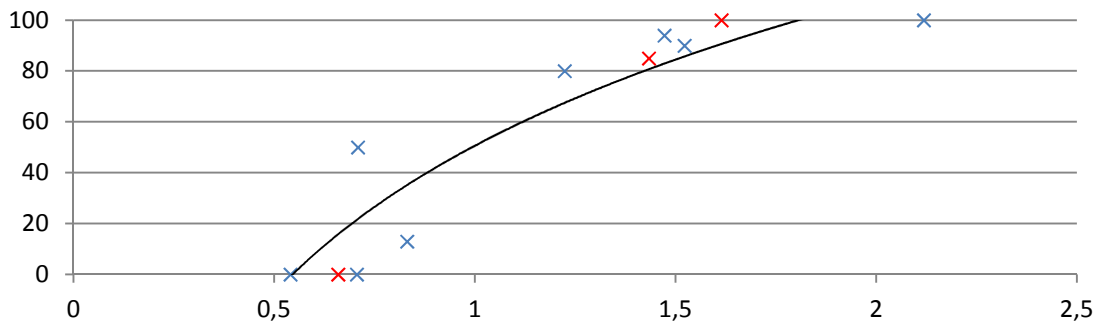
Tab. 7.24. Uaktualnione na podstawie testu modele funkcji uzysku rdzenia.

<i>PT</i>	<i>Równanie regresji</i>	<i>R²</i>
A11	$y=42,089 \ln(x)+52,044$	0,7217
A11*	$y=42,082 \ln(x)+52,173$	0,7215
B11	$y=83,565 \ln(x)+50,577$	0,8318
B11*	$y=87,722 \ln(x)+49,999$	0,8697
C11	$y=24,537 \ln(x)+88,859$	0,5701
C11*	$y=22,115 \ln(x)+88,073$	0,5690
D11	$y=-23,30 \ln(x)+100,1$	0,5966
D11*	$y=-23,07 \ln(x)+99,694$	0,6063

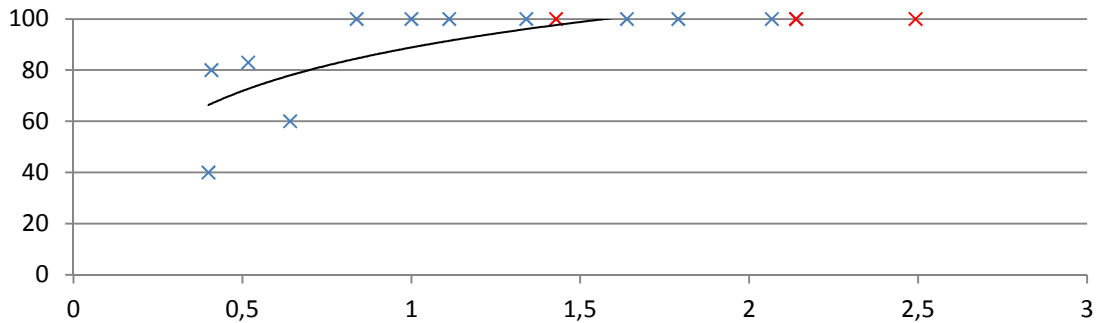
* po uwzględnieniu marszy z testu terenowego.



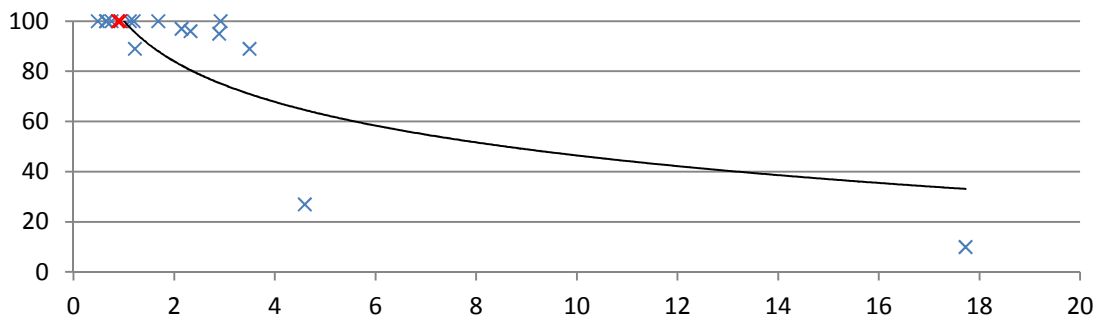
Rys. 7.12. Rozmieszczenie punktów pomiarowych z testu (czerwony znacznik) – A11.



Rys. 7.13. Rozmieszczenie punktów pomiarowych z testu (czerwony znacznik) – B11.



Rys. 7.14. Rozmieszczenie punktów pomiarowych z testu (czerwony znacznik) – C11.



Rys. 7.15. Rozmieszczenie punktów pomiarowych z testu (czerwony znacznik) – D11.

7.7. Podsumowanie optymalizacji procesu rdzeniowania w warunkach geologicznych synkliny grodzieckiej

Przeprowadzona analiza prac na obszarze synkliny grodzieckiej miała na celu ocenę obecnie stosowanej techniki i technologii wiercenia rdzeniowego. W czterech wyłonionych wcześniej strefach, uzyski rdzenia poniżej granicznej wartości 80% wystąpiły w 32 marszach na 128 wykonanych, co stanowi 25% ogółu. Najtrudniejsze warunki wystąpiły w strefie B, gdzie w 60% przypadków uzysk rdzenia było poniżej akceptowalnej przez inwestora granicy. Uzysk z całej strefy B wyniósł 57,4%.

Zdefiniowane kryterium zmniejszonego uzysku rdzenia opiera się na założeniu wpływu parametrów wiercenia na wartość uzysku rdzenia i dąży do jego maksymalizacji. Kryterium to spełnia zarówno warunki kryterium technicznego jakościowego, jak i ekonomicznego. Maksymalny uzysk zapewnia inwestorowi pełną informację geologiczną, natomiast wykonawcy lepszy wynik finansowy przedsięwzięcia.

Budowa matematycznego modelu funkcji uzysku rdzenia wymagała zdefiniowania parametrów procesu oraz zbadania ich wpływu na jego przebieg. Podobnie jak w przypadku weryfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia, należy rozpatrywać szczegółowe przypadki technologiczne uwzględniające zarówno typ stosowanego narzędzia wierzącego, jak i jego stopień zużycia. Wybór wielkości wejściowych uwzględnionych w modelu dokonany został poprzez analizę dostępnych danych technicznych i geologicznych. Z technicznego punktu widzenia istotny wpływ na uzysk mają czynniki mogące powodować mechaniczne i erozyjne niszczenie rdzenia podczas wiercenia. Analiza wpływu poszczególnych parametrów nie wykazała ich bezpośredniego wpływu na uzysk rdzenia we wszystkich przypadkach technologicznych. Wynika to z złożoności procesu rdzeniowania, który jest zależny od wielu wzajemnie ze sobą powiązanych czynników.

Zmniejszone uzyski rdzenia są efektem mechanicznego lub erozyjnego niszczenia rdzenia, rzadziej wysypywania się materiału skalnego z aparatu podczas operacji dźwigowych. Zjawiska te często mają charakter losowy, trudny do przewidzenia i nie zależą bezpośrednio od zadanych wielkości wejściowych. Dlatego też przeanalizowane modele matematyczne oparte były na detekcji zjawisk niszczenia rdzenia podczas wiercenia poprzez obserwację wpływu wielkości wejściowych (sterowanych) na wynikające z nich wielkości wyjściowe. Najlepszym wskaźnikiem niszczenia rdzenia okazał się iloraz chwilowej prędkości wiercenia i nacisku osiowego na narzędzie. W przypadku zaklinowania się rdzenia część nacisku osiowego przenoszona jest na niego. Wówczas rzeczywisty nacisk na narzędzie jest mniejszy od wskazania ciężarowskazu na powierzchni, podobnie jak wynikająca bezpośrednio z niego mechaniczna prędkość wiercenia. Zaproponowany wskaźnik klinowania pośrednio wyraża siłę oporów wejścia rdzenia do aparatu. W przypadku, gdy jest ona większa od wytrzymałości skały, jest ona niszczone i wypłukiwana, a uzysk rdzenia zmniejszony.

Wyznaczony metodą analizy regresji model matematyczny uzysku rdzenia jest funkcją logarytmiczną osiągającą ekstremum w punkcie $\langle 100, W_{100} \rangle$. Mimo wyznaczenia wartości optymalnych parametrów procesu, charakteryzujących wiercenie bez klinowania, praktyczniejsze jest posługiwanie się przedziałami optymalnymi wartości wskaźnika klinowania z zakresu $\langle W_{80}, W_{100} \rangle$. Wynika to z losowości zjawiska klinowania, charakterystyki kinematycznej urządzeń wiertniczych, sposobu sterowania, zakładanej jednorodności górotworu oraz warunków kontraktu, według którego akceptowalny przez inwestora uzysk wynosi powyżej 80%.

Weryfikacja modelu matematycznego metodą testów statystycznych wartości średniej $W_{80-100\%}$ potwierdziła poprawność zaproponowanej metodyki. Wartości średnie oraz przedziały wartości wskaźnika klinowania W z testów statystycznych pokrywają się z przedziałami optymalnymi wyznaczonymi na podstawie funkcji uzysku rdzenia.

Przeprowadzony test modelu funkcji uzysku rdzenia podczas wiercenia otworu W-X/9 potwierdził poprawność metodyki zarówno identyfikacji stref, jak i sterowania procesem. W wyniku klasyfikacji potwierdzona została przynależność danych marszy do założonych na podstawie profili litologicznych i raportów wiertniczych przypadków technologicznych. Ilość poprawnie sklasyfikowanych punktów pomiarowych wyniosła od 75,0 do 96,5 % w metodzie QDA oraz od 70,8 do 93,8 % przy zastosowaniu metody naiwnego klasyfikatora bayesowskiego. Teoretyczne wartości uzysku rdzenia określone na podstawie modelu są zbliżone do wartości rzeczywistych. Po aktualizacji modeli ich współczynniki nie zmieniają się w sposób istotny, a wartość współczynnika R^2 wzrasta w 3 na 4 analizowane przypadki. Świadczy to o jakości modelu i jego użyteczności.

Opracowane modele funkcji uzysku rdzenia są modelami otwartymi, będącymi w fazie budowy i udoskonalania. Ze względu na ilość i zakres danych nie wszystkie przypadki technologiczne można było zoptymalizować. W miarę gromadzenia danych będą one uzupełniane.

8. Model decyzyjny uwzględniający kryterium maksymalnego uzysku rdzenia

Optymalizacja procesu wiercenia na obszarze synkliny grodzieckiej miała na celu wyznaczenie optymalnych parametrów procesu oraz udoskonalenie obecnie stosowanej technologii. Celem była maksymalizacja uzysku rdzenia. W wyniku procesu identyfikacji i optymalizacji, zdefiniowany został wskaźnik klinowania, będący wyznacznikiem niszczenia rdzenia podczas wiercenia. Kontrola jego wartości pozwala na wykrycie i szybką reakcję na mechaniczne niszczenie próbki skalnej. Oprócz technologii prowadzonych prac ważny jest również wykorzystywany sprzęt, jego stan techniczny, organizacja prac oraz kwalifikacje i doświadczenie osób kierującymi pracami.

W rozdziale tym przedstawiona jest koncepcja sterowania z uwzględnieniem opracowanego kryterium maksymalnego uzysku rdzenia. Stworzony model decyzyjny oparty jest na analizie dokumentacji prac wykonanych w latach 2011 – 2012 oraz dostępnej wiedzy zarówno teoretycznej, jak i praktycznej. Uwzględnia on również wyniki przeprowadzonej identyfikacji i optymalizacji.

8.1. Koncepcja sterowania procesem rdzeniowania – model decyzyjny

Metodyka sterowania procesem wiercenia rdzeniowego na obszarze synkliny grodzieckiej ma na celu poprawę osiągniętych wyników prac poprzez maksymalizację uzysków rdzenia. Koncepcja sterowania oparta jest na wykrywaniu objawów niszczenia rdzenia poprzez kontrolę relacji *chwilowa prędkość wiercenia – nacisk osiowy na narzędzie* oraz prawidłowej reakcji na aktualnie panujące warunki w otworze.

Opracowany model funkcji uzysku rdzenia pozwala na szybką reakcję na zaklinowanie się rdzenia, ograniczając w ten sposób ryzyko jego zniszczenia. Prawidłowy przebieg proces rdzeniowania charakteryzowany jest poprzez pewną graniczną wartość wskaźnika klinowania, a każde odstępstwo od tej wartości z dużym prawdopodobieństwem świadczy o niszczeniu rdzenia. Należy wówczas zaprzestać rdzeniowania, wyciągnąć aparat rdzeniowy na powierzchnię i po wybiciu rdzenia rozpocząć nowy marsz. Graniczne wartości współczynników klinowania są indywidualnie określone dla każdego przypadku technologicznego. Uwzględnienie typu narzędzia i stopnia jego zużycia wynika z wykorzystania chwilowej prędkości wiercenia, która zależy od konstrukcji i stanu technicznego koronki rdzeniowej.

Opracowana metoda sterowania procesem jest zadaniem wieloetapowym i przebiega według schematu, tzw. modelu decyzyjnego (rys. 8.1). Powstał on na podstawie analizy prowadzonych prac, optymalizacji procesu według kryterium maksymalnego uzysku rdzenia oraz analizy literatury branżowej, instrukcji oraz własnych doświadczeń zawodowych nabytych podczas nadzorowania prac wiertniczych na obszarze synkliny grodzieckiej. Idea opracowania modelu decyzyjnego miała na celu ułatwienie planowania i kontroli procesu rdzeniowania, zarówno w fazie projektowej, jak i produkcyjnej bezpośrednio w trakcie rdzeniowania. Zaproponowany model decyzyjny uwzględnia przygotowanie sprzętu do prac oraz wyniki optymalizacji procesu według kryterium maksymalizującego uzysk rdzenia.

