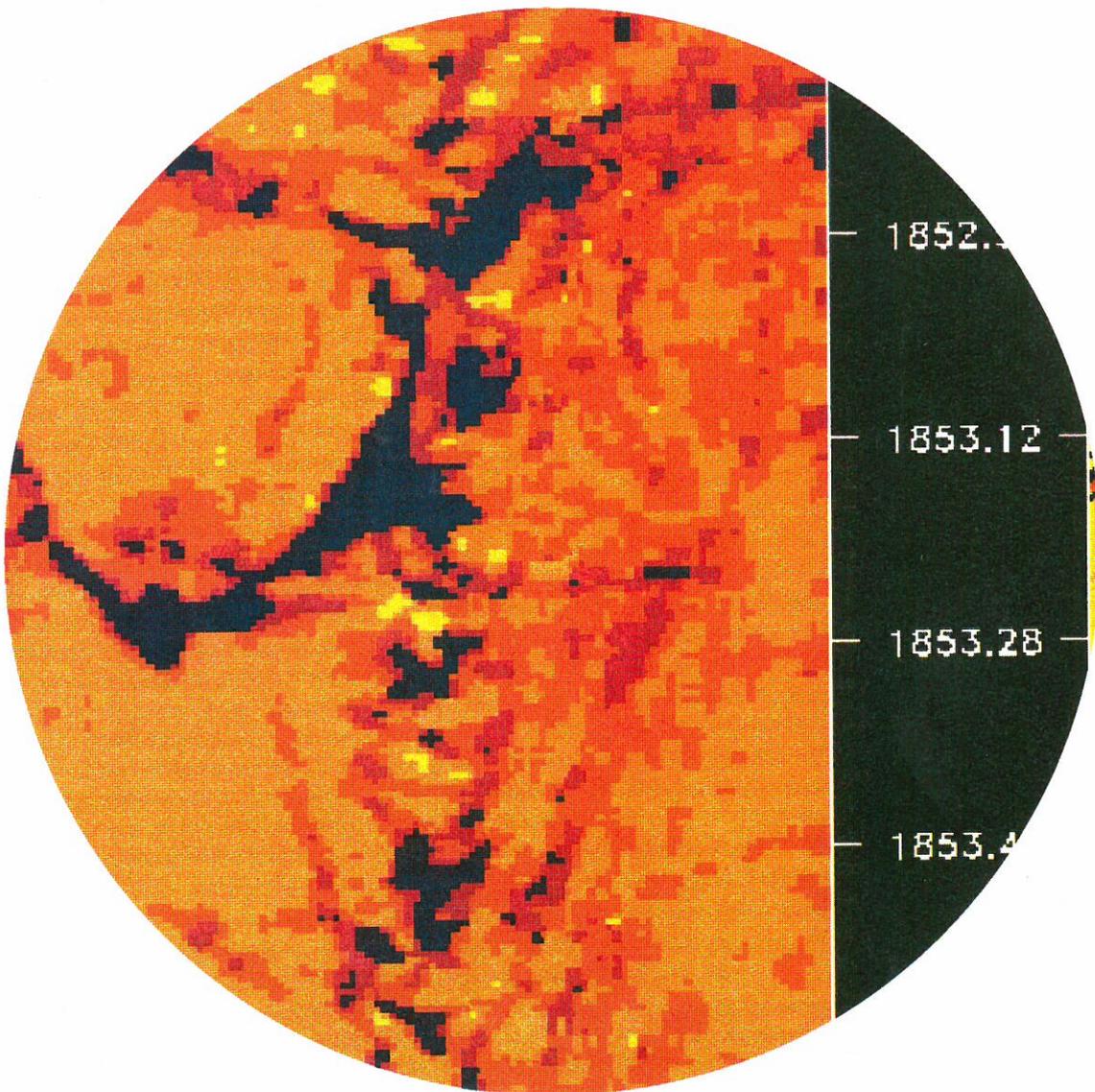


KTB REPORT 88-8

Arbeitsgruppe 3

Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität



Herausgegeben von der
Projektleitung Kontinentales Tiefbohrprogramm der Bundesrepublik Deutschland
im Niedersächsischen Landesamt für Bodenforschung

G. Borm

Redaktion: G. Borm, Prof.Dr.rer.nat.

Lehrstuhl für Felsmechanik, Universität Karlsruhe, Postfach 6980, D-7500 Karlsruhe 1

Druck: A. Bernecker, Melsungen

Titelbild: Digitalisierte Auswertung einer Bohrloch - Teviewer - Aufnahme von Bohrlochrandausbrüchen in der Vorbohrung zur Kontinentalen Tiefbohrung in 1853 m Teufe. Das Rasterbild zeigt in abgestuften Farbtönen die Intensitäten reflektierter Ultraschallwellen in einem vertikalen Ausschnitt der Abwicklung der Bohrlochwand. Die dunklen Farben korrelieren mit Randausbrüchen; sie sind ein Indiz für die Hauptrichtungen der horizontalen Spannungen im Gebirge. Die Aufnahme wurde freundlicherweise von Herrn Dr.H.RÜTER von der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in Bochum bereitgestellt.

Das diesem Bericht zugrundeliegende Vorhaben wurde mit Mitteln des Bundesministers für Forschung und Technologie (Forschungskennzeichen: RG 8604) gefördert. Die Verantwortung für den Inhalt dieser Veröffentlichung liegt bei den Autoren.

Anschrift des Herausgebers: Projektleitung KTB im Niedersächsischen Landesamt für Bodenforschung, Postfach 51 01 53, D-3000 Hannover 51. Telefon 0511 643-2670.

VORWORT

Bei der 2.Sitzung der KTB-Arbeitsgruppe 3 (AG3) "Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität" beschlossen die Mitglieder, ihren Wissensstand auf diesen Fachgebieten in gemeinsamen Berichten über Spannungsmessungen und Tiefbohrungen und Bohrlochstabilität zusammenzustellen.

Der erste Bericht liegt hiermit vor. Er beginnt mit einer Übersicht der aktuellen Spannungsmeßprojekte im KTB-Programm und enthält sechs Arbeiten, die die Theorie und Praxis der unterschiedlichen Methoden der Spannungsmessung behandeln. Hierzu zählen besonders die Analysen von Eigenspannungen an Tiefbohrkernen, Dehnungsmessungen beim Überbohren von Seitenkernen, Hydro-Frac-Spannungsmessungen in situ, die Auswertung von Bohrlochausbruchsformen und die Einrichtung einer tiefen Gebirgsspannungs-Monitorstation in der KTB-Vorbohrung.

Eine erste Übersicht über Standfestigkeitsanalysen zur Kontinentalen Tiefbohrung sowie ein Beitrag über thermomechanische Festigkeitsuntersuchungen an kristallinen Gesteinen schließen den Bericht ab. Es ist beabsichtigt, einen Folgeband herauszugeben, der hauptsächlich dem Problemkreis der Bohrlochstabilität gewidmet ist.

G. Borm, Karlsruhe im Juni 1988



INHALT

BORM, G.: Die Spannungsmessprojekte im KTB-Programm	1
BERCKHEMER, H.: Eigenspannungen an Tiefbohrkernen als Ausdruck des tektonischen Spannungsfeldes	9
BAUMANN, H. und NEGENDANK, J.W.F.: Differenz-Deformations-Analyse an Bohrkernen aus großer Tiefe	25
AZZAM, R.: Spannungsmessprinzip für den Einsatz in tiefen Bohrlöchern auf der Basis des seitlichen Überbohrens von Dehnungsmesssensoren an der Bohrlochwandung	35
RUMMEL, F.: Hydraulic Fracturing Stress Measurements - Theory and Practice	53
FUCHS, K. and CLAUSS, B.: Borehole Breakout Method for Stress Determination - Theory and Practice	67
BORM, G. and REIK, G.: Gebirgsspannungs-Monitorstation für die KTB	85
BORM, G.: Standfestigkeitsanalyse der Kontinentalen Tiefbohrung als geowissenschaftliche Gemeinschaftsaufgabe	99
LEMPP, Ch. und NATAU, O.: Untersuchungen zum festigkeitsmechanischen Verhalten kristalliner Gesteine bei Temperaturen bis 300 °C	117



Die Spannungsmeßprojekte
im KTB-Programm

G. Borm



DIE SPANNUNGSMESSPROJEKTE IM KTB-PROGRAMM

G. BORM, Karlsruhe

1. WISSENSCHAFTLICHE ZIELE

Die Kontinentale Tiefbohrung (KTB), eines der größten deutschen geowissenschaftlichen Gemeinschaftsprojekte, dient der Grundlagenforschung über die physikalischen und chemischen Bedingungen und Prozesse in der tiefen kontinentalen Kruste mit dem Ziel, den strukturellen Aufbau, die Dynamik und die Evolution der intrakontinentalen Krustenbereiche näher verstehen zu helfen. Ein wichtiges wissenschaftliches Teilziel ist dabei die Erkundung der geomechanischen Eigenschaften der oberen Lithosphäre, die sich sowohl im konstitutiven Verhalten des Krustenmaterials als auch in der Orientierung und Intensität der statischen und dynamischen Spannungen im Untergrund widerspiegeln.

Die Messung und Interpretation des Spannungsfeldes im Bohrloch und seiner Veränderungen mit der Tiefe und mit der Zeit sind eine der Hauptaufgaben der KTB-Arbeitsgruppe 3 "Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität". Einen weiteren Schwerpunkt bilden Messung und Analyse der Bohrlochverformungen, -ablenkungen und -ausbrüche sowie der Spannungen am Bohrlochrand. Das Gebirge, das Verpreßmaterial und die Verrohrung sind dort erheblichen thermo- und hydromechanischen Wechselbelastungen ausgesetzt. Mit der Erfassung der Verformungen und Spannungen und ihrer Umlagerungen während und nach den Bohrarbeiten werden darum auch wichtige Grundlagen für die Beurteilung der Bohrlochstabilität geschaffen.

Meßergebnisse aus Teufen von über 5 km sind in mehrfacher Hinsicht für die Forschungsarbeiten im KTB-Programm von Bedeutung, da (a) für diesen Bereich bisher weltweit noch keine Spannungsmeßdaten vorliegen, (b) in der Tiefe zwischen 5 km und 10 km die größten deviatorischen Krustenspannungen und der Übergang von sprödbbruchhaftem zu viskosem Spannungsabbau erwartet werden, (c) die z.T. noch sehr widersprüchlichen Hypothesen zu den Deformationsprozessen im tieferen Bereich der Oberkruste einer Absicherung durch in-situ-Messungen bedürfen und schließlich (d) die Spannungsrelaxation des Gebirges für die Bohrlochstabilität in größeren Teufen ausschlaggebend ist.

