

**ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ**

ANTONI ZIĘBA

**KONCEPCJA ANALITYCZNEGO UJĘCIA
CZYNNIKÓW WPŁYWAJĄCYCH
NA ZWIERCALNOŚĆ SKAŁ
KORONKAMI DIAMENTOWYMI
NA PODSTAWIE BADAŃ DOŚWIADCZALNYCH**

GÓRNICtwo

**Z. 216
GLIWICE
1993**

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1209

ANTONI ZIĘBA

**KONCEPCJA ANALITYCZNEGO UJĘCIA
CZYNNIKÓW WPŁYWAJĄCYCH
NA ZWIERCALNOŚĆ SKAŁ
KORONKAMI DIAMENTOWYMI
NA PODSTAWIE BADAŃ
DOŚWIADCZALNYCH**

GLIWICE

1993

OPINIODAWCY

Prof. zw. dr hab. inż. Jan Gliński
Dr hab. inż. Maciej Kaliski

KOLEGIUM REDAKCYJNE

REDAKTOR NACZELNY — **Prof. dr hab. inż. Jan Bandrowski**
REDAKTOR DZIAŁU — **Prof. dr hab. inż. Walery Szuścik**
SEKRETARZ REDAKCJI — **Mgr Elżbieta Leško**

REDAKCJA

Mgr Aleksandra Kłobuszowska

REDAKCJA TECHNICZNA

Alicja Nowacka

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

Wydawnictwo Politechniki Śląskiej
ul. Kujawska 3, 44-100 Gliwice

Nakł. 150+83 **Ark. wyd. 6** **Ark. druk 6,625** **Papier offset. kl. III 70x100, 80g**
Oddano do druku 20.06.93 **Podpis. do druku 20.06.93** **Druk ukończ. w sierpniu 1993**
Zam. 340/93 **Cena zł 21 000,—**

Fotokopie, druk i oprawę
wykonano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach

SPIS TREŚCI

	str.
1. Od autora.....	9
2. Cel i teza pracy.....	11
3. Geologiczne i techniczno-technologiczne uwarunkowania efektywnego zwiercania skał	13
4. Kryteria oceny zwiercalności skał	17
4.1. Analiza przeprowadzonych badań.....	17
4.2. Kierunki doskonalenia narzędzi wiertniczych w aspekcie energochłonności zwiercania skał	25
4.3. Zasady racjonalnego projektowania narzędzi wiertniczych do wiercenia wiertnicami z posuwem śrubowym (nacisk $P = \text{const}$ niezależnie od rodzaju przewiercanych skał).....	32
5. Teoretyczne podstawy mechanicznego zwiercania skał	36
5.1. Hipotezy w zakresie teorii zwiercania skał.....	36
5.2. Elementy teorii pękania w zastosowaniu do zwiercania skał	42
6. Analiza charakterystycznych parametrów pracy koronki diamentowej z wykorzystaniem techniki filmowania.....	45
6.1. Analiza zmian parametrów geometrycznych impregnowanej koronki diamentowej w procesie zwiercania skał...	51

6.2. Długość sektora matrycy koronki jako czynnik właściwego oczyszczania dna otworu ze zwiercin.....	56
7. Badanie i eksploatacja nowych diamentowych narzędzi wiertniczych.....	61
7.1. Analiza i ocena wpływu efektu cieplnego na proces wiercenia narzędziami diamentowymi	61
7.2. Normalizacja efektu cieplnego w technologii wiercenia narzędziami diamentowymi	69
7.3. Opracowanie nowej konstrukcji koronki diamentowej.....	76
8. Opracowanie metodyki projektowania parametrów technologii wiercenia narzędziami diamentowymi.....	81
9. Wnioski ogólne i zalecenia.....	87
Literatura	89
Streszczenia.....	98

CONTENTS

	page
1. From the Author.....	9
2. Objective and Thesis of the Dissertation.....	11
3. Geological and Technical-Technological Conditionings of Rock Drilling Efficiency.....	13
4. Criteria of Rock Drillability Estimation.....	17
4.1. Analysis of the Conducted Investigations.....	17
4.2. Directions of Perfecting Drilling Tools in the Aspect of Energy-Consumption of Rock Drilling.....	25
4.3. Principles of Rational Designing of Drilling Tools for Drilling with the Use of Screw Advance (Pressure $P=\text{const}$ Regardless the Type of Drilled Rocks).....	32
5. Theoretical Bases of Mechanical Drilling of Rock.....	36
5.1. Hypotheses Concerning Rock Drilling Theory.....	36
5.2. Elements of Cracking Theory Applied to Rock Drilling..	42
6. Analysis of Characteristic Parameters of a Diamond Bit Work with the Use of the Filming Technique.....	45
6.1. Analysis of Changes of Geometrical Parameters of an Impregnated Diamond Bit in the Rock Drilling Process..	51

6.2. Length of the Sector of the Bit Matrix as a Factor of Appropriate Purification of the Well Bottom from Cuttings.....	56
7. Investigation and Exploitation of New Diamond Drilling Tools.....	61
7.1. Analysis and Estimation of Impact of Thermal Effect on Drilling with Diamond Tools.....	61
7.2. Normalization of Thermal Effect in the Technology of Drilling with Diamonds Tools.....	69
7.3. Elaboration of a New Construction of a Diamond Bit....	76
8. Elaboration of the Methodics for Designing the Parameters of Diamond Tools Drilling Technology.....	81
9. General Conclusions and Recommendations.....	87
Literature.....	89
Summary.....	98

Содержание

	стр.
1. От автора.....	9
2. Цель и задачи работы.....	11
3. Геологическое и технико-технологическое обоснование эффективного разрушения пород при бурении.....	13
4. Критерии оценки буримости пород.....	17
4.1. Анализ проведенных исследований.....	17
4.2. Пути совершенствования бурового инструмента в аспекте энергоемкости разрушения пород бурением.....	25
4.3. Принципы рационального проектирования породоразрушающего инструмента для бурения установками с винтовой подачей (осевая нагрузка $P = \text{констанс}$ независимо от типа буримых пород).....	32
5. Теоретические основы механического разрушения пород при бурении.....	36
5.1. Гипотезы в области теории разрушения пород при бурении.....	36
5.2. Элементы теории развития трещин в применении к разрушению пород при бурении.....	42

6. Анализ характерных параметров работы алмазной коронки методом скоростной съемки.....	45
6.1. Анализ изменения геометрических параметров алмазной импрегнированной коронки в процессе бурения.....	51
6.2. Длина сектора матрицы как функция очистки забоя скважины от выбуренной породы.....	56
7. Исследование и разработка нового алмазного бурового инструмента.....	61
7.1. Анализ и оценка влияния теплового эффекта на процесс бурения алмазным инструментом.....	61
7.2. Нормализация теплового эффекта в технологии бурения алмазным инструментом.....	69
7.3. Разработка конструкции новой алмазной коронки.....	76
8. Разработка методики проектирования параметров режима бурения алмазным инструментом.....	81
9. Общие выводы и рекомендации.....	87
Литература.....	89
Резюме.....	98

1. OD AUTORA

Zagadnienia przedstawione w pracy były rozwiązywane przez autora w ciągu wielu lat i niektóre są już wdrożone w przemyśle [1, 33, 43, 66, 67].

Wspólny dorobek autora i kolegów z Moskiewskiego Instytutu Geologiczno-Poszukiwawczego (MGRI) oraz Dniepropietrowskiego Instytutu Górniczego stanowią badania w celu wyjaśnienia charakterystyki pracy narzędzi diamentowych we współpracy z wgłębnyymi wibratorami hydraulicznymi [77]). Zagadnienia te objęte są wspólnymi publikacjami [1, 11, 23, 33, 58, 73, 74, 76, 78].

Analiza efektu cieplnego [14, 21, 23, 24, 25, 63, 68, 69, 75] w procesie wiercenia otworów narzędziami diamentowymi doprowadziła do opracowania konstrukcji koronki diamentowej o zwiększonym przewiercie (seria informacyjna w produkcji) [83, 84]. Interesującym zagadnieniem opracowanym przez autora jest metodyka projektowania parametrów technologii wiercenia rdzeniowego.

Na temat rozprawy dyskutowali ze mną Prof. Dmitrij Nikołajewicz Baszkatow z Moskiewskiego Instytutu Geologiczno-Poszukiwawczego (MGRI), Prof. Lew Kapitonowicz Gorszkow z Sankt-Petersburskiego Instytutu Górniczego (PGI) i Prof. Nikołaj Andrejewicz Dudla z Dniepropietrowskiego Instytutu Górniczego (DGI). Za te dyskusje i cenne uwagi winieniem Im głęboką wdzięczność.

Miłym moim obowiązkiem jest złożenie tą drogą serdecznego podziękowania mgr inż. Dariuszowi Chlebowskiemu z Instytutu Górnictwa Podziemnego AGH w Krakowie za pomoc w przygotowaniu pracy do druku i technikowi Andrzejowi Kowalczykowi za wykonanie rysunków. Dziękuję również wszystkim, których rady i pomoc były mi przydatne do wykonania tej pracy.

Autor

2. CEL I TEZA PRACY

Mimo powszechności stosowania koronek diamentowych, w dalszym ciągu teoretyczne opracowania bazują na zależnościach ustalonych wiele lat temu, pozostawiając duży margines intuicji inżynierskiej. Istnieje wiele fałszywych poglądów w odniesieniu do technologii wiercenia koronkami diamentowymi, np. że koronki diamentowe mają zastosowanie do przewiercania skał twardych niezależnie od składników tworzących te skały [23]. Do tej pory nie ma jednoznacznego poglądu na mechanizm zwiercania skał koronkami diamentowymi. Wielu badaczy tego zagadnienia twierdzi, że proces zwiercania skał koronkami diamentowymi zachodzi w wyniku ich ścierania [7, 44], a niektórzy, że w wyniku scierania i skrawania [4, 36, 38, 50]. W obu przytoczonych poglądach na mechanizm zwiercania skał koronkami diamentowymi do tej pory nie uwzględnia się działania kruszącego, kombinacji działania skrawającego i kruszącego oraz efektu cieplnego, jaki musi powstać w wyniku pracy koronki diamentowej na dnie otworu wiertniczego, mimo oczywistego faktu, że diamenty są bardzo wrażliwe na wysokie temperatury.

Aby wykazać "odstawanie" dotychczas obowiązujących hipotez od rzeczywistego procesu wiercenia, przytoczono definicję energii potrzebnej na zwiercanie skał. Energia zwiercania jest to praca,

jaką należy wykonać, aby spowodować oderwanie od calizny dna otworu zwiercin i jest ona sumą zarówno energii "netto" wymaganej do utworzenia nowych powierzchni, propagacji szczelin, zniszczenia struktury skały, jak i energii odkształceń sprężystych, utworzenia zarodków nowych szczelin, strat związanych z tarciem wewnętrznym i innych strat towarzyszących zwiercaniu, objawiających się głównie w postaci energii cieplnej rozpraszanej do otoczenia i podnoszącej temperaturę skały.

Zatem celem pracy jest:

1. Określenie czynników wpływających na zwiercalność skał koronkami diamentowymi ze szczególnym uwzględnieniem energochłonności zwiercania.
2. Analiza i ocena efektu cieplnego powstającego podczas zwiercania skał koronkami diamentowymi.
3. Opracowanie metody obliczania podstawowych zespołów konstrukcyjnych koronki diamentowej.
4. Opracowanie konstrukcji koronki o jakościowo nowych charakterystykach.
5. Opracowanie parametrów technologii wiercenia koronkami diamentowymi z uwzględnieniem efektu cieplnego.
6. Opracowanie ogólnej metodyki projektowania parametrów technologii wiercenia koronkami diamentowymi opierając się na fizyczno-mechanicznych własnościach skał.

Za główną tezę pracy autor przyjmuje, że efekt cieplny procesu zwiercania skał ma istotny wpływ na konstrukcje koronki diamentowej, parametry technologii wiercenia i trwałość koronki mierzoną uzyskiwanym przewiertem.

3. GEOLOGICZNE I TECHNICZNO-TECHNOLOGICZNE UWARUNKOWANIA EFEKTYWNEGO ZWIERCANIA SKAŁ

Efektywność mechanicznego zwiercania skał zależy od ich fizyczno-mechanicznych własności, konstrukcji, wytrzymałości i odporności na ścieranie narzędzia oraz parametrów technologii wiercenia.

Zwiercanie skał w zasadzie związane jest z pokonaniem ich twardości, wytrzymałości i własności ściernych. Wytrzymałość skał charakteryzuje się granicą wytrzymałości na ściskanie, rozciąganie, zginanie i ścinanie. Skały charakteryzują się wysoką wytrzymałością na ściskanie i znacznie mniejszą na rozciąganie, zginanie i ścinanie. Według danych [15, 32, 55, 60, 71] stosunki wytrzymałości na rozciąganie do wytrzymałości na ściskanie dla różnych skał wahają się od 1/7 do 1/35, stosunek wytrzymałości na zginanie do wytrzymałości na ściskanie wynosi od 1/10 do 1/35 i stosunek wytrzymałości na ścinanie do wytrzymałości na ściskanie wynosi od 1/6 do 1/13. W procesie wiercenia twardość zwykle przyjmuje się za miarę wytrzymałości skały i określa się ją jako lokalną wytrzymałość na wciskanie węgelnika [31]. Twardość skały jest podstawowym kryterium przy określaniu racjonalnych parametrów wiercenia i wyboru typu oraz kształtu geometrycznego narzędzia. Ścierność

skał określa się według zużycia kontaktującego się z nią materiału narzędzia i zwiększa się ona wraz ze wzrostem twardości ziarn mineralnych i ich wymiarów [78, 80]. Skały składające się z jednorodnych pod względem twardości ziaren są mniej ściernie niż skały z twardymi ziarnami z miękkim lepiszczem.

Na wielkość zużycia wpływają: właściwości materiału, rodzaj i charakter tarcia, kształt i rozmiary powierzchni tarcia, docisk między tymi powierzchniami, początkowy stan powierzchni, własności drobin w wyniku zmian środowiska, w którym zachodzi tarcie, temperatura powierzchni tarcia, prędkość tarcia itp. W miarę zużycia się narzędzia zmieniają się jego parametry geometryczne, co prowadzi do zmiany charakteru urabiania skały, do obniżenia jego efektywności oraz powiększenia energochłonności urabiania jednostki objętości skały. Na zużycie narzędzia wiertniczego zbrojonego np. twardymi stopami wpływają trzy podstawowe grupy czynników: przyrodnicze, techniczne i technologiczne [12, 13, 27, 28, 31, 39, 42, 60, 63]. Fizyczno-mechaniczne własności skał, a szczególnie zwiercalność, zależą od składu mineralogicznego, struktury i tekstury, charakteru nasycenia porów i od sposobu ich deformacji [79]. Mechaniczne charakterystyki tej samej skały mogą znacznie różnić się w zależności od kierunku deformowania względem powierzchni uławicenia. Według badań E.F. Epszteina [12, 13], maksymalne wielkości naprężenia krytycznego skały (piaskowiec, wapień ilasty) obserwuje się przy wnikaniu ostrza w poprzecznym kierunku do uławicenia, średnie - przy wnikaniu ostrza równoległe do uławicenia i minimalne - przy wnikaniu ostrza prostopadle do uławicenia.

Charakter urabiania skały na dnie otworu także zależy od kształtu narzędzia wiertniczego [73]. W zależności od kształtu

narzędzia, wielkości i kierunku przyłożenia siły do skały na dnie otworu powstają warunki, które mają istotny wpływ na jej opór i deformacyjne właściwości. Uwzględniając to, że w zależności od stosowanej metody badania i sposobu przyłożenia siły można określić różne wskaźniki charakteryzujące mechaniczne właściwości skał, koniecznie trzeba dla każdego procesu urabiania wybrać tę metodę, która najlepiej odtwarza ten proces. Zdaniem autora, na potrzeby wiertnictwa mechaniczne własności skał należy określać metodami E. F. Epszteina [13, 15, 55, 63] i L. A. Szreinerera [49].

Skala zwięzłości skał opracowana przez M. M. Protodiakonowa jest mało przydatna dla charakterystyki zwiercalności, gdyż jej podstawą jest wytrzymałość skał na jednoosiowe ściskanie [79]. Urabianie skały w procesie wiercenia zachodzi w warunkach trójosiowego ściskania. Dlatego wielkość czasowego oporu na ściskanie skał przy jednoosiowym i trójosiowym ścisnaniu będzie różna, a prędkość wiercenia w skałach o jednakowej wytrzymałości na ściskanie jednoosiowe (np. kwarcytów i bazaltów) będzie zupełnie inna.

Analiza prac [3, 6, 12, 13, 16, 26, 30, 31, 34, 39, 41, 42, 43, 52, 53, 59, 73] potwierdza realną możliwość zwiercania większości rodzajów skał nie tylko w wyniku deformacji ściskających ale i w wyniku deformacji rozciągających, zginających, scinających i odrywających. W tym celu należy prowadzić badania w zakresie kombinowanych sposobów zwiercania skał.

Ponadto ustalono [13, 58], że efektywność zwiercania skał twardych zależy od stosunku obciążenia poziomego do pionowego. Najmniejszą energochłonność osiąga się przy stosunku tych obciążeń wynoszącym 0.3 [39, 48, 58]. W danym przypadku bierze się stosunek wielkości momentu obrotowego do nacisku osiowego na narzędzie.

Największy efekt urabiania skał twardych na dnie otworu

wiertniczego można osiągnąć przy możliwie najmniejszej powierzchni kontaktu krawędzi skrawających narzędzia ze skałą i maksymalnie możliwym odsłonięciu powierzchni dna otworu. Te warunki spełniają koronki z ostrzami przerywanymi, w których przerwy są w przedziale 1.62 - 2.47 głębokości wniknięcia [79]. W tym przypadku w skale powstaje naprężenie niejednorodne obejmujące 40 - 50% powierzchni dna otworu, a skała urabiana jest w wyniku deformacji rozciągania, zginania i scinania.

4. KRYTERIA OCENY ZWIERCALNOŚCI SKAŁ

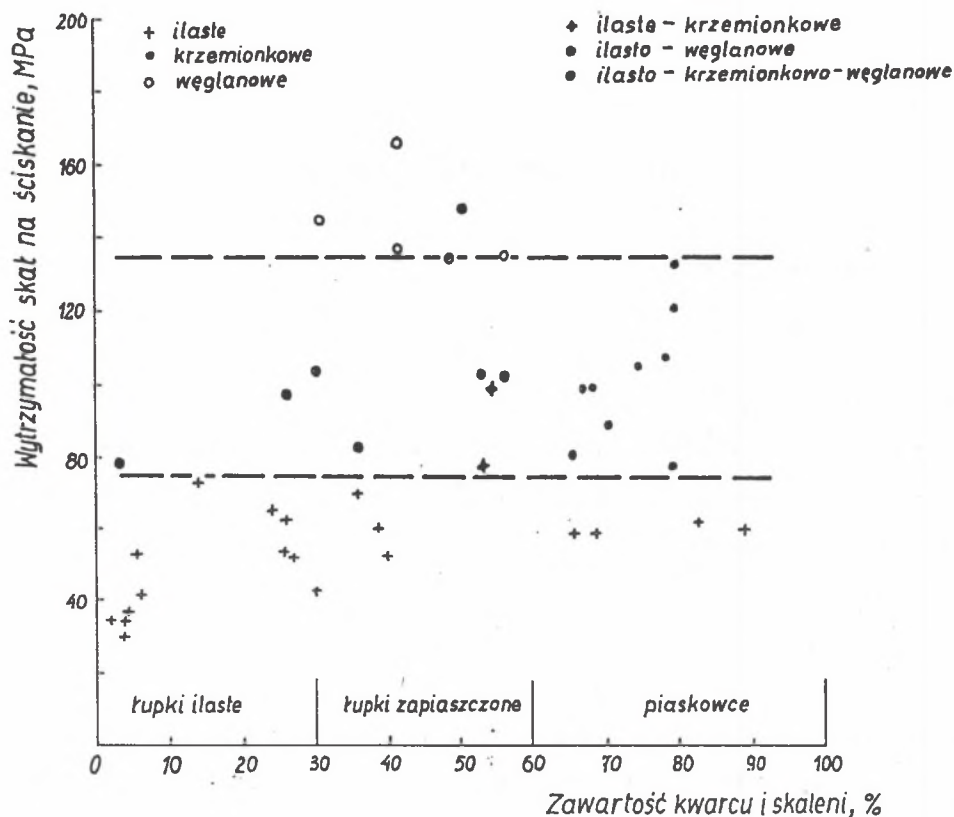
4.1. Analiza przeprowadzonych badań

Rodzaj skały ma istotny wpływ na prędkość wiercenia, zużycie się narzędzi wiertniczych oraz koszty wiercenia. Efektywne zwiercanie skały uzależnione jest od metody jej urabiania, wybieranej w taki sposób, aby oddziaływać narzędziami na jej najsłabsze cechy wytrzymałościowe.

Do tej pory uważano, że zwiercalność skały jest zależna od jej wytrzymałości na ściskanie. Pogląd ten jest tylko częściowo słuszny, bowiem wytrzymałość na ściskanie jest tylko jednym z wielu czynników, które mogą wywierać wpływ na zwiercalność. Prowadząc systematyczne badania [79] można było stwierdzić, że łupki ilaste mają niekiedy większą wytrzymałość na ściskanie od piaskowców, ale łupki ilaste były łatwiej zwiercalne niż piaskowce.

O stopniu wytrzymałości skały na ściskanie decyduje rodzaj spoiwa. Świadczą o tym wyniki badań przeprowadzonych na 42 próbkach różnych skał (rys. 4.1) [79]. Na osi rzędnych naniesiono wytrzymałość na ściskanie, a na osi odciętych zawartość kwarcu i skaleni. Po lewej stronie rysunku znalazły się łupki ilaste, w środkowej części iłołupki zapiaszczone, a z prawej strony piaskow-

Spoiwa



Rys. 4.1. Zależność wytrzymałości skał na ściskanie od zawartości kwarcu i skaleni oraz rodzaju spoiwa

Fig. 4.1. Dependence of Rock strength to squeezing on the quartz and feldspars content and type of binder

ce. Rodzaj spoiwa zaznaczono oddzielnie. Analiza rysunku 4.1 wskazuje, że w skałach o wytrzymałości na ściskanie do 75 MPa spotykamy wyłącznie spoiwa ilaste niezależnie od zawartości kwarcu i skaleni. W skałach o wytrzymałości 75 ÷ 135 MPa przeważa spoiwo krzemionkowe. W łupkach ilastych i piaskowcach łupkowo-ilastych występują spoiwa mieszane, przede wszystkim ilasto-węglanowe. Powyżej 135 MPa przeważa spoiwo węglanowe.

Twarde stopy powszechnie stosowane na ostrza narzędzi wiertniczych mają twardość w skali Mohsa $8.0 \div 8.5$ [13]. Kwarc ma twardość w tej skali równą 7. Zatem ostrze z takiego stopu bez przeszkód powinno zwiercać kwarc. W praktyce obserwuje się zjawisko odwrotne, że kwarc niszczy narzędzie. Wynika to stąd, że w procesie zwiercania wydziela się znaczna ilość ciepła, która zanim zostanie odprowadzona przez płuczkę, powoduje zmianę twardości stopu. Można więc powiedzieć, że zużycie ostrzy zależne jest przede wszystkim od zawartości kwarcu i skaleni, natomiast z wartości wytrzymałości na ściskanie nie można wnioskować o wielkości zużycia narzędzia.