[Schemat blokowy]

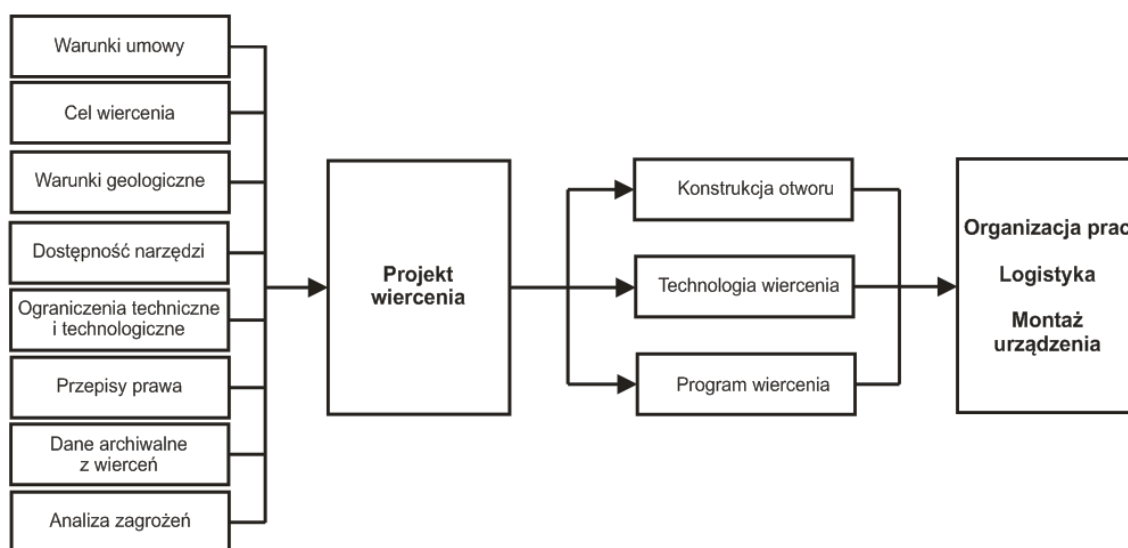
[Schemat blokowy]

8.2. Etap projektowo – organizacyjny.

Pierwszym a zarazem najważniejszym etapem realizacji prac jest przygotowanie projektu technicznego wiercenia (rys. 8.2). Polega on na analizie dostępnych materiałów, bazuje na wiedzy i doświadczeniu kadry oraz wymaga znajomości przepisów obowiązującego prawa.

Wykonanie projektu wiercenia wymaga:

- 1) Analizy warunków kontraktu (umowy).
- 2) Analizy danych geologicznych.
- 3) Analizy dostępnych danych archiwalnych z wierceń w regionie.
- 4) Analizy zagrożeń naturalnych i technicznych.
- 5) Analizy dostępności sprzętu, możliwości jego zastosowania.
- 6) Oszacowania kosztów.
- 7) Określenia ograniczeń wynikających z techniki i technologii oraz warunków geologicznych i obowiązujących przepisów prawa.



Rys. 8.2. Schemat etapu projektowo - organizacyjnego.

W wyniku analizy dostępnych danych projektowane są: konstrukcja otworu oraz technologia i program wiercenia. Szczególnie istotna jest analiza warunków geologicznych. Umożliwia ona ustalenie głębokości posadowienia rur okładzinowych, dobór narzędzi oraz przewidzenie zagrożeń i ewentualnych komplikacji. Kolejnym krokiem jest organizacja prac. Wymaga ona współpracy wielu osób i działów ruchu,

począwszy od kierownika projektu, poprzez logistykę, działy mechaniczne i serwisy, a skończywszy na osobach bezpośrednio prowadzących prace na wiertni. Tylko dobra organizacja, dostępność odpowiedniego sprzętu oraz dobór odpowiednio wykwalifikowanej kadry umożliwią efektywną realizację procesu.

8.2.1. Zagrożenia naturalne i techniczne

Przed przystąpieniem do pracy należy przeanalizować możliwe zagrożenia naturalne i techniczne związane z realizacją projektu. Głównymi zagrożeniami mogącymi wystąpić podczas wiercenia w ramach poszukiwania i rozpoznawania złóż miedzi na obszarze synkliny grodzieckiej są:

- 1) Zaniki płuczki wiertniczej.
- 2) Przechwycenia przewodu wiertniczego.
- 3) Uszkodzenie sprzętu.
- 4) Zagrożenie erupcyjne.

Głównymi zagrożeniami napotkanymi podczas prac były zaniki płuczki wiertniczej. Przepływ płynu z otworu do górotworu nie tylko podnosi koszt wiercenia, ale również stwarza realne zagrożenia. Następstwem obniżenia poziom płynu w otworze jest zmniejszone ciśnienie hydrostatyczne, które może zaburzyć równowagę w otworze i doprowadzić do przyływu płynu złożowego. W kilku przypadkach prowadzono wiercenie bez cyrkulacji na powierzchni. Wówczas zwierciny nie są wynoszone, a ich duże nagromadzenie w otworze może być przyczyną przechwycenia przewodu wiertniczego, potęgować efekt tłokowania podczas wyciągania zestawu oraz prowadzić do zatykania dysz i aparatu rdzeniowego podczas jego zapuszczania. W przypadku katastrofalnych ucieczek i słabo skonsolidowanych formacji może dojść do sypania fragmentów skały ze ścian lub zawalenia się otworu.

Dobór metody likwidacji zaników płuczki wiertniczej zależy od warunków geologicznych, stanu technicznego otworu oraz dostępności sprzętu i materiałów. Pierwszą i najprostszą metodą likwidacji zaników płuczki jest redukcja ciśnienia hydrostatycznego w otworze poprzez zmniejszenie gęstości płuczki wiertniczej. Jest to metoda skuteczna w przypadku małych zaników w formacjach chłonnych, niespękanych. Minimalna gęstość płuczki wiertniczej ograniczona jest warunkiem równowagi ciśnień w otworze. Kolejną metodą jest wtłoczenie partii płuczki z blokatores, tzw. pasty, która ma za zadanie zatkanie szczelin i porów, uniemożliwiając migrację płynów. Po wtłoczeniu pasty do otworu należy podciągnąć zestaw do buta rur okładzinowych i odczekać ok 30 min. Czas ten pozwala na migrację blokatora do górotworu, jego

spęczniecie i zablokowanie drogi przepływu. W celu ułatwienia migracji blokatora do formacji chłonnej można zamknąć otwór i wywrzeć niewielkie ciśnienie pod głowicą przeciwerupcyjną. Przy czym należy uważać, aby nie przekroczyć dopuszczalnego ciśnienia szczelinowania. W przypadku, gdy lustro płynu stabilizuje się na pewnym poziomie pod powierzchnią terenu, należy w miarę możliwości zatłaczać otwór. Wywierane jest wówczas większe ciśnienie hydrostatyczne i większa partia blokatora może zostać wtłoczona w górotwór. Granulację i rodzaj blokatora należy dobierać indywidualnie do panujących warunków w otworze i geometrii przewodu. Jeżeli żadne z opisanych metod nie przynoszą pożądanych rezultatów należy wykonać korek cementowy. Stosując się wówczas zaczyn cementowy o przyspieszonym czasie wiązania z dodatkiem materiałów pęczniących. W wielu przypadkach całkowita likwidacja zaniku płuczki nie jest możliwa lub jest zbyt kosztowna, należy wówczas przeanalizować możliwość wiercenia z zanikiem płuczki. W kilku przypadkach na terenie prowadzonych prac napotkano na systemy spękań i kanałów krasowych, niemożliwych do zatkania. Kontynuowano wówczas rdzeniowanie bez cyrkulacji na powierzchnię, przy czym starano się ograniczyć czas wiercenia do minimum.

Przechwycenie przewodu wiertniczego w otworze może mieć wiele przyczyn. Najczęstszą przyczyną geologiczną jest pęcznienie iłów, płynięcie soli lub sypanie ze ścian otworu. Z technicznego punktu widzenia może być ono następstwem niedostatecznego wynoszenia zwiercin z otworu, różnicy ciśnień hydrostatycznego i złożowego (przyklejanie się obciążników) lub konstrukcji otworu (zmiany kąta). Podczas prac na obszarze synkliny grodzieckiej nie zanotowano komplikacji związanych z przechwyceniem przewodu wiertniczego w otworze. Niemniej jednak należy zwracać uwagę na efektywne oczyszczanie dna otworu, skład i parametry płuczki wiertniczej podczas przewiercania pakietów iłów oraz przerabiać przewężone odcinki przy pomocy stołu wiertniczego.

Podczas braku uwagi i nieodpowiedniej technologii wiercenia może dojść do uszkodzenia sprzętu i pozostawienie go w otworze. Konieczne są wówczas skomplikowane i czasochłonne prace instrumentacyjne. Zagrożenie to można zminimalizować poprzez rzetelny przegląd stosowanego sprzętu, jego odpowiedni dobór do panujących warunków oraz nadzór nad procesem wiercenia.

Otwory na analizowanym obszarze zaliczone zostały do klasy B zagrożenia erupcyjnego, bez zagrożenia siarkowodorowego. Mimo że, prawdopodobieństwo przypiływu płynu złożowego do otworu jest bardzo małe, należy przestrzegać podstawowych zasad profilaktyki przeciwerupcyjnej.

8.2.2. Dobór sprzętu wiertniczego

Projektując zestaw przewodu wiertniczego należy uwzględnić warunki geologiczne oraz dostępność sprzętu, jego parametry pracy oraz możliwość zapewnienia części zapasowych. W skład zestawu do konwencjonalnego wiercenia rdzeniowego, stosowanego podczas realizacji prac dla KGHM Polska Miedź S.A., wchodzi: rury płuczkowe, rury manipulacyjne, łączniki przejściowe, obciążniki, aparat rdzeniowy z łącznikiem bezpieczeństwa oraz koronka rdzeniowa.

Dobór rur płuczkowych uzależniony jest od średnicy otworu, wagi zestawu oraz warunków otworowych. Standardowy zestaw do wiercenia narzędziami o średnicy 149 mm składał się z rur płuczkowych 3 1/2" G-105. Długość obciążników dobiera się pod kątem nacisku osiowego i sztywności zestawu.

Projektując zestaw do wiercenia należy przeanalizować średnice wewnętrzne jego poszczególnych elementów. Stosowane aparaty rdzeniowe wymagają zmiany przepływu płuczki poprzez wrzucenie kuli. Dlatego też należy usunąć z zestawu wszelkiego rodzaju elementy zmniejszające przelot wewnętrzny, zawory zwrotne, gniazda inklinometrów oraz przesablonać przewód i obciążniki przed ich skruceniem. Koronki rdzeniowe dobierane są do formacji, która będzie przewiercana.

8.2.3. Przegląd sprzętu wiertniczego.

Jednym z głównych czynników zapewniających dobre wyniki prowadzonych prac jest sprzęt wiertniczy. Obok konstrukcji aparatu rdzeniowego i narzędzi wierzących równie ważny jest ich stan techniczny. Tylko odpowiednio konserwowany, remontowany i sprawny sprzęt umożliwia bezawaryjne i efektywne wiercenie rdzeniowe. Niesprawne i wyeksploatowane podzespoły zwiększają ryzyko komplikacji i awarii wiertniczej oraz wpływają niekorzystnie na osiągnięte uzyski rdzeni. Dlatego też należy poważnie i profesjonalnie podchodzić do przeglądów i konserwacji używanego sprzętu, zarówno w fazie przygotowań do projektu (w warsztacie), jak i bezpośrednio przed każdorazowym użyciem danego sprzętu na wiertni. Dotyczy to zarówno aparatu rdzeniowego, jaki i wszelkiego rodzaju narzędzi i urządzeń pomocniczych.

Przeglądy sprzętu wiertniczego prowadzone są zgodnie z instrukcjami producentów oraz wewnętrznymi uregulowaniami firm świadczących usługi z zakresu wynajmu sprzętu i wierceń rdzeniowych. Wyróżnić można dwa typy przeglądów:

1. Przegląd warsztatowy, przeprowadzany przez wyspecjalizowane jednostki.
2. Przegląd na wiertni, przeprowadzany przez odpowiednio przeszkolone i doświadczone osoby (serwisanci, specjaliści, kierownicy wiertni, osoby dozoru).

Przegląd warsztatowy przeprowadza się w następujących przypadkach:

- przed wysłaniem fabrycznie nowego aparatu rdzeniowego na wiertnię;
- po przepracowaniu przez aparat określonej liczby godzin (zazwyczaj ok 500 godz)
- po stwierdzeniu uszkodzeń i usterek uniemożliwiających prawidłowe działanie aparatu (np. uszkodzenie gwintu).

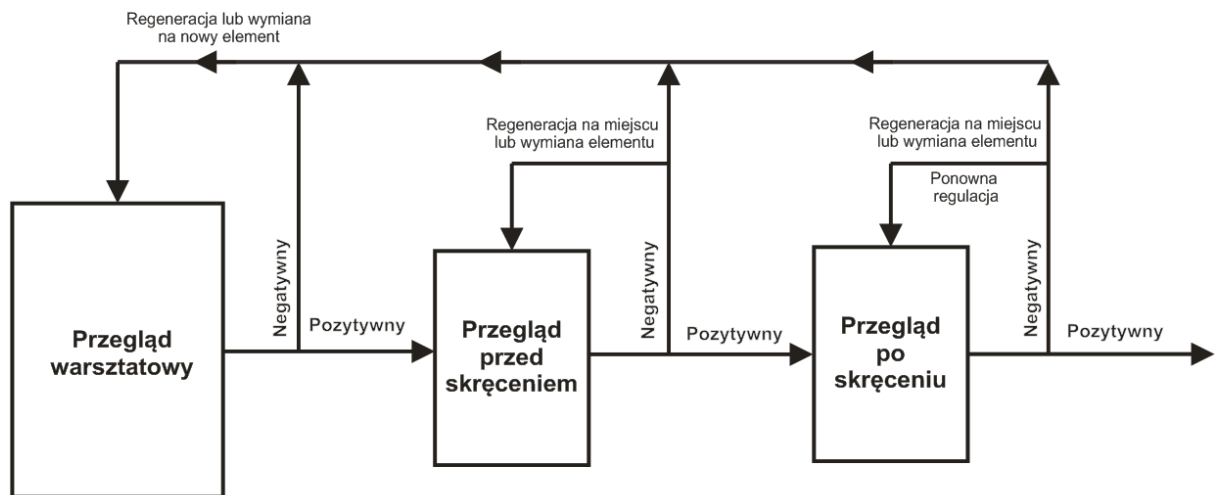
Przegląd ten polega na rozkręceniu aparatu, wyczyszczeniu i przeglądnięciu poszczególnych elementów. Wymienia się części wyeksploatowane, uszkodzone i silnie skorodowane. Połączenia gwintowe poddawane są kontroli wizualnej i badaniom defektoskopowym. Rury zewnętrzne sprawdza się pod względem prostoliniowości i powierzchniowych uszkodzeń. Sprawdzana jest również średnica i stan techniczny stabilizatorów. Po zakończeniu inspekcji, elementy tego wymagające są smarowane, docina się połączenia z odpowiednim momentem, konserwuje gwinty, zakłada ochroniacze oraz maluje korpus. Każdy przegląd odnotowuje się na karcie przeglądów oraz pracy aparatu rdzeniowego.