2. GEFÖRDERTE TEILPROJEKTE

Gegenwärtig werden zum Themenbereich Spannungsmessungen ca. 10 Forschungs- und Entwicklungsprojekte im KTB-Schwerpunktprogramm oder über die KTB-Projektleitung gefördert oder sind beantragt, von denen mehrere gleichzeitig auch dem zentralen technischen Problemkreis der Bohrlochstabilität gewidmet sind. Es werden nur solche Spannungsmeßmethoden in Betracht gezogen, die Aussagen über den Spannungszustand auch in größeren Tiefen liefern können.

2.1 Bohrkern-Eigenstressungen

Es ist zu erwarten, daß die Kernproben aus der Tiefbohrung nach der Entnahme noch für eine gewisse Zeit unter Eigenstressung stehen. Messungen der retardierten Entspannungsdeformationen und der Reißschließungsdrücke von Bohrkernproben liefern Indizien für solche Eigenstressungen. Die drei folgenden Projekte beziehen sich auf die Untersuchung von Eigenstressungen in Kernproben.

2.1.1 Theorie und Messung von Eigenstressungen in Bohrkernen

Projektleiter: H.Berckhemer, Frankfurt

Die Entlastung beim Freischneiden von Gesteinen, die unter hohen Drücken und hohen Temperaturen gebildet worden sind, induziert Extensionsrisse in den Bohrkernen und am Bohrlochrand. In Laboruntersuchungen sollen daher die retardierten Entspannungsdeformationen, die rißbedingten Anisotropien von Ultraschallwellengeschwindigkeiten und ihre Aufhebung unter erhöhten Drücken sowie die akustischen Emissionen bei der Stimulation von Rissen gemessen werden. Ein wesentliches Ziel der Untersuchungen ist das Aufdecken der funktionalen Zusammenhänge zwischen den Variationen der physikalischen Gesteinsparameter wie elastische Wellengeschwindigkeit, Leitfähigkeit, Porosität, Permeabilität, Moduln, Festigkeit, Mikrorißdichte usw. und den äußeren und inneren thermomechanischen Spannungen.

2.1.2 Differenz-Deformations-Analyse an Bohrkernen

Projektleiter: J.F.W.Negendank und H.Baumann, Trier

Durch längerfristige Messungen von retardierten Verformungen an KTB-Kernproben sollen mithilfe von Dehnungsmeßstreifen die Spannungs-/Dehnungs-Kennlinien der relaxierenden Gesteine ermittelt werden. Das Verfahren ist theoretisch so lange einsetzbar, wie die zu untersuchenden Kernproben nicht scherbenförmig zerspringen und wie die für die Auswer-

tung benötigte Annahme linear elastischen Materialverhaltens auf das kristalline Gestein aus größeren Teufen noch zutrifft.

2.1.3 Spannungsmessung mit Texturgoniometer an Gesteinsbruchstücken

Projektleiter: E.Hinze, Gießen

Bei diesem Projekt soll das Kristallgitter selbst als Spannungssensor dienen. Das Gitter läßt sich mit physikalischen Reflexions- und Beugungsmethoden vermessen, aus denen die Abhängigkeit der Netzebenen-Entfernungen bei verschiedenen Drücken ermittelt werden kann. Im Gegensatz zur standardmäßigen Anwendung in der keramischen oder metallurgischen Materialkunde werden die Untersuchungen hier an polykristallinen und mehrphasigen Gesteinsbruchstücken vorgenommen. Problematisch sind die geringe Eindringtiefe des Röntgenstrahls und das für die Einzelkorn-erfassung nicht ganz ausreichende Auflösungsvermögen der Methode. Jedoch können Aussagen darüber gemacht werden, ob die einzelnen Körner bereichsweise unter Druck stehen oder unter Zug.

2.2 Überbohrverfahren an Seitenkernen

Projektleiter: R.Azzam und K.H.Heitfeld, Aachen

Das Vorhaben betrifft Dehnungsmessungen nach der Entspannungsmethode durch Überbohren von Bohrlochseitenkernen. Der 3-dimensionale Spannungszustand an der Bohrlochwand soll bis zu einer Teufe von 5000m registriert werden. Der mechanische Teil der für die Dehnungsmessungen vorgesehenen planaren Sensoren kann theoretisch bis zu 250°C, der elektronische Teil bis zu 150°C eingesetzt werden. Die Theorie der Auswertung beruht auf der Annahme linear elastischen Materialverhalten des Gebirges bei kreisrunder Querschnittsform des Bohrloches.

2.3 Bohrlochrandausbrüche

2.3.1 Beurteilung der Bohrloch-Geometrie-Logs im Kristallin

Projektleiter: K.Fuchs, Karlsruhe

Aus der Analyse der Bohrlochrandausbrüche werden die Richtungen der maximalen horizontalen Kompressionsspannungen im Gebirge ermittelt. Die Kartierung der Bohrlochrandausbrüche mit Vierarm-Kaliber-Log oder Televiererscheint auch in Teufen von über 5000m möglich. Die Bestimmung der Intensitäten der horizontalen Hauptspannungen aus den Ausbruchsdaten sowie der effektiven Differenzspannungen und ihrer zeitlichen Änderungen ist jedoch ein noch zu lösendes Problem.

2.3.2 Untersuchung des Spannungsfeldes mit kombinierten Methoden

Projektleiter: K.Fuchs, Karlsruhe

Die Ermittlung von horizontalen Hauptspannungsrichtungen aus der räumlichen und zeitlichen Kartierung von Bohrlochrandausbrüchen mit Kaliber-Logs oder mit Televier ist ein bewährtes und auch für den Einsatz in der KTB erfolgversprechendes Verfahren unter der Voraussetzung, daß die bruchmechanischen Vorgänge am Bohrlochrandrand hinreichend gut bekannt sind. Wo keine oder nur sehr geringe Randausbrüche bestehen, sollen mithilfe der vorhandenen VSP-Registrierungen zusätzlich die Bohrloch-Biegeschwingungen analysiert werden, aus deren Polarisierung man Hinweise auf die Hauptrichtungen des Spannungsfeldes in situ erwartet.

2.4 Hydro-Frac Spannungsmessungen

2.4.1 Hydro-Frac Spannungsmessungen in der KTB-Vorbohrung

Projektleiter: F.Rummel, Bochum

Mit Methoden des Hydraulic Fracturing (Hydro-Frac) sollen nach einer konventionellen und einer Wireline Packer Technologie die Intensitäten und Richtungen der horizontalen Spannungen in der KTB-Vorbohrung bestimmt werden. Die Verfahren sind erprobt, bewährt und sehr robust. Schwierigkeiten bestehen jedoch bei der Interpretation der Messungen im Falle von klüftigem Fels, bei Bohrlochrandausbrüchen und bei geneigten Hauptachsen des Gebirgsspannungssensors.

2.4.2 Untersuchungen für Hydro-Frac-Messungen in Teufen bis 5000 m

Projektleiter: F.Rummel, Bochum

Die Grenzen der eingeführten Hydro-Frac Meßverfahren liegen heute praktisch noch bei ca. 1500m. In einer Durchführbarkeitsstudie soll geprüft werden, ob und wie der Einsatz von Hydro-Frac Sonden auch in Teufen bis zu 5000m, der geplanten Endteufe der Vorbohrung, möglich ist. Dabei läßt sich auch der Einbau eines Televier in die Apparatur erwägen, der zusätzlich mit einem akustischen Aufnehmer ausgerüstet ist und es gestatten soll, den für die Interpretation von primären Gebirgsspannungen nützlichen Kaiser-Effekt bereits in situ zu erfassen.

2.4.3 Theoretische Modelle der Riwechselwirkung

Projektleiter: F.Rummel, Bochum

Die herkmmliche Theorie der Spannungsmessungen nach der Hydro-Frac Methode beruht auf der Annahme, da sich das Gebirge linear elastisch verhlt und da nach dem Aufbringen eines entsprechend hohen hydraulischen Innendrucks im Bohrloch sich in Achsrichtung ein vertikal stehender, bilateraler Einzelri durch induzierte tangentielle Zugspannungen ausbildet. Rientstehung und -ausbreitung werden nach Kriterien der linearen Bruchmechanik bestimmt. Um den Einflu der Wechselwirkung von mehreren Rissen und deren Wachstum theoretisch analysieren zu knnen, wird fr weiterfhrende Auswertungen ein numerisches Modellverfahren nach der Randelementmethode fr systematische Parameterstudien herangezogen.

2.4.4 Interpretation von Spannungsmessungen im anelastischen Gebirge

Projektleiter: K.-H.Lux, Clausthal, und R.Rohkahr, Hannover

Das Projekt zielt darauf hin, geomechanische Grundlagen zur Auswertung und Interpretation von Hydro-Frac Spannungsmessungen in einem anelastischen Gebirge bereitzustellen. Schwerpunkte der Untersuchungen sind die Entwicklung eines Stoffgesetzes zur phnomenologischen Beschreibung des thermomechanischen Verhaltens der Gesteine in der Tiefbohrung einschlielich der Effekte durch die Druckentlastung nach dem Bohren und die splungsbedingte Abkhlung. Das Projekt ruht gegenwrtig wegen fehlender Mittel fr die Durchfhrung der experimentellen Labo-runtersuchungen.

2.5 Gebirgsspannungs- und Hydraulik-Monitorstation

Projektleiter: G.Reik, Rheinstetten

Mit der fest eingebauten Spannungsmonitorstation soll durch Dauerre-strierung die zeitabhngige Spannungszunahme in der Vorbohrung gemessen werden, um damit sowohl die horizontalen Gebirgsspannungen als auch die rheologischen Stoffparameter des Gesteins in groer Teufe in situ erfassen zu knnen. Darberhinaus soll sie den im Fu der KTB-Vorbohrung fest installierten Teil eines Tiefenobservatoriums bilden.

Die technische Realisierung des Einsatzes erscheint bis zu Tiefen von 5000 m, Drcken von 1 Kbar und Temperaturen von 150°C mglich. Erste Anhaltspunkte fr die rheologischen Materialparameter ergeben sich aus den bereits vorhandenen Kriech- und Relaxationsuntersuchungen im Labor an kristallinen Gesteinen unter hohen Drcken und Temperaturen.