Efektywność wiercenia otworów określa się prędkością wiercenia i przewiertem na świder, które zależą od fizyczno-mechanicznych własności skał [8, 37, 46, 56, 60, 78], a także od obróbki kriogenicznej narzędzi wiertniczych [51]. Ocena podatności skał na zwiercanie jest konieczna przy wyborze sposobu wiercenia i typu techniki wiertniczej, a także przy opracowywaniu parametrów technologii wiercenia.

Ilościowo zwiercalność skał ocenia się określając prędkość wiercenia lub czas efektywnego wiercenia jednostki długości otworu z uwzględnieniem typu wiertnicy, rodzaju narzędzia oraz parametrów technologicznych procesu wiercenia. Otrzymana w ten sposób skala klasyfikacyjna zwiercalności może być wykorzystywana tylko do określonej techniki i technologii wiercenia. Zmiana typu narzędzia i parametrów technologii wiercenia powoduje zmianę wartości wskaźnika zwiercalności. Także przy zachowaniu stałych parametrów wiercenia w skale jednorodnej wskaźnik zwiercalności nieprzerwanie zmienia się w wyniku zużywania się narzędzia.

Fakt klasyfikowania skał według zwiercalności jest pojęciem

względny, a wykonanie jednolitej klasyfikacji jest nadal aktualne i bardzo trudne [8]. W praktyce funkcjonuje wiele specjalistycznych klasyfikacji skał według ich zwiercalności dla różnych sposobów wiercenia i typowymiarów narzędzi. Przy określonej technologii wiercenia wskaźnik zwiercalności skał charakteryzuje ich właściwości mechaniczne. Dlatego w klasyfikacji skał pod względem zwiercalności powinno się wykorzystywać ich fizyczno-mechaniczne właściwości, które mają największy wpływ na efektywność procesu wiercenia. Do oceny zwiercalności uwzględniającej tylko właściwości fizyczno-mechaniczne skał powinno się stosować bezwymiarowy wskaźnik trudności zwiercania p_b , uważając, że w procesie wiercenia istotne znaczenie ma granica wytrzymałości skały na ściskanie i scinanie [78, 79]. Wskaźnik trudności zwiercania powinien uwzględniać także ciężar jednostkowy skał. Wielkość p_b określa się wyrażeniem [78]:

$$p_b = A (R_c + R_t + B \gamma) \quad (4.1)$$

gdzie: R_c - wytrzymałość skał na ściskanie, Pa,

R_t - wytrzymałość skał na scinanie, Pa,

γ - ciężar właściwy skał, N/m³,

A - współczynnik, Pa⁻¹,

B - współczynnik, m.

Zaproponowano, by w zależności od wskaźnika p_b , wszystkie skały podlegające mechanicznym sposobom zwiercania, podzielić na pięć klas zwiercalności, a każdą z klas na pięć kategorii:

I klasa - skały łatwo zwiercalne ($p_b = 1 + 5$);

II klasa - skały o średniej zwiercalności ($p_b = 6 + 10$);

III klasa - skały trudno zwiercalne ($p_b = 11 + 15$);

IV klasa - skały bardzo trudno zwiercalne ($p_b = 16 + 20$);

V klasa - skały wyjątkowo trudno zwiercalne ($p_b = 21 + 25$).

Skały o wskaźniku $p_b > 25$ zalicza się do niemieszczących się w kategoriach.

Po zastosowaniu w wiertnictwie narzędzi diamentowych opracowano wzór 4.2 dla określenia wskaźnika trudności zwiercania p_b tymi narzędziami:

$$p_b = K \frac{v}{P n} \quad (4.2)$$

gdzie: K - współczynnik uwzględniający wymiary koronki, N/m,

v - prędkość wiercenia, m/s,

P - nacisk osiowy na koronkę, N,

n - prędkość obrotowa koronki, s^{-1} .

Prędkość wiercenia narzędziami diamentowymi jest wprost proporcjonalna do nacisku osiowego i prędkości obrotowej w określonych przedziałach regulacji. Przedziały te zwykle okazują się obszarem racjonalnych parametrów wiercenia. Dlatego wykorzystanie przedstawionego wskaźnika będzie uzasadnione tylko przy racjonalnych parametrach wiercenia.

Wskaźnik p_b można stosować jako stały mnożnik interpretowany jako wielkość odwrotnie proporcjonalna do jednostkowej pracy urabiania.

Praca narzędzia przy uwiercenie na jeden obrót może być określona wzorem:

$$A_u = \frac{\pi (D + d)}{2} K_s P, J \quad (4.3)$$

gdzie: A_u - praca zwiercania na jeden obrót koronki, J,

D - zewnętrzna średnica koronki, m,

d - wewnętrzna średnica koronki, m,

K_s - współczynnik oporu ruchu koronki po dnie otworu w płaszczynie jej obrotu, -.

Praca zwiercania jednostki objętości skały wynosi:

$$A_j = \frac{A_u}{h S}, J/m^3 \quad (4.4)$$

gdzie: A_j - jednostkowa praca zwiercania, J/m^3 ,
 h - przewiert koronką, m,
 S - powierzchnia dna otworu, m^2 .

Uwzględniając, że:

$h = \frac{v}{n}$, m, a $S = \frac{\Pi}{4} (D^2 - d^2)$, m^2 , otrzymano:

$$A_j = \frac{4\Pi (D + d)}{2\Pi (D^2 - d^2)} K_s \frac{P n}{v}, \quad J/m^3 \quad (4.5)$$

lub $A_j = \frac{2}{D - d} K_s K \frac{1}{p}, \quad J/m^3 \quad (4.6)$

po przekształceniu

$$p_b = \frac{2 K_s K}{D - d} \frac{1}{A_j} \quad (4.7)$$

Z równania (4.7) widać, że wskaźnik zwiercalności jest wprost proporcjonalny do współczynnika oporu i odwrotnie proporcjonalny do jednostkowej pracy urabiania.

Jedną z pierwszych klasyfikacji, które znalazły szerokie zastosowanie w górnictwie, jest klasyfikacja skał według skali M. M. Protodiakonowa, w której wskaźnik zwięzłości określany jest wyrażeniem [32, 42, 63]:

$$f = \frac{R_c}{10} \quad (4.8)$$

Wielkość f w przybliżeniu może być określona związkiem korelacyjnym ze wskaźnikami niektórych procesów technologicznych:

$$f = k_1 A_j; \quad f = \frac{k_2}{v}; \quad f = k_3 \sqrt[3]{z_j} \quad (4.9)$$

gdzie: f - wskaźnik zwięzłości wg M. M. Protodiakonowa, bezwymiarowy,

R_c - wytrzymałość skał na ściskanie, Pa,

k_1 - współczynnik, m^3/J ,

k_2 - współczynnik, s/m,

k_3 - współczynnik, m,

z_j - liczba zużytych narzędzi do zwiercenia jednostki objętości skały, $1/m^3$.

Zatem wskaźnik zwięzłości charakteryzuje w przybliżeniu ogólna podatność skał na zwiercanie.

Za miarę twardości określanej metodą L. A. Szreinerera przyjmuje się nacisk jednostkowy p_{sz} odpowiadający momentowi zniszczenia struktury skały pod czołem węgelnika i nazywany jest twardością skupioną:

$$p_{sz} = \frac{P}{S_w}, \quad Pa \quad (4.10)$$

gdzie: p_{sz} - twardość skupiona, Pa,

P - nacisk na węgelnik w momencie zniszczenia struktury skały, N,

S_w - powierzchnia czołowa węgelnika, m^2 .

Moment zniszczenia struktury skały określa się według krzywej zależności głębokości leja rozkruszenia (deformacji) ϵ od nacisku P_p [49].

W celu urealnienia podobieństwa warunków badań do procesu zwiercania, L. J. Baron i L. B. Glatman [60] przedstawili sposób wciskania węgelnika w nieszlifowaną powierzchnię próbki. Przy czym nacisk niszczący jest mniejszy niż w metodzie L. A. Szreinerera. Otrzymany wskaźnik nazwano wytrzymałością kontaktową skały, którą określa się z wzoru:

$$p_k = \sum_{j=1}^l \frac{P_{pj}}{S_w}, \quad Pa \quad (4.11)$$

gdzie: p_k - wytrzymałość kontaktowa skały, Pa,

j - numer doświadczenia,

l - liczba doświadczeń wykonanych na jednej próbce,

P_{pj} - nacisk na węgelnik w momencie zniszczenia struktury skały w j -tym doświadczeniu, N.

Wskaźnik wytrzymałości kontaktowej i twardości skupionej związane są następującą zależnością:

$$p_k = (0.62 + 0.70) p_{sz} , \quad Pa \quad (4.12)$$

Związek korelacyjny między granicą wytrzymałości skały na sciskanie i wskaźnikiem wytrzymałości kontaktowej może być wyrażony równaniem [60]:

$$p_k = 1.9 R_c^{1.5} , \quad Pa \quad (4.13)$$

Wskaźnik wytrzymałości kontaktowej lepiej charakteryzuje istotę fizycznego oddziaływania narzędzia wiertniczego na skałę niż twardość skupiona. W związku z tym wskaźnik ten jest szeroko stosowany w obliczeniach inżynierskich.

Dla celów praktycznych w wiertnictwie stosuje się dużą liczbę klasyfikacji skał według ich zwięzłości, twardości, urabialności, zwiercalności itd.

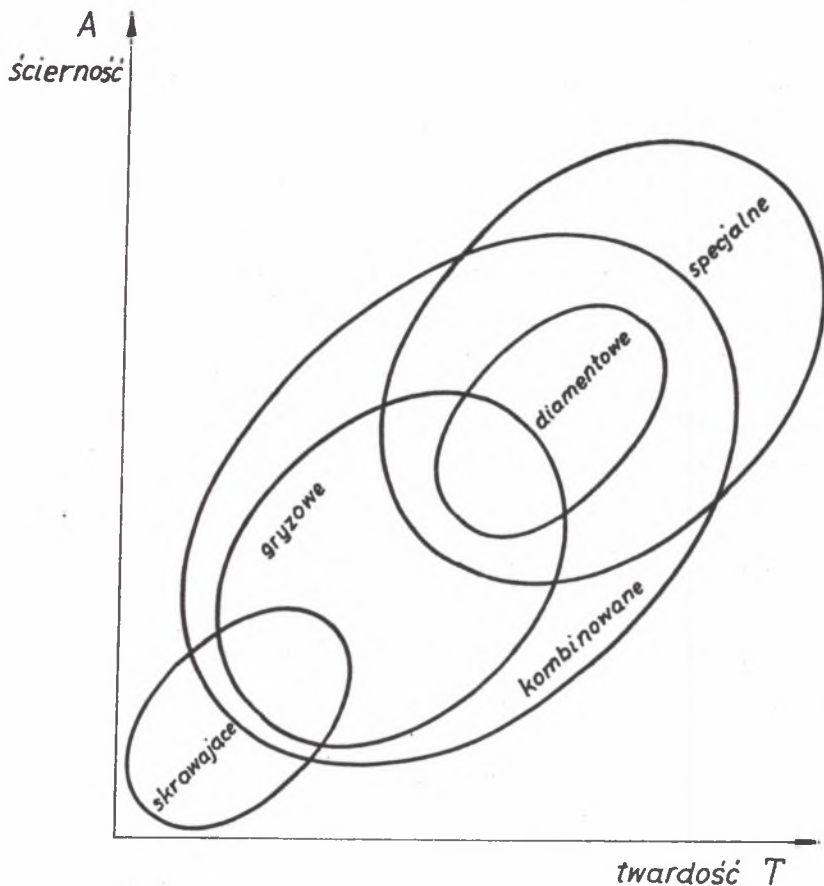
Różni badacze [10, 13, 49] podają określenie zwiercalności z pozycji osobistego podejścia do zrozumienia tej właściwości skały i celu, dla którego będzie ona wykorzystywana. Pod pojęciem zwiercalności rozumiemy technologiczną właściwość skały wprowadzoną w celu uwzględnienia wpływu techniki, technologii i organizacji na charakterystykę i warunki przebiegu procesu wiercenia otworów. Należy przyjąć, że zwiercalność to podatność skał na zniszczenie, a nie opór przeciwko zniszczeniu, jak zaznacza się w wielu podawanych definicjach. Jeżeli nie występuje zniszczenie, oznacza to brak lub nieprawidłowość w procesie wiercenia. Niszczanie struktury skały osiąga się poprzez oddziaływanie na skałę sił wewnętrznych, wyzwalanych użyciem środków technicznych. Dlatego zwiercalność jest właściwością technologiczną skały, charakteryzującą jej podatność na niszczenie wskutek działania układu sił wewnętrznych, powstających w procesie wiercenia.

W obecnym czasie do oceny zwiercalności zaleca się wykorzystywać prędkość wiercenia v , początkową prędkość wiercenia v_0 , uwiert na obrót h/n , prędkość wiercenia odniesioną do jednostkowego nacisku na narzędzie wiertnicze v/P_1 , jednostkową pracę urabiania określoną jako stosunek zużytej energii do objętości urobionej skały $A_g = A_u/V$, chwilowy opór skały przy jednoosiowym ścisnieniu p_{sz} lub współczynnik zwięzłości f , twardość kontaktową p_k , wytrzymałość dynamiczną p_d , rozmiary stref zniszczenia przy wciskaniu wgłębników, ścierność skał k , współczynniki ściernalności skał lub zwiercin k_{sc} , uogólniony wskaźnik łączący wytrzymałość dynamiczną i ścierność $\rho_m = 3 p_d^{0.8} k_{sc}$, twardość określoną metodą wciskania wgłębnika, współczynnik zwięzłości i ścierności, współczynnik plastyczności i ścierności.

4.2. Kierunki doskonalenia narzędzi wiertniczych w aspekcie energochłonności zwiercania skał

W technologiach wiertniczych uwarunkowanych własnościami fizyczno-mechanicznymi przewierczanych skał stosowane są różne rodzaje narzędzi wiertniczych, których obszar wykorzystania nakłada się lub rozdziela (rys. 4.2). Urabianie skały w procesie wiercenia otworów zachodzi przy trójosiowym ścisnieniu, stąd warunki urabiania skał są trudniejsze niż przy innych robotach górniczych. W dotychczasowych rozwiązaniach konstrukcyjnych swidrów ich ostrza powodują przede wszystkim ścisnienie i dopiero wtórnie powstają odkształcenia i naprężenia rozciągające lub też scinające [42, 45].

Elementem doskonalenia narzędzi wiertniczych jest zatem szukanie kształtów geometrycznych ich ostrzy pracujących w zakresie



Rys. 4.2. Obraz jakościowy wykorzystania różnych typów swiadrów
 Fig. 4.2. Quantitative picture of utilization of various kinds of bits

zmniejszonych naprężeń normalnych ujemnych (ściskanie), a przy zwiększonych naprężeniach normalnych dodatnich (rozciąganie) i stycznych (ścinanie) [42, 45, 47, 57, 73, 84, 85].

Niżej podano prędkość obrotową i wskaźniki wiercenia koronkami z zaokrągloną i stopniowaną aktywną powierzchnią roboczą [73]:

- prędkość obrotowa, rad/s	1	2	4
----------------------------	---	---	---

- prędkość wiercenia, m/s

* koronki z zaokrągloną

aktywną powierzchnią roboczą	1.0	1.6	2.1
------------------------------	-----	-----	-----

* koronki ze stopniowaną

aktywną powierzchnią roboczą	1.0	1.9	3.2
------------------------------	-----	-----	-----

- zużycie energii, J

* przez koronkę z zaokrągloną

aktywną powierzchnią roboczą	1.0	1.32	1.94
------------------------------	-----	------	------

* przez koronkę ze stopniowaną

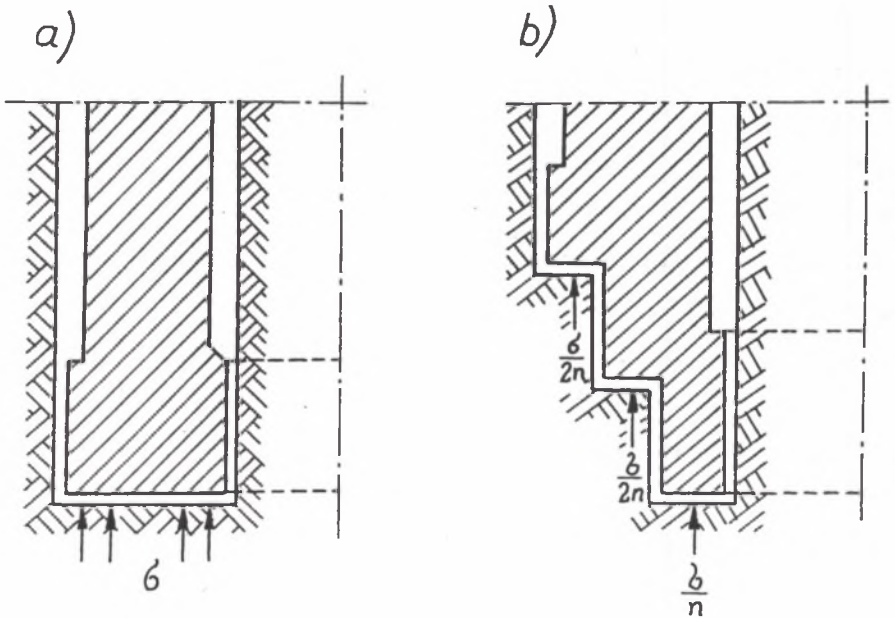
aktywną powierzchnią roboczą	1.0	1.08	1.0
------------------------------	-----	------	-----

Interesujące jest to, że zużycie energii podczas wiercenia koronką z zaokrągloną aktywną powierzchnią roboczą zwiększa się proporcjonalnie do wzrostu prędkości wiercenia, a przy dnie stopniowanym jest niezmiennie.

Z ogólnej teorii niszczenia struktury skał wiadomo, że zwiększenie powierzchni odsłonięcia zmienia charakter deformacji skał, co prowadzi do obniżenia ich mechanicznych własności. Inaczej mówiąc, wytrzymałość skały na ściskanie zależy od warunków przyłożenia sił niszczących. Najmniejsza wytrzymałość na ściskanie występuje przy jednoosiowym ścisaniu. Przy dwuosiowym (płaskim) ścisaniu wytrzymałość skały wzrasta od 1.5 do 2 razy. Przy trójosiowym (objętościowym) ścisaniu wytrzymałość skały znacznie wzrasta. Pod działaniem nacisku osiowego na płaskie dno, w skale powstają naprężenia ściskające i tylko przyłożenie momentu obrotowego powoduje styczny kierunek oddziaływania nacisku prowadzący do scinania i miażdżenia zwiercanej warstwy ostrzem narzędzia wiertniczego. Nacisk osiowy przyłożony do powierzchni stopniowanej wywołuje w skale nie tylko naprężenia ściskające, ale i scinające, których wielkość stanowi tylko 10% wartości naprężeń ściskających

[72, 73, 75, 81, 86, 87, 89]. Szczeliny powstające przy tym w ska-
le przenikają od powierzchni poziomej stopni do powierzchni pio-
nowej osłabiając ograniczoną nimi strefę, która aktywnie ulega ni-
szczeniu pod wpływem obrotów narzędzia wiertniczego i działania
płuczki wiertniczej.

Upraszczając, podczas wiercenia wytrzymałość skały naciska-
nie zmienia się w zakresie od σ do 0 w miarę zbliżania się do kra-
wędzi stopnia i średnio wynosi $\sigma/2$. Tym w szczególności objaśnia

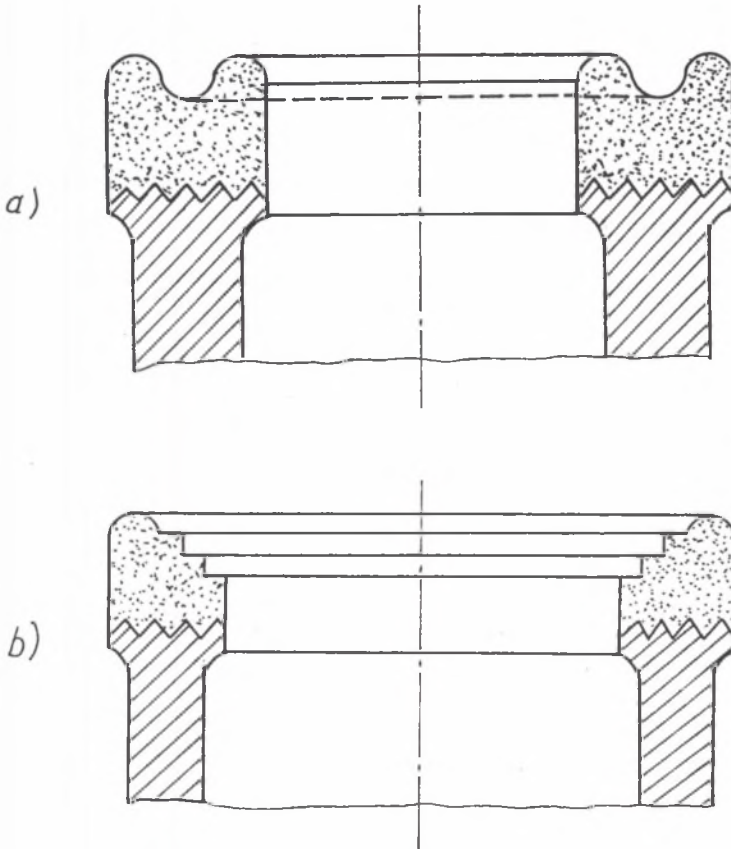


Rys. 4.3. Schemat rozkładu naprężeń w skałe pod działaniem swidra
a) płaskiego, b) stopniowanego
Fig. 4.3. Scheme of rock stresses distribution resulting from the
operation of a) flat bit, b) graded bit

się zmniejszenie jednostkowego zużycia mocy podczas wiercenia.
Obniżenie stanu naprężenia skały w stopniach prowadzi do zwiększe-
nia efektów wiercenia przy stałym nacisku działającym na powierz-
chnię czołową narzędzia.