Przegląd na wiertni przeprowadzany jest zarówno przed zapuszczeniem dostarczonego z warsztatu lub magazynu aparatu rdzeniowego, jaki i po każdorazowym jego użyciu. Ma on na celu wyeliminowanie ewentualnych usterek powstałych podczas transportu oraz wyregulowanie sprzętu.

Optymalizacja procesu rdzeniowania ma sens jedynie w przypadku stosowania sprawnego sprzętu wiertniczego. Samo zastosowanie optymalnych parametrów technologii wiercenia nie zagwarantuje dobrych wyników w przypadku, gdy któryś z elementów narzędzi jest niesprawny. Potwierdzenie tej tezy miało wielokrotnie miejsce w praktyce zawodowej, gdzie jeden niesprawny element niweczył trud wielu godzin pracy, zwłaszcza podczas operacji rekonstrukcyjnych, gdzie używa się wielu skomplikowanych narzędzi. Dlatego też opracowany model decyzyjny uwzględnia przegląd narzędzi i aparatu rdzeniowego.

Metodyka przeglądu została opracowana na podstawie własnych doświadczeń zawodowych, uwzględniając kluczowe elementy oraz najczęściej popełniane błędy, mogące wpływać na osiągnięte wyniki. Procedura ta zawiera opis obszarów, na które należy zwrócić uwagę. Szczegółowe wytyczne odnośnie sposobu przeglądu i skręcania aparatu rdzeniowego zawierają instrukcje zatwierdzone przez Kierownika Ruchu Zakładu.

Zgodnie z modelem decyzyjnym przegląd na wiertni przebiega w dwóch etapach (rys. 8.3.). Pierwszy etap obejmuje kontrolę sprzętu po dostarczeniu go na teren prac, a przed skręceniem aparatu rdzeniowego. Drugi etap przeprowadzany jest po skompletowaniu i skręceniu aparatu i koronki.



Rys. 8.3. Schemat procesu przeglądu sprzętu do rdzeniowania.

I etap: Przegląd przed skręceniem zastawu:

1. Kontrola dokumentacji techniczno - ruchowej aparatu rdzeniowego:
 - a) karta przeglądów warsztatowych;
 - b) karta pracy aparatu rdzeniowego;
 - c) instrukcja obsługi z wymiarami poszczególnych elementów.

2. Stan techniczny koronki:
 - a) rodzaj i stan techniczny połączenia gwintowego;
 - b) stan ostrzy skrawających i średnica koronki;
 - c) drożność i średnica kanałów płuczkowych;
 - d) czystość wargi ochronnej (w przypadku koronek low - invasion).

3. Stan techniczny urywaka rdzenia:
 - a) sprężystość;
 - b) średnica;
 - c) kompatybilność z kadłubem urywaka;
 - d) napawania wewnętrzne;

4. Stan techniczny aparatu rdzeniowego
 - a) stan techniczny połączeń gwintowych;
 - b) stan łożyska kulowego, luz poosiowy łożyska;
 - c) stan rury wewnętrznej (brak pęknięć, wybrzuszeń, przetarć);
 - d) stan łącznika bezpieczeństwa, przesmarować;
 - e) kontrola średnicy zewnętrznej stabilizatorów.

5. Stan techniczny i kompletność osprzętu dodatkowego (narzędzia ręczne do skręcania/ rozkręcania aparatu, narzędzia do wybijania rdzenia z rury wewnętrznej, kliny, elewatory, ściski bezpieczeństwa, klucze maszynowe, klucze łańcuskowe itp.).

Zaraz po dostarczeniu sprzętu na teren wiertni należy przeglądnąć karty pracy i karty przeglądu aparatu rdzeniowego. Ma to na celu upewnienie się, że otrzymany sprzęt jest przygotowany do pracy, został sprawdzony i jest sprawny technicznie. Dokumentacja techniczno - ruchowa zawierająca szczegółowy opis i wymiary poszczególnych elementów, pozwala na skompletowanie pozostałych elementów zestawu.

Pierwszym krokiem przeglądu sprzętu do rdzeniowania, przed jego skręceniem, jest ocena stanu technicznego narzędzia wierzącego. Należy sprawdzić kompatybilność gwintu koronki z gwintem aparatu rdzeniowego. Skręcenie ze sobą dwóch różnych gwintów może spowodować uszkodzenie zarówno koronki jak i rdzeniówki. Ważna jest również czystość i stan techniczny gwintu. Zanieczyszczenia, ubytki lub odkształcenia mogą spowodować zapieczenie połączenia lub uszkodzenie nitki gwintu.

Następnie należy sprawdzić stan ostrzy skrawających oraz zmierzyć średnice zewnętrzną narzędzia. Zbyt duże zużycie i ubytki cuttersów nie pozwolą na osiągnięcie satysfakcjonujących wyników wiercenia. Zmniejszona średnica zewnętrzna narzędzia również wpływa niekorzystnie na proces wiercenia i stan techniczny otworu. Występuje wówczas wieszanie się zestawu na stabilizatorach aparatu rdzeniowego. Duża różnica średnic uniemożliwia rdzeniowanie, gdyż nacisk nie jest przenoszony na koronkę tylko na stabilizatory, które ze względu na swoją konstrukcję nie są w stanie przecisnąć się przez zwężenie. W przypadku zapuszczenia w kolejnym marszu narzędzia o średnicy nominalnej, konieczne będzie poszerzenie wcześniej odwierconego odcinka otworu, co może spowodować kolejne komplikacje związane z nadmiernym i nierównomiernym zużyciem nowego narzędzia na powierzchni bocznej oraz niebezpieczeństwo zatkania aparatu rdzeniowego. Przerabianie (poszerzanie) aparatem rdzeniowym dłuższych odcinków nie jest zalecane przez specjalistów. Należy wówczas zmienić zestaw i wykonać dodatkowy marsz świdrem, co wydłuża prace i podnosi ich koszt.

Oprócz zewnętrznych oględzin narzędzia wierzącego należy sprawdzić drożność kanałów płuczkowych oraz zmierzyć ich średnicę wewnętrzną. Zatkane kanały wpływają niekorzystnie na efektywność oczyszczania dna otworu ze zwiercin oraz zwiększają ciśnienie przepływu płuczki wokół rdzenia, co może powodować jego erozyjne niszczenie. Sprawdzić należy również czy wargę ochronną koronki typu low invasion nie jest zanieczyszczona.

Dobry stan techniczny urywaka umożliwi skuteczne urwanie i zabezpieczenie rdzenia w aparacie rdzeniowym. Urywak rdzenia powinien sprężynować, tzn. po ściśnięciu lub rozciągnięciu powinien on powrócić do stanu pierwotnego. Wewnętrzne napawanie zwiększające siłę tarcia nie może być wytarte lub zanieczyszczone, a szczelina w ciele urywaka powinna wynosić 5 - 6 mm. Urywak powinien się łatwo przesuwąć w kadłubie, ale nie może z niego wypadać.

Przed przystąpieniem do skręcania aparatu rdzeniowego należy dokonać również wizualnej inspekcji połączeń gwintowych. Szczególną uwagę należy zwrócić na kształt, uszkodzenia, podplukania oraz zanieczyszczenia gwintów. Luz poosiowy łożyska nie powinien przekraczać 6 mm, a rura wewnętrzna powinna się obracać bez oporu.

Rura wewnętrzna nie może posiadać wgnieceń zmniejszających jej średnicę wewnętrzną oraz wybrzuszeń i przetarć zmniejszających wytrzymałość. Ważne jest również aby jej przekrój poprzeczny stanowił okrąg, a przelot wewnętrzny nie był niczym ograniczony. Inspekcja stanu technicznego rury wewnętrznej powinna być przeprowadzona szczególnie uważnie w przypadku jej wielokrotnego wykorzystywania.

W łączniku bezpieczeństwa należy sprawdzić stan dolnego i górnego o - ring'a oraz przesmarować zespół regulacyjny dystansu aparatu rdzeniowego. W tym celu należy wykręcić wał do końca gwintu w czopie łącznika bezpieczeństwa, odkręcić sześciokątną śrubę zabezpieczającą i poprzez smarowniczkę wtłoczyć smar.

Kompletowanie zarówno jedno jak i dwusekcyjnego aparatu rdzeniowego należy przeprowadzać zgodnie z instrukcją producenta i wewnętrznymi procedurami. Podczas operacji wciągania do szybu elementów aparatu rdzeniowego należy stosować ochraniacze gwintu. Poszczególne elementy zespołu rury wewnętrznej skręcane są za pomocą kluczy łańcuskowych z siłą uniemożliwiającą ich samoczynne rozkręcenie podczas pracy. Połączenia rury zewnętrznej należy skręcić i dociąć z odpowiednim momentem przy pomocy kluczy maszynowych, zwracając uwagę na miejsce ich zapięcia aby nie uszkodzić muf połączeń. Podczas skręcania zespołu rury wewnętrznej oraz ewentualnej wymiany łożyska otwór, należy zabezpieczyć przed wpadnięciem do niego narzędzi lub innych metalowych części rdzeniówki.

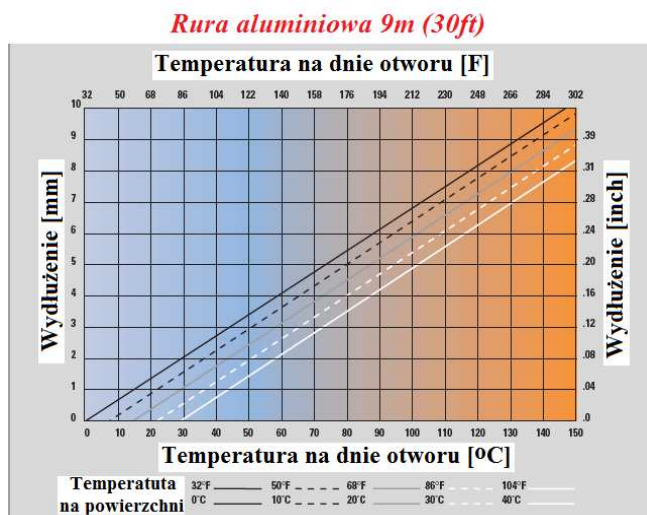
Po skręceniu aparatu rdzeniowego należy przeprowadzić drugi etap kontroli, obejmujący jego regulację oraz sprawdzić prawidłowości skręcenia poszczególnych elementów.

Etap II: Przegląd po skręceniu aparatu rdzeniowego

1. Przegląd gniazda kuli.
2. Regulacja aparatu rdzeniowego - ustawienie dystansu pomiędzy kadłubem urywaka rdzenia, a wargą ochronną wewnątrz koronki rdzeniowej.
3. Przegląd łożyska (obracania się rury wewnętrznej).
4. Przegląd docięcia połączeń gwintowych rury wewnętrznej i stabilizatorów.

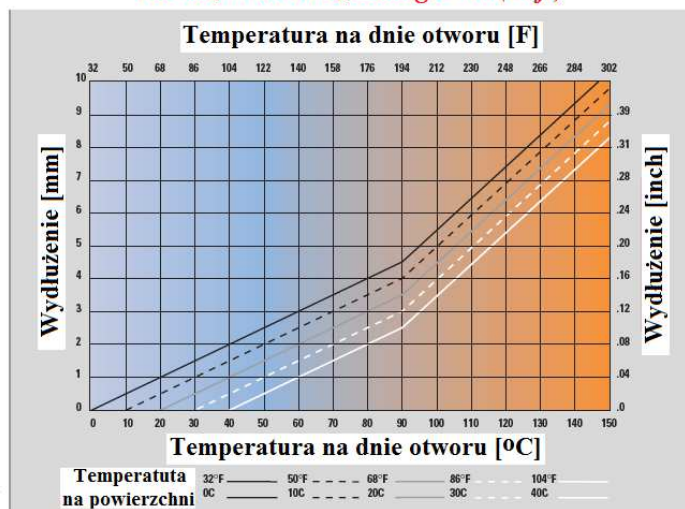
Podczas skręcania rdzeniówki należy upewnić się, że w gnieździe nie znajduje się kula zmieniająca drogę przepływu płuczki wiertniczej.

Wzajemne położenie rury wewnętrznej i koronki rdzeniowej jest bardzo ważne dla prawidłowej pracy aparatu rdzeniowego. Właściwa odległość decyduje o tym, czy w trakcie wiercenia rura wewnętrzna (z założenia nieruchoma względem rdzenia i rury zewnętrznej) obraca się wraz z całym aparatem, czy pozostaje nieruchoma, umożliwiając swobodne rdzeniowanie i zapewniając większą ochronę rdzenia. W przypadku stosowania rur wewnętrznych, wykonanych z aluminium lub włókna szklanego, dodatkowo przy ustawianiu dystansu należy uwzględnić rozszerzalność cieplną materiału. Wartość jaką należy dodać do dystansu podstawowego (wynoszącego 6 mm) można wyliczyć z prostej zależności matematycznej. Zależy ona od współczynnika rozszerzalności cieplnej materiału oraz różnicy temperatury panującej na dnie otworu i na powierzchni. W praktyce wyznacza się ją z ogólnodostępnych diagramów (rys. 8.4 i 8.5), charakteryzujących właściwościami danego materiału.



Rys.8.4. Diagram do wyznaczania dodatkowego dystansu pomiędzy korpusem koronki, a kadłubem urywaka ze względu na temperaturę dla rur aluminiowych. [44]

Rura z włókna szklanego 9m (30ft)



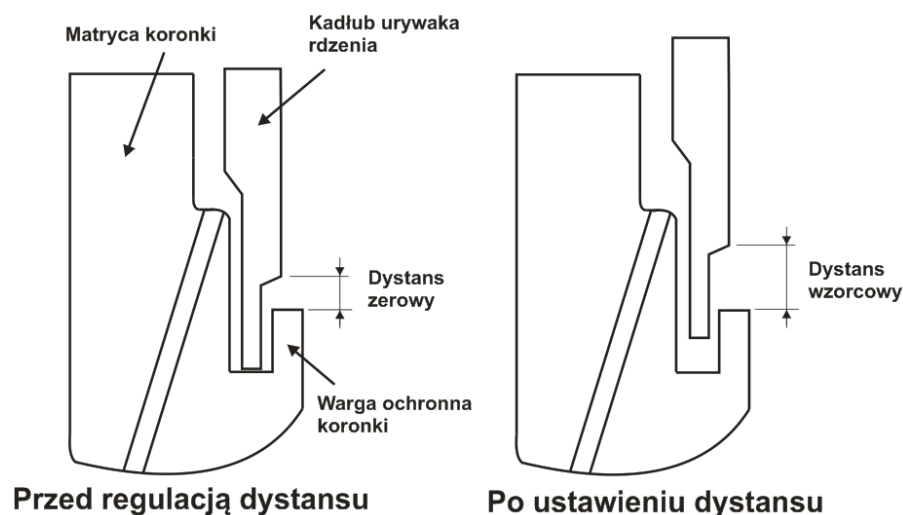
Rys.8.5. Diagram do wyznaczania dodatkowego dystansu pomiędzy korpusem koronki, a kadłubem urywaka ze względu na temperaturę dla rur z włókna szklanego. [44]

Należy zwrócić uwagę na to, iż wartości odczytane z diagramów dotyczą jednej sekcji (30ft) i w przypadku stosowania aparatu wielosekcyjnego wartość tę należy zwielokrotnić w zależności od ilości stosowanych sekcji. Uwzględniając właściwości materiału z jakiego wykonana jest rura wewnętrzna dystans całkowity wynosi:

$$\text{DYSTANS CAŁKOWITY} = \text{DYSTANS PODSTAWOWY} + \text{WYDŁUŻENIE TERMICZNE}$$

Prawidłowa regulacja położenia rury wewnętrznej (dystansu), polega na wyciągnięciu wkładki blokującej z mufy łącznika bezpieczeństwa, włożeniu klucza w wycięcie wału regulacyjnego i dokręceniu go (w prawo), aż korpus urywaka rdzenia dotknie koronki (dystans = 0mm). Następnie należy wykonać ilość obrotów w lewo aby dystans wyniósł żadaną wartość. Jeden obrót to podniesienie zespołu rury wewnętrznej o 2,5 mm. Dokładność nastawy wynosi 0,65 mm, co odpowiada 1/4 obrotu klucza. Procedura ta dotyczy obecnie stosowanych aparatów rdzeniowych z regulowaną głowicą łącznika bezpieczeństwa. W przypadku zastosowania innych aparatów należy postępować zgodnie z instrukcją producenta.