3. ZUSAMMENFASSUNG, DISKUSSION UND AUSBLICK

3.1 Zusammenfassung der Methoden

Die Mitglieder der Arbeitsgruppe 3 "Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität" haben sich darum bemüht, das möglichst vollständige Spektrum der geophysikalischen und geotechnischen Methoden zur Spannungsmessung an Gesteinen aus tiefen Bohrungen in das KTB-Programm einzubringen, nämlich

- (a) die Messung der retardierten Entspannungsdeformationen und akustischen Emissionen an Kernprobenmaterial zum Nachweis von Eigenspannungen,
- (b) die Messung der spontanen Entspannungsdeformationen beim seitlichen Überkernen zur Bestimmung des vollständigen elastischen Spannungstensor an der Bohrlochwand,
- (c) die Auswertung der geometrischen Daten von Bohrlochrandausbrüchen als Indikatoren für die Haupttrichtungen der Horizontalspannungen im umgebenden Gebirge,
- (d) die aktive hydraulische Rißerzeugung im Bohrloch zur Feststellung der Haupttrichtungen und Intensitäten der horizontalen Gebirgsspannungen,
- (e) die passive Dauerregistrierung des Druckaufbaus an einem harten Einschuß zur Ermittlung der transienten bis stationären Gebirgsspannungen sowie der rheologischen Materialparameter in situ und
- (f) die Analyse der Polarisation der seismischen Biegewellenschwingung im Bohrloch als Indiz für die Richtung der größten Kompressionsspannung im Gebirge.

Die in der Geophysik übliche Auswertung von Magnituden und Herdflächenlösungen zur Feststellung der freigesetzten elastischen Energien sowie der Größe und Orientierung der Bruchflächen und damit der Richtungen und Intensitäten der aktiven Spannungen werden dagegen ausgenommen, weil entsprechend verwertbare Seismogramme für den Standort Oberpfalz nicht vorhanden und in absehbarer Zukunft auch kaum zu erwarten sind.

3.2 Offene Probleme

Die überwiegende Zahl der o.a. Spannungsmeßverfahren basiert auf linearen Theorien der Kontinuums- oder Bruchmechanik. Klüfte, Foliation, Wechsellagerungen und Verformungs- und Festigkeitsanisotropien beeinflussen jedoch in hohem Grade die Orientierung und Intensität des loka-

len Spannungsfeldes im Bereich der Tiefbohrung. Progressive Dehnungsentfestigung am Bohrlochrand bei Überlastung des Gesteins durch unverträgliche Spannungskonzentrationen oder durch Materialermüdung infolge bohrtechnisch bedingter thermomechanischer Wechsellasten führt zu Konvergenz oder zu Brucherscheinungen im überbeanspruchten Bereich.

Bei hinreichend hohen Temperaturen relaxieren die deviatorischen Gebirgsspannungen soweit, daß das Bohrloch entgegen den herkömmlichen elastoplastischen Festigkeitsansätzen auch in größeren Teufen noch relativ standfest ist. Die Ursachen hierfür scheinen weniger in den Kriechdeformationen des in der Tiefe aufgeheizten Gesteins zu liegen als in einer Spannungserholung durch Umwandlung der elastischen Verformungen in irreversible. Diese Hypothese muß jedoch experimentell abgesichert werden, und für ihre theoretische Beschreibung müssen nichtlineare Ansätze der Rheologie und der Bruchmechanik z.T. neu entwickelt werden.

Neben Temperatur und Spannung wirkt sich besonders auch der Fluidgehalt des Gesteins sowie die Temperatur, Dichte und Zähigkeit der Bohrspülung auf die Deformationsgeschwindigkeiten und Relaxationsraten aus. Hierzu sind bisher fast keine quantitativen Untersuchungsergebnisse veröffentlicht. Ebenso wenig sind die Erscheinungen der hydraulischen Explosion bei rapider Entlastung von hochgespannten, fluidgesättigten Gesteinen mit allen Konsequenzen für Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität erforscht.

3.3 Nutzen für KTB und andere geowissenschaftliche Projekte

Die Spannungsmessungen stellten bereits im ehemaligen SFB 77 "Felsmechanik" ebenso wie gegenwärtig im SFB 108 "Spannung und Spannungsumwandlung in der Lithosphäre" Schlüsselprojekte für die Bildung geomechanischer Modellvorstellungen und zur Lösung von felsmechanischen Stabilitätsproblemen dar. Sie haben sich international etabliert und erleben im Rahmen der aktuellen Tiefbohrprojekte einen neuen Aufschwung.

Die Richtungen der maximalen horizontalen Kompressionsspannungen in der Lithosphäre sind in Europa, Nord- und Südamerika, Australien, Japan, Indien und der Sowjetunion relativ gut bekannt. Sie entsprechen in ihrem globalen Erscheinungsbild den plattentektonischen Vorstellungen. Eine Weltspannungskarte wird von einer Arbeitsgruppe des Internationalen Lithosphären Programms (ILP) gegenwärtig erarbeitet, an der Mitglieder der Arbeitsgruppe 3 aktiv beteiligt sind.

Die bisher veröffentlichten Spannungs-/Tiefen-Profile für die kontinenta-

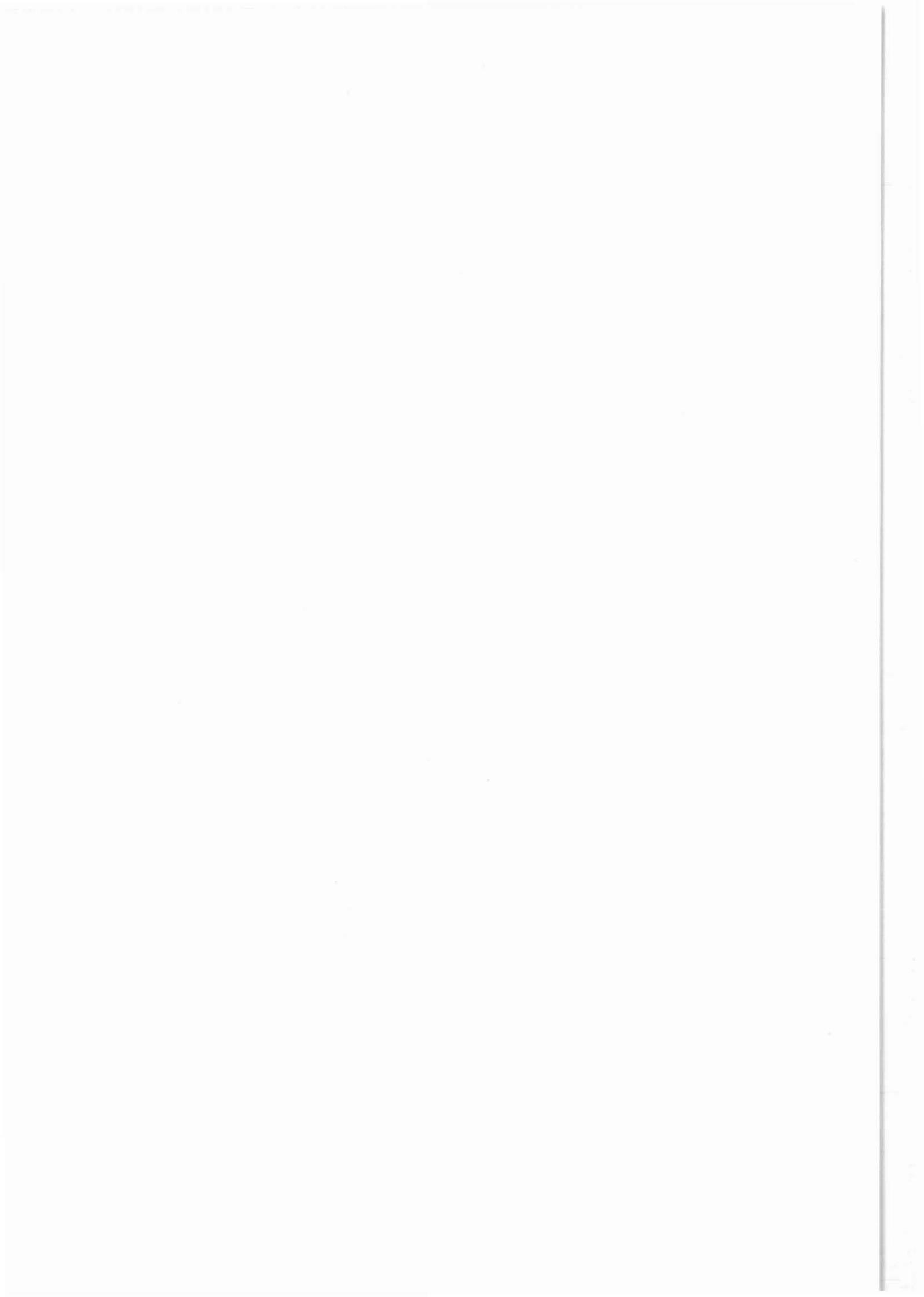
len Lithosphäre basieren weniger auf Messungen als auf empirischen thermodynamischen Stoffgesetzen und größtenteils ungeprüften Festigkeitshypothesen für das Gestein unter hohen Drücken und Temperaturen. Qualitativ unbestritten erscheint jedoch die aus der Analyse seismischer Wellen abgeleitete Annahme, daß in dem Tiefenbereich zwischen 5000m und 10000m der spröde Spannungabbau zunehmend in einen fließenden übergeht. Die Spannungsmessungen in der KTB und die Observation der Brucherscheinungen am Bohrloch bilden somit fundamentale Experimente zur Überprüfung und gegebenenfalls Korrektur der empirischen Vorstellungen.

Haben sich die verschiedenen Spannungsmeßverfahren in der KTB bewährt, wird ihr endgültiger Durchbruch auch für den Einsatz in anderen geowissenschaftlichen Pilotprojekten gelingen, die unter vergleichbar weniger extremen Rahmenbedingungen stehen, wie z.B. in der Geothermik, bei der Exploitation von Kohlenwasserstoff-Lagerstätten, bei der Instrumentierung von geologischen Endlagerbergwerken oder als Sensoren für den Spannungsauf- und -abbau in seismisch aktiven Gebieten.

Die Erfassung der Spannungen und ihrer zeitlichen Änderungen ist von großer Aktualität für die tektonischen Fragestellungen der KTB, für die Abschätzung des rheologischen Gebirgsverhaltens und für längerfristige Prognosen zur Stabilität der Tiefbohrung. Die Themen der Arbeitsgruppe 3 erscheinen daher sowohl in geowissenschaftlicher als auch in technischer Hinsicht von zentraler Bedeutung für das gesamte KTB-Programm.