Analizując zmiany wytrzymałości skały w zależności od kształtu dna (rys. 4.3) przyjmuje się, że wytrzymałość każdego z n stopni dna równa się $\sigma/2$. Uwzględniając jej obniżenie się na wszystkich stopniach względem niższego dwukrotnie można dowiedzieć, że sumaryczna wytrzymałość skały na ściskanie dla dwóch stopni wyniesie $3\sigma/4$, dla trzech stopni $4\sigma/6$, dla czterech $5\sigma/8$, a dla n stopni wynosi:

$$\frac{(n + 1) \sigma}{2n} \quad (4.14)$$



Rys. 4.4. Schematy koronek diamentowych do przewiercania skał szczelinowatych a) o profilu wklęsłym, b) o profilu stopniowanym do wewnątrz

Fig. 4.4. Schemes of diamond bits for drilling fractured rocks a) concave profile, b) graded inward profile

Zgodnie z powyższym zapisem możliwe jest obniżenie energii potrzebnej do zwiercania jednostki objętości skały w przedziale 0 + 50% . Efektem powyższej analizy są dwie nowe konstrukcje koronek diamentowych o profilach: wklęsłym i stopniowanym do wewnątrz (rys. 4.4) opatentowane w 1989 roku [82, 83, 89]. Jeżeliby przyjąć, że moc na zwiercanie obniża się proporcjonalnie do zmniejszania wytrzymałości skały, to do wzoru na moc powinien być wprowadzony współczynnik:

$$k = \frac{(n + 1)}{2n} \quad (4.15)$$

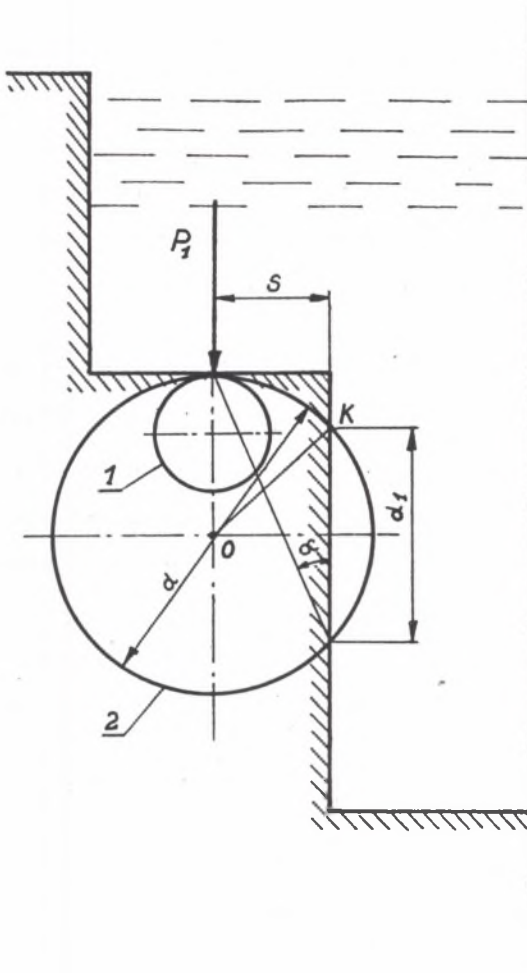
W celu uzyskania więc właściwych techniczno-ekonomicznych wskaźników wiercenia celowe jest obniżenie energii jednostkowej przy zachowaniu stałej mocy doprowadzanej na dno otworu. Obniżenie mocy prowadzi bowiem do zmniejszenia prędkości wiercenia, podwyższenie zaś może być powodem awarii wiertniczych.

Te praktyczne rozważania znajdują potwierdzenie w teorii Bussinesga [89]. Ze wzoru Bussinesga wynika, że na dowolnej, poziomej płaszczyźnie położonej na powierzchni strefy naprężeń, posiadającej średnicę d , naprężenia całkowite σ_p są jednakowe, skierowane do miejsca przyłożenia siły (skupionej) P_1 i określa się je według wzoru:

$$\sigma_p = \frac{3 P_1}{2 \pi d^2} \quad (4.16)$$

Jeżeli do tej zależności podstawimy w miejsce σ_p wielkość doraźnej wytrzymałości skały na ścinanie τ_{sd} i określimy średnicę, to otrzymamy strefę granicznych naprężeń dla danej skały, które wewnątrz tej strefy będą większe, a na zewnątrz mniejsze:

$$d^2 = \frac{3 P_1}{2 \pi \tau_{sd}} \quad (4.17)$$



Rys. 4.5. Sfera naprężeń przecinająca dodatkową powierzchnię odsłonięcia dna otworu w przypadku stosowania swidrów stopniowanych

Fig. 4.5. Stresses zone cutting additional surface of opening the well bottom in the case of application of graded bits

Jeżeli sfera 1 granicznych naprężeń (rys. 4.5) nie przecina dodatkowej powierzchni odsłonięcia, to naprężenia graniczne równoważone są siłami otaczającego środowiska. Przecięcie sfery 2 powierzchnią dodatkową prowadzi do zachwiania równowagi, a w konse-

kwencji do ścięcia części skały położonej pod świderem o objętości stożka, którego podstawę stanowi obwód odcinanego segmentu kuli o średnicy d_1 i wierzchołku w punkcie przyłożenia siły P_1 .

4.3. Zasady racjonalnego projektowania narzędzi wiertniczych do wiercenia wiertnicami z posuwem śrubowym (nacisk $P = \text{const}$ niezależnie od rodzaju przewierczanych skał)

Do wiercenia otworów z wyrobisk podziemnych najczęściej stosuje się narzędzia skrawające i diamentowe. Narzędziami skrawającymi nie zaleca się zwiercać skał o współczynniku zwięzłości Protodiakonowa przekraczającym 6. Natomiast narzędzia diamentowe mogą być przeznaczone do zwiercania różnych skał, a zwłaszcza twardych i bardzo twardych.

W wiertnictwie jako kryterium optymalizacji często przyjmuje się minimum jednostkowego kosztu wiercenia lub maksimum marszowej prędkości wiercenia. Aby osiągnąć funkcję celu w każdym marszu powinno się prawidłowo dobrać parametry technologii wiercenia, które dzieli się na parametry mechaniczne i hydrauliczne. Spośród wspomnianych parametrów zajęto się racjonalnym doбором nacisku osiowego na świder i koronki skrawające. Może on być dokonany na podstawie bezwymiarowego wskaźnika P_k , którym jest stosunek jednostkowego nacisku osiowego p_o do granicy wytrzymałości na ściskanie σ_c [79], tj.:

$$P_k = \frac{p_o}{\sigma_c} \quad (4.18)$$

Jednostkowy nacisk osiowy narzędzia skrawającego oblicza się ze wzoru:

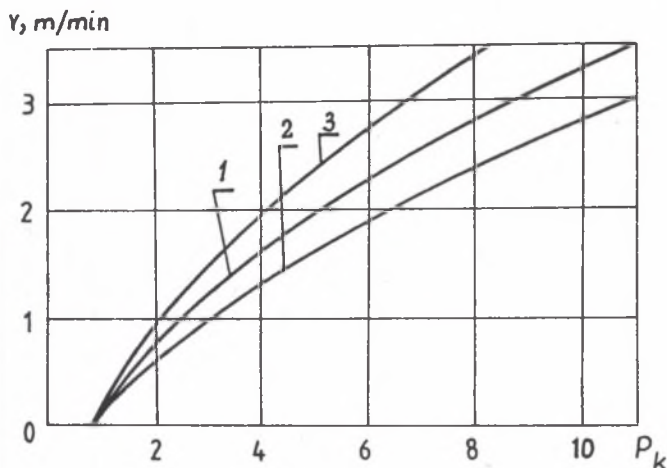
$$p_o = \frac{P}{k \lambda \Delta s R} \quad (4.19)$$

gdzie: P - całkowity nacisk osiowy na narzędzie skrawające,
 k - liczba ostrzy skrawających koronki lub swidra,
 λ - stosunek długości linii kontaktu krawędzi skrawającej narzędzia ze skałą do zewnętrznego promienia koronki lub swidra,
 Δs - średnia (z całej długości) szerokość powierzchni przytępienia,
 R - promień swidra lub zewnętrzna średnica koronki.

Podstawiając jednostkowy nacisk osiowy określony wzorem (4.19) do wzoru (4.18) otrzymamy:

$$P_k = \frac{P}{k \lambda \Delta s R \sigma_c} \quad (4.20)$$

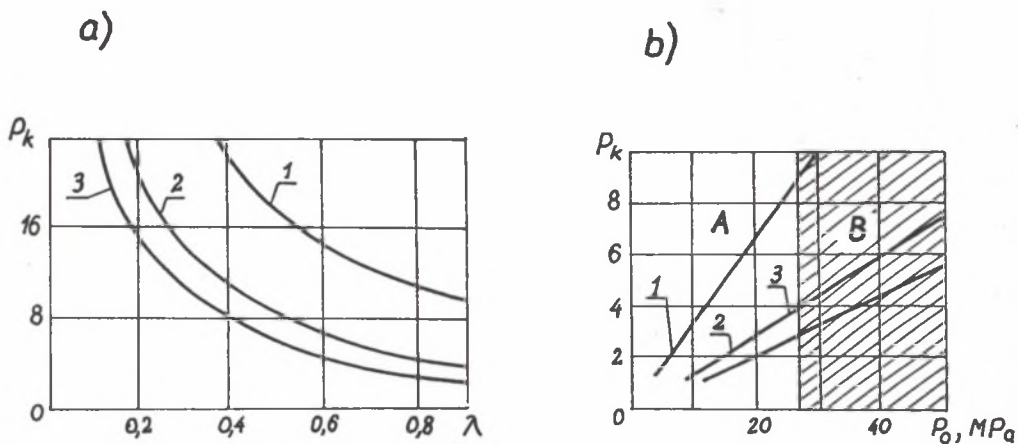
Wyrażenie (4.20) łączy różne parametry wiertnica-narzędzie-skała i przedstawia bezwymiarowy parametr dla różnych rodzajów narzędzi skrawających.



Rys. 4.6. Zależność prędkości wiercenia v od parametru P_k dla piaskowca o granicy wytrzymałości na ściskanie $\sigma_c = 30$ MPa
 Fig. 4.6. Dependence of drilling rate v on the parameter P_k for sandstone with the boundary resistivity to squeezing $\sigma_c = 30$ MPa

Na podstawie danych doświadczalnych przedstawiono na wykresie (rys. 4.6) zależność prędkości wiercenia v od wielkości P_k dla piaskowców średnioziarnistych o granicy wytrzymałości $\sigma_c = 30$ MPa. Krzywa 1 świadczy, że między prędkością wiercenia v i parametrem P_k istnieje wyraźna zależność. Przy $P_k = 1$ prędkość wiercenia praktycznie równa jest zero i rośnie w miarę zwiększania się wartości P_k . Przedstawiona zależność charakterystyczna jest dla skał małoszczelinowatych, niezawodnionych, niezlepiających się. Przy przewiercaniu skał oblepiających się, jak np. ility z tą granicą wytrzymałości na ściskanie (krzywa 2), zależność prędkości wiercenia v od parametru P_k będzie leżeć na prawo od krzywej 1, a dla skał szczelinowatych i kruchych - na lewo od krzywej 1 (krzywa 3). W skałach kruchych osiąga się większe prędkości wiercenia.

Na rys. 4.7a przedstawiona jest zależność P_k od geometrycznej charakterystyki narzędzi λ przy $p_o = 2$ kN dla różnych skał.



Rys. 4.7. Zależność parametru P_k a) od charakterystyki geometrycznej narzędzia (1 - 3: skały o $\sigma_c = 30, 60, 100$ MPa), b) od jednostkowego nacisku osiowego P_o (1 - 3: skały o $\sigma_c = 30, 70, 100$ MPa)

Fig. 4.7. Dependence of the parameter P_k on: a) geometrical characteristic of the tool (1 - 3: rocks with $\sigma_c = 30, 60$ and 100 MPa), b) unit axial stress P_o (1 - 3: rocks with $\sigma_c = 30, 70$ and 100 MPa)

Wykres ilustruje możliwości koronek różnych konstrukcji z punktu widzenia wywołania naprężeń sciskających na dnie otworu. Wraz ze zwiększeniem wytrzymałości skały P_k zmniejsza się, np. przy $\sigma_c = 100$ MPa, odpowiednio wysoki parametr P_k można osiągnąć tylko przy $\lambda = 0.3 + 0.7$. Wówczas krawędzie skrawające powinny być przerywane i tworzyć oddzielne ostrza.

Zależność P_k od wielkości jednostkowego nacisku osiowego przedstawiona jest na rys. 4.7b. Wykres ten otrzymano także dzięki analizie danych doświadczalnych (przy przewiercaniu skał o różnym σ_c). Strefa A wykresów (rys. 4.7b) charakteryzuje racjonalny obszar pracy koronek z pełną krawędzią skrawającą, strefa B (zakreskowana) - z krawędzią przerywaną. Granica między strefami może być określona na podstawie analizy pracy rzeczywistego narzędzia. Doświadczalnie ustalono, że szerokość powierzchni przytępienia krawędzi skrawających nowych narzędzi tego typu średnio wynosi 0.5 mm.

5. TEORETYCZNE PODSTAWY MECHANICZNEGO ZWIERCANIA SKAŁ

5.1. Hipotezy w zakresie teorii zwiercania skał

Zależność pomiędzy siłami obciążającymi ciało sprężyste (jakimi najczęściej są skały) a jego wymiarami ujmuje prawo Hooke'a, zgodnie z którym odkształcenie jest wprost proporcjonalne do naprężenia według zależności [65]:

$$\sigma = E \epsilon \quad (5.1)$$

gdzie: σ - naprężenie, Pa,

ϵ - odkształcenie,

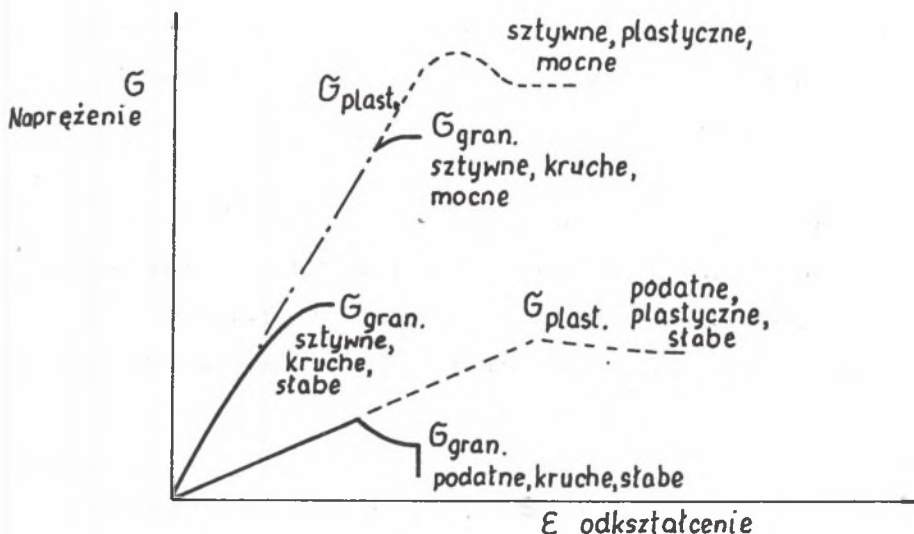
E - stała materiałowa, moduł Younga, Pa.

Prawo to jest ważne w szerokim zakresie wartości dla ogromnej większości materiałów. Cechy wytrzymałościowe materiałów można prześledzić na wykresie $E = f(\epsilon)$ (rys. 5.1).

Schematyczne przedstawienie zależności "naprężenie-odkształcenie" pozwala wyodrębnić wśród ciał sprężystych:

- ciała sztywne o dużych E i podatne o małych E ,
- ciała słabe o niewielkich σ_{gran} i mocne o dużych σ_{gran} , po których przekroczeniu następuje zniszczenie ciała (pęknięcie),
- ciała sprężysto-krucze ulegające zniszczeniu praktycznie w zakresie ważności prawa Hooke'a,

- ciała sprężysto-plastyczne, które po przekroczeniu σ_{gran} , zwanego granicą plastyczności, odkształcają się plastycznie zanim ulegną zniszczeniu.



Rys. 5.1. Uproszczony wykres $E = f(\epsilon)$
 Fig. 5.1. Simplified graph of $E = f(\epsilon)$

Granica plastyczności wyznacza obszar, w którym po odjęciu obciążenia ciało stałe wraca do poprzednich wymiarów. Po przekroczeniu tej granicy występują już odkształcenia trwałe. Można powiedzieć, że ciała kruche są to ciała, które pękają (ulegają zniszczeniu) zanim osiągną granicę plastyczności [71]. Właściwości wytrzymałościowe ciał stałych są związane z ich budową krystaliczną. Właściwości te zależą od innych czynników, z których należy wymienić dwa, tj. temperaturę i prędkość przyłożenia obciążenia. Z reguły wzrost temperatury powoduje uplastycznienie i wzrost podatności ciała na zniszczenie, a spadek temperatury - obniżenie naprężenia granicznego i wzrost sztywności [65].

Przeważająca część literatury światowej w zakresie technologii wiercenia otworów oparta jest na dwóch podstawowych teoriach. Są to teorie Rittingera i Kicka [2, 3, 5, 12, 15, 19, 20, 29, 31, 34, 39, 40, 42, 48, 56, 60, 89].

Według teorii P. R. Rittingera, podanej w pracy pt.: "Lehrbuch der Aufbereitungskunde" (Berlin 1867), przyjmuje się, że praca urabiania jest proporcjonalna do nowo wytworzonej powierzchni rozdrobnionych cząstek:

$$L = A \Delta F \quad (5.2)$$

gdzie: A oznacza pracę jednostkową.

Teoria F. Kicka, ogłoszona w pracy pt.: "Das Gesetz der proportionalen Widerstände und seine Anwendung" (Leipzig 1885), za punkt wyjścia przyjmuje pracę odkształcenia, która jest proporcjonalna do objętości kruszonego ciała:

$$L = B V \quad (5.3)$$

gdzie: B jest pracą odkształcenia (kruszenia) jednostki objętości.

L. B. Lewenson podaje, że ta druga teoria była opracowana już w 1874 roku przez rosyjskiego badacza Kirpiczewa.

O teoriach tych należało wspomnieć z tego względu, że wywierają one wpływ zarówno na konstrukcję maszyn i narzędzi wiertniczych, jak i na wszystkie prace naukowe z zakresu zwiercalności skał.

W 1951 roku F. C. Bond, główny inżynier Instytutu Badawczego jednej z największych firm amerykańskich Allis Chalmers, ogłosił nową teorię, którą nazwał trzecią teorią rozdrabniania.

Walker (1937), a później Charles (1957) w czasopiśmie "Mining Engineering", wszystkie trzy teorie starają się wyrazić jednym wzorem:

$$dE = - C \frac{dx}{x^m} \quad (5.4)$$

gdzie: dE oznacza elementarną energię potrzebną do zmniejszenia cząstki o wymiarze x o elementarną wielkość dx . Wartości wykładnika m wynoszą:

$m = 1$ dla teorii Kicka,

$m = 2$ dla teorii Rittingera,

$m = 1.5$ dla teorii Bonda.

Rozważania te nie wnoszą nic nowego.

Na podstawie powyższego można stwierdzić, że chociaż pierwsze teorie o procesie rozdrabniania pojawiły się przed 100 laty, to jednak postęp w tej dziedzinie pod względem praktycznego stosowania jest niewielki.

P. A. Rebinder przedstawił możliwość połączenia teorii "rozkruszania" wychodząc z założenia, że cała praca rozkruszania A składa się z pracy A_v zużywanej na deformowanie rozkruszanego ciała, którą określa się według teorii Kicka-Kirpiczewa i pracy A_s zużywanej na tworzenie się nowej powierzchni określanej według teorii Rittingera [60]:

$$A = A_v + A_s \quad (5.5)$$

Przesądzający wpływ na straty energii w procesie wiercenia ma rozdrobnienie (wielkość równa odwrotności liniowych rozmiarów ciała).

L. A. Szreiner dowodził, że w przypadku wykorzystywania teorii Kicka-Kirpiczewa konieczne należy uwzględnić efekt skali, tzn. należy uwzględnić zwiększenie wytrzymałości ciała przy zmniejszeniu jego liniowych rozmiarów [13]. Według rozmiarów cząstek tworzących się w procesie wiercenia otworów można sądzić o efektywności urabiania skał. Zatem jeżeli przy wierceniu w zwiercinach przeważa frakcja drobna, to jasne jest z energetycznego punktu widzenia, że proces jest mało efektywny i duża ilość ener-

gii zużywana jest na tworzenie ogromnych, nowych powierzchni. Dlatego z energetycznego punktu widzenia należy dążyć do tego, aby ilość drobnych frakcji w zwiercinach była minimalna.

Mechaniczne wiercenie otworów realizowane jest różnymi swi-drami. Objętość urabianej skały w jednostce czasu bezpośrednio związana jest z wielkością mocy doprowadzonej na dno otworu [60, 89]:

$$V = \frac{N}{A_v} \quad (5.6)$$

gdzie: V - objętość urabianej skały w jednostce czasu,

A_v - energochłonność urabiania skały.

W zastosowaniu do wierconego otworu można zapisać, że:

$$V = v F \quad (5.7)$$

gdzie: v - prędkość wiercenia,

F - powierzchnia dna otworu.

Porównując prawe strony równań (5.6) i (5.7) po przekształceniu otrzymamy:

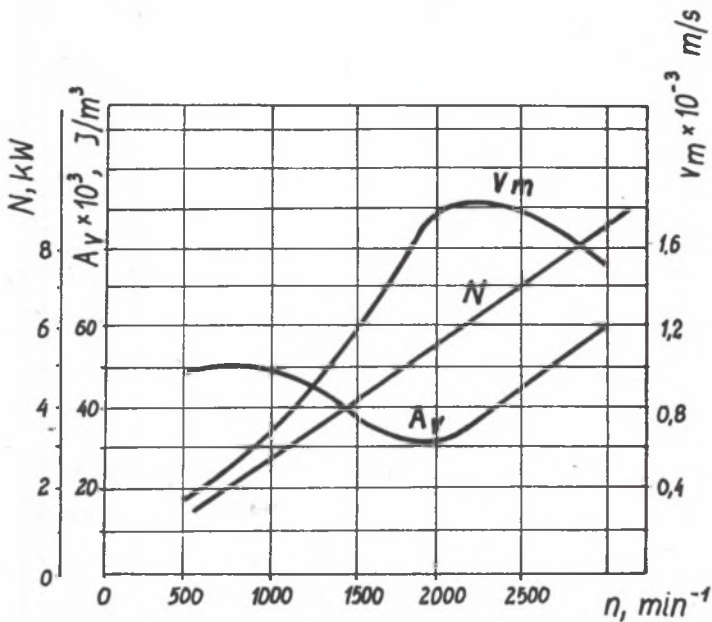
$$v = \frac{1}{A_v} \frac{N}{F} \quad (5.8)$$

Oznaczając N/F jako N_0 i wprowadzając pojęcie jednostkowej mocy doprowadzonej na dno otworu, w konsekwencji otrzymamy:

$$v = \frac{N_0}{A_v} \quad (5.9)$$

tzn., że prędkość wiercenia jest wprost proporcjonalna do jednostkowej mocy doprowadzanej na dno otworu i odwrotnie proporcjonalna do energochłonności zwiercania skały. Wielkość N_0 ograniczoną jest z góry głównie wytrzymałością narzędzia wiertniczego. Najbardziej efektywnie będzie wykorzystana moc na dnie otworu przez takie narzędzie wiertnicze i przy takich parametrach technologicznych, które zapewnią minimalną wielkość A_v (rys. 5.2).

Skała bezpośrednio urabiana jest ostrzami narzędzia wiertniczego, które stanowią najczęściej słupki z węglików spiekanych.



Rys. 5.2. Relacje między prędkością wiercenia v_m , mocą doprowadzoną do świdra N i energochłonnością zwiercania A_v od ilości obrotów przyrządu wiertniczego

Fig. 5.2. Relations between drilling rate v_m , power supplied to the bit N and energy-consumption of drilling A_v on the number of rotations of the drilling tool.