Dodatkową, niestandardową metodą sprawdzenia dystansu, zwłaszcza podczas przeglądu przed ponownym zapuszczeniem aparatu rdzeniowego do otworu jest metoda "odcisku"(rys 8.6). Jest to metoda umożliwiająca bardzo szybkie sprawdzenie czy dystans uległ zmianie podczas poprzedniego marszu oraz sprawdzenie skuteczności jego regulacji. Przed skręceniem aparatu rdzeniowego wkłada się kadłub urywaka rdzenia w korpus koronki rdzeniowej, a następnie wykonuje się odcisk zagłębienia w powierzchni wewnętrznej na styku kadłuba urywaka i wargi ochronnej (najczęściej przy pomocy plasteliny).



Rys. 8.6. Sprawdzanie dystansu metodą "odcisku".

Jest to dystans "zerowy" przy którym korpus kadłuba urywka rdzenia opiera się o koronkę. Po skręceniu aparatu rdzeniowego i regulacji dystansu należy ponownie wykonać odcisk i porównać go z odciskiem "zerowym". Powinien on być dłuższy o wartość dystansu, którą można wyliczyć, znając głębokość wargi ochronnej koronki rdzeniowej i długość końcówki kadłuba urywka. Jeśli dystans został wyregulowany prawidłowo, to należy przyjąć długość odcisku jako wartość wzorcową. Przed każdym zapuszczeniem aparatu rdzeniowego do otworu należy zrobić odcisk i porównywać go z wartością odcisku wzorcowego. Jeżeli będą się one różniły należy znaleźć przyczynę rozregulowania aparatu rdzeniowego i ponownie ustawić dystans.

Po wyregulowaniu aparatu rdzeniowego należy sprawdzić czy w rurze wewnętrznej został umieszczony korek kontrolny oraz skontrolować pracę łożyska poprzez obrót zespołu rury wewnętrznej. Brak ruchu może wynikać ze złego ustawienia dystansu, uszkodzenia łożyska lub zanieczyszczeń w przestrzeni rura zewnętrzna - rura wewnętrzna.

Przed zapuszczeniem do otworu aparatu rdzeniowego należy sprawdzić stan połączeń gwintowych. Szczególną uwagę należy zwrócić na docięcie poszczególnych połączeń z odpowiednim momentem (zwłaszcza łącznika bezpieczeństwa) oraz dokonać wizualnych oględzin rury zewnętrznej i stabilizatorów. Podczas skręcania pasów obciążników i przewodu wiertniczego nie można używać stołu wiertniczego. Używanie stołu może spowodować odkręcenie łącznika bezpieczeństwa oraz niekorzystnie wpływać na stan gwintów. Może również dojść do uszkodzenia koronki, której diamenty (cuttersy) są twarde, ale mało odporne na uderzenia, zwłaszcza o metal (rury okładzinowe).

Po skręceniu i przeglądzie zestawu do rdzeniowania można przystąpić do zapuszczania go na dno otworu. Operację tę należy przeprowadzać zgodnie z zasadami

techniki wiertniczej i procedurami zapobiegania i likwidacji erupcji, kontrolując stan otworu.

8.3. Procedura rdzeniowania

Rdzeniowanie jest procesem złożonym zależnym od wielu czynników. Efektem tego procesu jest uzyskanie próbki skalnej do analizy, która z wielu przyczyn nie zawsze jest kompletna. Uzysk rdzenia zależy nie tylko od doboru odpowiedniego sprzętu i jego kontroli, ale przede wszystkim od samego przebiegu wiercenia. Rdzeniowanie jest bardziej skomplikowane niż klasyczne wiercenie świdrem i wymaga zwiększonej koncentracji i dokładności. Prawidłowy przebieg operacji uzależniony jest od stosowania specjalnych procedur zarówno w fazie zapuszczania i wiercenia, jak i wyciągania zestawu na powierzchnię.

III Etap - procedura zapuszczania aparatu rdzeniowego:

1. Obliczyć długość zestawu przewodu wiertniczego, w celu uniknięcia dodawania rury płuczkowej podczas rdzeniowania.
2. W trakcie zapuszczania zestawu zwracać uwagę na przewężenia i podstawienia. Przerabiać z użyciem stołu wiertniczego i pompy płuczkowej. Kontrolować ciśnienie tłoczenia płuczki wiertniczej.
3. Dobrać prędkość zapuszczania do warunków otworowych.
4. Dopuszczając aparat rdzeniowy do spodu, należy przerobić otwór na długości co najmniej równej długości zestawu aparatu rdzeniowego. Przerabiać z użyciem stołu wiertniczego i pompy płuczkowej.
5. Dopuścić do spodu, w miarę możliwości bez obrotów. Upewnić się czy został osiągnięty spód otworu, policzyć głębokość i porównać z głębokością wynikającą z metryki.
6. Podnieść zestaw ok. 20 - 30 cm nad dno otworu.
7. Płukać otwór przez czas pozwalający na wyniesienie urobku z dna otworu i ustabilizowanie się parametrów płuczki. Kontrolować stan zbiorników płuczkowych i ilość zwiercin na sitach wibracyjnych. Obracać przewodem i okresowo wykonywać ruch zestawem góra – dół.
8. Odkręcić graniatkę. Wrzucić kulę. Włączyć pompę. Czekać na wzrost ciśnienia tłoczenia - przyjmuje się prędkość opadania kuli 300 m/min.

9. Po objawach posadowienia kuli w gnieździe (wzrost ciśnienia tłoczenia) można przystąpić do rdzeniowania. Odnotować wzrost ciśnienia tłoczenia pompy płuczkowej. Ustawić optymalną wartość strumienia tłoczenia płuczki wiertniczej.

Długość zestawu należy tak dobrać, aby bez konieczności dodawania rury płuczkowej odwiercić założony interwał. W praktyce polega to na dodaniu do zestawu odpowiedniej, krótkiej rury płuczkowej, tzw. manipulacyjnej. Standardowy zestaw rur manipulacyjnych składa się z 3 rur płuczkowych o długości 1,5 m, 3,0 m i 6,0 m. Ich odpowiedni dobór pozwala na pobranie rdzenia o długości 9 m bez urwania rdzenia. Ogranicza to niebezpieczeństwo zaklinowania się rdzenia w urywaku podczas operacji dodawania rur płuczkowych, która w przypadku wierceń z graniatką wymaga zaprzestania wiercenia, urwania rdzenia i ponownego rozpoczęcia rdzeniowania.

Podczas zapuszczania aparatu rdzeniowego należy szczególną uwagę zwrócić na odcinki, w których może wystąpić zmniejszenie średnicy otworu. Ze względu na budowę aparatu rdzeniowego przeciskanie zestawu może prowadzić do zatkania dysz koronki, uszkodzenia elementów zespołu rury wewnętrznej lub jej zatkania i zablokowania. Ponadto koronka rdzeniowa ma często dużo większą powierzchnię kontaktu ze ścianą otworu niż świdry, co może prowadzić do unieruchomienia zestawu i komplikacji wiertniczych. Uwalnianie zestawu do konwencjonalnego rdzeniowania jest utrudnione z powodu braku nożyc wiertniczych. Dlatego też podczas operacji zapuszczania, należy kontrolować wskazania ciężarowskazu oraz dostosować prędkość zapuszczania do stanu technicznego otworu. W przypadku wystąpienia "podstawienia" należy delikatnie przerobić zwężony odcinek z wykorzystaniem stołu wiertniczego i pompy płuczkowej, kontrolując ciśnienie tłoczenia. Nagły wzrost lub wahania ciśnienia tłoczenia świadczy o przytkaniu rury wewnętrznej lub koronki rdzeniowej. Należy wówczas zwiększyć strumień objętości tłoczonej płuczki i dobrze przepłukać aparat rdzeniowy do momentu stabilizacji ciśnienia na pierwotnym poziomie. W przypadku braku efektów płukania należy wyciągnąć zestaw na powierzchnię i dokonać jego przeglądu i oczyszczenia. Rdzeniowanie niesprawnym aparatem rdzeniowym nie gwarantuje sukcesu prowadzonych prac oraz może być przyczyną komplikacji i awarii w otworze. W przypadku długich odcinków z przewężeniami lub dużymi zasypami należy rozważyć konieczność wykonania marszu kontrolnego świdrem, w celu uzyskania średnicy nominalnej i dokładnego oczyszczenia dna otworu.

Przerobienie końcowego odcinka otworu o długości aparatu rdzeniowego jest szczególnie istotne jest w przypadku pierwszego marszu rdzeniówką. Wynika ono ze zmiany zestawu dolnej części przewodu i narzędzia wierzącego. Ma ono na celu uzyskanie nominalnej średnicy otworu i zapobiega „wieszaniu” się zestawu na stabilizatorach podczas rdzeniowania.

Płukanie ma za zadanie oczyszczenie otworu z urobku pozostałego po poprzednim marszu, gdzie ze względu na maksymalizację ochrony rdzenia pomija się ten proces. Przepływ płuczki przez wnętrze aparatu rdzeniowego oczyszcza rurę wewnętrzną z ewentualnych zanieczyszczeń nagromadzonych podczas zapuszczania zestawu (urobek, osad ze ścian otworu itp.). Ma ono na celu również stabilizację parametrów reologicznych płuczki. Podczas płukania należy kontrolować stan zbiorników płuczkowych i określić ewentualny zanik płuczki wiertniczej. Na analizowanym obszarze prac nie odnotowano przyptywów płynu złożowego do otworu. Otwory zaliczone zostały do klasy B zagrożenia erupcyjnego. Fakt ten jednak nie zwalnia załogi przed przestrzegania podstawowych zasad profilaktyki przeciwerupcyjnej. Minimalna objętość płuczki, jaką należy przetłoczyć w celu wyniesienia urobku z dna otworu na powierzchnię, jest równa objętości przestrzeni pierścieniowej.

IV Etap - Procedura rdzeniowania z uwzględnieniem wskaźnika klinowania:

1. Powoli opuścić zestaw do spodu otworu, rozpocząć rdzeniowanie z zaniżonymi parametrami mechanicznymi wiercenia: obroty 50 – 60 obr/min, nacisk 0,5 – 1,0 T.
2. Rdzeniować z zaniżonymi parametrami do momentu odwiercenia 0,3 – 0,5 m.
3. Powoli zwiększyć parametry wiercenia do wartości optymalnych (tab.8.1). Odnotować wartość współczynnika klinowania.
4. Utrzymywać stałe parametry mechaniczne i hydrauliczne procesu wiercenia.
5. Kontrolować przebieg procesu wiercenia. Kontrolować zmiany wartości współczynnika klinowania.
6. Po odwierceniu przystąpić do urwania rdzenia.

Po zakończeniu płukania i osadzeniu kuli w gnieździe można przystąpić do rdzeniowania. Pierwsze 0,3 – 0,5 m należy rdzeniować ze zredukowanymi parametrami mechanicznymi wiercenia. Pozwala to na płynne rozpoczęcie wiercenia, zawiercenie nowego odcinka otworu i stabilizację pracy narzędzia. Dodatkowo ograniczy to niebezpieczeństwo zaklinowania się rdzenia w koronce i pozwoli na jego swobodne ułożenie się wewnątrz aparatu rdzeniowego.

Przejście z parametrów zredukowanych do wartości optymalnych powinno być płynne. Należy unikać nagłych zmian prędkości obrotowej (szarpnięć) oraz szybkiego popuszczania przewodu (udarów). Stopniowa regulacja zmniejsza prawdopodobieństwo

zaklinowania rdzenia w aparacie rdzeniowym. Po osiągnięciu parametrów optymalnych należy utrzymywać je na stałym poziomie.

Sterowanie procesem rdzeniowania polega na kontroli wartości wskaźnika klinowania W . Podczas wiercenia nie może on przekroczyć wartości granicznej W_{gr} , która charakteryzuje uzysk na poziomie 80%. Wartości wielkości optymalnych dla poszczególnych przypadków technologicznych przedstawione są w tab. 8.1. Optymalna wartość nacisku osiowego wynosi $4 \text{ [kG}\cdot\text{10}^3\text{]}$ i jest to najwyższa wartość wynikająca z warunku sztywności zestawu. W przypadku braku możliwości wyświetlania wartości współczynnika klinowania na panelu wiertacza, proces rdzeniowania można kontrolować poprzez obserwację chwilowej prędkości wiercenia V_{opt} , przy założeniu stałej wartości nacisku.

Tab. 8.1. Optymalne parametry wiercenia w poszczególnych przypadkach technologicznych.

PT	W_{opt} [m/(kG·10 ³ ·h)]	W_{gr} [m/(kG·10 ³ ·h)]	P_{opt} [kG·10 ³]	V_{opt} [m/h]
A11	3,12	1,94	4	12,48
A21	1,22	1,01	4	4,88
B11	1,81	1,42	4	7,24
B12	1,13	0,88	4	4,52
B21	1,47	0,97	4	5,88
C11	1,57	0,7	4	6,28
D11	1,00	2,37*	4	4,00
D13	0,29	0,61*	4	1,16

* wartość maksymalna współczynnika A (strefa D).