Eigenspannungen an Tiefbohrkernen
als Ausdruck des tektonischen
Spannungsfeldes

H. Berckhemer



EIGENSPANNUNGEN IN TIEFBOHRUNGEN ALS AUSDRUCK DES TEKTONISCHEN SPANNUNGSFELDES

H. BERCKHEMER, Frankfurt

1) Allgemeines Konzept und Definition der Eigenspannungen

Bohrlochmethoden zur Ermittlung des in situ-Spannungsfeldes sind in ihrer Einsatztiefe beschränkt. Es liegt deshalb nahe, den Versuch zu unternehmen, aus den Bohrkernen der geplanten Tiefbohrung Informationen über das rezente und möglicherweise über Paläo-Spannungsfelder zu erhalten.

Mit der Trennung vom Gesteinsverband wird die Oberfläche des Bohrkerns vom in situ-Spannungsfeld separiert und damit spannungsfrei. In der Regel wird auch die Temperatur des zu untersuchenden Kerns sich von derjenigen in situ unterscheiden. Geht man zunächst von der Annahme aus, daß sich der Kern in situ im dynamischen und thermischen Gleichgewicht mit seiner Umgebung befunden hat, so muß sich durch interne Spannungsumlagerung eine den neuen Zustandsbedingungen an der Erdoberfläche angepaßte Gleichgewichtsverteilung einstellen. Die nach der äußeren Entlastung noch vorhandenen Spannungen werden im deutschen Sprachgebrauch als "Eigenspannungen", im Englischen als "residual stresses" bezeichnet. Sie enthalten eine "Erinnerung" an das Spannungs- und Temperaturfeld in der Tiefe. Falls sich in situ noch kein vollständiges Gleichgewicht mit dem rezenten tektonischen Feld eingestellt hatte, können Eigenspannungen auch Paläo-Spannungsfelder reflektieren.

In lockerer Analogie zum Gesteinsmagnetismus wird hier folgende Klassifikation der Gesteinsspannungen vorgeschlagen:

a) Bei Entlastung werden induzierte Spannungen momentan durch elastische Deformation (Hooke'sches Verhalten) abgebaut. Hiervon wird Gebrauch gemacht bei Methoden der in situ-Spannungsmessungen (Überkernen, Dreiachsialzelle). Bei Untersuchungen an Bohrkernen ist diese Spannungs Komponente nicht mehr vorhanden.

b) Abbau viskoelastischer Spannungen erfolgt durch zeitabhängige Deformation oder Retardation. Retardationskriechen eines Bohrkerns reflektiert die Erinnerung des Gesteins an den aktuellen Spannungs- und Temperaturzustand in der Tiefe. Retardation weicher Moden viskoelastischer Spannungen kann eventuell unmittelbar nach der Kerngewinnung unter Normalbedingungen beobachtet werden. Über Experimente hierzu und Anwendung auf Tiefbohrkerne siehe Abschn. 2b. Härtere Moden viskoelastischer Spannungen (mit höherer Aktivierungsenergie) können unter speziellen Voraussetzungen durch thermische Anregung bei erhöhter Temperatur beobachtet werden. Über entsprechende Laborexperimente wird in Abschn. 2a berichtet.

c) Harte Moden remanenter Eigenspannungen können nur selten durch thermische Stimulation relaxiert werden ohne gleichzeitig petrologische oder strukturelle Veränderungen zu verursachen. Partielle Relaxation harter Moden von Eigenspannungen ist jedoch möglich durch Mehrfachüberkernen der Proben (siehe Abschn. 3). Teilabbau remanenter Eigenspannungen erfolgt häufig durch Mikrorissbildung. Gute Aussichten bestehen dafür, aus der Richtungsverteilung der Mikrorisse auf die Orientierung des in situ-Spannungsfeldes schließen zu können. Hierzu eignen sich dynamische und statische Methoden elastischer Anisotropieuntersuchung. Durch Bestimmung des Reiß - Schließungsdrucks sind auch quantitative Aussagen über Eigenspannungen möglich (siehe Abschn. 4). Mikrorißbildung kann durch äußere Belastung stimuliert und durch ultraakustische Signalemission verfolgt werden (siehe Abschn. 5). Punktkraftbelastung bis zum Bruch kann ebenfalls Hinweise auf die Orientierung des in situ-Spannungsfeldes geben. (siehe Abschn. 6).

Im Sinne der von Masing in die Metallkunde eingeführten Klassifizierung der Eigenspannungen nach ihrer Reichweite beziehen sich alle oben angeführten Untersuchungsmethoden auf Makroeigenspannungen oder Eigenspannungen I.Art. Ihre Ursache muß aber, sofern nicht durch makroskopische Materialheterogenitäten bedingt, in der mikroskopischen Dimension der Kristallkörner zu suchen sein und zwar in einem Zusammenwirken einheitlich orientierter Spannungszentren. Mikroskopische Eigenspannungen oder Eigenspannungen II.Art werden durch röntgenographische Messung der Gitterdeformation bestimmt. Entsprechende Verfahren haben in der Metallkunde einen hohen Entwicklungsstand erreicht (z. B. Hauk und Macherauch 1982).

Die physikalischen Ursachen für Eigenspannungen in Gesteinen können vielfältiger Natur sein. Gesteine werden als polykristalline Ein- oder Mehrstoffsysteme betrachtet. Sie dürften bei der Diagenese bzw. Kristallisation oder Rekristallisation weitgehend im elastischen Gleichgewicht mit ihrer Umgebung gestanden haben. Abbau oder Änderung des tektonischen Spannungsfeldes oder der Temperatur führt zu inneren Spannungen und möglicherweise zur Ausbildung von Zugrissen aus folgenden Gründen:

a) Heterogene oder anisotropische Elastizität und Thermoelastizität der Kristallkörner. In der schematischen Darstellung Abb. 1 bedeuten die Pfeile Richtungen maximaler Dehnung bei Druckentlastung. Die doppelt gezeichneten Korngrenzen symbolisieren Zugspannungsrisse.

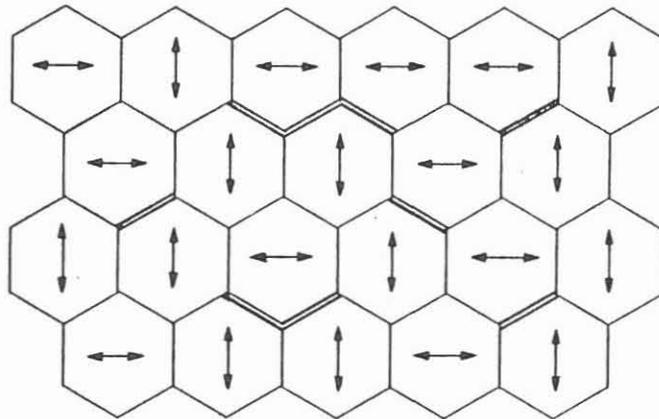


Abb. 1 Eigenspannungen durch anisotrope Elastizität bzw. Thermoelastizität
Doppellinien: Zugspannungsrisse an Korngrenzen

b) Inhomogene plastisch - elastische Verformung unter hinreichend hohen Spannungen.

c) Diagenetische Verfestigung von Granulat im tektonischen Spannungsfeld führt nach Entlastung zu Zugspannungen im Bindemittel, die Trennungsrisse erzeugen, welche vorzugsweise senkrecht zur Richtung maximaler tektonischer Druckspannung orientiert sind. Im Modell Abb. 2 sind Entspannungsrisse im Bindemittel als Doppellinien eingezeichnet. Die schematische Skizze wird durch Modellexperimente von Reik und Vardar (1974) gestützt. Quantitative Modellrechnungen hierzu mit der Methode der finiten Elemente sind im Rahmen von Be 299/63 im Gange. Es sollen dabei auch die makrophysikalischen Auswirkungen der entstehenden Mikrorisse untersucht werden.

In der Bedeutung der Rißbildung durch Eigenspannungen unterscheidet sich das Verhalten von Gesteinen und Keramik wesentlich von dem der Metalle.

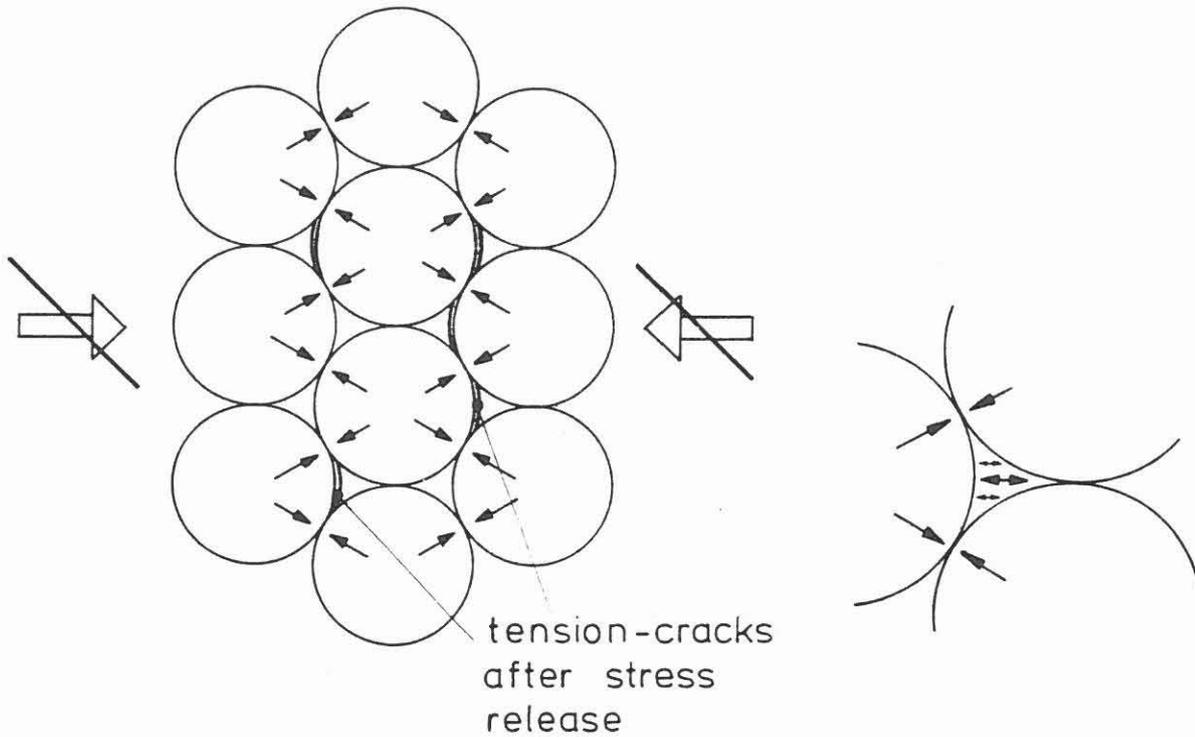


Abb. 2 Eigenspannungen in diagenetisch verfestigtem Gestein nach tektonischer Entlastung.