Przy rozpatrywaniu niszczenia struktury skał przez dynamiczne wciskanie wglębniaka wzorcowego dowiedziono, że A_v jest tym mniejsze, im większe są rozmiary liniowe cząstek urabianej skały. Zatem im większe rozmiary liniowe produktów urabiania, do czego dążymy, tym większe naciski jednostkowe przenoszą elementy uzbrojenia narzędzia wiertniczego, tzn. oczekiwana granulacja produktów zwiercania ograniczona jest wytrzymałością i zużyciem narzędzia wiertniczego. Tak więc moc jednostkowa przenoszona jest głównie przez ostrza narzędzia wiertniczego. Jeżeli oznaczymy ją przez N_w , to możemy zapisać, że:

$$\frac{N_w}{N_0} = \xi \quad (5.10)$$

gdzie: ξ jest współczynnikiem koncentracji mocy doprowadzonej na dno otworu na określonej jego powierzchni równej powierzchni ostrzy narzędzia, które kontaktują się w tym momencie z dnem otworu.

Z przedstawionego rozważania wynika pierwsza podstawowa zasada mechanicznego zwiercania skały na dnie otworu - nieciągłości (dyskretności) w celu uzyskania minimalnej możliwej energochłonności procesu. Niepożądana jest ostra zmiana wielkości ξ , jak również obniżenie jednostkowej mocy przenoszonej przez ostrza narzędzia, prowadzi to do obniżenia prędkości zwiercania skały, a wzrost - do złamań i obniżenia się trwałości narzędzia. Dlatego w procesie wiercenia należy dążyć aby $N_w = \text{const}$. Ten warunek przy mechanicznym zwiercaniu skał można spełnić tylko przy równomiernym zagłębieniu ostrzy narzędzia i kolejnym urabianiu całej powierzchni dna otworu. Stąd wynika druga podstawowa zasada - postępującego zwiercania dna w celu równomiernego głębenia otworu i zapewnienia maksymalnego przewiertu narzędziem wiertniczym.

5.2. Elementy teorii pękania w zastosowaniu do zwiercania skał

W teorii sprężystości jest wiele problemów rozwiązywanych na podstawie analizy procesu tworzenia i rozwarcia się szczelin jako początkowego defektu. Szczególne miejsce zajmuje tu teoria Griffitha [30]. Griffith rozwiązał zagadnienie o zaistnieniu elementarnego procesu zniszczenia (jednoosiowe rozciąganie) ciała sprężystego przy obecności elementarnej szczeliny. Podstawowa zasada teorii Griffitha opiera się na tym, że ze wzrostem rozmiarów szczeliny różnica między powierzchniową energią szczeliny U i energią sprężystą ciała V zużytej na tworzenie szczeliny nie

zmienia się. Tak więc według teorii Griffitha energia powierzchniowa środowiska podczas tworzenia się szczeliny zwiększa się w wyniku zmniejszenia energii sprężystej tego środowiska. Parametry szczeliny według teorii Griffitha znajduje się z warunku:

$$\frac{d(U - V)}{dL} = 0 \quad (5.11)$$

gdzie: L - długość szczeliny.

Naprężenia wokół szczeliny zależą od modułu sprężystości E , średniego naprężenia rozciągającego $\frac{P}{F} = \sigma$ (P - siła rozciągająca, F - powierzchnia poprzecznego przekroju poza szczeliną), długości szczeliny $2L$ i współczynnika Poissona μ . Według Wolfa, energia sprężystej deformacji ześrodkowana wokół szczeliny o długości $2L$ wynosi:

$$V = \frac{\pi \delta^2 L^2}{4 F} (1 + \mu) \quad (5.12)$$

Przy grubości płytki δ równej jedności energia powierzchniowa U szczeliny o długości $2L$ wynosi:

$$U = 2 \cdot 2L T \quad (5.13)$$

gdzie: T - jednostkowa energia powierzchniowa.

Po podstawieniu wyrażeń (5.13) i (5.12) do równania (5.11) i rozwiązaniu równania otrzymamy:

$$\sigma_{kr} \sqrt{L} = \sqrt{\frac{8 E T}{\pi (1 + \mu)}} \quad (5.14)$$

gdzie: σ_{kr} - naprężenie krytyczne, przy którym następuje przyrost szczeliny.

Zależność (5.14) objaśnia różnice między wytrzymałością realnych ciał ze szczelinami i teoretyczną wytrzymałością oddzielnych kryształów. Istotną wadą przedstawionej teorii jest brak możliwości wyjaśnienia pojawienia się "szczelin początkowych". Podejście Griffitha do problemu tworzenia się szczelin w ciałach kru-

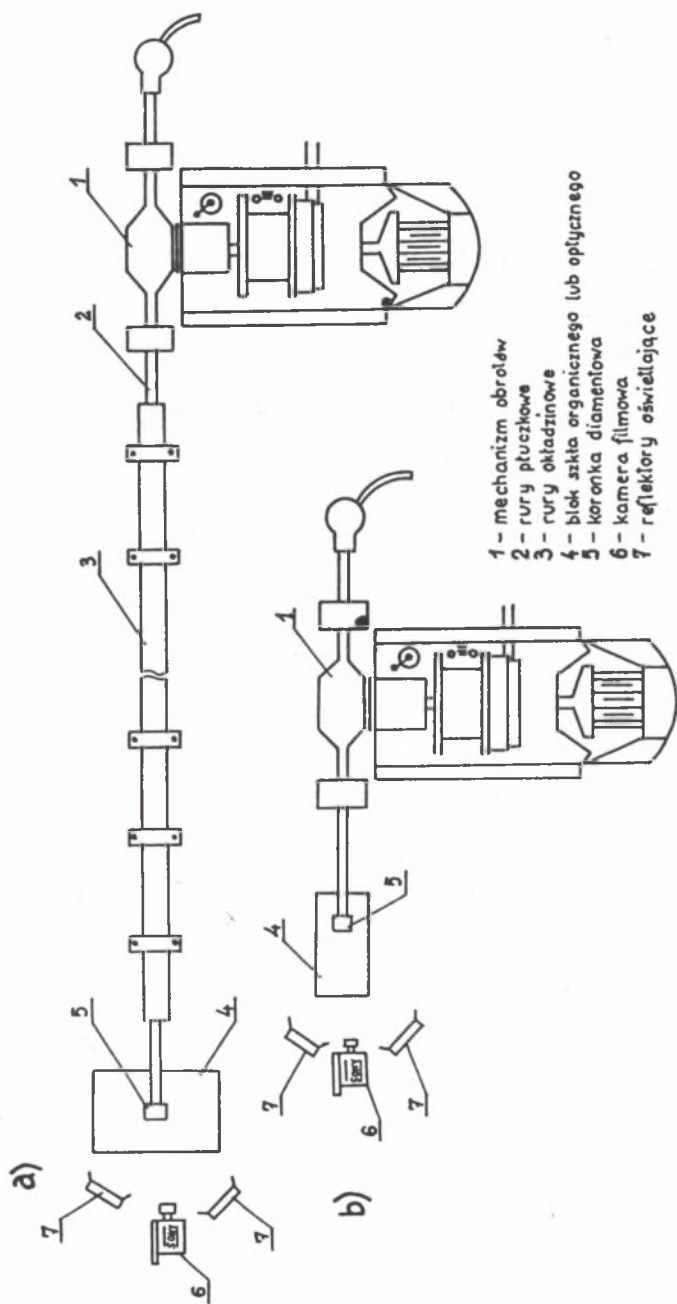
chych nazywa się "energetycznym" i stosuje się w zasadzie do określania energii powierzchniowej U .

Rozwinięcie teorii pęknięcia w zastosowaniu do wiertnictwa podał M. Kaliski [30].

6. ANALIZA CHARAKTERYSTYCZNYCH PARAMETRÓW PRACY KORONKI DIAMENTOWEJ Z WYKORZYSTANIEM TECHNIKI FILMOWANIA

Wartości techniczno-ekonomicznych wskaźników wiercenia otworów uzależnione są od rodzaju stosowanych narzędzi wiertniczych w danych warunkach geologicznych, doboru technologicznych parametrów procesu oraz stopnia i sposobu zużywania się narzędzia. Istotny wpływ na stopień oraz intensywność zużywania się narzędzia ma rodzaj jego pracy uzależniony ściśle od wartości nacisku osiowego i prędkości obrotowej.

W celu dokładnego badania charakteru pracy narzędzi wiertniczych, z uwzględnieniem wpływu różnych parametrów, na poligonie doświadczalnym Moskiewskiego Instytutu Geologiczno-Poszukiwawczego w Zagorsku koło Moskwy zbudowano stanowisko badawcze (rys. 6.1) adaptując do tego celu wiertnicę do wiercenia otworów kierunkowych [64]. Stanowisko przystosowano do wykonywania otworów poziomych. W celu umożliwienia porównań wpływu długości przewodu wiertniczego i stopnia jego ugięcia na pracę koronki przewidziano stosowanie przewodu o długości 50 m (rys. 6.1a) oraz 2 m (rys. 6.1b). W czasie badań możliwe było rejestrowanie wartości nacisków osiowych, prędkości obrotowych, strumieni objętości płuczki wiertniczej, prędkości wiercenia oraz mocy mechanicznej wykorzystywanej do zwiercania skały.



Rys. 6.1. Schemat stanowiska laboratoryjnego do wiercenia otworów poziomych a) z przewodem wiertniczym o długości 50 m, b) z przewodem wiertniczym o długości 2 m
 Fig. 6.1. Scheme of a laboratory stand for drilling horizontal wells a) with drilling cable 50 m long, b) with drilling cable 2 m long

Analizowanie wpływu długości przewodu wiertniczego i wartości parametrów technologicznych na charakter pracy narzędzia wiertniczego możliwe jest dzięki zastosowaniu techniki szybkiego filmowania (z prędkością 500 + 4000 zdjęć na sekundę), co pozwala na odtworzenie zarejestrowanego procesu w 20 + 160-krotnym zwolnieniu w porównaniu do rzeczywistej prędkości jego przebiegu. W trakcie przeprowadzonych badań rejestrowano na taśmie filmowej proces wiercenia ziarnistymi koronkami diamentowymi o średnicy 76 mm i profilu półokrągłym, w bloku szkła organicznego odpowiadającego pod względem zwiercalności skale klasyfikowanej według L. A. Szreiner'a do 7 + 8 kategorii.

Celem badań było określenie charakteru pracy przewodu wiertniczego w aspekcie sterowania parametrami procesu wiercenia ziarnistymi koronkami diamentowymi. Dodatkowym wynikiem badań była ocena efektywnego czasu pracy koronek z uwzględnieniem stopnia ich zużycia. Badano również wpływ stopnia ugięcia przewodu wiertniczego na charakter ruchu obrotowego i stopień zużycia koronek wiertniczych.

W czasie badań zaobserwowano, iż możliwe są dwa rodzaje ruchu przewodu wiertniczego:

- 1 - przewód wiertniczy może obracać się wokół osi otworu wiertniczego gdy nie jest ugięty (wówczas os otworu pokrywa się z osią przewodu wiertniczego), lub też gdy stosowane parametry technologiczne wywołują taki stopień ugięcia przewodu wiertniczego, przy którym może się on ślizgać po ścianach otworu lub rurach okładzinowych,
- 2 - stopień ugięcia przewodu wiertniczego spowodowany wpływem parametrów technologicznych jest tak duży, że może się on obracać jedynie wokół własnej osi. Przewód wiertniczy przeta-

cza się wówczas po ścianach otworu lub po rurach okładzinowych.

W czasie badań stwierdzono, iż obracanie się ugiętego przewodu wiertniczego wokół własnej osi wywołuje intensywne, promieniowe drgania koronki wiertniczej, co powoduje spękanie rdzenia wiertniczego i dna otworu już po kilkudziesięciu sekundach od chwili rozpoczęcia wiercenia. Skutkiem takiej pracy jest zmniejszenie średnicy rdzenia, a nawet jego zaklinowanie i w efekcie przerwanie procesu wiercenia [73, 77]. Dodatkowo taki charakter ruchu przewodu wiertniczego powoduje intensywne niszczenie ścian otworu wiertniczego w jego nie orurowanej części, a także anomalnie szybkie i nieregularne zużywanie się koronki diamentowej. W normalnych warunkach wiercenia niedopuszczalny jest więc tego typu charakter pracy przewodu wiertniczego.

W dalszych badaniach analizowano wiercenie ziarnistymi koronkami diamentowymi z zastosowaniem technologii umożliwiającej obrót przewodu wokół osi otworu wiertniczego.

Zaobserwowano trzy rodzaje ruchu koronki diamentowej po dnie otworu, w zależności od wzajemnego oddziaływania układu koronka diamentowa - skała, dla określonych parametrów technologicznych:

- 1 - równomierna praca koronki, przy której jej prędkość obrotowa n_k jest równa prędkości obrotowej mechanizmu obrotów n_m (rys. 6.2a). Jest to najkorzystniejszy rodzaj pracy koronki,
- 2 - nierównomierna praca koronki charakteryzująca się okresowym wzrostem i spadkiem prędkości obrotowej (drgania skrętne). Prędkość obrotowa koronki w czasie wiercenia ma zawsze wartość większą od zera, a iloraz n_k/n_m osiąga okresowo wartości większe od jedności na skutek cyklicznego gromadzenia i wyzwalaania energii przez przewód i koronkę wiertniczą

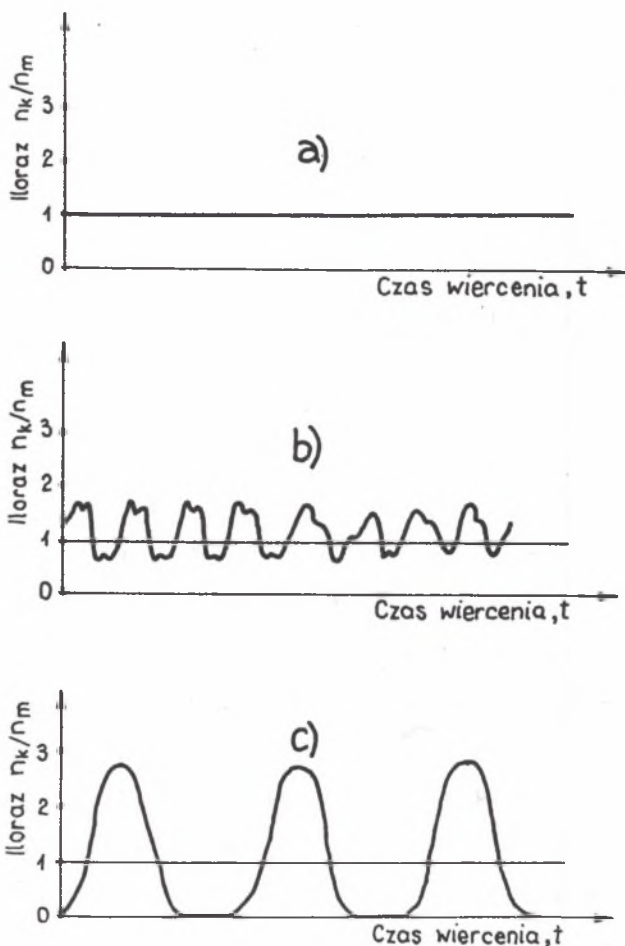
(rys. 6.2b),

3 - nierównomierna praca koronki wiertniczej charakteryzująca się okresowym spadkiem wartości jej prędkości obrotowej do zera. Drgania skrętne koronki są intensywne, a nagromadzenie energii tak duże, że okresowo prędkość obrotowa koronki może nawet trzykrotnie przewyższać prędkość obrotową mechanizmu obrotów (rys. 6.2c).

Badania wpływu parametrów technologii wiercenia na sposób pracy koronki diamentowej przy nie zmienionym układzie koronka wiertnicza - skała oraz nie zmienionej konstrukcji przewodu wiertniczego wykazały, że:

- zwiększanie nacisku osiowego, z zachowaniem stałych wartości prędkości obrotowej i strumienia objętości płuczki, powoduje zmianę charakteru ruchu koronki od równomiernej pracy z prędkością obrotową równą prędkości obrotowej mechanizmu obrotów, do drgań skrętnych z okresowym zatrzymywaniem się koronki,
- zwiększanie prędkości obrotowej koronki, przy zachowaniu stałych wartości nacisku osiowego i strumienia objętości płuczki, powoduje zmniejszenie częstotliwości drgań skrętnych i w konsekwencji prowadzi do uzyskania ruchu obrotowego z drganiami skrętnymi, bez zmniejszania do zera prędkości obrotowej koronki.

Poczynione w wyniku badań obserwacje potwierdziły, że charakter pracy ziarnistej koronki diamentowej jest funkcją odległości matrycy koronki od powierzchni dna otworu, która to odległość zależy głównie od wartości nacisku osiowego. Stwierdzono również, że wartość nacisku osiowego wywołującego nierównomierną (z drganiami skrętnymi) pracę koronki wzrasta wraz ze wzrostem ziarnistości diamentów i wysokości ich nieosłoniętej części (wystającej



Rys. 6.2. Wykresy ruchu ziarnistej koronki diamentowej po dnie otworu wiertniczego a) równomierny ruch obrotowy ($n_k = n_m$), b) ruch obrotowy z drganiami skrętnymi ($n_k > 0$), c) ruch obrotowy z drganiami skrętnymi (okresowo $n_k = 0$)

Fig. 6.2. Graphs representing movement of a granular diamond bit on the bottom of the well a) uniform rotary movement ($n_k = n_m$), b) rotary movement with torsional vibrations ($n_k > 0$), c) rotary movement with torsional movements (periodically $n_k = 0$)

z matrycy). Zaobserwowano także wzrost temperatury diamentów w koronkach pracujących z drganiami skrętnymi w porównaniu z diamen-

tami w koronkach pracujących z równomiernymi prędkościami obrotowymi. Dodatkowo ciągle zmiany głębokości skrawania diamentów, pracujących pod dynamicznymi obciążeniami drgań skrętnych, są przyczyną nietypowego i anomalnie szybkiego zużywania się ziarnistych koronek diamentowych [70, 88].

6.1. Analiza zmian parametrów geometrycznych impregnowanej koronki diamentowej w procesie zwiercania skał

Analiza wiercenia narzędziami diamentowymi powinna być oparta na badaniu całego systemu łączącego harmonijnie wszystkie procesy składające się na problem zwiercania skał.

Jeżeli posiadamy koronkę diamentową o określonych wymiarach ziaren diamentów, to można postawić sobie za cel określenie wielkości odsłonięcia diamentów h_w :

$$h_w = K_w D_a \quad (6.1)$$

gdzie: D_a - średni rozmiar diamentów,

K_w - współczynnik odsłonięcia ($K_w = 0.1 + 0.4 [1, 25, 63, 74]$).

Rozpatrzono niżej wpływ trzech podstawowych parametrów technologicznych. Nacisk osiowy określa zagłębienie się diamentu w skałę h_r . Jeżeli szczelinę między matrycą a dnem oznaczy się przez h_3 , to:

$$h_r + h_3 = K_w D_a \quad (6.2)$$

Jeżeli szczelina jest mała, to koncentracja zwiercin w niej wzrasta; pogarszając warunki chłodzenia diamentów, zwiększa się intensywność zużycia zarówno diamentów, jak i matrycy.

Z wieloletnich doświadczeń w technologii wiercenia narzędziami diamentowymi wynika, że istnieje optymalny dla danej pary

diament-skała związek:

$$h_3 = \epsilon h_r \quad (6.3)$$

gdzie: ϵ - współczynnik charakteryzujący sprężyste właściwości skał.

Jeżeli $h_3 = 0$, to koronka styka się z dnem powierzchnią matrycy. W praktyce znane są takie przypadki. Efektywność procesu wiercenia zależy od parametrów h_r i h_3 , a funkcją celu optymalizacji jest koszt wiercenia jednego metra. Istnienie optymalnych związków między h_r i h_3 potwierdzają badania [1].

Na podstawie wzorów (6.1), (6.2), (6.3) otrzymano zależność:

$$h_r = \frac{K_w D}{(1 + \epsilon)} \quad (6.4)$$

Wzór (6.4) określa grubość warstewki zwiercanej skały w zależności od podstawowych parametrów konstrukcyjnych koronki. Mówiąc inaczej, każda konstrukcja koronki powinna być eksploatowana z optymalną prędkością wiercenia. Na zasadzie podtrzymania zadanej wielkości h_r w czasie jednego obrotu dla różnych konstrukcji koronek i ich prędkości obrotowej M. G. Głazow opracował tzw. bezdrganową technologię wiercenia diamentowego, a W. A. Flantikow i W. A. Babiszen wykonali automat podający przyrząd wiertniczy i zastosowali go w praktyce [1]. Jednakże przytoczona zasada podtrzymania na stałym poziomie h_r i ϵ w dowolnych skałach nie będzie rozwiązaniem optymalnym. W skałach sprężysto-plastycznych ϵ powinno być większe niż w skałach kruchych, bo objętość urabianej skały w skałach kruchych zwiększa się w wyniku jej pękania wokół i w głąb. Nasuwa się tu wniosek, że w różnych skałach ma miejsce różny związek optymalny między h_r i h_3 , tj. $\epsilon \neq \text{const}$. Tak więc w miarę zmiany własności przewiercanej skały konieczne trzeba zmieniać wielkości szczeliny h_3 , co jest możliwe do wyko-

niania przez zmianę wielkości h_r , a to z kolei osiąga się dzięki zmianie jednego z podstawowych parametrów technologicznych - nacisku osiowego. Szybka zmiana tego parametru stanie się możliwa, jeżeli będą opracowane metody rozpoznawania i oceny własności przewierczanych skał w ciągu marszu. Jasne jest, że dużą rolę odegra zastosowanie techniki komputerowej, dzięki której, na podstawie zebranych danych i opracowania algorytmów, takie rozpoznanie będzie realne.

Badania doświadczalne przeprowadzone w Moskiewskim Instytucie Geologiczno-Poszukiwawczym (MGRI) przez G. A. Worobiewa, B. A. Nowożyłowa, A. W. Koczkariewa i S. A. Wareca [78] dowiodły, że w wyniku przemieszczenia czoła koronki w płaszczyźnie pionowej wokół pewnej osi nacisk na diamenty jest różny. To w istotny sposób komplikuje wcześniej przedstawiony obraz, ale nie zmienia metodycznego sposobu podejścia do rozwiązania tego problemu.

W czasie wiercenia koronkami diamentowymi jednowarstwowymi czołowe zużycie diamentów prowadzi do wzrostu powierzchni kontaktu ze skałą, co przy stałym nacisku osiowym powoduje zmniejszenie wielkości h_r i prędkości wiercenia V_m :

$$V_m = f_1(D_{K1}^{-2}) \approx f_2(t_1^{-2}) \quad (6.5)$$

gdzie: D_{K1} - średnica powierzchni przytępienia diamentu,
 t_1 - bieżący czas trwania marszu.

Dlatego aby podtrzymać normalny proces zwiercania skały, trzeba w miarę zużycia diamentów, zwiększyć odpowiednio nacisk osiowy. Taki problem rozpatrywany był w pracach B. B. Kudrjaszowa, W. I. Wasiljewa, O. S. Gołowina i J. A. Pieszalowa [1].

Zastosowanie układów ze sztywnymi parametrami narzędzia ma, jak pokazano wcześniej, określone wady. Efektywność takich układów

można podwyższyć, jeżeli układ będzie się adaptował do zmian własności przewiercanej skały i zużycia diamentów w czasie marszu.

Ruch diamentu zachodzi po linii śrubowej o kącie nachylenia:

$$\alpha = \arctg \frac{V_m}{\omega R} \quad (6.6)$$

gdzie: ω - prędkość kątowna koronki,

R - promień koronki.