Poza kontrolą współczynnika klinowania należy przestrzegać pozostałych zasad bezpiecznego prowadzenia prac wiertniczych i innych instrukcji zakładowych.

V Etap - Procedura urwania rdzenia i wyciągania zestawu na powierzchnię:

1. Po odwierceniu złożonego odcinka otworu „wyrobić” do 0 T. Zatrzymać stół, wyłączyć pompę. Nie płukać otworu – ochrona rdzenia przed wypłukaniem i ograniczenie czasu ekspozycji rdzenia na warunki otworowe.
2. Podciągnąć zestaw – urwać rdzeń. Początkowy wzrost ciężaru oznacza zaciskanie się urywaka na rdzeniu. Oznaką urwania jest charakterystyczny, skokowy spadek ciężaru na haku do wagi zestawu.
3. Podciągnąć zestaw 2 – 3 m i powoli dopuścić ok. 30 cm nad spód otworu – kontrola urwania i zabezpieczenia rdzenia. Nie dopuszczać do spodu, gdyż może to deaktywować urywak i spowodować zgubienie rdzenia.
4. Wyciągnąć aparat rdzeniowy na powierzchnię zgodnie z procedurami. Unikać uderzeń podczas posadawiania rur płuczkowych w klinach i nagłych przyspieszeń (duża siła bezwładności).
5. Zabezpieczyć wlot otworu. Przystąpić do operacji wybijania rdzenia według wewnętrznych instrukcji.

Pominięcie płukania otworu po zakończeniu rdzeniowania ma na celu ograniczenie możliwości erozyjnego oddziaływania strumienia przepływającej płuczki na rdzeń oraz skrócenie czasu jego ekspozycji na warunki otworowe. Praktyka ta była powszechnie stosowana i nie zanotowano żadnych komplikacji z tym związanych. Prędkość wiercenia jest stosunkowo niska, średnica otworu niewielka, podobnie jak długość przewiercanego interwału w ciągu jednego marszu. Ponadto w przypadku wiercenia rdzeniowego zwiercany jest pierścień skały, co znacznie ogranicza ilość generowanego urobku. Każdorazowo przed rozpoczęciem rdzeniowania otwór jest dokładnie oczyszczony ze zwiercin z poprzedniego marszu.

Podczas wyciągania zestawu na powierzchnie należy unikać uderzeń podczas posadawiania rur płuczkowych w klinach i gwałtownych zrywów podczas podciągania zestawu. Powstała wówczas siła bezwładności może powodować wysuwanie się rdzenia z aparatu rdzeniowego lub wysypywanie się go w przypadku nawiercenia spękanej formacji.

8.4. Podsumowanie modelu decyzyjnego uwzględniającego kryterium maksymalnego uzysku rdzenia

Optymalizacja procesu rdzeniowania według kryterium maksymalnego uzysku rdzenia nie dotyczy tylko wyznaczenia optymalnych parametrów wiercenia, ale również opracowania technologii, minimalizującej prawdopodobieństwo zmniejszonego uzysku rdzenia. Stworzenie modelu decyzyjnego miało za zadanie ułatwienie podejmowania decyzji osobom prowadzącym wiercenie w zależności od etapu prac i aktualnej sytuacji otworowej. Uwzględnia on zarówno etap projektowo – organizacyjny jak i produkcyjny. Przedstawione zostały procedury przeglądów sprzętu z praktycznymi wskazówkami dotyczącymi najczęściej pojawiających się problemów i komplikacji.

Procedura rdzeniowania uwzględnia proces zapuszczania, wiercenia i wyciągania zestawu na powierzchnię. Przedstawione zostały zagrożenia mogące wystąpić podczas poszczególnych operacji oraz zaproponowane metody im przeciwdziałania. Sterowanie procesem rdzeniowania na obszarze synkliny grodzieckiej odbywa się poprzez kontrolę wartości wskaźnika klinowania, która nie powinna przekraczać wartości granicznej. Przestrzeganie zalecanych optymalnych parametrów wiercenia gwarantuje z dużym prawdopodobieństwem uzysk rdzenia powyżej 80%.

Głównymi zagrożeniami związanymi z realizacją projektu są zaniki płuczki. W modelu decyzyjnym uwzględniona jest metodyka likwidacji zaników, w zależności od warunków otworowych.

Model decyzyjny jest modelem praktycznym, gotowym do zastosowania w przemyśle podczas realizacji prac na obszarze synkliny grodzieckiej. Może on być również zastosowany z powodzeniem na innych obszarach z pewnymi modyfikacjami uwzględniającymi warunki geologiczne i specyfikę prac.

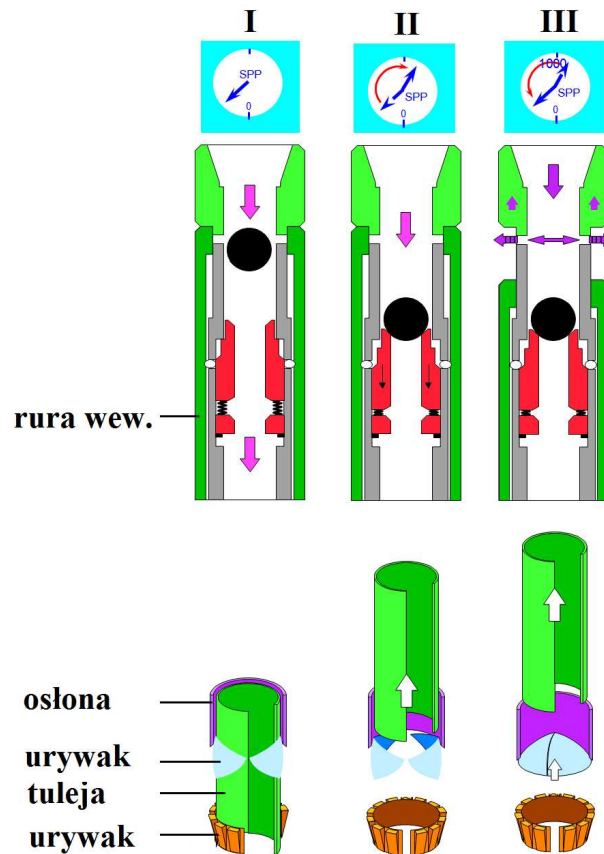
9. Nowoczesne metody rdzeniowania wpływające na poprawę uzysku i jakości rdzenia wiertniczego.

Poza optymalizacją procesu rdzeniowania uzyski rdzenia można poprawić poprzez zastosowanie nowoczesnych, tzw. specjalnych technik rdzeniowania, usprawnienie standardowych aparatów rdzeniowych, a także poprzez modyfikację podzespołów i narzędzi wierzących. Istnieje wiele opracowań [1] [25] [101], w których opisano poprawę uzysku rdzenia, jego jakości, a także wskaźników ekonomicznych przedsięwzięcia poprzez zmianę techniki prowadzonych prac. Nie bez znaczenia jest również dobór koronek rdzeniowych oraz stosowanie prawidłowej, adekwatnej do aktualnej sytuacji technologii wiercenia.

Obecnie na rynku dostępnych jest wiele rozwiązań konstrukcyjnych zapewniających pełne zamknięcie aparatu po zakończeniu rdzeniowania. Poszczególne rozwiązania różnią się zazwyczaj konstrukcją głowicy oraz dolnej części rury wewnętrznej. Przykładem może być system PosiCloseTM (Halliburton) (rys. 9.1.). W rozwiązaniu tym głowica aparatu wyposażona jest w układ zaworów aktywowanych kulą, umożliwiającą wzdłużne poruszanie się rury wewnętrznej względem rury zewnętrznej.

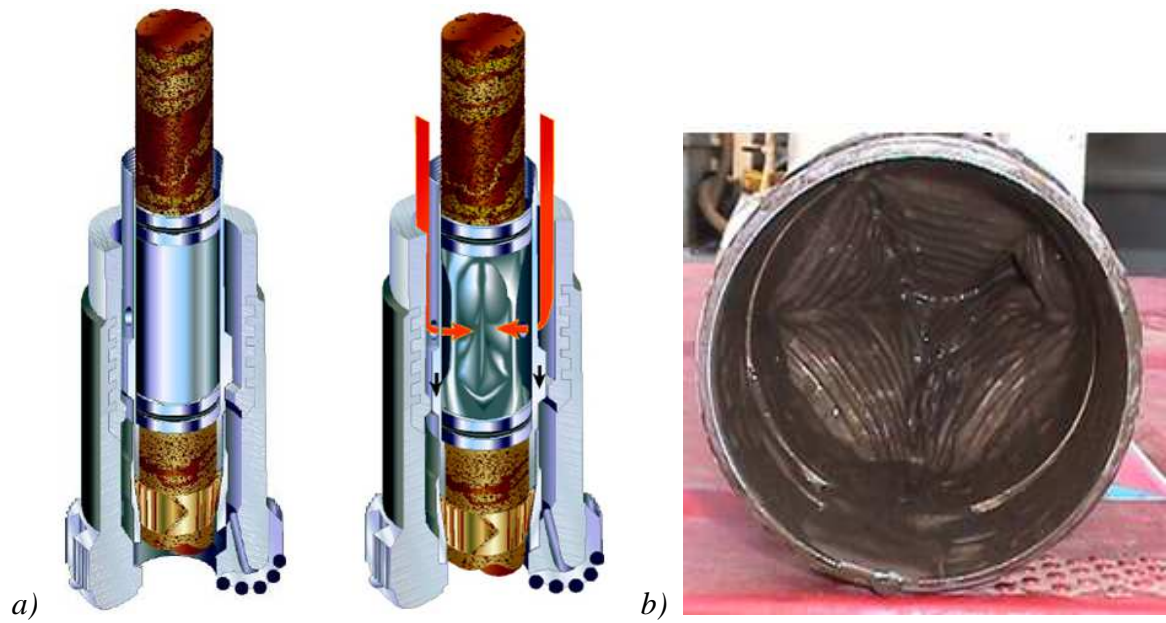
Dolna część zespołu rury wewnętrznej wyposażona jest w zespół dwóch urywaków: dolnego - konwencjonalnego oraz górnego zamykającego wylot rury wewnętrznej. Dodatkową zaletą tego rozwiązania jest osłona urywaków przez tuleję wewnętrzną podczas rdzeniowania, zmniejszająca w ten sposób prawdopodobieństwo niszczenia i klinowania rdzenia. Aktywacja systemu przebiega w trzech [22] [44] [63]:

- Faza I - Koniec rdzeniowania, aktywacja zaworu poprzez wrzucenie kuli.
- Faza II - Urwanie rdzenia: posadowienie kuli w gnieździe zaworu, wzrost ciśnienia, uwolnienie rury wewnętrznej - przesunięcie rury wewnętrznej o 9".
- Faza III - Pełne zamknięcie rdzeniówki poprzez dalsze przesunięcie rury wewnętrznej o 3" - otwarcie zaworów cyrkulacyjnych, spadek ciśnienia.

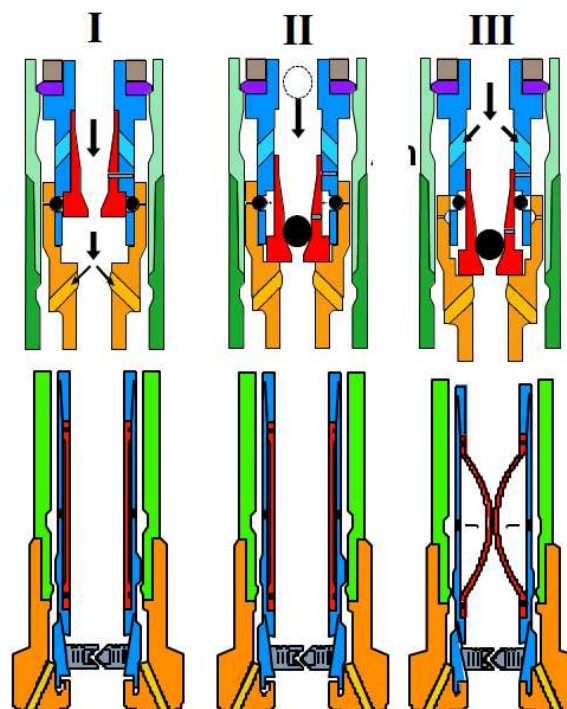


Rys. 9.1. System PosiClose™ System (Halliburton). [22] [63]

Innym rozwiązaniem jest system Full Closure (rys 9.2.) firmy Security DBS Bit. Głównym elementem różniącym ten aparat rdzeniowy od konwencjonalnych jest zgniatana tuleja zabezpieczająca rdzeń. Rozwiązanie to sprawdza się zarówno w miękkich nieskonsolidowanych formacjach, jak i twardych i zwięzłych. Tuleja po zakończeniu rdzeniowania zostaje zmiądzona ciśnieniem płuczki wiertniczej w pełni zamykając przestrzeń wewnętrzną aparatu. W przypadku skał twardych główną rolę przejmuje urywak pierścieniowy, a tuleja stanowi dodatkowe zabezpieczenie. Zasadę działania przedstawia rys. 9.3. System aktywowany jest hydraulicznie. Po zakończeniu rdzeniowania zostaje wrzucona kula, która osiadając w gnieździe głowicy aparatu, zamyka przestrzeń przepływu płuczki. Wzrost ciśnienia powoduje ścięcie sworzni tłoka, który, przemieszczając się w dół, otwiera porty cyrkulacyjne. Następuje uwolnienie (wypchnięcie) kul podtrzymujących rurę wewnętrzną, umożliwia jej przemieszczenie w dół i zamknięcie tulei, która pod wpływem ciśnienia zostaje zmiądzona. W efekcie wewnętrzna jej część, w przypadku miękkich i nieskonsolidowanych formacji, szczelnie zamyka wewnętrzną przestrzeń rury wewnętrznej.