Doppellinien: Zugspannungsrisse

2) Viskoelastische Relaxation von Eigenspannungen

a) Thermisch aktivierte Retardation

Zu Beginn des Forschungsvorhabens wurden umfangreiche Versuche zur thermischen Relaxation viskoelastischer Eigenspannungen durchgeführt. (siehe BE 299/62-2, Arbeitsbericht vom 15.4.86 und Diplomarbeit M. Sobiesiak 1987). Die Untersuchungen wurden zunächst mit Duran-Glas als Modellsubstanz ausgeführt und später auf Basalt ausgedehnt. Eigenspannungen wurden in der Gasdruckkammer bei 4 - 5 kbar nahe der Erweichungstemperatur in die ummantelten Proben eingebracht und durch Abkühlen "eingefroren". Die Relaxation erfolgte bei erhöhter Temperatur in einem Differential-Dilatometer. Eine Retardationskurve für Eifel-Basalt bei 830°C und deren Approximation durch einen verallgemeinerten linearen Standardkörper mit 2 Kelvin-Elementen zeigt Abb. 3. Die Retardation $\xi(t)$ ist definiert als $\xi(t) = (L_{\infty} - L(t)) / L_{\infty}$ wobei L_{∞} die asympto-

tisch erreichte Endlänge der Probe ist. Die Relaxationszeiten wachsen exponentiell an mit abnehmender Temperatur.

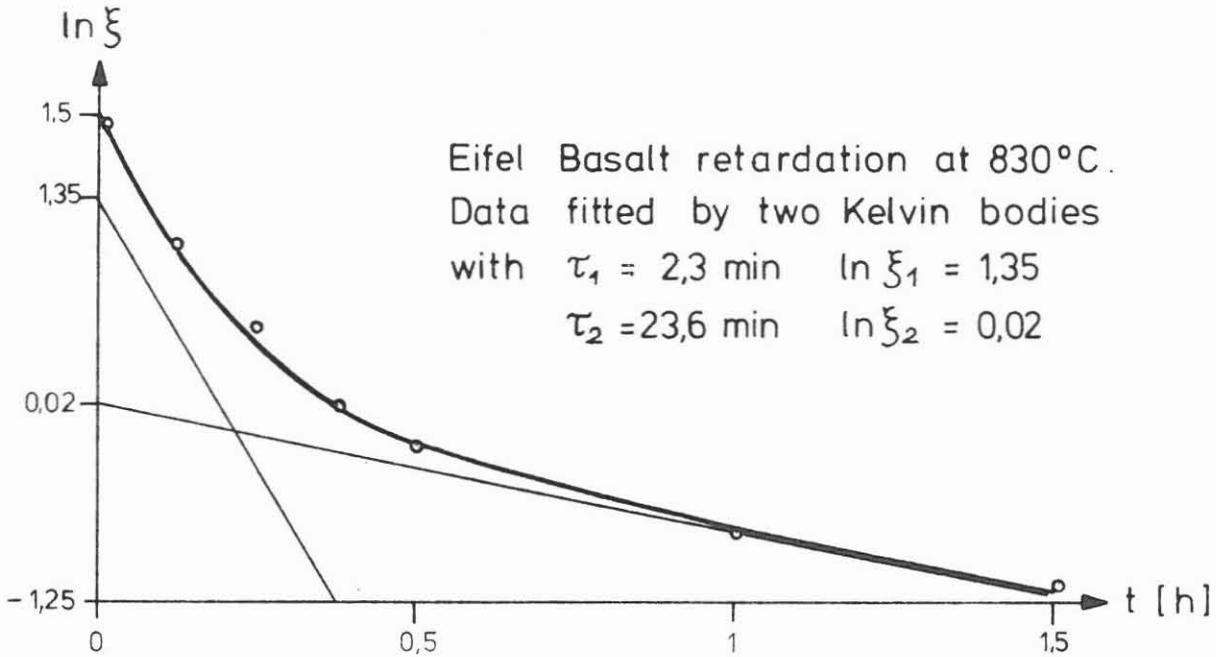


Abb. 3 Retardation von Eifel-Basalt bei 830° C (Kreise) und Darstellung durch 2 Kelvin-Elemente (ausgezogene Kurve)

b) Retardation bei Raumtemperatur.

Abb. 4a zeigt die Retardation bei Zimmertemperatur einer Probe von Eifel-Basalt, in welche in der oben beschriebenen Weise Eigenspannungen künstlich

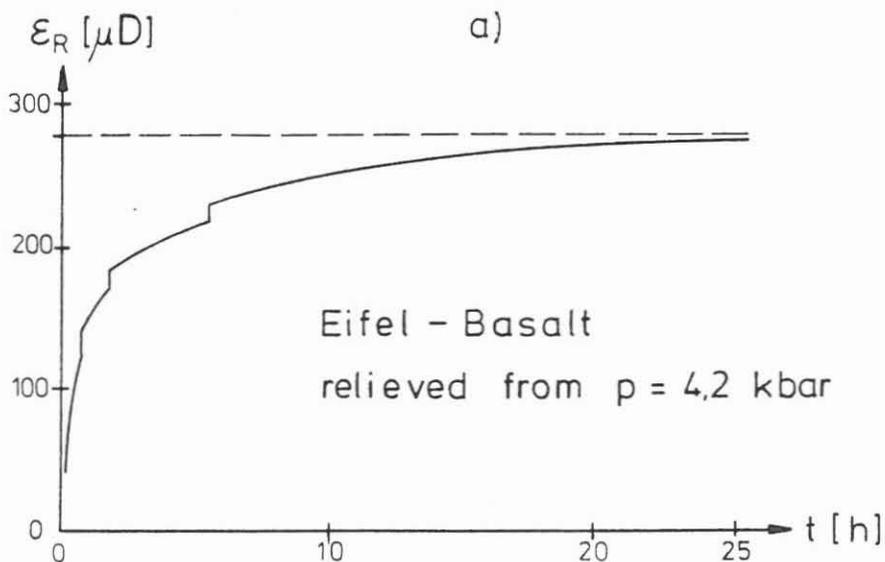
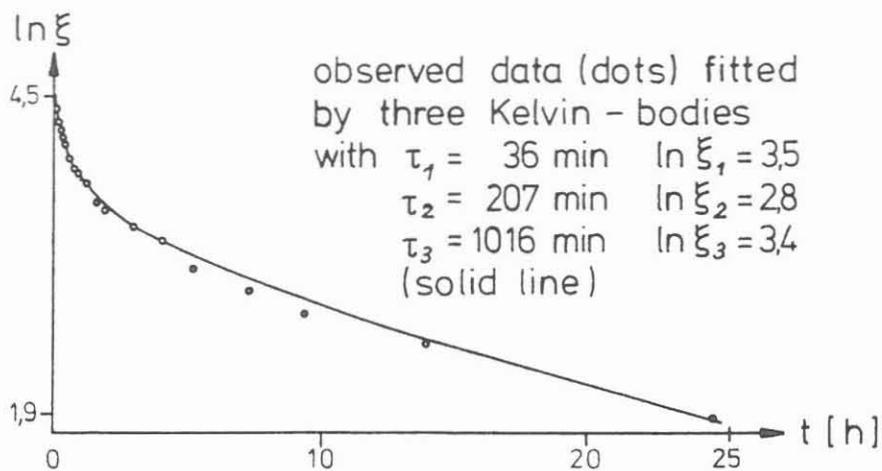


Abb. 4a Retardation von Eifel-Basalt bei 20°C nach Entlastung von 4.2 kbar Umgebungsdruck.

eingbracht und eingefroren worden waren. Offensichtlich handelt es sich hier, entsprechend der Definition an Abschn. 1, um die Relaxation "weicher" viskoelastischer Eigenspannungen, wobei die Sprünge darauf hindeuten, daß im Gegensatz zur Hochtemperatur-Retardation hier auch Entspannung durch Mikrorißbildung beteiligt ist. Die Approximation der Retardationskurve durch 3 Kelvin-Elemente ist in Abb. 4b dargestellt. Die längste Relaxationszeit liegt bei 17 Stunden. Diese Beobachtung ist insofern wichtig, als sich



b)

Abb. 4b Darstellung der Retardationskurve durch 3 Kelvin-Elemente

hier zeigt, daß auch noch viele Stunden nach der Spannungsentlastung Retardation zu beobachten ist, d. h. ein frisch gezogener Bohrkern noch "Erinnerungen" an den aktuellen Spannungszustand in der Tiefe hat. Durch einen Besuch von H. Baumann in den Sandia National Laboratories, Albuquerque, USA wurden wir darauf aufmerksam, daß entsprechende Retardationsmessungen an Sedimentbohrkernen aus 1500 -2500 m Tiefe von L. W. Teufel bereits 1982 mit Erfolg durchgeführt worden waren und daß die Relaxationszeiten hinreichend lange sind, um nach der Probenentnahme noch signifikante Werte zu erhalten (Teufel 1982). Unter Zuhilfenahme einer viskoelastischen Ähnlichkeitstheorie von Blanton (1983) wurde von Teufel (1983) auch der Versuch einer quantitativen Ermittlung der "in situ-Spannungen" gemacht. Im KTB-Feldlabor soll eine Meßapparatur installiert werden, in welcher an erdfrischen Kernstücken in 4 Richtungen Retardationsmessungen ausgeführt werden, wobei Raumtemperatur und Probenfeuchte streng konstant gehalten werden müssen. Abb. 5 zeigt eine Skizze der zu bauenden Apparatur mit 4-Paaren induktiver Wegaufnehmer. Zusätzlich wird versucht, mit einem ultraakustischen Sensor

die Entstehung von Entspannungsrissen zu überwachen.

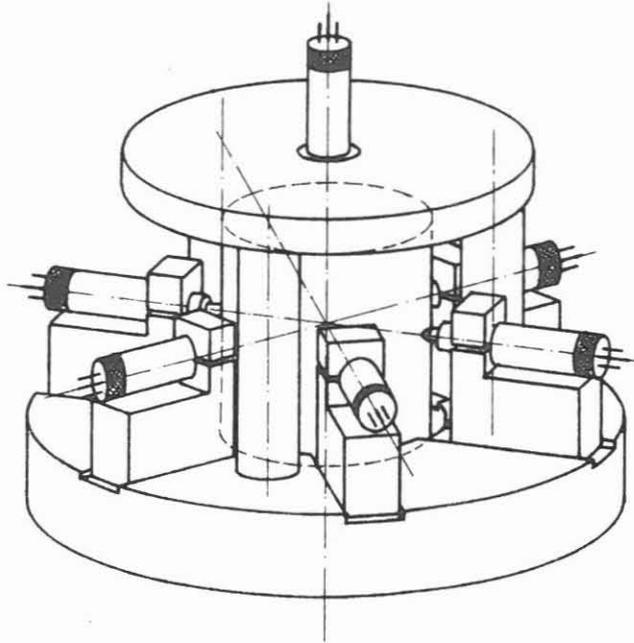


Abb. 5 Skizze der im KTB-Feldlabor zu installierenden Retardationapparatur

3) Partielle Relaxation remanenter Eigenspannungen durch Mehrfachüberkernen.