Istnieje również możliwość określenia optymalnej odległości między czołowymi diamentami l pod warunkiem, że każdy z nich urabia warstwę jednakowej grubości h_r :

$$l \approx \frac{K_w D_w \omega R}{V_m} \quad (6.7)$$

Ze wzoru (6.7) wynika, że im większa średnica koronki i jej prędkość obwodowa, tym mniejsza powinna być w niej zawarta ilość diamentów. Zwiększenie prędkości wiercenia zapewnia zastosowanie koronek z dużą zawartością diamentów w matrycy. Zmiana dowolnych parametrów konstrukcyjnych koronki prowadzi do zmiany ustalonego procesu technologii wiercenia.

Rozpatrzono następnie geometrię kanałów płuczkowych koronek impregnowanych. W miarę zużycia matrycy parametry kanałów płuczkowych zmniejszają się, a zatem zmieniają się warunki wynoszenia zwiercin i chłodzenia diamentów. Zalecenie nacięcia kanałów płuczkowych można zrealizować tylko po zakończeniu marszu. Nie ma to zastosowania przy intensywnym zużyciu koronki w skałach ściernych i twardych. W ciągu marszu parametry geometryczne kanałów płuczkowych mogą zmniejszyć się od 3 do 4 razy, a nawet więcej. Ze względu na stabilność parametrów funkcjonowania układu hydraulicznego trzeba koniecznie wykonać go tak, aby przekrój kanałów płuczkowych w ciągu marszu nie zmieniał się w istotny sposób, tj.

$F_{kp} = \text{const}$ (F_{kp} - powierzchnia kanałów płuczkowych). Bardzo ważne jest to, aby geometria kanałów płuczkowych była optymalna ze względu na chłodzenie diamentów i wynoszenie zwiercin, tak więc efektywność procesu wiercenia narzędziami diamentowymi zależy od nacisku osiowego i prędkości obrotowej koronki. Te parametry technologiczne określają ilość zwiercin. Koncentracja zwiercin zależy od szczeliny h_3 i intensywności przyływu płuczki na dno otworu. Brak możliwości utrzymania przy przewiercaniu skał twardych wielkich h_p (duże naciski osiowe na koronkę i zużycie diamentów) określa wykorzystanie prędkości obrotowej jako jednego z głównych parametrów wpływających na prędkość wiercenia V_m .

Szybkie sterowanie procesem wiercenia według znanych zależności: kosztu wiercenia jednego metra otworu, przewiertu na koronkę i marszowej prędkości wiercenia, powoduje znane trudności i nie znalazło praktycznego zastosowania.

Rozpatrzmy zastosowanie do tego celu parametru C:

$$C = \int_{t_0}^t \frac{V_m}{V_u} dt \quad (6.8)$$

gdzie: V_u - objętościowa prędkość zużywania się diamentów.

V_u także szybko nie da się zmierzyć, trzeba ją wyrazić przez moc zużywaną na zwiercanie skały:

$$C = \frac{V_m \varphi F}{N} \quad (6.9)$$

gdzie: φ - współczynnik Rosivala,

F - powierzchnia dna otworu,

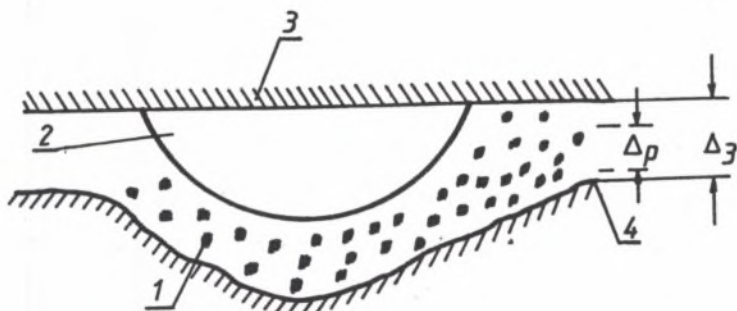
N - moc zużywana na zwiercanie skały.

Na podstawie analizy wzoru (6.9) można wyciągnąć wniosek, że dla każdego typu skały i konstrukcji koronki trzeba podtrzymywać optymalną prędkość wiercenia przy zadanym poziomie zużycia mocy na

zwiercanie. Wielkość zużywanej mocy na zwiercanie w modelu może być zmieniona przyrostem (obniżeniem) poziomu ogólnych strat mocy pod warunkiem zachowania stacjonarnego ruchu rur płuczkowych. Proces sterowania trzeba prowadzić z wykorzystaniem techniki komputerowej. Tak więc proces wiercenia narzędziami diamentowymi jest układem złożonym, w którym działa wiele czynników technicznych i technologicznych w różny sposób związanych z własnościami skały.

6.2. Długość sektora matrycy koronki jako czynnik właściwego oczyszczania dna otworu ze zwiercin

W praktyce stosuje się różne typy koronek diamentowych. Jednym z podstawowych parametrów konstrukcyjnych koronki diamentowej jest długość sektora matrycy. W literaturze technicznej nie ma podstaw teoretycznych ani obliczeń inżynierskich określających optymalną długość sektora. Uogólniając przyjmujemy, że pojedynczym diamentem urabiamy określoną strefę skały na dnie otworu, a tworząca się warstewka urabianej skały wynoszona jest szczeliną między płaszczyzną dna otworu i matrycy (rys. 6.3). Za pomocą metody filmowania [78] ustalono, że zwierciny w procesie wiercenia narzędziami diamentowymi są transportowane głównie wzdłuż sektora do kanału płuczkowego, a dalej przestrzenią pierścieniową na powierzchnię. Jeżeli grubość warstewki urabianej skały jest wielka, a szczelina między matrycą a dnem otworu - mała, to diament będzie niedostatecznie chłodzony, a ewakuacja skały spod diamentu - utrudniona. W granicznym przypadku, kiedy objętość skały przewyższa objętość przestrzeni przydennej, usuwanie urobionej skały spod diamentu ustaje. W najtrudniejszych warunkach pracują diamenty rozmieszczone w końcowej części sektora. Taką sytuację



Rys. 6.3. Schemat urabiania skały pojedynczym diamentem (1 - urabiana skała, 2 - diament, 3 - matryca koronki, 4 - dno otworu)

Fig. 6.3. Scheme of drilling rock with a single diamond (1 - drilled rock, 2 - diamond, 3 - bit matrix, 4 - well bottom)

potwierdzają badania eksperymentalne [79] (przypalenie diamentów występuje w końcowej części sektora). Eksperymentalnie ustalono [79], że koronka w czasie jednego obrotu podnosi się pionowo w górę dwa do trzech razy. Związane jest to z nagromadzeniem zwiercin w końcowej części sektora koronki. Po wyrzuceniu nagromadzonych zwiercin do kanału płuczkowego koronka ponownie, pod wpływem nacisku osiowego, przemieszcza się w dół i proces urabiania zostaje wznowiony.

W tym miejscu należy stwierdzić, że cała objętość urobionej skały przez diamenty sektora powinna być wydalona szczeliną między dnem otworu a matrycą, przy czym należy założyć, że wszystkie czołowe diamenty w sektorze mają jednakowe rozmiary i kształt kulisty. Koronka pracuje na dnie stabilnie bez odchylen i wibracji. Wielkość szczeliny można obliczyć ze wzoru:

$$\Delta_3 = h_w - \Delta h \quad (6.10)$$

gdzie: h_w - wielkość wystawiania diamentów z matrycy,

$h_w = K_w D_a$ gdzie: K_w - współczynnik wystawiania diamentów (w zależności od właściwości skały wynosi $0.05 + 0.25$),

D_a - średnia średnica ziarna diamentowego.

Δh - wielkość charakteryzująca sprężyste właściwości skał.

(w obliczeniach praktycznych Δh można pominąć).

$$\Delta 3 = K_w D_a - \Delta h \quad (6.11)$$

Grubość warstewki urabianej skały można wyrazić przez wielkość wniknięcia diamentu w skałę h_p i współczynnika K_p charakteryzującego zwiększenie objętości urobionej skały w wyniku jej ścinania i spulchniania ($K_p > 1$). Wielkość K_p zależy od właściwości skały i określana jest eksperymentalnie. Rzeczywista szczelina między dnem i matrycą zmniejsza się w wyniku wypełnienia urobioną skałą. Dla "i" diamentów w rzędzie po promieniu zachodzi zależność:

$$\Delta 3 - i h_p K_p > 0 \quad (6.12)$$

$$K_w D_a - \Delta h - i h_p K_p > 0 \quad (6.13)$$

Wynika z tego, że liczba diamentów w rzędzie (po promieniu sektora) powinna spełniać wymaganie:

$$i \leq \frac{K_w D_a - \Delta h}{h_p - K_p} \quad (6.14)$$

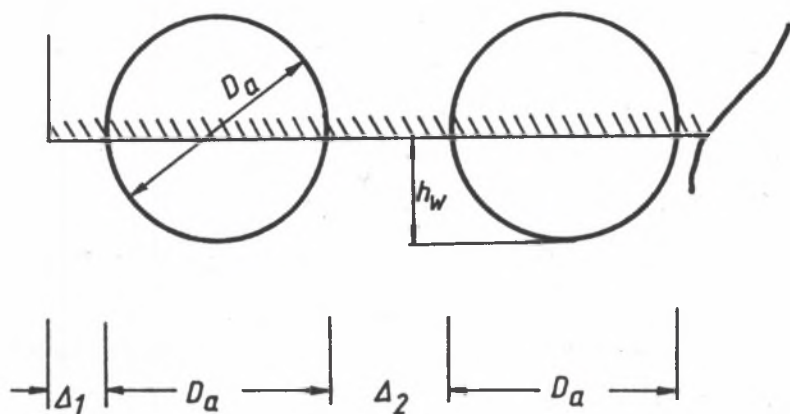
Długość sektora koronki określa się wzorem (rys. 6.4):

$$L \leq D_a i + 2 \Delta_1 + (i - 1) \Delta_2 \quad (6.15)$$

gdzie: Δ_1, Δ_2 - szczeliny technologiczne zapewniające wytrzymałość połączenia diamentów z matrycą.

Długość sektora otrzymuje się ze wzoru (6.15) lub liczby diamentów dla pierwszego rzędu (po promieniu) od wewnętrznej średnicy koronki. Im większa jest kruchość skały, tym wielkość K_p jest

większa, co powoduje, że długość obliczonego sektora matrycy jest odpowiednio mała.



Rys. 6.4. Charakterystyczne parametry pracy koronki diamentowej (opis w tekście)

Fig. 6.4. Characteristic parameters of work of a diamond bit (described in the text)

Ze wzoru (6.14) można określać wielkość zagłębienia się diamentu (pojedynczego) w skałę, przy której, dla danej liczby diamentów w rzędzie po promieniu sektora, proces usuwania skały odbywa się normalnie.

$$h_p \approx \frac{K_w D_a - \Delta h}{i K_p} \quad (6.16)$$

Według danych firm Diamont Boart i Atlas Copco zagłębienie się pojedynczego diamentu w skałę nie powinno przekraczać 0.008 mm na obrót, a według firmy Christensen - 0.01 mm. Przy większym zagłębieniu naruszane są parametry chłodzenia i diamenty szybko się zużywają. Natomiast przy zagłębieniu pojedynczego diamentu mniejszym niż 0.001 mm zachodzi proces zaszlifowania koronki [79]. Tak więc na możliwe zagłębienie pojedynczego diamentu wpływają ograniczenia:

$$h_3 < h < h_1 \quad (6.17)$$

gdzie: h_3 - wielkość zagłębienia pojedynczego diamentu, przy której zachodzi zapolerowanie (zaszlifowanie),

h_1 - wielkość zagłębienia pojedynczego diamentu, przy której możliwe jest intensywne zużycie.

Koronka ziarnista z racjonalną długością sektora ma szereg zalet, a to:

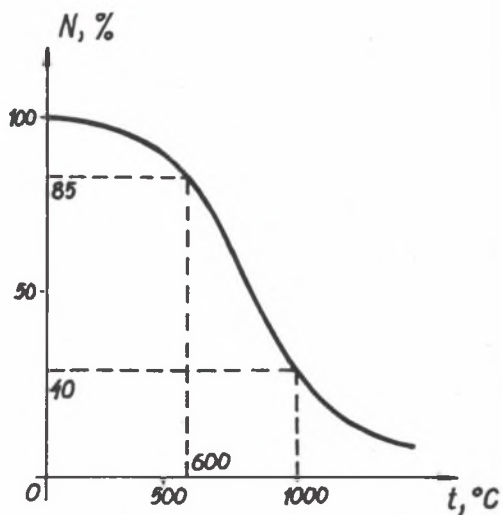
- pozwala osiągnąć duże prędkości wiercenia,
- pozwala uzyskać większą trwałość koronki, co obniża zużycie diamentów.

Wyniki tych badań były podstawą do opracowania nowych konstrukcji tych narzędzi.

7. BADANIE I EKSPLOATACJA NOWYCH DIAMENTOWYCH NARZĘDZI WIERTNICZYCH

7.1. Analiza i ocena wpływu efektu cieplnego na proces wiercenia narzędziami diamentowymi

Wiadomo, że diamenty są najtwardszymi, występującymi w przyrodzie minerałami, ale są bardzo wrażliwe na wysokie temperatury: np. w temperaturze 600 °C w diamentach zmniejsza się względna mikrotwardość o około 15%, a w temperaturze 1000 °C - o około 60% (rys. 7.1) [24]. Dlatego zachowanie własności technologicznych diamentów w warunkach wysokich temperatur kontaktowych, które powstają w czasie zwiercania skał twardych (500 + 800 °C i więcej), stanowi aktualne zadanie. Związane to jest ze wzrostem głębokości otworów i zwiększającą się twardością zwiercanych skał. Stąd też wynika konieczność określenia podstawowego warunku efektywnej pracy narzędzia diamentowego - nieprzekroczenia dopuszczalnych przedziałów temperatury nagrzania i niedopuszczenia do obniżenia własności ściernych diamentów. Jest to warunek konieczny do normalizacji efektu cieplnego. W wyniku efektu cieplnego obniża się odporność diamentów na działanie wysokich temperatur kontaktowych oraz zmniejszają się ich własności ściernie. Przy podwyższe-



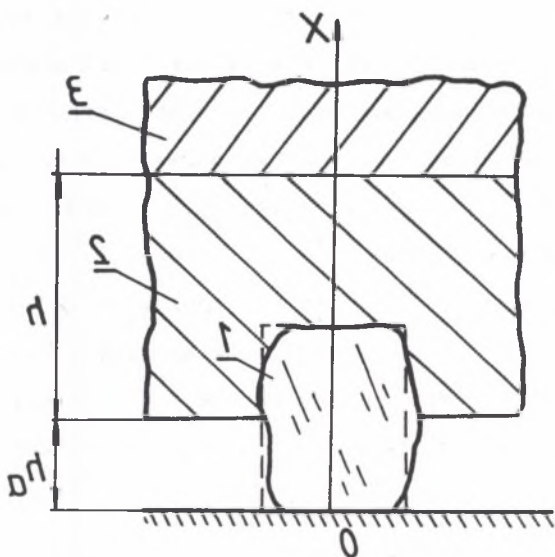
Rys. 7.1. Zależność procentowej mikrotwardości diamentów od temperatury

Fig. 7.1. Dependence of the percent microhardness of diamonds on temperature

niu określonego poziomu nagrzania diamentów, w wyniku działania temperatury, obserwuje się ich deformacje: pękanie ziaren, zmianę wytrzymałości, zatarcie krawędzi trących. Pierwszy obraz deformacji przejawia się w tym, że podczas dowolnego podwyższania temperatury (do określonych wielkości i wyżej) nagrzewają się nie tylko krawędzie skrawające, ale całe ziarna w związku z intensywnym obciążeniem dynamicznym. Najczęściej zdarza się to podczas przewiercania skał szczelinowatych, a przede wszystkim przewiercanych narzędziem nowym z określonymi parametrami odpowiednimi do pracy narzędziem już po określonym przewiercieniu. Zaszlifowanie, jako najczęściej spotykana deformacja diamentów, występuje zarówno przy dużych, jak i średnich diamentach i obserwowane jest przy nagrzaniu tylko krawędzi skrawających (dyfuzja diamentu - chemicznie czystego węgla - przy przewiercaniu skał zwykle zawierają-

cych żelazo i kwarc przy wysokich temperaturach kontaktowych). Nie należy wtedy stosować jako płuczki środków słabo odprowadzających ciepło (płuczka powietrzna, pianowa, aeryzowana itp.). Warunki normalizacji efektu cieplnego można określić badając charakter i proces nagrzewania (ochładzania) krawędzi skrawających diamentów podczas pracy narzędziami diamentowymi.

Wiertnicze narzędzie diamentowe (cienkościenna koronka wiertnicza) stanowi połączenie trzech różnych, pod względem własności termicznych, materiałów: diamentów, matrycy i korpusu (rys. 7.2).



Rys. 7.2. Fragment koronki diamentowej (1 - diament, 2 - matryca, 3 - korpus koronki, h - wysokość matrycy, h_a - założona wielkość wystawania diamentów z matrycy)

Fig. 7.2. Fragment of a diamond bit (1 - diamond, 2 - matrix, 3 - bit body, h - height of matrix, h_a - assumed protrusion of diamonds from the matrix)

Ciepło powstające na dnie (według L. A. Szreiner [60] w 99% pochodzące od procesów realizowanych na dnie otworu) przewodzone jest na wszystkie elementy koronki i przechodzi od ich powierzchni

do środowiska otaczającego, głównie w wyniku konwekcji.

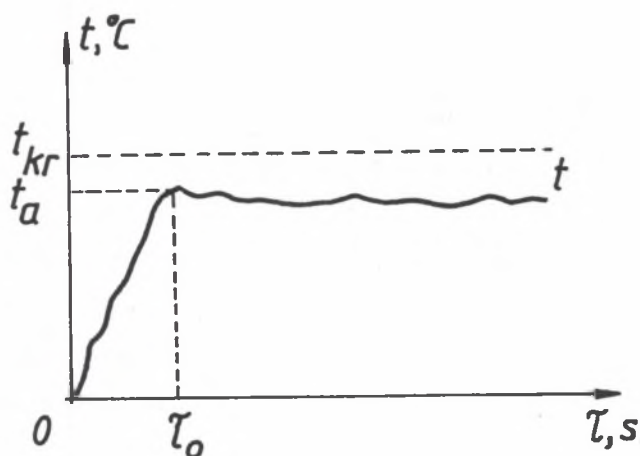
Założenia do ustalenia wzorów na temperaturę nagrzania krawędzi skrawających diamentów [17, 18, 61]:

- 1) Temperatura płuczki wokół koronki jest stała ($t_0 = \text{const}$).
- 2) Na wszystkich powierzchniach koronki oddających ciepło współczynnik przewodności cieplnej, przy konwekcyjnej wymianie ciepła, jest uśredniony i wynosi $\lambda = \text{const}$.
- 3) Ze względu na to, że koronka ma małą średnicę ($0.046 + 0.114$ m) w porównaniu z długością przyrządu wiertniczego, gdzie ciepło przewodzone jest w jednym kierunku, tzn. wzdłuż wysokości koronki, $t = f(x)$, przy czym w przedziałach każdego przekroju poprzecznego koronki temperatura jest stała.
- 4) Problem ten rozwiązywany jest przy warunku stacjonarnej wymiany ciepła, tak samo jak i podczas normalnego procesu wiercenia narzędziami diamentowymi (rys. 7.3). Czas wyjścia na przedział stabilności przyjmujemy: $\tau_0 \approx 0.01 + 0.02$ s. Ta stabilizowana temperatura kontaktowa będzie w dalszym ciągu przyjmowana za temperaturę krawędzi skrawających diamentów.
- 5) Przy rozwiązywaniu problemu, w celu skrócenia (uproszczenia) zapisu, posługiwano się bieżącymi, powstającymi temperaturami:

$$\begin{aligned} \theta_1 & - \text{dla diamentów, } \theta_2 - \text{dla matrycy, } \theta_3 - \text{dla korpusu,} \\ \theta_1 & = t_a - t_0, \quad \theta_2 = t_m - t_0, \quad \theta_3 = t_k - t_0. \end{aligned} \quad (7.1)$$

gdzie: t_a, t_m, t_k - absolutne temperatury bieżące odpowiednio: diamentów, matrycy i korpusu °C,
 t_0 - temperatura płuczki °C.

Problem sprowadza się do rozwiązania układu równań różniczkowych drugiego stopnia, opisujących przekazanie ciepła dla każdego z elementów koronki:



Rys. 7.3. Zależność temperatury krawędzi skrawających diamentów koronki od czasu wiercenia (t_{kr} - temperatura krytyczna, $^\circ\text{C}$, τ_0 - czas na nagrzanie się diamentów do temperatury t_a , $^\circ\text{C}$).

Fig. 7.3. Dependence of temperature of the cutting diamond edges on the time of drilling (t_{kr} - critical temperature, $^\circ\text{C}$, τ_0 - time necessary for heating diamonds to temperature t_a , $^\circ\text{C}$).

$$\left. \begin{aligned} \frac{d^2\theta_1}{dx^2} &= m^2 \theta_1 \\ \frac{d^2\theta_2}{dx^2} &= n^2 \theta_2 \\ \frac{d^2\theta_3}{dx^2} &= p^2 \theta_3 \end{aligned} \right\} \quad (7.2)$$

gdzie: $m = \sqrt{\frac{\alpha P_a}{\lambda_a f_a}}$, $n = \sqrt{\frac{\alpha P_m}{\lambda_m f_m}}$, $p = \sqrt{\frac{\alpha P_k}{\lambda_k f_k}}$

α - współczynnik oddawania ciepła przy wymianie przez konwekcję, $\text{W/m}^2 \text{ } ^\circ\text{C}$,

- P_a, P_m, P_k - promienie hydrauliczne odpowiednio: diamentów (sumarycznie) na poziomie zagłębienia się ich w dno, matrycy i korpusu koronki, m,
- $\lambda_a, \lambda_m, \lambda_k$ - przewodność cieplna odpowiednio: diamentów, materiału matrycy i korpusu, W/m °C,
- f_a, f_m, f_k - powierzchnie przekroju poprzecznego odpowiednio: diamentów (sumarycznie), na dnie ich kontaktu z dnem, matrycy i korpusu, m².

Rozwiązanie równań (7.2) uwzględnia następujące warunki:

1) - przy $x = 0$, $\theta_1 = \theta_{1a}$,

gdzie: θ_{1a} - temperatura początkowa występująca na krawędziach skrawających diamentów,

- przy $x = h_a$, (h_a - założona wielkość wystawiania diamentów z matrycy),

$$\lambda_a \left(\frac{d\theta_1}{dx} \right)_s = \lambda_m \left(\frac{d\theta_2}{dx} \right)_s$$

gdzie: $\left(\frac{d\theta_1}{dx} \right)_s$ - gradient temperatury diamentów na granicy styczności z matrycą,

$\left(\frac{d\theta_2}{dx} \right)_s$ - gradient temperatury matrycy na granicy styczności z korpusem,

(indeks "s" oznacza: na granicy styczności)

2) - przy $x = h_a$, $\theta_2 = \theta_s$,

gdzie: θ_s - temperatura występująca na granicy styczności diamentów i matrycy (h - wysokość matrycy),

- przy $x = h$,

$$-\lambda_m f_m \left(\frac{d\theta_2}{dx} \right)_{x=h} = -\lambda_k f_k \left(\frac{d\theta_3}{dx} \right)_{x=h}$$

gdzie: $\left(\frac{d\theta_3}{dx} \right)_{x=h}$ - gradient temperatury w korpusie koronki na granicy styczności z matrycą.