Rys 9.2. System Full Closure (DBS Halliburton): a) zespól urywaka przed i po aktywacji, b) wewnętrzna część tulei po aktywacji. [44] [63]



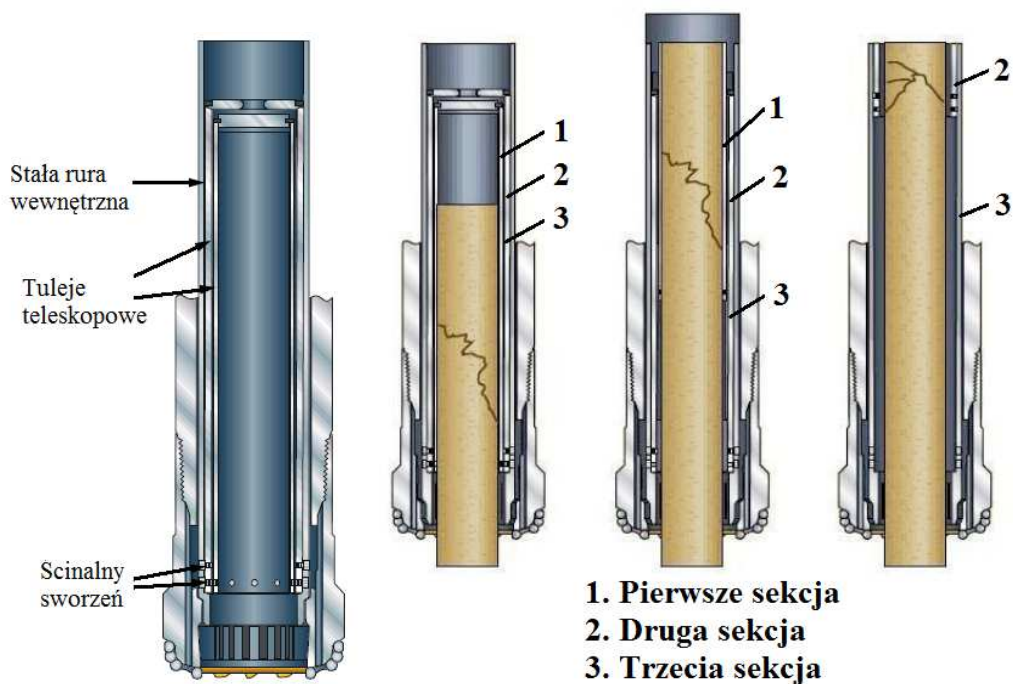
Rys. 9.3. Zasada działania systemu Full Closure (DBS Halliburton). [63]

Częstą przyczyną zmniejszonych uzysków jest zjawisko klinowania się rdzenia w aparacie rdzeniowym. Zablokowanie się rdzenia w rurze wewnętrznej, urywaku czy koronce może następować na skutek czynników geologicznych, tj. zmienności litologicznej, pęcznienia iłó, zjawisk krasowych oraz spękania górotworu. Wpływ na to zjawisko ma również technologia rdzeniowania, w szczególności duża zmienność parametrów mechanicznych oraz niestabilna praca narzędzia wierzącego. Ponadto skrócone marsze wpływają na wydłużenie czasu prac i wzrostu ich kosztów.

Problem klinowania się rdzenia można ograniczyć poprzez stosowanie teleskopowych rur wewnętrznych typu JamBustertTM (rys. 9.4.) wchodzących w skład systemu Anti-Jamming (Baker Hughes INTEQ). W konstrukcji tej rdzeniowanie jest możliwe bez konieczności marszowania, nawet po dwukrotnym zaklinowaniu rdzenia w rurze wewnętrznej.

Rura wewnętrzna składa się dwóch aluminiowych tulei umieszczonych wewnątrz stałej rury wewnętrznej. Tuleje utrzymywane są wewnątrz rury wewnętrznej przez sworznie, aż do momentu zaklinowania się rdzenia lub wypełnienia rury. Rdzeniowanie przebiega standardowo, aż do momentu zaklinowania się rdzenia lub wypełnienia sekcji (rury). Wówczas wzrasta siła tarcia pomiędzy rurą wewnętrzną, a rdzeniem, powodując ruch pionowy tulei. W wyniku działania siły pionowej zostają ścięte sworznie, a tuleja (z rdzeniem) wraz z postępowaniem rdzeniowania wysuwa się ku górze umożliwiając dalsze prace. W przypadku kolejnego zaklinowania się rdzenia aktywuje się kolejna sekcja.

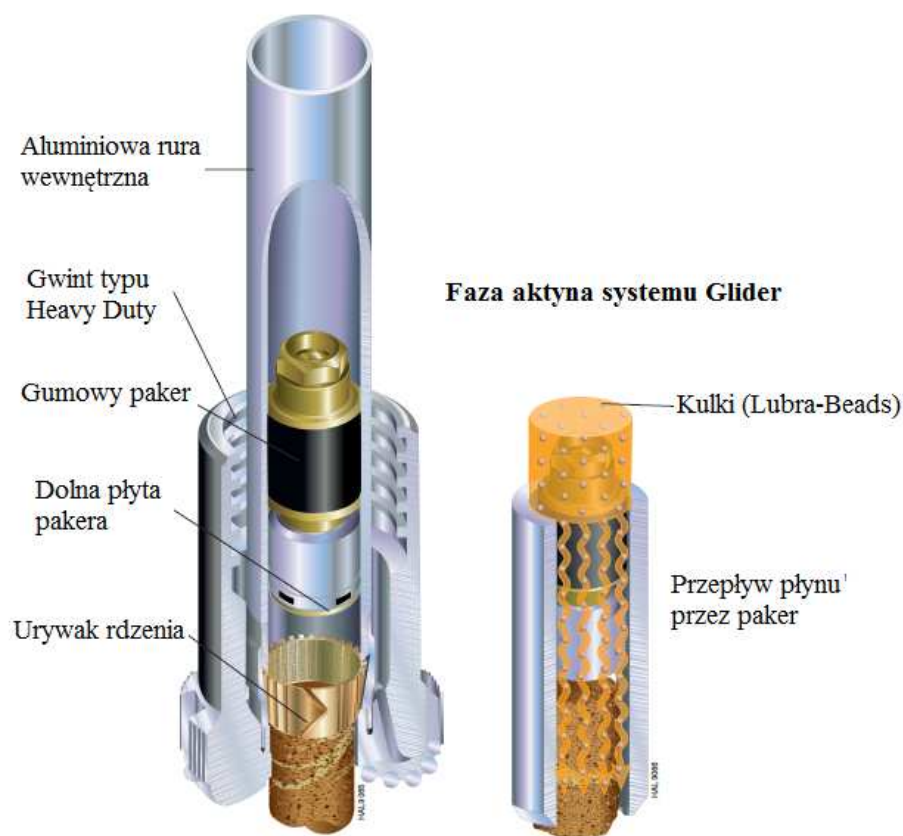
Wytrzymałość sworzni dobierana jest indywidualnie w zależności o parametrów geomechanicznych skał i powinna ona być mniejsza od wytrzymałości formacji, w której prowadzone się prace. Ze względu na to, iż rdzeń przenosi siłę niezbędną do ścięcia sworzni, rozwiązanie to nie jest zalecane do skał miękkich, nieskonsolidowanych. Nie sprawdza się on również w przypadku zaklinowania rdzenia w koronce. System ten daje możliwość uzyskania większej długości rdzenia przy ograniczeniu ilości wykonywanych marszy, a ponadto wpływa na poprawę jego uzysku [25] [99] [101].



Rys. 9.4. Rura wewnętrzna typu JamBuster™ (Baker Hughes INTEQ) i zasada działania systemu z trzykrotnym zaklinowaniem rdzenia w rurze wewnętrznej. [30] [101]

Inną techniką zmniejszającą prawdopodobieństwo niszczenia rdzenia w rurze wewnętrznej na skutek zjawiska klinowania jest system Glider™ (Halliburton), który działa poprzez aplikację środka smarnego podczas rdzeniowania. Metoda ta znajduje zastosowanie zarówno w formacjach spękanych, szczelinowatych jak i miękkich plastycznych iłach z tendencją do pęcznienia.

Konstrukcję oraz zasadę działania przedstawia rysunek 9.5. Warstwa smarnego płynu aplikowana jest w przestrzeń pomiędzy rurą wewnętrzną, a rdzeniem, gdzie zmniejsza tarcie. Przed rozpoczęciem prac rdzeniówka napełniana jest płynem smarnym. Dolny korek zabezpieczający przed wyciekami stanowi gumowy paker w dolnej części rury wewnętrznej. Podczas rdzeniowania, system aktywowany jest poprzez nacisk rdzenia na dolną płytkę pakera, który zmniejsza swoją objętość umożliwiając aplikację płynu znajdującego się nad nim. Środek smarny dozowany jest w miarę postępu wiercenia i wypełniania się rdzeniówki, a paker przesuwany jest ku górze przez napierający rdzeń.



Rys. 9.5. Rdzeniówka z systemem Glider™. [44]

Skład płynu smarnego może być adaptowany do różnych warunków. Jest on obojętną i neutralną mieszanką na bazie oleju z dodatkiem stałych smarów w postaci kulek (Lubra – Beads ®). Działanie zapobiegające klinowaniu opiera się na dwóch zjawiskach: toczenia i inhibicji. W przypadku skał twardych i spękanych kulki w płynie działają jak łożysko kulowe, zmniejszają tarcie na powierzchni skała - rura wewnętrzna. W przypadku iłów z tendencją do pęcznienia płyn chroni rdzeń przed kontaktem z wodą, zapobiegając zwiększaniu objętości skały.

Kolejną możliwością poprawy warunków rdzeniowania jest zastosowanie aparatu rdzeniowego potrójnego. Zespół rury wewnętrznej składa się wtedy z rury wewnętrznej stalowej (zasadniczej), w której umieszczona jest dodatkowa rura zmniejszająca tarcie. Występuje ona w postaci monolitycznej lub dzielonej z wzdłużnym rozcięciem. Umożliwia ono poprzeczną ekspansję rdzenia oraz oględziny wzrokowe próbki po wyjęciu na powierzchnię. Są one wykonane z włókien szklanych, stali chromowej lub elastycznego polipropylenu (lub polietylenu), tworzącego przylegający pierścień wokół rdzenia.

Wraz z rozwojem nowych konstrukcji aparatów rdzeniowych oraz coraz większych wymogów inwestorów, co do jakości pozyskiwanych próbek, obserwuje się tendencję do optymalizacji narzędzi wierzących oraz ich ciągłego udoskonalania.

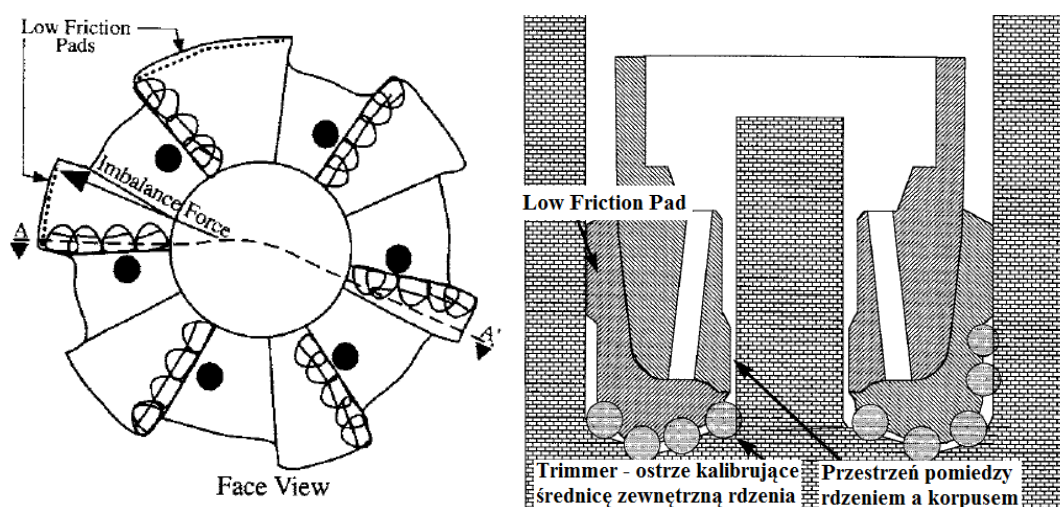
Obecnie często koronki rdzeniowe są projektowane indywidualnie do danych warunków geologicznych, sprzętu oraz celów jakie zamierzamy osiągnąć. Istnieje wiele źródeł opisujących poprawę uzysku rdzenia poprzez odpowiedni dobór koronek rdzeniowych. [1] [3] [25] [87]

Testy laboratoryjne oraz polowe [1] [89] wykazały, iż duży wpływ na uzysk rdzenia oraz jego jakość ma sposób pracy koronki rdzeniowej na dnie otworu. Szczególnie widoczne jest to w przypadku rdzeniowania w twardych, niejednorodnych formacjach, w których narzędzia PDC mają tendencję do niestabilnej pracy powodującej wibracje.

Istnieje wiele teorii oraz modeli [4] [7] [54] opisujących to zjawisko, gdzie za główną przyczynę braku stabilności pracy narzędzia na dnie otworu podaje się geometrię narzędzia oraz braku równowagi sił w dolnej części przewodu wiertniczego. Wibracje poziome są następstwem przesunięcie chwilowego środka obrotu w kierunku wypadkowej sił (wynikającym z braku równowagi rozkładu sił w narzędziu). Wówczas koronka napiera na ściankę otworu, a ostrza kalibrujące na bocznej powierzchni koronki powodują intensywniejsze zwiercanie otworu w jednym kierunku. Efektem takiej pracy narzędzia jest zwiększona, nieregularna średnica otworu, a także charakterystyczne spirale na powierzchni rdzenia wiertniczego.

Wibracje poziome są zjawiskiem powstającym samoczynnie, trudnym do rozpoznania na powierzchni, a jedynym skutecznym sposobem ich zatrzymania jest ponowne rozpoczęcie wiercenia [89], co w przypadku rdzeniowania może prowadzić do komplikacji.

Negatywny efekt wibracji poziomych (wirowania) koronki może być ograniczony przez zastosowanie technologii "Low - Friction Gauge" w koronkach PDC (koronki Anti - Whirl) [1] [89] przedstawionej na rysunku 9.9.



Rys.9.9. Koronka typu Anti - Whirl w technologii Low Friction Pad. [89] [98]

Istotę tego typu narzędzi stanowią "gładkie" powierzchnie boczne koronki (Low Friction Pad), pozbawione ostrzy. Siła wypadkowa powoduje przesunięcie środka obrotu w stronę ściany otworu, zgodnie z kierunkiem jej działania. W standardowych narzędziach dochodziło wówczas do nadmiernego zwiercania ściany otworu przez ostrza najbardziej wysunięte na zewnątrz narzędzia i powstawania wibracji poziomych. Zastosowanie gładkich, pozbawionych ostrzy powierzchni bocznych na skrzydłach od strony działania wypadkowej siły, powoduje "ślizganie" się koronki po tej powierzchni, a nie jej zwiercanie. Wówczas otwór zachowuje średnicę nominalną, a oś obrotu koronki stanowi środek otworu. Na przeciw gładkich powierzchni bocznych znajdują się skrzydła kalibrujące ścianę otworu (przerój A-A' na rys 9.9).

Cechą charakterystyczną tego typu narzędzi są krótsze i bardziej płaskie profile matryc. Poszczególne rozwiązania konstrukcyjne różnią się rozmieszczeniem ostrzy i ich ilością, rozmieszczeniem skrzydeł skrawający i kanałów płuczkowych.