Aus Erfahrungen bei in situ-Spannungsmessungen nach dem Überkernungsverfahren ist bekannt, daß bereits vom Gesteinsverband getrennte Kerne bei nochmaligem Überkernen erneute Deformation zeigen (z. B. Greiner u. Illies, 1977). Der Betrag der Sekundärdeformation ist aber oft sehr klein. Systematische Eigenspannungsuntersuchungen an isolierten Gesteinsquadern durch Ringkerntechnik wurden von Swolfs et al., (1974) und Nichols (1975) beschrieben. Sie deuten darauf hin, daß die Eigenspannungsverteilung von der Gestalt des Probekörpers abhängt. Holzhausen u. Johnson (1979) stellen fest, daß eine befriedigende physikalische Erklärung für Makroeigenspannungen im makroskopisch homogenen Medien noch aussteht. Es werden deshalb im Rahmen von Be 299/63 Modellrechnungen mit mikroskopisch heterogenen Medien durchgeführt und dabei Mehrfachüberkernen simuliert. Lokale plastische Deformation wird durch Einlagerung von Versetzungen repräsentiert. Abb. 6 zeigt ein Beispiel. Endgültige Ergebnisse liegen noch nicht vor.

Ein erstes Überkernungsexperiment, das mit großer Sorgfalt an einem Sandsteinbohrkern aus 5300 m Tiefe ausgeführt wurde, ergab im Außenring eine Dehnung von ca 50μ m/m und im Innenkern Kontraktion (Abb. 7). Dies ent-

spricht qualitativ auch Erfahrungen anderer Autoren. Der Kern war im Zentrum mit einer Dehnungsmeßstreifen-Rosette und auf dem Umfang mit weiteren 3 DMS besetzt.

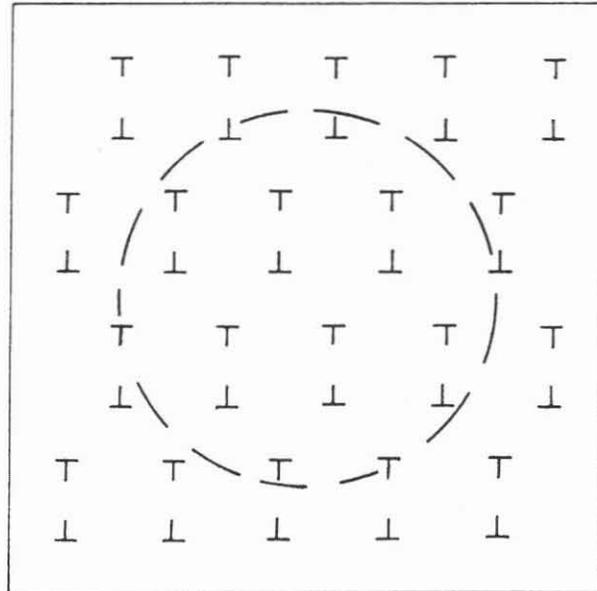


Abb. 6 Aggregat von Stufenversetzungspaaren als Modell für mikroplastische Eigenspannungen und Überkernungskreis

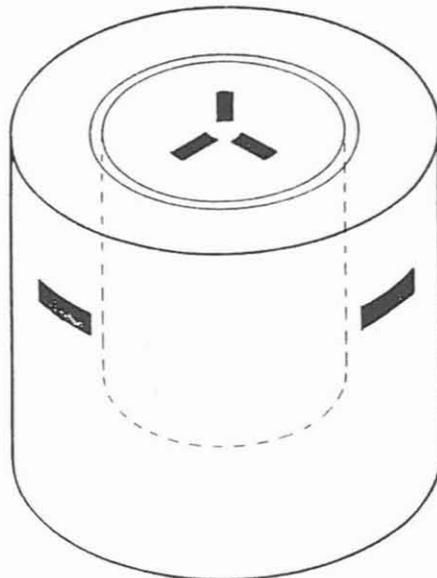


Abb. 7 Dehnungsmeßstreifenanordnung bei Mehrfachüberkernung

Es ist zur Zeit noch nicht zu überschauen, ob die Mehrfachüberkernung eine aussichtsreiche Methode für die Spannungsanalyse in Tiefbohrkernen ist.

4) Schließen von Entspannungsrissen in Gesteinen

Wie qualitativ am Ende von Abschn. 1 beschrieben, ist in polykristallinen Tiefbohrkernen mit Entspannungsrissen zu rechnen, die vorzugsweise senkrecht zur maximalen Druckspannung orientiert sind. Dies drückt sich unter Normalbedingungen in einer ausgeprägten elastischen Anisotropie aus. Die Messung kann dynamisch über Ultraschall-Impulslaufzeitmessung erfolgen. Als Proben wurden Zylinder von 30 mm \varnothing und 30 mm Länge verwendet. Sie werden in der Regel achsial aus dem Kern herausgebohrt und achsial und radial durchgeschallt. Als Beispiel ist in Abb. 8, äußere Kurve, für eine Granitprobe aus

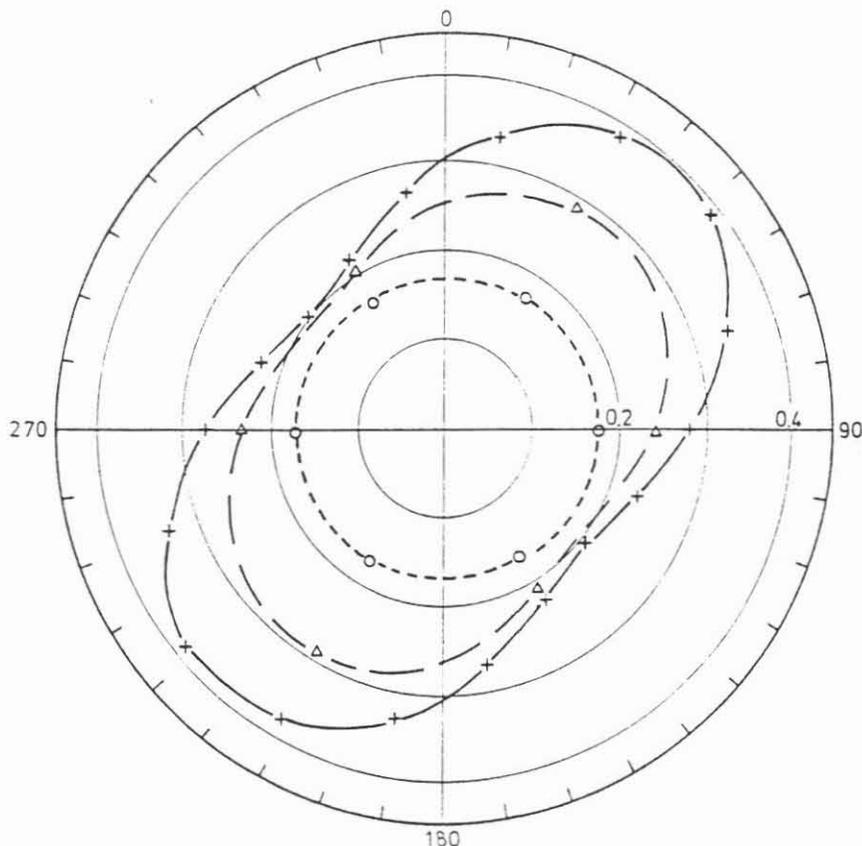


Abb. 8 Azimutale Verteilung der P-Wellen-"slowness" in s/km in einer zylindrischen Probe alpidischen Granits aus 400 m Tiefe. Ultraschall-Laufzeitmessungen unter 1, 100, 3000 bar hydrostatischem Druck.

400 m Tiefe die reziproke P-Wellengeschwindigkeit (slowness) als Funktion des Azimuts aufgetragen. Die Anisotropie beträgt maximal $\pm 40\%$. Die Kurve zeigt, daß die Winkelabhängigkeit hier keiner elliptischen Verteilung, sondern der einer Schichtanisotropie entspricht. Die Winkelabtastung muß zur Erkennung des Anisotropietypus also genügend dicht erfolgen. Wird die mit Lack versiegelte Probe im Ölbad unter hydrostatischen Druck gebracht, so verschwindet im Fall der Probe von Abb. 8 die Anisotropie bei 300 MPa vollständig. Die