3) - przy $x = h$, $\theta_3 = \theta_{Er}$,

gdzie: θ_{Er} - istniejąca temperatura na granicy matryca - korpus,

- przy $x = \infty$, $\theta_3 = 0$.

Rozwiązanie równań (7.2) z uwzględnieniem warunków (7.1) pozwoliło zapisać wzór na temperaturę krawędzi skrawających diamentów:

$$t_a = \frac{Q \left\{ 1 - \frac{f_a}{f_m} \frac{2P \frac{\lambda_k f_k}{\lambda_m f_m} \varphi + 2ne^{nh} \left[e^{n(h-h_a)} + e^{-n(h-h_a)} \right]}{2P \frac{\lambda_k f_k}{\lambda_m f_m} \varphi + n \left[e^{n(h-h_a)} - e^{-n(h-h_a)} \right]} \right\}}{\tau_{im} \lambda_a f_a} + t_0 \quad (7.3)$$

gdzie: Q - ciepło powstające na dnie otworu w czasie impulsu, które przewodzone jest przez diamenty na koronkę, J ,

$$Q = \lambda_a f_a \left(\frac{d\theta_1}{dx} \right)_{x=0} \tau_{im} \quad (7.3a)$$

τ_{im} - czas impulsu cieplnego, tj. czas kontaktowania się diamentu z dnem, s ,

$\varphi = \frac{\theta_{Er}}{\theta_s}$, do wiercenia z wodą $\varphi = 0.2$, sprężonym powietrzem - $\varphi = 0.8$.

Jest oczywiste, że $Q = \text{var.}$, $\tau_{im} = \text{var.}$ i posługiwanie się nimi jest trudne, ponieważ proces kontaktowania się diamentów

z dnem, z powodu różnej wielkości wystawiania diamentów tworzących warstwę koronki impregnowanej i szorstkości dna, jest procesem losowym (każdy diament kontaktuje się ze skałą nie więcej niż 1/10 czasu przemieszczania się koronki po dnie otworu). Dlatego można zapisać, że:

$$N = \frac{Q}{\tau_{1m} K_n} \quad (7.4)$$

gdzie: N - moc doprowadzona na dno otworu, W ,

K_n - współczynnik nagrzania się koronki, tj. współczynnik charakteryzujący wymianę ciepła powstającego na dnie, w skałę i caliznie koronki, według danych doświadczalnych
 $K_n = 0.87 \div 0.93$ (B. B. Kudriaszow, N. D. Michajłowa)
 [35, 54].

Po uwzględnieniu równań (7.3) i (7.4) otrzymamy:

$$t_a = \frac{N K_n}{K_o} + t_o \quad (7.5)$$

gdzie: K_o - wskaźnik intensywności wymiany ciepła koronki z płuczką charakteryzujący wzajemny wpływ na warunki nagrzewania i ochładzania z uwzględnieniem oddziaływania konstrukcyjnych, technologicznych i cieplno-fizycznych parametrów koronki, a także parametrów podawania płuczki, $W/^\circ C$.

$$K_o = \frac{\lambda_a f_a}{1 - \frac{f_a}{f_m} \frac{2P \frac{\lambda_k f_k}{\lambda_m f_m} \varphi + 2ne^{nh} \left[e^{n(h-h_a)} + e^{-n(h-h_a)} \right]}{2P \frac{\lambda_k f_k}{\lambda_m f_m} \varphi + n \left[e^{n(h-h_a)} - e^{-n(h-h_a)} \right]}} \quad (7.6)$$

Dla koronek bez określonej wielkości wystawiania diamentów ($h_a \rightarrow 0$) wzór (7.6) upraszcza się:

$$K_o = \frac{f_m \sqrt{\alpha P_a \lambda_a f_a}}{f_m - f_a} \quad (7.7)$$

W celu analizy rozwiązanego problemu i określenia dróg normalizacji efektu cieplnego przy wierceniu narzędziem diamentowym obliczamy z równania (7.5) N i zamieniamy t_a na t_a^x :

$$N_{pr} = \frac{K_o (t_a^x - t_o) 10^{-3}}{K_n}, \quad \text{KW} \quad (7.8)$$

gdzie: t_a^x - efektywna odporność diamentów na nagrzanie się, °C,

N_{pr} - przedział wielkości mocy na dnie (według efektu cieplnego).

Doświadczenia i obliczenia [24] wykazały, że wielkość t_a^x zależy od wymiarów i jakości diamentów. Dla jakuckich diamentów $t_a^x = 300 + 800$ °C, odpowiednio dla ziaren o wielkości $10 + 20$ do $600 + 800$ szt/karat.

7.2. Normalizacja efektu cieplnego w technologii wiercenia narzędziami diamentowymi

Pod pojęciem normalizacji efektu cieplnego zawarty jest kompleks działań profilaktycznych w celu zmniejszenia niekorzystnego oddziaływania efektu cieplnego i regulowania go w procesie wiercenia, tj. określenie cieplnych warunków pracy narzędzi diamentowych. Warunki normalizacji efektu cieplnego wynikają z analizy wzoru (7.8) na moc doprowadzoną na dno otworu, według której należy:

- zwiększać wskaźnik intensywności wymiany ciepła narzędzia i płuczki K_o ,
- zwiększać efektywną odporność cieplną diamentów t_a^x ,
- ochładzać płuczkę,

- obniżać współczynnik nagrzania narzędzia K_n .

Spełnienie tych warunków sprzyja zwiększeniu mocy doprowadzanej na dno otworu.

Wielkość K_0 jest funkcją parametrów konstrukcyjnych ($P_a, P_m, P_k, f_m, f_k, f_a, h, h_a$), cieplnych i fizycznych własności diamentów oraz materiału matrycy i korpusu ($\lambda_a, \lambda_m, \lambda_k$), a także funkcją współczynnika przewodności cieplnej przyrządu wiertniczego λ , zależnego od prędkości ruchu w strefie koronki płuczki, a także jej własności fizycznych i cieplnych. Wzrost tych wszystkich wskaźników sprzyja wzrostowi K_0 , przy czym zwiększenie koncentracji objętości diamentów przy zmniejszeniu ich wymiarów liniowych prowadzi do wzrostu P_a i f_a . Zwiększenie grubości matrycy w określonych przedziałach sprzyja zwiększeniu P_m, P_k, f_m, f_k , zwiększenie h intensyfikuje odprowadzenie ciepła do matrycy, a jeżeli $\lambda_m > \lambda_k$, to są warunki sprzyjające chłodzeniu diamentów (bo diamenty więcej wystają z matrycy i są zanurzone w płuczce). Zwiększenie przewodności cieplnej matrycy koronki λ_m można osiągnąć poprzez wprowadzenie do niej lepiej przewodzących ciepło dodatków lub wstawek, np. grafitowych, a także wstawianych do wewnątrz matrycy rurek cieplnych [25, 45, 69].

Aby określić współczynnik α , posługujemy się wyrażeniem:

$$\alpha = N_u \frac{\lambda_o}{d_E^{0.2}} \quad (7.9)$$

gdzie: N_u - kryterium Nusselta,

λ_o - przewodność cieplna płuczki, W/m °C,

d_E - średnica równoważna kanałów płuczkowych koronki, m.

Z kolei [23, 25]:

$$N_u = 0.021 R_e^{0.8} P_z^{0.43} \quad (7.10)$$

gdzie: R_e, P_z - odpowiednio kryterium Reynoldsa i Prandtla.

Do obliczenia R_c można wykorzystać wzór:

$$R_c = \frac{W d_E}{\nu} \quad (7.11)$$

gdzie: W - prędkość przepływu płuczki w kanałach koronki, m/s,
 ν - lepkość kinematyczna płuczki, m^2/s . Parametr ν przyjmuje się z tablic stanu fizycznego przy określonej temperaturze t_0 .

Jak wynika ze wzoru (7.8), moc na dnie jest wprost proporcjonalna do t_a^x . Wzrost tego wskaźnika powoduje równoważny wzrost mocy na dnie otworu. Wielkość t_a^x zależy od wymiarów ziaren diamentów i ich jakości. Drobne diamenty mają bardzo wysoką odporność cieplną, kryształy bez szczelin i wtrąceń lepiej znoszą działanie ciepła niż kryształy zanieczyszczone. Jeżeliby przyjąć, że diamenty umownie mają kształt kuli, walca i pryzmy, to ich odporność cieplna będzie różna. Ziarna kuliste szybciej się nagrzewają, ale też szybciej ochładzają zachowując swoją pierwotną jakość (pod warunkiem, że nie zaszła reakcja nieodwracalna); diamenty pryzmatyczne wolniej od innych form nagrzewają się i również wolniej ochładzają. Stosunek odporności cieplnej tych form wyraża się jak 1 : 2 : 3 (kula, walec, pryzma) [24]. Dlatego do określenia temperatury nagrzania się krawędzi diamentów przyjęto walcowy kształt ziaren (rys. 7.3), które charakteryzuje średnia odporność cieplna. Jednakże w warunkach, kiedy nie ma możliwości zatrzymania nieodwracalnych zmian, np. przy wierceniu w twardych skałach żelazistych, celowe jest zastąpienie diamentów innymi materiałami, bardziej odpornymi na ciepło, a twardościami zbliżonymi do diamentów. Za takie materiały można uważać i polecać: węgiel boru, amerykański borazon i rosyjski elbor-P, belbor i inne. Te materiały mają twardość zbliżoną do diamentu (elbor-P, belbor - około $9 \cdot 10^{10}$

Pa, diament - $10.6 \cdot 10^{10}$ Pa), podwyższoną odporność cieplną (900 + 1200 °C) [22, 23]. Im niższa temperatura płuczki t_0 , tym większa może być moc doprowadzona na dno otworu. Zwykle zachodzi to, kiedy płuczka ochładza się do temperatury poniżej zera. Możliwe jest to jednakże tylko dla płuczek gazowych (sprężonego powietrza), a w mniejszym zakresie dla płuczek pianowych i roztworów solnych. Lepsze wyniki daje ta metoda podczas przewiercania wiecznej zmarzliny, kiedy zdarzają się specyficzne awarie (roztopienie ścian otworu i rdzenia, zamrażanie kondensatu w rurach płuczkowych przy wykorzystywaniu nieosuszonego powietrza sprężonego jako płuczki). Obniżyć wielkość K_n , to znaczy zwiększyć strumień cieplny skierowany na skałę, a tym samym ulepszyć termiczne warunki pracy diamentowych narzędzi wiertniczych. Realizować to można przez wbudowanie w koronkę ekranów cieplnych, a także przez zapewnienie okresowej pracy narzędzia na dnie, co zapewnia chłodzenie podczas obracania się narzędzia na dnie i urabianie rozmiękczonej, nagrzanej skały narzędziem diamentowym. Ta metodyka w znacznym stopniu została opracowana w Dniepropietrowskim Instytucie Górniczym pod kierunkiem P. P. Wyrwińskiego [69].

Parametry technologiczne należy dobierać w taki sposób, aby bieżące wielkości mocy na dnie otworu, ze względu na efekt cieplny, nie przewyższały dopuszczalnego przedziału mocy, tj.:

$$N \leq N_{pr}$$

Rozpatrzone kierunki normalizacji efektu cieplnego stanowią podstawę do wyboru racjonalnych parametrów technologicznych wiercenia narzędziami diamentowymi. Sprowadza się to do:

- określenia koniecznej ilości płuczki, obliczenia α ,
- obliczenia K_0 i N_{pr} ,
- określenia nacisku osiowego,

- określenia prędkości obrotowej przyrządu wiertniczego,
- prognozy mechanicznej prędkości wiercenia narzędziami diamentowymi.

Racjonalny wydatek płuczki możemy określić pod warunkiem zapewnienia jak najlepszego oczyszczania dna i narzędzia ze zwiercin oraz koniecznie zintensyfikowania chłodzenia narzędzia diamentowego podczas wiercenia [23]:

$$Q_o = 0.33 \frac{P_c}{\Delta p} \quad (7.12)$$

gdzie: Q_o - wydatek płuczki, l/min,

P_c - moc hydrauliczna doprowadzona na dno otworu strugą płuczki, kW,

Δp - strata ciśnienia na narzędziu wiertniczym, MPa.

Moc hydrauliczna P_c określana jest w następujący sposób:

$$P_c = P_{c \text{ ud}} F_T \quad (7.13)$$

gdzie: $P_{c \text{ ud}}$ - jednostkowa moc hydrauliczna, kW/cm²,

$P_{c \text{ ud}} = 0.114 + 0.228 \text{ kW/cm}^2$ (wg danych doświadczalnych),

F_T - powierzchnia czołowa koronki (powierzchnia obmywana na płuczka), cm².

Strata ciśnienia w narzędziu wiertniczym Δp określana jest w następujący sposób (pod warunkiem oczyszczania dna oraz narzędzia ze zwiercin, a także przy spełnieniu wymogu ochładzania narzędzia): Z dwóch wielkości Δp wybiera się większą i podstawia do wzoru (7.12). Po określeniu Q_o oblicza się wielkość współczynnika oddawania ciepła α zgodnie ze wzorami (7.9) ÷ (7.11), który z kolei wykorzystuje się do określenia wskaźnika intensywności wymiany ciepła K_o . Przy tym wielkość sumarycznej powierzchni kontaktu diamentów z dnem na poziomie ich wniknięcia w skałę obliczana jest ze wzoru:

$$f_a = p D_a \Delta a Z_k \quad (7.14)$$

gdzie: D_a - średni absolutny rozmiar ziarn diamentu, m,

Δa - głębokość wniknięcia diamentu w skałę, m,

$\Delta a = (0.001 + 0.02) D_a$, m, [1, 80],

Z_k - liczba diamentów wnikających w skałę na głębokość Δa z warstwy przylegającej do dna. Dla koronek jednowarstwowych $Z_k = (0.6 + 0.7) Z_{ob}$, dla impregnowanych - $Z_k = (0.2 + 0.5) Z_{ob}$ w zależności od wielkości diamentów (Z_{ob} - ogólna liczba ziarn w warstwie przylegającej do dna).

Po obliczeniu według takiego sposobu wielkości K_o określamy wielkość przedziału dopuszczalnej, ze względu na efekt cieplny, mocy na dnie N_{pr} .

Nacisk osiowy na narzędzie wiertnicze określa się wychodząc z fizyczno-mechanicznych własności przewiercanej skały i konstrukcji tego narzędzia:

$$P = (0.17 + 0.25) p_{sz} f_a \quad (7.15)$$

gdzie: p_{sz} - twardość skały według L. A. Szreiner'a, Pa,

P - nacisk osiowy, N.

Własności konstrukcyjne koronki uwzględnia się przyjmując za podstawę wielkość powierzchni kontaktu diamentów z dnem (f_a).

Bieżąca prędkość obrotowa przyrządu wiertniczego podczas wiercenia narzędziami diamentowymi określana jest na podstawie wzoru A. W. Sacharowa:

$$n = \frac{0.059}{D_k} \frac{P}{(15 + 20)} \quad (7.16)$$

gdzie: n - prędkość obrotowa przyrządu wiertniczego, min^{-1} ,

P - nacisk osiowy, N,

D_k - średnica zewnętrzna koronki, m.

Zaznaczyć należy, że w miarę przytępienia diamentów (zużycie z wysokości) powierzchnia ich kontaktu z dnem zwiększa się, dlatego w takiej sytuacji konieczne trzeba zwiększyć nacisk osiowy tak, aby zachować stałą prędkość wiercenia. Zgodnie z zapisem A. W. Sacharowa należy również zwiększyć prędkość obrotową przyrządu wiertniczego (proporcjonalnie do wzrostu nacisku osiowego). Przebieg zwiększania tych parametrów zależy od wielkości jednostkowej mocy na dnie, obliczonej według wzoru (7.8), która związana jest z parametrami technologicznymi zależnością S. N. Tarakanowa [63]:

$$N_{pr} = 2 \cdot 10^{-5} D_{sr} P_{max} n_{pr} \quad (7.17)$$

gdzie: D_{sr} - usredniona średnica koronki diamentowej, m,

P_{max} - maksymalny nacisk osiowy odpowiadający takiemu zużyciu diamentów, kiedy średnice ich powierzchni kontaktowych są równe usrednionym średnicom naturalnym, N,

n_{pr} - dopuszczalna prędkość obrotowa, min^{-1} .

Po uwzględnieniu wzorów (7.8) i (7.17) bieżąca prędkość obrotowa przyrządu wiertniczego powinna spełniać warunek:

$$n \leq n_{pr} = \frac{50 K_o (t_a^x - t_o)}{D_{sr} P_{max} K_n} \quad (7.18)$$

Określenie przewidywanej prędkości wiercenia wymagane jest w celu kontroli procesu wiercenia narzędziami diamentowymi. Dla normalnego przebiegu procesu wiercenia narzędziami diamentowymi, ze względu na ujemne działanie efektu cieplnego, powinien być spełniony warunek:

$$V_m = \frac{40 \gamma P n}{p w p_{sz}} \leq \frac{2 \cdot 10^3 K_o \gamma (t_a^x - t_o)}{p w D_{sr} p_{sz}} = V_{mp} \quad (7.19)$$

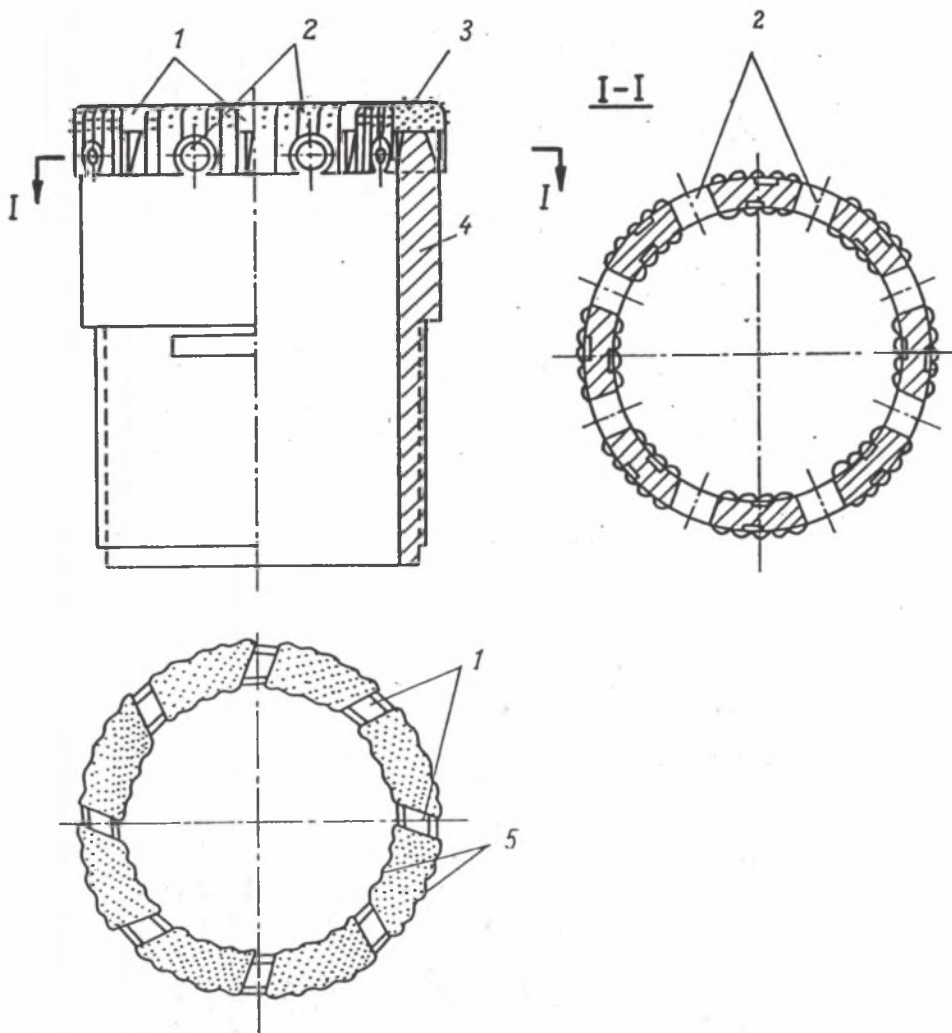
gdzie: V_m - chwilowa prędkość wiercenia narzędziami diamentowymi, m/h,

- P - chwilowy nacisk osiowy, N,
- n - chwilowa prędkość obrotowa przyrządu wiertniczego, min^{-1} ,
- γ - współczynnik gwarancji nieprzekroczenia dopuszczalnej temperatury nagrzania się diamentów przy nagłym przerwaniu obiegu płuczki wiertniczej (dla płuczek ciekłych $\gamma = 0.8$),
- w - szerokość czoła matrycy koronki, m,
- V_{mp} - chwilowa dopuszczalna prędkość wiercenia ze względu na efekt cieplny, m/h.

Zastosowanie przedstawionej metodyki określania parametrów technologicznych wiercenia narzędziami diamentowymi sprzyja wzrostowi przewiertu świdrem lub koronką przy przewiercaniu skał twardych.