10. Wnioski

- 1) Rdzeniowanie jest najlepszą metodą pozyskiwania kompleksowej wiedzy geologicznej i inżynierskiej o formacjach geologicznych. Kierunki rozwoju narzędzi do poboru rdzeni wiertniczych skupiają się na ochronie rdzenia zarówno w fazie wiercenia, jaki i podczas operacji wyciągowych. W nowoczesnych konstrukcjach koronek rdzeniowych dąży się do minimalizacji kontaktu rdzenia z płuczką wiertniczą, stabilizacji pracy narzędzi na dnie otworu oraz do maksymalizacji prędkości wiercenia. Obecnie najszersze zastosowanie znajdują narzędzia typu PDC i narzędzia diamentowe, cechujące się dużą wytrzymałością, długą żywotnością i niską awaryjnością. Najbardziej rozpowszechnioną grupą aparatów rdzeniowych stosowanych w wierceniach geologiczno – poszukiwawczych są aparaty podwójne z nieobracałą się względem rdzenia rurą wewnętrzną. Stanowią one bazę konstrukcyjną dla aparatów specjalnych, służących do poboru rdzeni w warunkach szczególnych lub do uzyskania dodatkowych informacji. Drugą grupę stanowią aparaty wrzutowe, których główną zaletą jest ograniczenie czasu operacji dźwigowych. Ochronę rdzenia realizuje się poprzez zastosowanie pełnego zamknięcia rury wewnętrznej oraz systemy sygnalizujące i przeciwdziałające klinowaniu. Nie istnieje uniwersalna metoda gwarantująca dobre wyniki w różnych warunkach geologiczno – technicznych.
- 2) Obszar analizowanych w rozprawie doktorskiej prac wiertniczych obejmuje rejon synkliny grodzieckiej. Charakteryzuje się on skomplikowaną budową geologiczną. Jest mocno zaangażowany tektonicznie, a jego cechą charakterystyczną jest budowa blokowa z licznymi dyslokacjami nieciągłymi. Profil litologiczny cechuje się dużą zmiennością. W utworach wapiennych cechsztynu środkowego występują zjawiska krasowe. Warunki geologiczne utrudniają prace wiertnicze.
- 3) Zastosowana technika i technologia rdzeniowania jest powszechnie stosowana w wierceniach geologiczno – poszukiwawczych. Dobierając aparaty rdzeniowe i koronki dążono do maksymalizacji ochrony rdzenia. Nieobracałą się względem rdzenia rura wewnętrzna przeciwdziałała mechanicznemu niszczeniu rdzenia, a koronki rdzeniowe typu "*low invasion*" ograniczały erozyjne oddziaływanie płuczki. Nigdy wcześniej nie podjęto się zadania optymalizacji procesu rdzeniowania na obszarze synkliny grodzieckiej, a prace prowadzone były na podstawie wcześniej zdobytych doświadczeń.
- 4) Główną przyczyną zmniejszonych uzysków rdzenia, zaobserwowaną podczas wierceń na obszarze synkliny grodzieckiej było mechaniczne niszczenie rdzenia podczas wiercenia, na skutek zjawiska klinowania. Występuje ono, gdy pojawiają się zwiększone siły tarcia pomiędzy rdzeniem, a przesuwającą się równolegle do niego rurą wewnętrzną, koronką lub urywakiem rdzenia. Zaklinowany rdzeń zostaje

zniszczony w koronce rdzeniowej (lub urywaku), a następnie wyflukany. W formacjach miękkich, słabo skonsolidowanych wpływ na uzysk mogło mieć również erozyjne oddziaływanie płuczki wiertniczej. Komplikacje wynikały z panujących warunków geologicznych, w mniejszym stopniu z czynników organizacyjnych i technologicznych.

- 5) Na podstawie analizy czynników geologiczno – technicznych w obrębie utworów cechsztynu synkliny grodzieckiej wyodrębnione zostały 4 strefy, w których występują zmniejszone uzyski rdzenia. Różnią się one zarówno pod względem geologicznym, jak i geomechanicznym. Najmniejsze uzyski wystąpiły w strefie B, gdzie w 60% przypadków uzysk rdzenia był poniżej granicznej wartości 80 %. Całkowity uzysk ze strefy wyniósł 57,4 %.
- 6) Próba weryfikacji jednorodności stref przy pomocy zmodyfikowanego współczynnika zwiercalności pozornej nie przyniosła oczekiwanych rezultatów. Wyznaczenie wartości współczynników modelu charakteryzujących dane przypadki technologiczne jest niemożliwe ze względu na złożoność procesu rdzeniowania, który w istotny sposób różni się od klasycznego wiercenia świdrem. Różnice dotyczą konstrukcji koronki rdzeniowej i budowy aparatu. Ponadto należy uwzględnić dodatkowe opory przy przesuwaniu się rdzenia w rurze wewnętrznej oraz efekt klinowania, który jest zjawiskiem losowym. Uniemożliwia to zaadaptowanie matematycznego modelu wiercenia narzędziami skrawającymi uwzględniającego współczynnik zwiercalności pozornej do warunków wiercenia rdzeniowego na obszarze synkliny grodzieckiej.
- 7) Weryfikacja stref zmniejszonego uzysku rdzenia przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji potwierdziła ich jednorodność pod względem zwiercalności. Najskuteczniejszą metodą klasyfikacji jest metoda QDA i naiwny klasyfikator bayesowski. Metody te z powodzeniem mogą służyć do identyfikacji nowo nawierconych formacji.
- 8) Najczęstszą przyczyną zmniejszonego uzysku rdzenia jest zaklinowanie się go w aparacie rdzeniowym i jego niszczenie. Główną przyczyną zmniejszonych uzysków rdzenia podczas prowadzonych prac był nieprawidłowy dobór technologii wiercenia oraz czynniki geologiczne.
- 9) Kryterium maksymalnego uzysku rdzenia dąży do maksymalizacji efektów prowadzonych prac. Opiera się ono na założeniu wpływu parametrów procesu i ich wzajemnej interakcji na uzysk rdzenia. Jest to zarówno kryterium techniczne jakościowe, jak i ekonomiczne. Inwestor uzyskuje pełniejszą informację geologiczną, a wykonawca osiąga lepszy wynik finansowy.

- 10) Zmniejszone uzyski rdzenia są w głównej mierze następstwem mechanicznego lub erozyjnego niszczenia rdzenia podczas wiercenia. Analiza wpływu poszczególnych parametrów procesu nie wykazała ich bezpośredniego wpływu na uzysk rdzenia we wszystkich przypadkach technologicznych.
- 11) Należy rozpatrywać szczegółowe przypadki technologiczne, gdyż typ i zużycie narzędzia ma istotny wpływ na charakter procesu wiercenia, a szczególnie na chwilową prędkość wiercenia.
- 12) Sterowanie procesem rdzeniowania polega na detekcji zjawisk niszczenia rdzenia poprzez obserwację wpływu wielkości wejściowych na bezpośrednio z nich wynikające wielkości wyjściowe. Spośród 8 przeanalizowanych modeli najlepsze dopasowanie wykazał model A, będący ilorzem chwilowej prędkości wiercenia i nacisku osiowego, nazwany wskaźnikiem klinowania W .
- 13) Sterowanie procesem uzysku rdzenia polega na kontroli wartości wskaźnika klinowania. Po przekroczeniu wartości granicznej należy przerwać wiercenie i wyciągnąć zestaw na powierzchnię.
- 14) Wyznaczony metodą analizy regresji model funkcji uzysku rdzenia jest funkcją logarytmiczną o maksimum w punkcie $\langle W_{opt}; 100 \rangle$. Zdefiniowane zostały optymalne parametry wejściowe w poszczególnych przypadkach technologicznych. Optymalną wartością nacisku osiowego jest maksymalna dopuszczalna wartość ze względu na warunek zachowania sztywności zestawu. Dla tej wartości wyznaczona została optymalna wartość wskaźnika klinowania W . Ze względów praktycznych i warunków umowy optymalna wartość wskaźnika wynosi $\langle W_{80}; W_{100} \rangle$.
- 15) Weryfikacja modelu matematycznego funkcji uzysku rdzenia metodą testów statystycznych wartości średniej $W_{80-100\%}$ potwierdziła poprawność zaproponowanej metodyki. Wartości średnie oraz przedziały wartości wskaźnika W z testów statystycznych pokrywają się z przedziałami optymalnymi wyznaczonymi na podstawie funkcji uzysku rdzenia.
- 16) Wyniki przeprowadzonego testu modelu funkcji uzysku rdzenia podczas wiercenia otworu W-X/9 potwierdziły poprawność i użyteczność zaproponowanej metodyki sterowania procesem. Identyfikacja stref zmniejszonego uzysku rdzenia przy pomocy statystycznych metod klasyfikacji potwierdziła przynależność danych marszy do określonych na podstawie profili litologicznych i raportów wiertniczych przypadków technologicznych. Teoretyczne wartości uzysku rdzenia wynikające z modeli są zbliżone do wartości rzeczywistych, uzyskanych podczas prac. Po aktualizacji bazy danych i ponownym wyznaczeniu funkcji uzysku rdzenia w większości przypadków (3 z 4) współczynnik R^2 rośnie, co świadczy o coraz to lepszym dopasowaniu modelu do rzeczywistości.

- 17) Pełna optymalizacja procesu obejmuje nie tylko wyznaczenia optymalnych parametrów, ale również zaprojektowanie sposobu sterowania. Opracowany model decyzyjny, uwzględniający kryterium maksymalnego uzysku rdzenia, przedstawia poszczególne etapy prac i najczęściej występujące zagrożenia wraz z metodyką ich likwidacji. Ułatwia on podejmowanie decyzji osobom bezpośrednio prowadzącym prace na wiertni, pozwala na predykcje zagrożeń i efektywne planowanie operacji.
- 18) Analiza prac wiertniczych na obszarze synkliny grodzieckiej stanowi narzędzie do rozstrzygnięcia sporów pomiędzy wykonawcą i zleceniodawcą podczas obmiarów prac. Opracowana technologia pozwala na wytypowanie zmniejszonych uzysków rdzenia wynikających z błędów technologicznych.
- 19) Optymalizacja procesu wiercenia na obszarze synkliny grodzieckiej jest zadaniem otwartym. W miarę wzrostu ilości gromadzonych danych modele matematyczne będą doprecyzowane. Optymalizacja jest zasadna ze względu na obecnie prowadzone oraz planowane w przyszłości prace na tym obszarze.

Literatura

- [1] Armagost W.K., Sinor L.A. "The Successful Use of Anti - Whirl Technology in Conventional Coring" IADC/SPE Drilling Conference 15-18 February 1994, Dallas, Texas (IADC/SPE 27473).
- [2] Basin B.: "Diamond Drilling For Core Sampling", Longyear Australia, 2012.
- [3] Bradburn F. R., Cheatham D. A., „Improved Core Recovery in Laminated Sand and Shale Sequences” Shell Offshore Inc, SPE 18570, 1988.
- [4] Brett J. F., Warren T. M., Behr S. M.: "Bit Whirl - A New Theory of PDC Bit Failure" SPE Drilling Engineering, December 1990.
- [5] Cea J.: "Optymalizacja: Teoria i algorytmy" Państwowe Wydawnictwo Naukowe Warszawa 1976r.
- [6] Charakterystyka techniczno – ruchowa urządzenia wiertniczego IRI – 750 (Rig #106). Exalo Drilling S.A., 2014.
- [7] Clayton R.I., Ivie B.S.: "Development of Whirl Resistant PODC Bits" III Latin American/Caribbean Petroleum Engineering Conference, Buenos Aires, Argentina, 27-29 April 1994. (SPE 26954)
- [8] Deschamps B., Desmette S., delwiche R., Brich R., Azar J., Naegel M., Essel P.: "Drilling to the Extreme: the Micro-Coring Bit Concept", IADC/SPE Asia Pacific drilling Technology Conference and Exhibition, Jakarta, Indonesia, 25-27 August 2008. (IADC/SPE 115187)
- [9] Diamant Drilling Services: "Micro-Coring Bit" Rio de Janeiro, Brazil, February 2009.
- [10] Downorowicz S. „Ocena wpływów warunków geologiczno – górniczych w obszarach górniczych LGOM na technologię wierceń złożowych”, Lubin maj 2009.
- [11] Dunster J.: "Drilling Manual" Northern Territory Geological Survey, Darwin 2004.
- [12] Dzielne raporty wiertnicze, Poszukiwania Naftowe "Diamant" sp. z o.o., Zielona Góra 2011-2012.
- [13] Engineering Recommendations “Drill string design recommendations” Schlumberger, 2013.

- [14] Farese T., Ahmed H., Mohanna A.: A New Standard in Wireline Coring: Recovering Larger Diameter Wireline Core through Standard Drill Pipe and Custom Large Bore Jar" SPE/IADC Drilling Conference and Exhibition, Amsterdam, The Netherlands, 5-7 March, 2013 (PSE/IADC 163507).
- [15] Filshinsky M., Aumann J. T., Quinn J.: " New Tools Improve the Economics of Coring", 58th Annular Technical Conference and Exhibition, San Francisco, CA, October 5-8, 1983. (SPE 12092)
- [16] Findeisen W., Szymanowski J., Wierzbicki A.: "Teoria i metody obliczeniowe optymalizacji" Państwowe Wydawnictwo Naukowe, Warszawa 1977.
- [17] Gabolde G., Nguyen J.: "Drilling Data Handbook" IFP Publications, eighth edition, Paris 2006.
- [18] Garner L. L., Maxwell T. E.: "The development of rotary core drilling bits for the deep sea drilling project" Fourth Annual Offshore Technology Conference, Huston, Texas, May 1-3, 1972.
- [19] Goldberg D., Myers G., Iturrino G.: "Logging - While - Coring - First Tests of a New Technology for Scientific Drilling" Society of Petrophysicists and Well Log Analysts, vol 45, no 4, July - August 2004.
- [20] Gonet A., Rzyczniak M., Stryczek S.: „Zadania do ćwiczeń z wiertnictwa” Wydawnictwa AGH, wydanie drugie, Kraków 1997r.
- [21] Gonet A., Zięba A., Pawlikowska J., Wójcik M.: " Technika i technologia rdzeniowania otworów” Wydawnictwa AGH, Kraków 1996.
- [22] Gonet A., Zięba A., Wójcik M., Pawlikowska J.: „Wiercenia rdzeniowe” Uczelniane Wydawnictwo Naukowe - Dydaktyczne , Kraków 2007.
- [23] Górecki T.: "Podstawy statystyki z przykładami w R", BTC, 2011 r.
- [24] Grega W.: "Metody optymalizacji" AGH, Wydział Elektrotechniki Automatyki Informatyki i Elektroniki, Katedra Automatyki, Kraków 2006.
- [25] Guarisco P., Meyer J., Mathur R., Thomson I., Robichaux J.: "Maximizing Core Recovery in Lower Tertiary Through Drilling Optimization Service and Intelligent Core Bit Design", SPE/IADC Drilling Conference and Exhibition, Amsterdam, The Netherlands, 1-3 March 2011. (SPE/IADC 140070)
- [26] Hall L., Wilson B., Norrie A. „ Novel Liner System Improves Coring Performance, Rig Safety and Wellsite Core Processing.” INTEQ a division of Baker Hughes, SPE 113294, 2008.