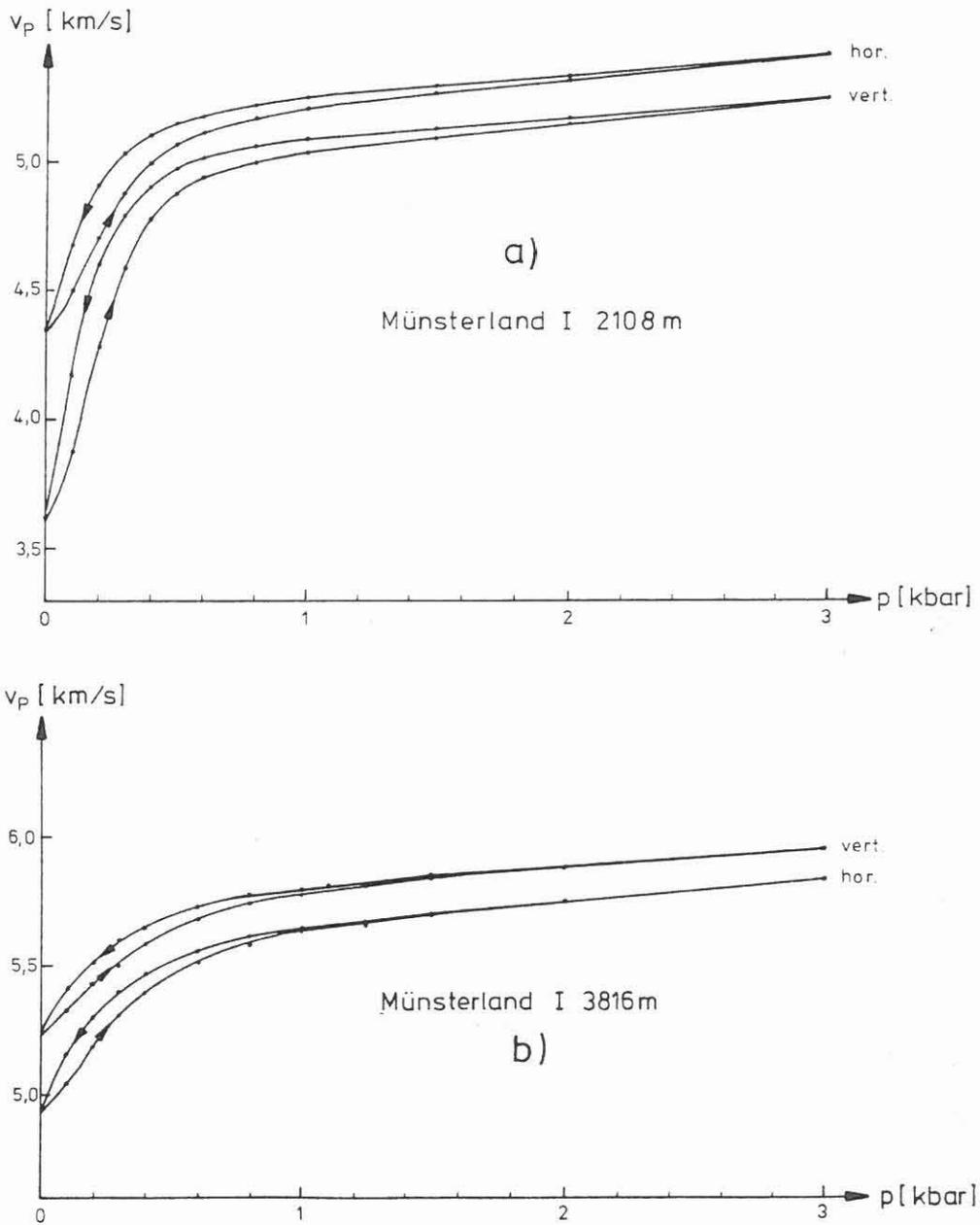


Abb. 9 Druckabhängigkeit von V_p in Kernen der Bohrung Münsterland I:
a) aus 2108 m Tiefe
b) aus 3816 m Tiefe

Anisotropie war also nicht texturbedingt, sondern ausschließlich mikrofraktuell. Als Azimut der maximalen horizontalen Druckspannung ergibt sich 40° . Die Druckabhängigkeit von V_p für Tonsandsteinkerne der Münsterland 1 - Bohrung aus 2108 und 3816 m Tiefe ist in Abb. 9a und b dargestellt. Der rasche Anstieg von V_p bei Drucken unterhalb 100 MPa (1 kbar) ist durch Erhöhung des effektiven Elastizitätsmoduls mit zunehmender Schließung der Mikrorisse bedingt. Mit Hilfe theoretischer Ansätze für die elastischen Wellengeschwindigkeiten in Medien mit statistisch verteilten flachen Rissen läßt sich mit einem Ansatz von Stiller u. a. (1979) V_p als Funktion der Rißdichte angeben. Die in den genannten Ansätzen begründete Funktion

$$V(p) = V_f(1+K_0 \cdot \exp(-p/p^*))^{-1} + B \cdot p$$

wird den Kurven der Abb. 9 optimal angepaßt. Dann ist $p = p^*$ der Druck, bei dem 63 % der Risse geschlossen sind. Wir bezeichnen p^* als Schließungsdruck und betrachten ihn als Maß für die innere Spannung. Aus p^* als Funktion der Durchschallungsrichtung läßt sich der Eigenspannungstensor ermitteln. Es ist dies eine neue Variante der von Simmons et al. (1974) eingeführten Methode der "Differential Strain Analysis". Bei der DSA - Methode wird die Rißschließung statisch mit Hilfe von Dehnungsmeßstreifen verfolgt. Zum Vergleich ist in Abb. 10 die der Abb. 9a (vert.) entsprechende statische Kompressionskurve gezeigt. Ein systematischer Vergleich der

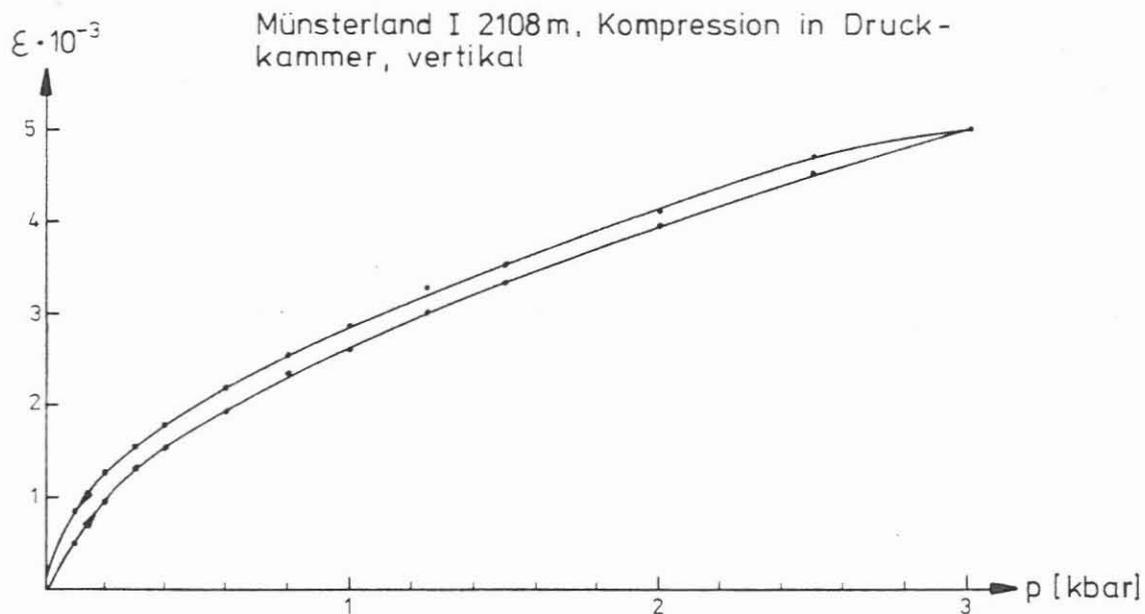


Abb.10 Achsiale statische Kompression der Probe von Abb. 9 unter hydrostatischem Druck

DSA - Methode mit der hier beschriebenen dynamischen Methode steht noch aus. Zum physikalischen Verständnis und zur theoretischen Untermauerung der Methode sollen die in Abschn. 1 erwähnten FE - Modellrechnungen beitragen. Die Anwendung der DSA - Methode auf Tiefbohrkerne ist von H. Baumann beabsichtigt.

5) Akustische Emission durch Riss-Stimulierung

Die Emission akustischer Signale in Gesteinen bei Mikrorißbildung ist in der Literatur vielfach beschrieben. Interessant ist aber, daß bei zyklischer Belastung erst dann akustische Aktivität beobachtet wird, wenn die Belastung der Probe den Wert vorhergehender Belastungen überschreitet. Dieser von J. Kaiser (1953) zunächst an Metallen entdeckte, aber später auch an anderen Stoffen, einschließlich Gesteinen, beobachtete und auch nach ihm benannte Effekt spiegelt also die "Erinnerung" des Materials an vorhergegangene Belastungen wieder. Wenn der "Kaiser Effekt" auch an Tiefbohrkernen zu beobachten ist, so ergibt sich damit eine weitere Möglichkeit, die in situ - Spannung nachträglich zu ermitteln. Kanagawa et al. (1976) beschreiben die Beobachtung des "Kaiser Effekts" an Bohrkernen aus Tuff. Durch einachsige Be-

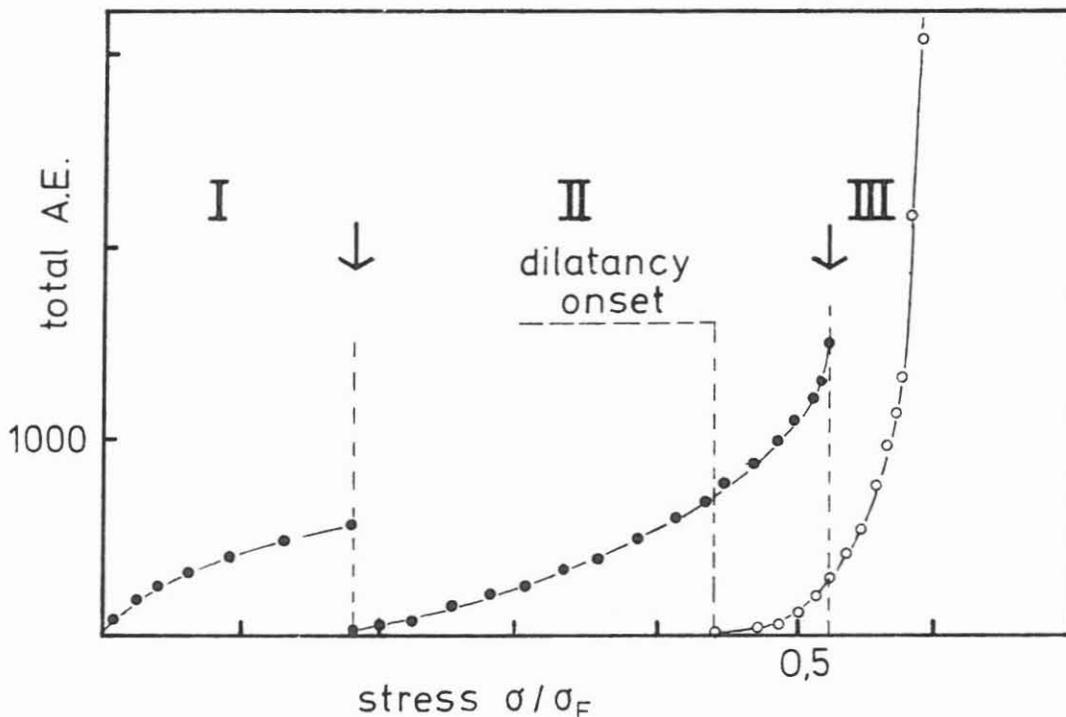


Abb.11 Kumulative Zahl akustischer Emissionssignale bei 3 Belastungsexperimenten. (Kurita u. Fujii, 1979).