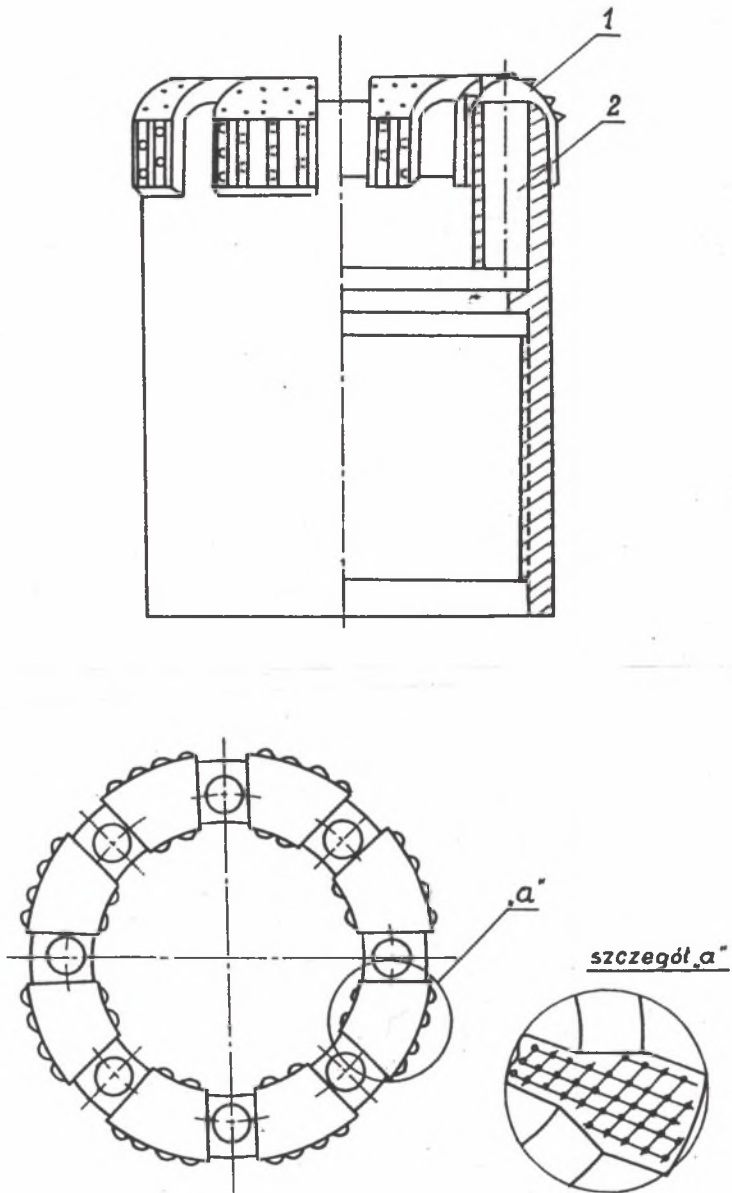
7.3. Opracowanie nowej konstrukcji koronki diamentowej

Koronka diamentowa do wiercenia z rdzeniówką pojedynczą (rys. 7.4) składa się z korpusu 4 i matrycy 3. Matryca posiada kanały 1 i żebrowaną powierzchnię boczną 5. Celem złagodzenia niekorzystnego efektu cieplnego działającego na diamentowe narzędzie wiertnicze podczas jego pracy, zachodzi potrzeba zintensyfikowania jego chłodzenia. W związku z tym na granicy korpusu i matrycy zaproponowano wykonanie prostopadłych do osi koronki otworów 2 (rys. 7.4). Płuczka wypływająca z tych otworów wpływa w szczelinę między ścianą otworu a korpusem koronki, tj. w środowisko o mniejszym oporze hydraulicznym niż w szczelinie między zewnętrzną powierzchnią matrycy i ścianą otworu, gdzie przepływa płuczka wychodząca spod czoła koronki. Dzięki efektowi iniekcji, jaki powstaje



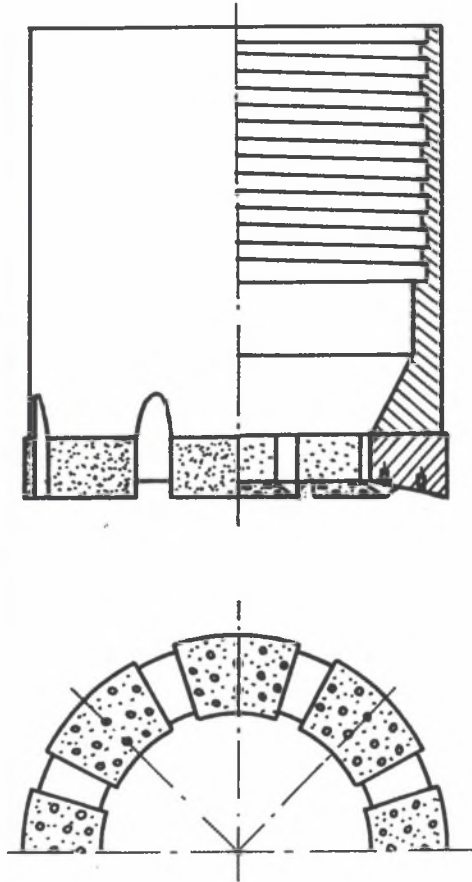
Rys. 7.4. Konstrukcja koronki diamentowej do wiercenia z rdzeniówką pojedynczą (1 - kanały, 2 - otwory, 3 - matryca, 4 - korpus, 5 - powierzchnia żebrowana)

Fig. 7.4. Construction of a diamond bit for drilling with a single core (1 - canals, 2 - holes, 3 - matrix, 4 - body, 5 - ribbed surface)



Rys. 7.5. Konstrukcja koronki diamentowej do wiercenia z rdzeniówką podwójną (1 - kanały, 2 - otwory)

Fig. 7.5. Construction of a diamond bit with double core (1 - canals, 2 - holes)



Rys. 7.6. Koronka impregnowana z kanałami chłodzącymi wszystkie warstwy diamentów.

Fig. 7.6. Impregnated bit with canals cooling all layers of diamonds

w wyniku wypływu strug płuczki z dużą prędkością, z otworów poziomych koronki, stwarzane są bardziej sprzyjające warunki do skutecznego oczyszczania dna otworu ze zwiercin [66]. Dalszą konsekwencją takiego rozwiązania jest powstanie przepływu turbulenty w szczelinie między rdzeniem a wewnętrzną powierzchnią matrycy, co zapobiega osiadaniu zwiercin w tej przestrzeni. Zmniejsza

się w ten sposób prawdopodobieństwo zatarcia rdzenia. Otwory poziome w koronce znacznie zwiększają powierzchnię kontaktu matrycy z płuczką, co usprawnia warunki wymiany ciepła.

Koronki diamentowe do wiercenia z rdzeniówkami podwójnymi (rys. 7.5) powinny posiadać otwory cylindryczne 2 ($\emptyset = 6$ mm) wychodzące pod czoło koronki i kanały po wewnętrznej i zewnętrznej stronie 1.

W koronkach i świdrach impregnowanych dobrym sposobem łagodzenia skutków efektu cieplnego jest wykonanie otworów (nieprzełotowych) w czole narzędzia, które zajmują do 25% jego powierzchni roboczej (rys. 7.6) [68]. Celem tych otworów jest doprowadzenie płuczki do każdej warstwy diamentów, które w miarę zużywania się narzędzia będą odsłaniane. Sposób ten jest opatentowany przez pracowników Ośrodka Badań Techniki Geologicznej w Warszawie. Rekordowy przewiert koronką impregnowaną według patentu OB TG w Warszawie wynosi 1313 m.

8. OPRACOWANIE METODYKI PROJEKTOWANIA PARAMETRÓW TECHNOLOGII WIERCENIA NARZĘDZIAMI DIAMENTOWYMI

Do opracowywania parametrów technologii wiercenia przystępujemy na podstawie rozeznania geologicznego, przeznaczenia otworu, rodzaju kopaliny użytecznej, projektowanej głębokości otworu, siatki rozmieszczenia otworów i wielu innych informacji. Dane te uwzględnia się na wszystkich etapach projektowania parametrów technologii wiercenia. Kolejność opracowywania parametrów technologii wiercenia przedstawiona jest w tabeli 8.1.

Przy typizacji warunków geologiczno-technicznych zaleca się następujące postępowanie:

1. Określa się fizyczno-mechaniczne własności skał:

- twardość P_d ,
- ścierność k_{sc} ,
- uogólniony wskaźnik ρ_m łączący twardość i ścierność.

2. Na podstawie uogólnionego wskaźnika ustala się kategorię skał według zwiercalności, a skały lub ich interwały zalicza się do odpowiedniej grupy.

3. Określa się stopień szczelinowatości skał jednym ze znanych wskaźników (lub w połączeniu kilkoma wskaźnikami):

- jednostkowe rozdrobnienie rdzenia K_u ,
- ilość rdzenia B_k .

Ustala się grupę skał według szczelinowości.

4. Ustala się stopień stabilności skał w otworze.

Po dokonaniu typizacji warunków geologicznych wybiera się sposób wiercenia z uwzględnieniem cech i przeznaczenia otworu oraz ustalonych grup skał.

Konstrukcję otworu projektuje się zgodnie z geologicznymi zadaniami, postacią kopaliny użytecznej, wymogami opróbowania oraz możliwościami aparatury geologicznej z uwzględnieniem stabilności ścian otworu. Wyznacza się minimalną średnicę wiercenia określonych interwałów otworu, liczbę kolumn rur okładzinowych i inne parametry konstrukcyjne otworu. Dokonuje się wyboru:

- świdra lub koronki,
- rdzeniówki,
- kolumny rur okładzinowych,
- wiertnicy,
- narzędzi wspomagających (np. kalibratorów).

Opracowuje się parametry technologii wiercenia, które następnie doskonalą się drogą:

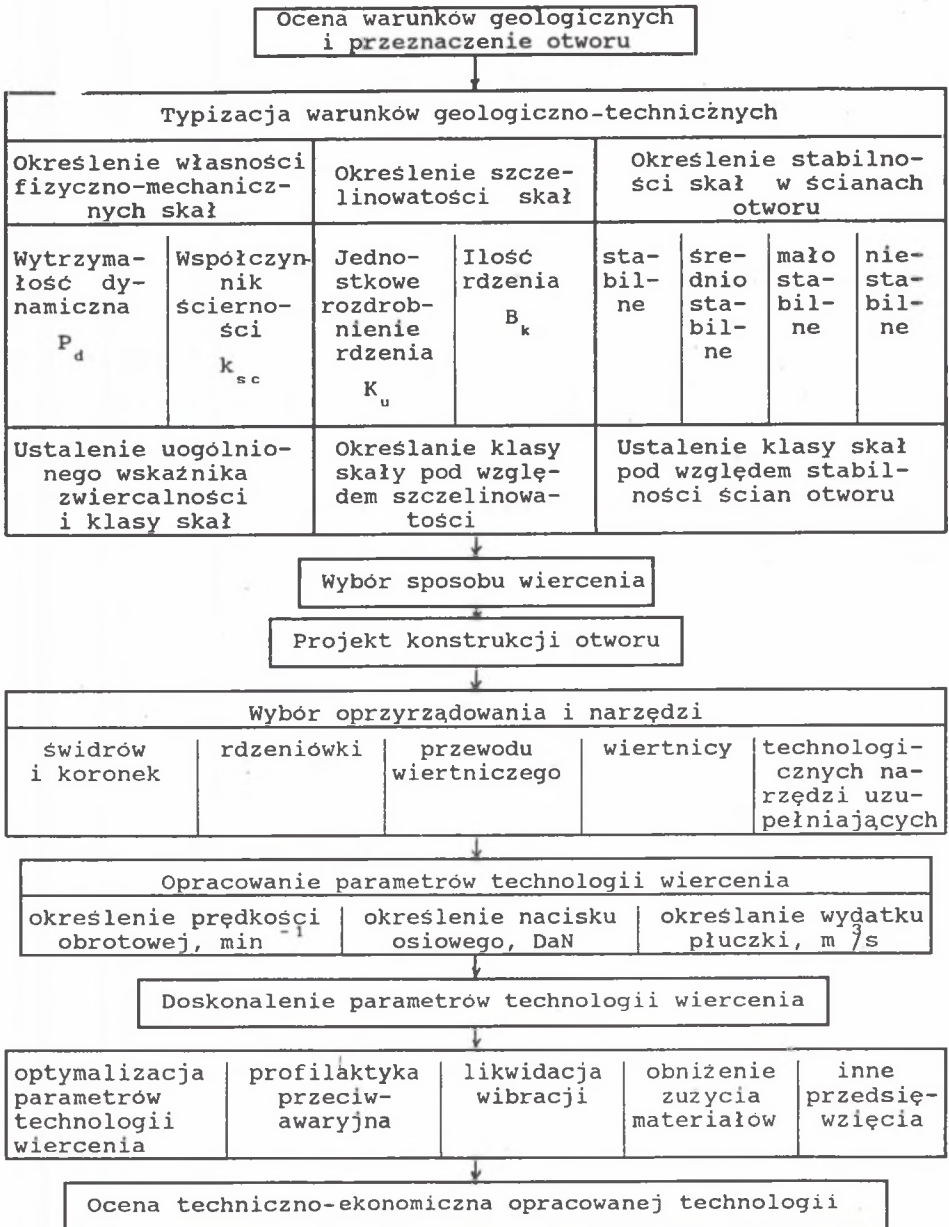
- optymalizacji parametrów technologii wiercenia,
- profilaktyki przeciwawaryjnej,
- analizy w aspekcie obniżenia zużycia materiałów.

Przeprowadza się ekonomiczną analizę opracowanej technologii w konkretnych warunkach.

Przy obrotowym wierceniu rdzeniowym wśród własności fizyczno-mechanicznych skał największe znaczenie mają twardość i ścierność. Twardość charakteryzuje się współczynnikiem twardości dynamicznej P_d , ścierność - współczynnikiem ściernalności k_{sc} . Obie wielkości charakteryzują zwiercalność skał wskaźnikiem uogólnionym:

Tabela 8.1

Schemat opracowywania technologii wiercenia rdzeniowego otworów geologiczno-poszukiwawczych



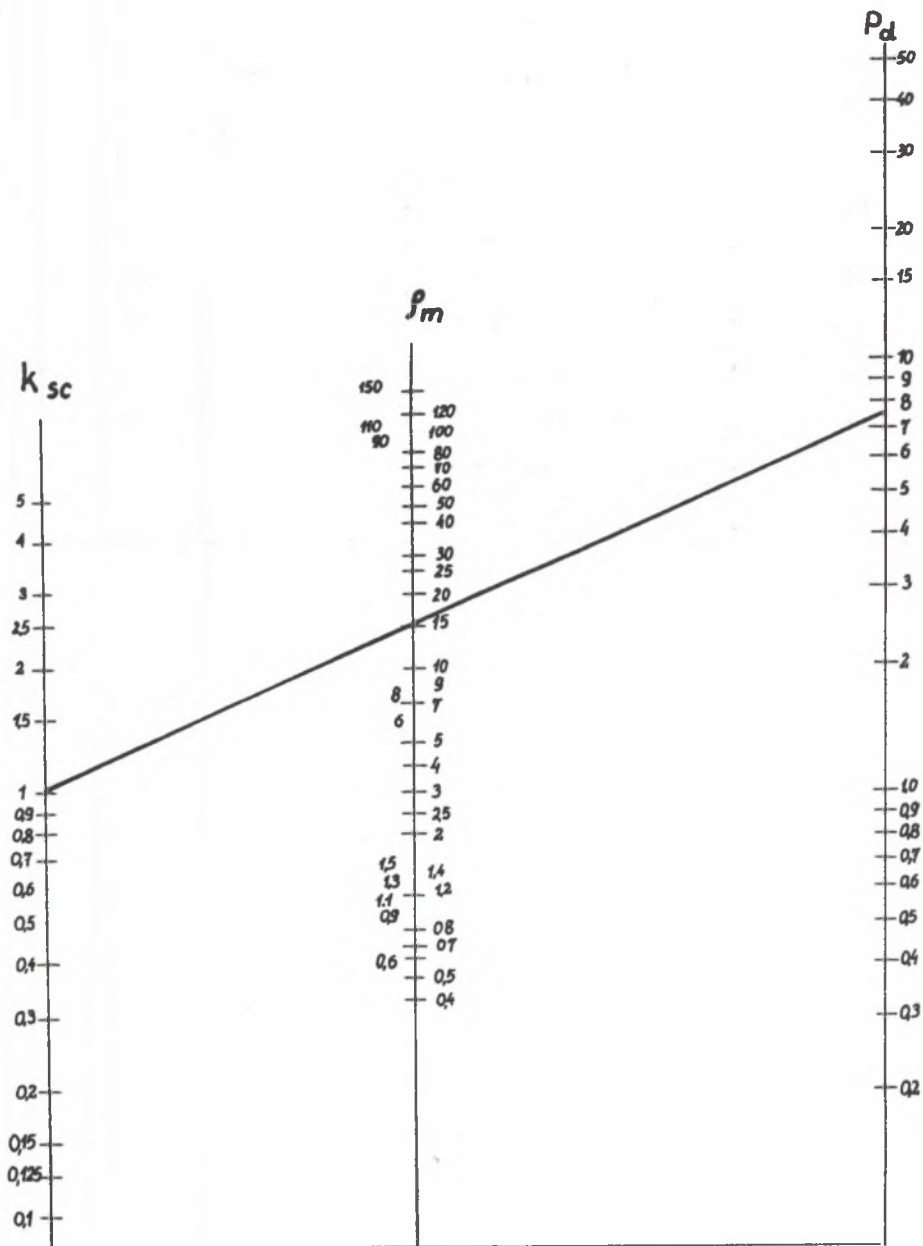
$$\rho_m = 3 P_d^{0.8} k_{sc} \quad (8.1)$$

Przy znanych P_d i k_{sc} uogólniony wskaźnik znajduje się według nomogramu (rys. 8.1). Na rys. 8.1 pokazany jest przykład określania kategorii zwiercalności skał: wielkość $P_d = 7.5$ i $k_{sc} = 1$ odkłada się na osiach nomogramu i łączy linią, wówczas przecięcie osi ρ_m daje wielkość $\rho_m = 15$, co odpowiada VII kategorii zwiercalności skał. W tabeli 8.2 przytoczona jest skala zwiercalności skał dla różnych wartości uogólnionego wskaźnika ρ_m . Przy braku przyrządów do określania P_d i k_{sc} , do wcześniejszego osądu właściwości skał można wykorzystać dodatkową tabelę 8.3, gdzie przytoczono wskaźniki dla podstawowych rodzajów skał. Również w tabeli 8.3 przedstawiona jest klasyfikacja skał pod względem zwiercalności na potrzeby wiercenia rdzeniowego. Po odczytaniu wielkości ρ_m znajduje się kategorię zwiercalności skał.

Tabela 8.2

Zależność kategorii zwiercalności skał od uogólnionego wskaźnika ρ_m [60]

Kategoria	Wskaźnik ρ_m
III	2.0 ÷ 3.0
IV	3.1 ÷ 4.5
V	4.6 ÷ 6.7
VI	6.8 ÷ 10.1
VII	10.2 ÷ 15.1
VIII	15.2 ÷ 22.7
IX	22.8 ÷ 34.1
X	34.2 ÷ 51.2
XI	51.3 ÷ 76.8
XII	76.9 ÷ 115.2



Rys. 8.1. Nomogram do określania uogólnionego wskaźnika ρ_m
 Fig. 8.1. Nomogram for determination of generalized index ρ_m

Tabela 8.3

Typizacja skał pod względem zwiercalności [60]

Grupa skał pod względem zwiercalności	Charakterystyka skał	Własności fizyczno-mechaniczne skał	
		ρ_m	kategoria zwiercalności
I	supertwarde	51.0 + 115.0	XI + XII
II	bardzo twarde i twarde	15.0 + 51.0	VIII + X
III	średniej twardości	6.8 + 15.0	VI + VII
IV	mało twarde	3.0 + 3.6	IV + V
V	miękkie (spulchnione, niespoiste, rozmywa- jące się, kurzawki)	1.0 + 3.0	I + III

9. WNIOSKI OGÓLNE I ZALECENIA

1. Z przeprowadzonych badań (rozdział 4 pkt. 4.1) wynika, że rodzaj i udział spoiwa decyduje o wytrzymałości materiału skalnego na jednoosiowe ściskanie, a zawartość kwarcu i skaleni decyduje o podatności skały na zwiercanie.
2. Energochłonność procesu zwiercania skał teoretycznie w 50% zależy od kształtu geometrycznego roboczej części koronki diamentowej (rozdział 4 pkt. 4.2).
3. Podczas wiercenia wiertnicami z posuwem śrubowym istotne znaczenie ma konstrukcja koronki, której powierzchnia robocza powinna być minimalna (rozdział 4 pkt. 4.3).
4. Za pomocą techniki filmowania można, na specjalnym stanowisku badawczym (rys. 6.1), wyjaśnić wpływ długości przewodu wiertniczego na rodzaj ruchu koronki po dnie otworu wiertniczego (rys. 6.2) oraz wpływ cech konstrukcyjnych roboczej części koronki diamentowej na oczyszczanie dna otworu ze zwiercin (rozdział 6 pkt. 6.1 i 6.2).
5. Analiza efektu cieplnego zwiercania skał pozwala na sprawdzenie efektywności pracy koronki diamentowej. Sprawdzono zaprojektowaną i wykonaną koronkę diamentową (rys. 7.4 i 7.6) o jakościowo nowej charakterystyce (rozdział 7 pkt. 7.1).

6. Efekt cieplny ma istotny wpływ na dobór parametrów technologii wiercenia koronkami diamentowymi (rozdział 7 pkt. 7.3).
7. Wszystkie analityczne opisy mają charakter ogólny, a zatem są słuszne dla każdej średnicy koronki diamentowej.
8. Praktyczna wartość pracy wyraża się opracowaniem nowej konstrukcji koronki diamentowej (rys. 7.4), co pozwoliło:
 - obniżyć energochłonność zwiercania skał o 10%,
 - zwiększyć przewiert koronką 1.8 raza,
 - zwiększyć prędkość wiercenia o około 20% w wyniku analitycznego określenia długości sektora matrycy koronki (rozdział 6 pkt. 6.2 wzór 6.15).

Uzasadnienie tezy naukowej i wniosków potwierdzono doświadczalnie w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych, badając koronki o nowej konstrukcji i charakterystyce jakościowej (rys. 7.4 i 7.6). Wyniki badań laboratoryjnych i przemysłowych różniły się między sobą średnio o 10% [78], co odpowiada błędowi wynikającemu z idealizacji warunków laboratoryjnych.

LITERATURA

1. Baszkatow D., Zięba A.: Analiza procesu zwiercania skał narzędziami diamentowymi. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo z. 4, Kraków 1990.
2. Blinow G. A., Wasiljew W. I., Głazow M. G., Gołowin O. S., Lipatnikow W. P.: Almazosbieriegajuszczaja tiechnologija burienija. Niedra, Leningrad 1989.
3. Barth G., Pitz W.: Erfahrung der Saarberg-Interplanbeim Niederbringen von Aufschluß bohrlöchern mit der neuentwickelten Zeilkerneinrichtung. Glückauf nr 9, 1976.
4. Bokij G. B., Biezrukow G. N., Klujew J. A., Maletow A. M., Niepsza W. I.: Prirodnije i sintieticzeskije almazы. Nauka, Moskwa 1986.
5. Brach J., Dyduszyński J., Kamocki H.: Najnowsze rozwiązania konstrukcyjne w budowie aparatury chemicznej. Nowa Technika, z. 34, 1961.
6. Bułatow A. J., Prosełkow J. M., Pachimow A. K.: Tiechnologičeskije riezierwy powyszenija skorostiej burienija skważyn. Izdatielstwo Fan, Taszkient 1985.
7. Caricyn W. W.: Almaznoje burienije. Niedra, Moskwa 1975.
8. Chrzan T.: Moduł akustyczny jako ilościowy i jakościowy wskaź-

- nik zwiercalności skał. Materiały III Ogólnopolskiej Konferencji Katedry Mechanizacji Górnictwa, Lublin 1992.
9. Cypin N. W.: Iznosostojkost kompozicyonnych ałmazosodierżaszczich matieriałow dla burowogo instrumenta. Naukowa Dumka, Kijew 1983.
 10. Dnisburg J. P.: Stand der Kernbohrverfahren. Glückauf nr 16, 1979.
 11. Dobrogorskiy N., Dudla N., Zięba A.: Osobiennosti rozwiadki miestorożdienija wtornicznogo syria. Materiały z Konferencji "Drogi poprawy efektywności prac geologiczno-poszukiwawczych", Dniepropietrowsk 1990.
 12. Epsztejn B. F., Jasow W. G.: Burienije skważyn gidroudarnikami. Niedra, Moskwa 1967.
 13. Epsztejn B. F.: Udarno-wraszczatielnoje burienije skważyn gidroudarnikami. Gosgortekhnizdat, Kijew 1963.
 14. Ermacow A. L.: Fozajul cu diamontele. Ed. Technika, Bucaresti 1983.
 15. Fairhurst S.: Rock Mechanics. Proceedings of the fifth Symposium on Rock Mechanics hold at the University of Minnesota, Mai 1962.
 16. Gawrilenko N. M., Dawidienko A. N., Dudla N. A.: Powierchnostnoaktywneje antifrikcyonnyje dobawki pri burienii skważyn. Naukowa Dumka, Kijew 1990.
 17. Gdula S. J.: Przewodzenie ciepła. PWN, Warszawa 1984.
 18. Galjas A. A., Połujanskiy S. A.: Osnovy tiermomiechaniczeskogo rozruszenija gornych porod. Izd. Naukowa Dumka, Kijów 1972.
 19. Gliński J.: Energia niektórych procesów geologicznych i technogennych. Studia i Monografie z. 50. Wyższa Szkoła Inżynierska w Opolu. Opole 1991.