- [27] Halliburton „Conventional Coring” Petrobaltic & Petrogas Meeting , 16 December 2006.
- [28] Hashmy K. H., Robinson K. A., Rojas J. M., Skopec R. A.: "Wireline Coring Device Aids Evaluations of Complex Geologic Areas" 60th Annual Technical Conference and Exhibition of the Society of Petroleum Engineers, Las Vegas, September 22-25 1985, (SPE 14299).
- [29] INTEQ Backer Hughes - "Coring Service Guide", Huston, TX, USA, May 2009.
- [30] INTEQ Baker Hughes “Coring Handbook” Technical Publications Group, August 1999.
- [31] Janc D.: „Analiza czynników wpływających na zmniejszone uzyski rdzenia oraz metody poprawy jego uzysku na przykładzie wierceń na obszarze miedzionym KGHM Polska Miedź S. A.", IV Krakowska Konferencja Młodych Uczonych, Kraków 2011 r.
- [32] Janc D., Zwierzchowski W., Żuromski Z., „Niekonwencjonalne metody rdzeniowania w ramach poszukiwania i rozpoznawania rud miedzi na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A.” – niepublikowane, Zielona Góra 2012r.
- [33] Janc D, Żuromski Z., Zwierzchowski W.: „Komplikacje wiertnicze podczas rdzeniowania oraz metody wpływające na zwiększenie uzysku rdzenia na przykładzie wierceń na obszarze koncesyjnym KGHM Polska Miedź S.A.”, Wiadomości naftowe 4(156)/2011, kwiecień 2011 r.
- [34] Józwik A.: „Nieparametryczne metody klasyfikacji obiektów” Instytut Biocybernetyki i Inżynierii Biomedycznej PAN, 2013.
- [35] Kacprzyński B.: „Planowanie eksperymentów. Podstawy matematyczne" WNT, Warszawa 1974.
- [36] Katalog Backer Hughes - Drill Bit Cataloge, 2012.
- [37] Katalog Boyard Longyear - Global Product Cataloge - In Hole Tools, 2013.
- [38] Katalog Boyard Longyear - Global Product Cataloge - Longyear bits and accessories, August 2009.
- [39] Katalog Corepro System: “Coreheads Technology – Millenium Series”, 2012.
- [40] Katalog internetowy Archon sp. z o.o.: www.archonspzoo.pl, (01.08.2013r).
- [41] Katalog internetowy Atlas Copco: www.atlascopco.pl, (23.04.2013).

- [42] Katalog internetowy Baker Hughes – Rotary Sidewell Coring: www.bakerhughes.com, (27.05.2013).
- [43] Katalog internetowy DATC - Diamond Coring and Drilling: www.datc-group.com/en/products/, (03.2013r).
- [44] Katalog internetowy Halliburton – Coring: www.halliburton.com, (04.08.2012).
- [45] Katalog internetowy Halliburton: "Halliburton Wireline and Perforating Services - Open Hole Wireline Services", www.halliburton.com, (20.05.2013).
- [46] Katalog internetowy Halliburton Security DBS - Coring Service: www.halliburton.com, (12.07.2012).
- [47] Katalog internetowy Halliburton Security DBS Drill Bits "Coring Engineering References": www.halliburton.com, (17.07.2012).
- [48] Katalog internetowy Sonics Samp Drill: www.sonicsampdrill.com, (20.07.2013).
- [49] Katalog internetowy Weatherford: www.weatherford.com/dn/WWW019016, (19.05.2013).
- [50] KGHM Polska Miedź S.A. – strona internetowa www.kghm.pl – (12.01.2012).
- [51] Kocanda K., Hustadt H.: "Smith Bit - People Technology Results", April 16th 2009 Piła.
- [52] Kornach J., Ćwik J.: "Statystyczne systemy uczące się", Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 2005.
- [53] Kostrzewski M.: "Estymacja i prognozowanie", AGH, Kraków 2010 r.
- [54] Kovalyshen Y.: "A New Model of Bit Whirl" IADC/SPE Asia Pacific Drilling Technology Conference and Exhibition, Tianjin, China, 9-11 July 2012. (IADC/SPE 156240)
- [55] Krzyśko M., Wołyński W., Górecki T., Skorzybut M.: " Systemy uczące się", Wydawnictwa Naukowo - Techniczne, Warszawa 2008.
- [56] Kwaśny L., Bachowski C., Markiewicz A., „Projekt prac geologicznych na poszukiwanie i rozpoznawanie złoża rud miedzi w obszarze synkliny grodzieckiej”, KGHM „CUPRUM” sp. z o.o., Wrocław 2007 r.
- [57] Luenberger D.: "Teoria optymalizacji" Państwowe Wydawnictwo Naukowe, Warszawa 1974.

- [58] Materiały dydaktyczne - Uniwersytet im. Adama Mickiewicza, Wydział Matematyki i Informatyki, Zakład Rachunku Prawdopodobieństwa i Statystyki Matematycznej (<http://www.staff.amu.edu.pl/~drizzt/>) - 10.07.2013.
- [59] "Materiały pomocnicze do szkolenia osób dozoru ruchu z obsługi aparatów rdzeniowych i bezpiecznego wykonywania operacji związanych z rdzeniowaniem" Oil&Gas, Wydanie I, Kraków 2008 r.
- [60] Materiały szkoleniowe "DPT drill string and BHA design". Schlumberger, Kraków 2012.
- [61] Materiały szkoleniowe Halliburton: Coring – Coring Procedures: BHA Description, Kraków 2008.
- [62] Materiały szkoleniowe Halliburton: Coring – Designing a Coring Program, Kraków 2008.
- [63] Materiały szkoleniowe Halliburton: Coring Technology and Equipment, Kraków 2008.
- [64] Materiały szkoleniowe National Oilwell Vacro – Coring Service NOV, Kraków 2011.
- [65] Miska S.: "Zarys mechaniki zwierciana skał" Skrypt uczelniany nr 515, Akademia Górniczo - Hutnicza im. S. Staszica w Krakowie ,Kraków 1976 r.
- [66] Muciek A. "Wyznaczanie modeli matematycznych z danych eksperymentalnych", Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2012 r.
- [67] Nierenberg W. A.: Deep Sea Drilling Project - Technical Raport No. 6" Scripps Institution of Oceanography University of California, San Diego. 2005.
- [68] Noaham I., Marchall D. ., Improving Deepwater Core Recovery and On-site Handling Through Strategic Coring Protocol”, Shell Nigeria Exploration and Production, SPE 140628, 2010.
- [69] Pająk E., Wieczorowski K.: "Podstawy optymalizacji operacji technologicznych w przykładach", Państwowe Wydawnictwo Naukowe, Warszawa - Poznań 1982.
- [70] Pianka J., Wittenberger G.: "Deep Well Coring of Oil and Natural Gas Wells", Wiertnictwo Nafta Gaz, tom 25, zeszyt 2, 2008.

- [71] Piestrzyński A., Banaszak A., Zalewska – Kuczmierczyk M.: „Monografia: KGHM Polska Miedź S.A.”, KGHM CUPRUM Sp. z o.o. na zlecenie KGHM Polska Miedź S.A., Lubin 2007r.
- [72] Piwniak G., Dula N., Zięba A., Ziaja M.: "Zarys inżynierii wiertniczej" Skrypty Uczelniane Nr 1206, Wydawnictwo AGH, część I, Kraków 1990 r.
- [73] Plan ruchu zakładu wykonującego roboty geologiczne Poszukiwania Naftowe „Diament” Sp. z o.o. na wykonanie otworu geologiczno – rozpoznawczego W-I/4 na okres do 31.12.2012 r., Lubin 2012 r.
- [74] Plan ruchu zakładu wykonującego roboty geologiczne Poszukiwania Naftowe „Diament” Sp. z o.o. na wykonanie otworu geologiczno – rozpoznawczego W-III/W4 na okres do 30.16.2012 r., Lubin 2011 r.
- [75] Polański Z.: "Metody optymalizacyjne w technologii maszyn", PWN, Warszawa 1977 r.
- [76] Profile geologiczno – techniczne otworów, Laboratorium kontrolno – pomiarowego Drillab, Zielona Góra 2011 - 2012.
- [77] „Projekt Geologiczno-Techniczny otworu wiertniczego S-421A” załącznik do Planu Ruchu kopalni „Rudna” KGHM „Polska Miedź” S.A. w Lubinie, Wrocław, listopad 2009 r.
- [78] Rado R., Lubaś J.: "Próba wyznaczenia modelu wiercenia narzędziami PDC na przykładzie wiercenia w wybranych strukturach geologicznych” Wiertnictwo Nafta Gaz, tom 24, zeszyt 1, Kraków 2007 r.
- [79] Rado R., Lubaś J.: „Optymalizacja procesu wiercenia narzędziami PDC o średnicy 8 ½ ”, Wiertnictwo Nafta Gaz, tom 26, zeszyt 1-2, Kraków 2009 r.
- [80] Randolph S., Jourdan A.: "Slimhole Continuous Coring and Drilling in Tertiary Sediments" SPE/IADC Drilling Conference, Amsterdam, 11-14 march 1991. (SPE/IADC 21906)
- [81] Rathmell J., Gremley R., Tibbitts G.: "Field Applications of Low Invasion Coring" III Latin America/Caribbean Petroleum Engineering Conference, Buenos Aires, Argentina, 27-29 April 1994. (SPE 27045)
- [82] Rourke M., Torne J.: "A New Wireline Rotary Coring Tool: Development Overview and Experience from the Middle East" SPE/DGS Saudi Arabia Section Technical Symposium and Exhibition in Al-Khobar, Saudi Arabia, 15-18 May 2011. (SPE 149128)

- [83] Rybiński M. "Krótkie wprowadzenie do R dla programistów z elementami statystyki opisowej" WMiM, Uniwersytet Warszawski, 2012 r.
- [84] Rydlewski J.: "Estymatory największej wiarygodności w uogólnionych modelach regresji nieliniowych", Praca doktorska, Uniwersytet Jagielloński, Kraków 2009.
- [85] Seidler J., Badach A., Molisz W.: " Metody rozwiązywania zadań optymalizacji", Wydawnictwa Naukowo - Techniczne, Warszawa 1980 r.
- [86] Shinmoto Y., Miyazaki S., Wada K., Yamao M.: "Development of a Continuous Directional Coring System for Deep-Sea Drilling" SPE EUROPEC/EAGE Annual Conference and Exhibition, Vienna, Austria, 23 - 26 May 2011. (SPE 140913)
- [87] Shinmoto Y., Wada K., Miyazaki E.: Case Study of Core Bit Wear and its Effect on Core Recovery and Quality during Deep-sea Drilling Expeditions, Brazil Offshore Conference and Exhibition, Maceo, Brazil, 14-17 June 2011.
- [88] Sinor L.A., Brett J.F. Warren T.M, Behr S.M.: "Field testing of Low-Friction-Gauge PDC Bits" SPE Drilling & Completion, March 1993. (SPE 20416)
- [89] Sinor L. A., Warren T. M., Armagost W. K. ,, Development of an Antiwhirl Core Bit" Amoco Production Co., SPE Drilling & Completion, September 1995.
- [90] Skopec R.A., McLeod G.: "Recent Advances on Coring Technology: New Techniques to Enhance Reservoir Evaluation and Improve Coring Economics", The Journal of Canadian Petroleum Technology, Volume 36, No 11, December 1997.
- [91] Sprawozdanie końcowe z profilowania otworów– Drillab sp. z o.o., Zielona Góra 2011 - 2012.
- [92] Sprawozdanie końcowe z profilowania otworu S-421A – Drillab sp. z o.o., Zielona Góra 2010 r.
- [93] Sprunt E., Wooten S.: " A New Coring Fluid for Vuggy Carbonates", JPT April 1990. (SPE 19390)
- [94] Stadnicki J.: "Teoria i praktyka rozwiązywania zadań z optymalizacji z przykładami zastosowań technicznych", Wydawnictwa Naukowo - techniczne, Warszawa 2006.

- [95] Stanimirova I, Daszykowski M. Walczak B.: "Metody uczenia z nadzorem - kalibracja, dyskryminacja, klasyfikacja", Zakład Chemometrii, Instytut Chemii, Uniwersytet Śląski, Katowice 2012.
- [96] Szostak L., Chrzęszcz W., Wiśniowski R.: "Narzędzia wierzące", Wydawnictwa AGH, Kraków 1996.
- [97] Szostak L.: "Wiertnictwo", Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1989 r.
- [98] Warren T., Powers J., Bode D., Carre E., Smith L.: "Development of a Commercial Wireline Retrievable Coring System", SPE Annual Technical Conference and Exhibition, Denver, 6-9 October 1996.
- [99] Whitebay L., Ringen J. K.: "Increasing Core Quality and coring Performance Through the Use of Gel Coring and telescoping Inner Barrels", Annual Technical Conference and Exhibition, Texas, 5-8 October 1997. (SPE 38687)
- [100] Wójtowicz A.: „Problemy optymalizacji procesu wiercenia”, Wyd. AGH skryty ucelniane nr 460. Kraków 1975r.
- [101] Zahid S., Khan A., Khalil A.: "Applications of State of The Art Anti - Jam Coring System - A Case Study", SPE/PAPG Annual Technical Conference, Islamabad, Pakistan, 22-23 November 2011. (SPE 156208)
- [102] Ziaja M., Miska S.: "Mathematical Model of the Diamonded-Bit Drilling Process and Its Practical Application", SPE Annual Technical Conference and Exhibition, San Antonio, 5-7 October 1981. (SPE 10148)
- [103] Żuromski Z., Wielgus A., Zwierzchowski W., Janc D. „Usługi wiertnicze poza PGNiG S.A. - Prace wiertnicze dla KGHM „Polska Miedź” S.A." - X Międzynarodowa Konferencja Techniczna - Perspektywy rozwoju prac serwisowych i wiertniczych dla wszystkich branż górnictwa, organizowanej przez SITPNiG O/Krosno. 2009 r.

Spis załączników

Załącznik nr 1 – Profile geologiczne otworów.

Załącznik nr 2 – Wyniki klasyfikacji stref zmniejszonego uzysku rdzenia.

Załącznik nr 3 – Model funkcji uzysku rdzenia (model A i B)

Załącznik nr 4 – Profil geologiczny otworu W-X/9

Załącznik nr 5 – Wyniki klasyfikacji stref z otworu W-X/9.