20. Gliniski J.: Energetyczne wskaźniki właściwości skał i procesów wydobywczych. Studia i Monografie z. 26. Wyższa Szkoła Inżynierska w Opolu. Opole 1988.
21. Glowka D. A., Stone C. M.: Effects of thermal and mechanical loading on PDC bit. SPE Drilling Engineering, June 1986.
22. Gorszkow L. K.: Sintieticzeskije swierchtwierdyje materiały w burieni. LGI, Leningrad 1985.
23. Gorszkow L., Zięba A.: Thermal effects in diamond bit drilling technology. Archiwum Górnictwa, z. 2, 1989.
24. Gorszkow L. K.: Tiempieraturnoje napriąženija w burnych ałmazach. Izwiestia Wuzow, Gornyj Żurnał nr 11, 1984.
25. Gorszkow L. K.: Sowriemiennaja tiechnologija burienija gieołorazwiedocznych skważyn. LGI, Leningrad 1983.
26. Goodman R. E.: Introduction to Rock Mechanics. Ed. John Wiley & Sons, New York 1980.
27. Gray G. R., Darley H. C. H.: Composition and Properties of Oil Well Drilling Fluids. London, Paris, Tokyo 1981.
28. Gräfer E.: Die Entwicklung untertägigen Bohrverfahren. Bergbau 1, 1978.
29. Ganczarow A. E., Moisiejew W. S., Ponomariew P. P.: Ałmaznoje burienije gieołogorazwiedocznych skważyn w Kriwbasie. Sbornik naucznych trudow. Leningrad 1973.
30. Kaliski M.: Energochłonność wiercenia otworów strzałowych w funkcji wybranych cech materiału skalnego. Materiały Konferencyjne III Ogólnopolskiej Konferencji Katedry Mechanizacji Górnictwa, Lublin 1992.
31. Kardysz W. G., Murzakow B. W., Okmianskij A. S: Energojemkost burienija gieołogorazwiedocznych skważyn. Niedra, Moskwa 1984.
32. Kidybiński A.: Podstawy geotechniki kopalnianej. Wyd. Śląsk, Katowice 1982.

33. Korzewnikow W., Dudla N., Zięba A.: Nowyje aspekty erozjon-nogo razruszenija gornych porod pri burienii skważyn. II Międzunarodnyj Simpozjum po burieniju razwiedocznych skważyn w osłożniennych usłowijach, Sankt Petersburg 2 - 7 ijunia 1992.
34. Kozłowski E. A., Piderskij W. M., Komarow M. A.: Kibernetika w burienii. Niedra, Moskwa 1982.
35. Kudriaszow B. B., Michajłowa M. D.: Izwestia Wuzow, Gornyj Żurnał nr 11, 1964.
36. Lebiediew W. N., Pietrow M. N.: Wniedrienije razlicznych sposobow powyszenija rabotosposobnosti porodorazruszajuszczego instrumenta w PGO siewzapgeologija. Sbornik naucznych trudow. Leningrad 1987.
37. Limanow E. L., Aubakirow M. T., Bileckij M. T., Syzdykow A.C.: Wlijanije kaczestwa pressowanija matricy ałmaznoj koronki na effiektiwnost jej raboty. Mieźwuzowskiy sbornik naucznych rabot. Moskwa 1988.
38. Lisjanskij W. I., Rudenko N. A., Bondarenko N. E.: Proizwodstwiennyje ispitanija koronok tipa KRK. Sbornik naucznych trudow. Leningrad 1987.
39. Moskalew A. N., Tancura W. A., Sołogub S. J., Tkaczenko W. M., Pigida E. J.: Powyszenije effiektiwnosti tiermiczeskogo i miechaniczeskogo burienija. Niedra, Moskwa 1973.
40. Moskalew A. N., Pigida E. J., Kerekilica L. G., Wachalin J.N.: Razruszenije gornych porod pri tiermocykliczeskom wozdziejstwii. Naukowa Dumka, Kijew 1987.
41. Nehrodich J.: Erkundung des Steinkohlengebirges mit horizontalen Bohrlöchern. Glückauf Nr 14, 1976.
42. Opolski T.: Urabianie mechaniczne i fizykalne skał. Wyd. Śląsk Katowice 1982.

43. Piwniak G., Dudla N., Zięba A., Ziaja M.: Zarys inżynierii wiertniczej cz.I. Skrypty AGH nr 1206, Kraków 1990.
44. Plechanow M. I., Budjukow J. E.: Konstruktiwnyje osobienności ałmaznych koronok dla burienija s gidrotransportom kierna. Sbornik naucznych trudow. Moskwa 1983.
45. Ponomariew P. P.: Ałmaznoje burienije trieszczinowatych porod. Niedra, Leningrad 1985.
46. Ponomariew P. P., Kaulin W. A.: Otkor kierna pri kołonkowom gieołogorazwiedocznom burienii. Nierda, Moskwa 1989.
47. Portnoj K. I., Salibekow S. E., Swietłow I. L.: Struktura i swojstwa kompozicyonnych matieriałow. Maszynostrojenije. Moskwa 1979.
48. Praca pod red. Moskalewa A. N.: Powyszenije effiektiwnosti tiermiczeskogo i miechaniczeskogo burienija. Niedra, Moskwa 1973.
49. Raczkowski J.: Krytyczna analiza metod badania zwiercalności skał. Technika Poszukiwań, z. 2 - 3, Warszawa 1962.
50. Raczkowski J.: Technologia płuczek wiertniczych. Wyd. Śląsk, Katowice 1981.
51. Riabczikow S. J., Sułakszyn S. S., Borisow K. J.: Powyszenije iznosostajkosti porodorazruszajuszczego instrumenta putiem obrabotki jego zidkim azotom. Obzor tiechniki i tiechnologii gieołogorazwiedocznych rabot. WIEMS, Moskwa 1981.
52. Rock P.: Lagerstätten erkundung durch Seismik und Bohrungen von Tage. Glückauf Nr 9, 1974.
53. Röber W.: Beitrag zur Verschleißprüfung. Maschinenbautechnik, Heft 10, 1962.
54. Schätzle W. J., Brett C. R., Grubbs D. M., Seppanen S.N.: The-

rmal Energy Storage in Agnifers. Design and Applications. New York - Oxford 1980.

55. Schneiderwind J.: Hloubeni vrtu na ropu a zemni plyn. Dil. I 1985, dil II 1986, dil III 1988. Vydani zaistilo SNTL, Praha.
56. Sekula F., Krupa V., Beida J., Merva M.: Optimization of drilling process on the basis of monitoring of some its parameters. Rock mechanics in Tchechoslovakia, JSRM, National Group, 1983.
57. Simon R.: Energy Balance in Rock Drilling. Society of Petroleum Engineers Journal nr 4, 1963.
58. Sołogub S., Dudla N., Biessonow J., Zięba A.: Hard Rock Breaking Efficiency in Drilling Prospecting Holes. Zeszyty Naukowe AGH, Wiertnictwo, Nafta, Gaz nr 2, 1991.
59. Sokołowski M.: Energetyczny opis procesu rozdrabniania. Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego. Warszawa 1990.
60. Spiwak A. J., Popow A. N.: Razruszenije gornych porod pri burienii skważyn. Niedra, Moskwa 1979.
61. Staniszewski B.: Wymiana ciepła - podstawy teoretyczne. PWN, Warszawa 1980.
62. Tichonow N. E.: Raspriedielenije osiewoj nagruzki miezdu torcewymi almazami porodorazruszajuszczego instrumenta. Sbornik naucznych trudow. Moskwa 1983.
63. Szamszew F. A., Tarakanow S. N., Kudriaszow B. B.: Tiechnologija i tiechnika razwiedocznego burienija. Niedra, Moskwa 1983.
64. Szczerbakow m. N., Krikszonas W. P.: Konstruktiwnyje osobienosti SSK dla burienija gorizontalnych skważyn. Sbornik naucznych trudow. Leningrad 1987.
65. Szusćik W., Kuczyński J.: Wytrzymałość materiałów. Skrypt Politechniki Śląskiej, cz. I i II. Gliwice 1991.

66. Wojnar K., Zięba A., Ziaja M., Kaliski M., Gonet A.: Technika wiercenia dla potrzeb poszukiwań i rozpoznawania złóż kruszyw naturalnych. Praca zlecona przez OUG, Warszawa 1985.
67. Wojnar K., Gonet A., Kaliski M., Ziaja M., Zięba A.: Postępy w technologiach wiertniczych dla potrzeb górnictwa podziemnego, hydrogeologii i poszukiwań stałych kopalin użytecznych. Zeszyty Naukowe AGH, Wiertnictwo, Nafta, Gaz, z. 4, 1987.
68. Wróblewski M., Natorski Cz., Pasztuszek S., Żurko J.: Narzędzie wiertnicze impregnowane diamentami. Patent nr 150817 z dnia 28. 12. 1987.
69. Wyrwinski P. P.: Aftoreferat kandydatskiej dysertacji. DGI, Dniepropietrowsk 1983.
70. Ziaja M., Miska S.: Mathematical Model of the Diamond - Bit Drilling Process and its Practical Application. Society of Petroleum Engineers Journal, ATME, December 1982.
71. Zabigajło W. E., Nikolin W. I.: Wlijanije katagienyza gornych porod i mietamorfizma uglej na ich wybrosopasnost. Naukowa Dumka. Kijew 1990.
72. Zięba A., Ziaja M.: O nowych konstrukcjach narzędzi wiertniczych. Technika Poszukiwań Geologicznych nr 4 - 5, 1987.
73. Zięba A., Ziaja M., Dudła N.: Ways of improving the drilling process with the use of diamond bite. Archiwum Górnictwa, z.2, 1987.
74. Zięba A., Ziaja M.: Niektóre problemy wierceń rdzeniowych i propozycje ich rozwiązania. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, z. 4, 1987.
75. Zięba A., Gorszkow L., Baszkatow D.: Problemy i perspektywy efektywnego wykorzystania diamentowych narzędzi wiertniczych. Nafta nr 7 - 9, 1989.

76. Zięba A., Dudla N., Dawidenko A.: Opriedielenije miechaniczeskoj skorosti burienija gieologorazwiedocznych skważyn. Materiały z Konferencji "Drogi poprawy efektywności prac geologiczno - poszukiwawczych", Dniepropietrowsk 1990.
77. Zięba A., Baszkatow D., Dudla N., Jończak J.: Perspektywy wzrostu prędkości wiercenia otworów z wyrobisk podziemnych. Technika Naftowa i Gazownicza nr 2 - 3, 1989.
78. Zięba A., Rzychniak M., Głut B. i in.: Analiza z wykorzystaniem techniki filmowania charakterystycznych właściwości pracy przewodu wiertniczego z koronką diamentową. Kwartalnik "Górnictwo", z. 1, 1992.
79. Zięba A., Dudla N., Rzychniak M.: O kryteriach oceny zwiercalności skał. Materiały V Międzynarodowej Konferencji Naukowo - Technicznej. Nowe metody i technologie w geologii naftowej, wiertnictwie, eksploatacji otworowej i gazownictwie, Kraków 17 + 19 września 1992.
80. Zięba A., Gonet A.: Zasady racjonalnego projektowania narzędzi skrawających do wiercenia otworów z wyrobisk podziemnych. Materiały III Ogólnopolskiej Konferencji Naukowo - Technicznej. Problemy mechanizacji i optymalizacji procesów urabiania w kopalniach, Lublin 29 - 30 maja 1992.
81. Zięba A.: Konstrukcyjne i technologiczne aspekty efektywnego wykorzystania wiertniczych narzędzi diamentowych w świetle dotychczasowych badań eksperymentalnych. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 69, seria konferencje nr 14, Górnictwo skalne, Wrocław 1992.
82. Zięba A., Gonet A., Kaliski M., Pawlikowska J. : Zastosowanie metody ciągłego rdzeniowania w górnictwie surowców skalnych.

Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 69, seria konferencje nr 14, Górnictwo skalne, Wrocław 1992.

83. Zięba A., Ziaja M., Wróblewski M.: Koronka wiertnicza. Patent nr 151783. Świadectwo autorskie nr 263539 z 26 kwietnia 1991.
84. Zięba A., Ziaja M., Wróblewski M.: Koronka wiertnicza. Patent nr 151755. Świadectwo autorskie nr 263449 z 5 kwietnia 1991.
85. Zięba A., Ziaja M., Wojnar K.: Rdzeniówka podwójna. Patent nr 149796. Świadectwo autorskie nr 257522 z 15 października 1990.
86. Zięba A. i in: Świder skrawająco-gryzowy. Patent nr 48069. Świadectwo autorskie nr 83827 z 19 kwietnia 1991.
87. Zięba A.: Świder wiertniczy. Zgłoszenie patentowe nr OWP/I-P/569 z 26 listopada 1992.
88. Zięba A., Dudla N., Pawlikowska J. : Zastosowanie metalurgii proszków do produkcji narzędzi wiertniczych. Referat przygotowany na XVI Sympozjum Podstaw Konstrukcji Maszyn, Politechnika Warszawska, Warszawa 1993.
89. Zięba A.: Kierunki doskonalenia technologii wiercenia otworów hydrogeologicznych w świetle dotychczasowych prób i badań. Materiały niepublikowane, archiwum IWN AGH, Kraków 1989.

**KONCEPCJA ANALITYCZNEGO UJĘCIA
CZYNNIKÓW WPLYWAJĄCYCH NA ZWIERCALNOŚĆ SKAŁ
KORONKAMI DIAMENTOWYMI NA PODSTAWIE BADAŃ DOSWIADCZALNYCH**

STRESZCZENIE

Technika wiertnicza ma szerokie zastosowanie przy poszukiwaniu kopalin stałych i płynnych, w górnictwie podziemnym i odkrywkowym, również w ochronie środowiska. Z tego powodu doskonalenie technik i technologii wiertniczych daje poważne oszczędności dla gospodarki narodowej.

Na wiercenie otworu składają się dwie podstawowe czynności:

- urabianie skały na dnie otworu,
- usuwanie zwiercin z otworu.

Druga czynność warunkuje możliwość wykonywania czynności pierwszej. Tak więc warunkiem sprawnego wiercenia jest zastosowanie metody usuwania zwiercin zapewniającej wydajność przekraczającą ilość urobionej skały. W przeciwnym razie dochodzi do powtórne-go rozdrabniania zwiercin, a w konsekwencji do zakleszczenia narzędzia wiertniczego.

Praca omawia badania w zakresie doskonalenia zarówno procesu oczyszczania dna otworu ze zwiercin, jak i procesu wiercenia obro-

towego otworów małosrednicowych. W pracy poddano analizie przydatność diamentów przemysłowych na narzędzia wiertnicze, podano równania opisujące przewodzenie ciepła powstającego w wyniku pracy narzędzi diamentowych. Rozwiązanie tych równań z uwzględnieniem warunków brzegowych posłużyło do podania wzoru na temperaturę nagrzania się krawędzi skrawających diamentów i mocy doprowadzonej na dno otworu w zależności od efektu cieplnego. Ponadto praca podaje drogi postępowania w celu zapewnienia normalnych cieplnych warunków pracy narzędzi diamentowych. Do przewiercania skał żelazystych zaproponowano zastąpienie diamentów innymi materiałami, bardziej odpornymi na temperaturę, a trwałością zbliżonymi do diamentów np. rosyjski elbor-P (węgiel boru), amerykański borazon i inne.

Do tej pory tradycyjnym schematem analizy procesu zwiercania skał narzędziami diamentowymi było zagłębianie się diamentu w skałę, jego ruch postępowy. Taki schemat nie pozwalał stworzyć całego obrazu zwiercania, zwykle z analizy wypadały problemy chłodzenia narzędzia, wynoszenia zwiercin, zużywania się diamentów i matrycy, współdziałania diamentów między sobą i inne. Badanie tych procesów zazwyczaj realizowane jest oddzielnie. Zastosowanie techniki szybkiego filmowania procesu wiercenia koronkami diamentowymi na specjalnie do tego celu skonstruowanym stanowisku badawczym umożliwiło kompleksowe badanie zależności cech konstrukcyjnych i parametrów technologicznych w celu ich efektywnego wykorzystania. Szczególną uwagę zwrócono na problemy chłodzenia narzędzia i wynoszenia zwiercin.

Wyniki tych badań były podstawą do opracowania nowych konstrukcji tych narzędzi (rys. 7.4 i 7.6) z możliwością kontrolowania efektu cieplnego, który szczególnie w narzędziach diamentowych

jest zjawiskiem negatywnym. Ponadto zastosowanie techniki szybkiego filmowania procesu wiercenia koronkami diamentowymi umożliwiło identyfikację i charakterystykę rodzajów ruchu koronki po dnie otworu wiertniczego (rys. 6.2).

W przeprowadzonych badaniach uwzględniono wpływ długości przewodu wiertniczego oraz parametrów technologicznych na charakter pracy ziarnistych koronek diamentowych.

Zidentyfikowano trzy różne rodzaje ruchu koronek po dnie otworu i podjęto próbę scharakteryzowania ich wpływu na wartości technicznych wskaźników procesu wiercenia.

Określono analitycznie i sprawdzono doświadczalnie odległości między kanałami płuczkowymi koronek diamentowych (wzór 6.15). Tak rozmieszczone kanały płuczkowe w koronkach diamentowych umożliwiają efektywne oczyszczanie dna otworu ze zwiercin i zwiększają jej trwałość.

**A CONCEPT OF ANALYTICAL APPROACH
TO THE FACTORS INFLUENCING THE DRILLABILITY OF ROCKS
WITH DIAMOND BITS ON THE BASIS OF EMPIRICAL STUDIES**

SUMMARY

Drilling techniques are widely applicable to the exploration of solid and liquid minerals, to underground and open-cast mining and also to environment protection. Therefore, the perfection of drilling techniques and technologies is a source of considerable saving for the national economy.

Hole drilling is made up of two basic activities:

- mining the rock on the bottom of the well,
- getting rid of the cuttings from the well.

The second activity conditions the possibility of performing the first one. Thus the efficient operation of drilling is conditioned by the application of a method of carrying away the cutting which secures the efficiency higher than the quantity of the drilled rock. Otherwise, the cuttings are cut for the second time, and this leads to seizure of the drilling tool.

The dissertation deals with the investigations of perfection of both the purification of the bottom of the well from cuttings

and also the process of rotary drilling of small-diameter wells. There was analysed in the paper the usability of industrial diamonds to the drilling tools and there were given equations describing the conductance of heat produced in the course of diamond tools operation. Thanks to the solution of the equations with the application of boundary conditions it was possible to give the formula for temperature of heating of the edges of the cutting diamonds and the power supplied to the bottom of the well, depending on the thermal effect. Moreover the paper gives the ways in which one can secure the normal thermal conditions of work of diamond tools. For drilling the ferroginous rock it was suggested to substitute the diamonds with e.g. Soviet elbor-P (boron carbide), American borazon etc. which are more resistant to temperature and have life similar to that of diamonds.

As for now getting of the diamond to the rock, its progressive movement was a traditional scheme of analysis of the process of rock drilling with diamond tools. In such a scheme it was not possible to create the whole picture of drilling. The analysis was usually diminished by the problems of cooling the tools, carrying away of the cuttings, wearing away of diamonds and matrix, cooperation of the diamonds etc. These processes were usually studied separately. Thanks to the application of the technique of fast filming of the process of drilling with diamond tools, on a special experimental stand, it was possible to conduct a complex research on the construction properties and technological parameters in order to use them efficiently. Special attention was paid to the problems of cooling the tools and carrying the cuttings.

The results of the research were the basis for elaboration of new constructions of these tools (figs. 7.4 and 7.6) with the possibility of controlling the thermal effect, which is a negative phenomenon, especially in diamond tools. Besides, the application of the technique of fast filming of the drilling with a diamond bit facilitated the identification and characteristics of the types of bit movements at the bottom of the well (fig. 6.2). In the research there was taken into account the impact of the length of the drilling cable and the technological parameters on the character of granular diamond bits.

There were identified three different types of movement of bits on the bottom of the well and there was undertaken the attempt to characterize their influence on the technical values of drilling process indexes.

The distances between the mud canals of diamond bits were determined analytically and checked experimentally (eq. 6.15). Thus distributed mud canals in diamond bits facilitate efficient purification of the bottom of the well from the cuttings and increase its life.

**КОНЦЕПЦИЯ АНАЛИТИЧЕСКИХ ЗАПИСЕЙ
ФАКТОРОВ ВЛИЯЮЩИХ НА ВУРИМОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД
АЛМАЗНЫМИ КОРОНКАМИ НА ОСНОВЕ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ**

РЕЗЮМЕ

Буровая техника широко применяется при разведке твёрдых и жидких полезных ископаемых, в подземной и карьерной добыче минерального сырья, охране окружающей среды. В связи с этим развитие и совершенствование буровой техники и технологии имеет большое народно-хозяйственное значение.

Бурение геологоразведочных скважин состоит из двух взаимно зависимых процессов: процесса разрушения и процесса выноса выбуренной породы. Последний обуславливает реализацию первого процесса. Условием бурения является применение метода выноса выбуренной породы обеспечивающего эффективную очистку забоя скважины. В противном случае производится повторная разбурка выбуренной породы что может привести к прихвату бурового инструмента.

Диссертационная работа посвящена решению научной проблемы совершенствования и повышения эффективности техники и технологии процесса разрушения пород при вращательном бурении скважин малого

диаметра. В работе приведен анализ качества алмазов, применяемых в конструкциях бурового инструмента, рассмотрен процесс нагрева алмазной кромки, что дало возможность установить зависимость теплового эффекта от температуры кромок алмазов и мощности подводимой к забою скважины.

В диссертации намечены пути обеспечения нормальных тепловых условий для работы алмазного инструмента при бурении по железистым породам, даны рекомендации по применению вместо резцов из алмазов более высокопрочных и износостойких материалов, например ельбора, боразона и др..

До настоящего времени процесс разрушения пород при бурении рассматривали как бнедрение алмазных резцов в породу и срез последней при вращении коронки без учёта факторов охлаждения инструмента, выноса выбуренной породы, разрушения алмазов и матрицы в целом и др..

Исследование этих процессов и их реализация осуществились не взаимосвязанно. Применение техники скоростной съемки процессов бурения алмазными коронками на специальной стенде дало возможность комплексно изучать взаимную зависимость конструктивных и технологических параметров режима бурения для их эффективного использования.

Особое внимание уделено вопросам охлаждения алмазного инструмента и выносу выбуренной породы на поверхность. Результаты этих исследований послужили основой для разработки и создания нового алмазного инструмента (рис. 7.4 и 7.6) с возможностью контроля теплового эффекта, который при алмазном бурении оказывает отрицательное действие.

Скоростная съемка позволила также определить характер движения коронки по забою скважины (рис. 6.2). При исследованиях учтено

также влияние длины снаряда для колонкового бурения и параметров режима бурения на процесс разрушения пород коронками из естественных алмазов.

Установлено при разных режимах движения алмазных коронок по забою скважины технологические параметры и их влияние на показатели бурения.

Аналитическим путем и экспериментальными исследованиями установлена эффективная длина сектора матрицы (формула 6.15) и размеры промывочных каналов, что позволило значительно улучшить очистку забоя скважины и повысить устойчивость алмазной коронки.