Lastung unterschiedlich orientierter Proben ermittelten sie Komponenten des Spannungstensors, die gut mit denen von in situ-Spannungsmessungen übereinstimmen. Kurita und Fujii (1979) fanden den "Kaiser Effekt an Granitproben bestätigt, solange das Material unterhalb der Dilatanzgrenze belastet gewesen war (Abb. 11). Das Verfahren wurde inzwischen für Sedimentkerne zur Anwendungsreife entwickelt (Hughson and Crawford, 1986). Es ist jedoch noch keineswegs klar, wie lange das "Erinnerungsvermögen" des Gesteins anhält und durch welche Faktoren es beeinflusst wird. Dies wird derzeit im Rahmen einer Diplomarbeit untersucht unter Einsatz der von E. Aulbach im Rahmen von Be 299/63 konstruierten Präzisions-Spindelpresse. Erste Versuche lieferten Signale unterschiedlichen Typs mit dominierenden Frequenzen zwischen 25 und 500 kHz.

6) Bruchversuche durch zentrische Probenbelastung.

Wie in der Modellskizze Abb. 2 zu sehen, treten in Gesteinen, die im Spannungsfeld diagenetisch verfestigt oder teilplastisch deformiert wurden, nach der Entlastung lokale Zugspannungen in Richtung der maximalen tektonischen Haupt(druck)spannung auf. Wird die Probe in ein externes Zugspannungsfeld gebracht, so kann es senkrecht zur maximalen tektonischen Hauptspannung zum Trennungsbruch kommen. Ein einfaches Belastungsexperiment wurde von Paulmann (1967) vorgeschlagen. Es werden in unterschiedlicher Orientierung kreisscheibenförmige Probekörper hergestellt und diese zentral in achsialer Richtung belastet. Unter der inhomogenen, aber radialsymmetrisch auftretenden ringförmigen Zugspannung kommt es zum Trennungsbruch. Reik (1973) konnte an einem größeren Probenkollektiv aus einheitlichem Sandstein zeigen, daß die Bruchorientierung nur geringe Streuung aufweist. Das Verfahren erinnert an "hydraulic fracturing", aber auch an den sog. Brazilian-Test. Die Experimente werden unter der Spindelpresse ausgeführt. Brauchbare Ergebnisse sind bei feinkörnigem, isotropem Gestein zu erwarten. Unsere Erfahrungen mit grobkörnigem Modellmaterial waren weniger günstig. Quantitative Aussagen über die tektonischen Vorbelastung sind vielleicht möglich, wenn die Scheibentest mit dem Brazilian-Test kombiniert wird.

Zusammenfassend kann festgestellt werden, daß es eine Vielzahl von Experimenten an Bohrkernen gibt, die Hinweise auf geotektonische Vorbelastung geben.

Ihre Brauchbarkeit, ihre Aussagefähigkeit und der Grad der Übereinstimmung der Ergebnisse bedarf noch sorgfältiger und kritischer Prüfung. Dazu gehört auch die Texturanalyse des Gesteins sowie die röntgenographische Spannungsanalyse im Mikrobereich.

In der Arbeitsgruppe des Universitätsinstituts für Meteorologie und Geophysik, das sich im Rahmen des KTB mit Eigenspannungen in Bohrkernen befaßt, wirken außer dem Autor mit:

Dipl. Ing.	F. H. E. Aulbach
cand. geophys.	P. Bäumlner
cand. phys.	M. Lienert
cand. geophys.	M. Sobiesiak
cand. phys.	U. Wenzel
Dipl. Geol.	K. Wolter
cand. geophys.	A. Zang

Literatur

- BERCKHEMER, H. (1986): Restspannungen in Tiefbohrkernen. - Arbeitsbericht 1984/86, DFG-Projekt: Be 299/63-2 (62 Seiten)
- BERCKHEMER, H., AULBACH, E., BÄUMLER, P., SOBIESIAK, M., BAUMANN, H. (1985). Residual stress in drill cores. - 2nd Intern. Symp. on Observation of the Continental Crust through Drilling. Seeheim 1985, S.91
- BLANTON, T. L. (1983): the relation between recovery deformation and in - situ stress magnitudes. - SPE/DOE Paper No. 11624, Denver
- GREINER, G., ILLIES, H. (1977): Central Europe: Active or residual tectonic stress. - Pageoph 115, 11-26; Basel (Birkhäuser-Verlag)
- HOLZHAUSEN, G. R., JOHNSON, A. M. (1979): The concept of residual stress in rock. - Tectonophysics, 58, 237-267
- HAUK, V., MACHERAUCH, E. (1982): Eigenspannungen und Lastspannungen. - Härteirei - Technische Mitteilungen, Beiheft 237 S.
- HUGHSON, D. R., CRAWFORD, A. M. (1986): Kaiser effect gauging: A new method for determining the pre-existing in-situ-stress from an extracted core by acoustic emissions. - Proceed. Intern. Sympos. Rock Stress and Rock Stress Measurements, Stockholm, S. 359-368.
- KURITA, K., FUJII, N. (1979): Stress memory of crystalline rocks in acoustic emission. - Geophys. Research Letters. 6, 9-12:
- NICHOLS, T. C. (1975): Deformation associated with relaxation of residual stresses in a sample of Barre Granite from Vermont. - U. S. Geol. Surv. Prof. Paper 875, 32 S.
- REIK, G. A. (1973): Joints, microfractures and residual strain in Cardium siltstone, South Ram River area, Alberta. - Ph. D. Thesis, University of Toronto. 254 S.

- REIK, G., VARDAR, M. (1974): Bestehen Zusammenhänge zwischen residuellen Spannungen und tektonischer Beanspruchung? - Rock Mechanics 6, 101-116.
- SIMMONS, G., SIEGFRIED, R. W., FEVES; M: (1974): Differential strain analysis: A new method for examining cracks in rocks. - Journ. Geophys. Res. 79, 4383-4385.
- STILLER, H., WAGNER, F. C., VOLLSTÄDT, H. (1979): Influence of pressure and joints on the velocity of elastic waves. - Akademie d. Wissensch. der DDR, Geo- und Kosmos- Wissensch., Heft 9, 177-194.
- SWOLFS, H. S., HANDIN, I., PRATT, H. R. (1974): Field measurements of residual strain in granitic rock masses. - Advances in Rockmechanics, Proceedings of 3rd Congress ISRM. 2, 563-568. US - Committee for Rock Mechanics, National Acad. of Sciences, Washington D. C.
- TEUFEL, L. W. (1982): Prediction of hydraulic fracture azimuth from anelastic strain recovery measurements of oriented cores. - In: Goodman, R. E. u. Herze, E.: Issues in Rock Mechanics, 23rd Symps. on rock mechanics, Berkely.
- TEUFEL, L. W. (1983): Determination of in-situ stress from anelastic strain recovery measurements of oriented core. - SPE/DOE Paper No. 11649, Denver.

Differenz-Deformations-Analyse
an Bohrkernen aus großer Teufe

H. Baumann
J. W. F. Negendank



DIFFERENZ-DEFORMATIONS-ANALYSE AN BOHRKERNEN AUS GROBER TEUFE

H. BAUMANN und J.F.W. NEGENDANK, Trier

1 ZUSAMMENFASSUNG

Mit Hilfe der "Differenz-Deformations-Analyse (DDA)" soll der Gebirgsspannungstensor in verschiedenen Teufen untersucht werden. Der wesentliche Vorteil dieses Verfahrens liegt darin, daß es bis zu Teufen von einigen tausend Metern einsetzbar ist. Die Teufenbegrenzung ist letztendlich durch die Intensität des core-diskings der Bohrkern gegeben. Die Untergrenze der Scheibendurchmesser liegt bei ca. 3 cm. Von Vorteil ist, daß das Probenmaterial nicht unmittelbar nach der Trennung aus dem Gesteinsverband gemessen werden muß, sondern daß die Messungen zu einem beliebigen Zeitpunkt im Labor erfolgen können. Mit der DDA ist es möglich, ein Spannungsprofil des vollständigen Spannungstensors über einen Tiefenbereich von einigen tausend Metern zu erstellen (bis heute existieren weltweit erst wenige Meßwerte über 3 km). Unter günstigen Voraussetzungen wird es möglich sein, den aus bisherigen Spannungsmessungen postulierten Peak der Scherspannungen zu erfassen, dessen Lage im Teufenbereich zwischen 5 und 10 km angenommen wird (RUMMEL, 1986).

Mit Gefügeuntersuchungen (Polarisationsmikroskopie, Raster-Elektronenmikroskopie) wollen wir einen Beitrag zum Verständnis des Mechanismus, der der DDA zugrunde liegt, liefern.

2 ENTWICKLUNG UND GRUNDLAGEN DER DIFFERENZ-DEFORMATIONS-ANALYSE

Spannungsmessungen wurden bisher hauptsächlich in Tiefen bis ca. 3 km durchgeführt. Gründe hierfür sind vor allem technischer, bzw. finanzieller Art. Das traditionelle Überbohrverfahren, das auch von uns bisher eingesetzt wurde, erreicht zur Zeit erst Tiefen von wenigen hundert Metern. Das hydraulic fracturing Verfahren erreichte an drei Meßlokationen Tiefen zwischen 3 km bis maximal 5 km (HAIMSON, 1978; RUMMEL, 1986). Zunehmende Bedeutung innerhalb der Spannungsmeßmethoden haben in den letzten Jahren die Bohrlochrandausbrüche gewonnen. Mit Hilfe der Bohrlochrandausbrüche ist es möglich, die Richtungen der horizontalen Hauptspannungen zu bestimmen (BLÜMLING et al., 1983; ZOBACK et al., 1985). Bisher war den Bemühungen, aus der Form und Tiefe der Ausbrüche auf die

Dr. H. Baumann; Prof. Dr. J.F.W. Negendank
Universität Trier
Fachgruppe Geographie/Geowissenschaften
Abteilung Geologie

Beträge der horizontalen Spannungen zu schließen, kein Erfolg beschieden (mündliche Mitteilung von Herrn Dr. P. Blümling). Retardationsmessungen an Bohrkernen wurden in neuester Zeit vor allem von SANDIA und LOS ALAMOS Laboratories mit Erfolg eingesetzt (TEUFEL, 1983; BLANTON, 1983). Unter bestimmten Annahmen lassen sich mit diesem Verfahren die Richtungen und Beträge der Hauptspannungen mit guter Näherung berechnen. Voraussetzung dafür ist, daß die Messungen möglichst schnell nach dem Freischneiden des Bohrkerns aus dem Gebirgsverband durchgeführt werden können.

Retardationsmessungen sind auch für die KTB-Lokation "Oberpfalz" vorgesehen (BERCKHEMER et al., 1985) und werden im Feldlabor ausgeführt. Von einer Karlsruher Arbeitsgruppe wurde jüngst ein hard inclusion Verfahren für tiefe Bohrlöcher vorgestellt (NATAU et al., 1986). Die Diskussion, welche physikalischen Parameter gemessen werden können, ist kontrovers. Technische Begrenzung erfährt das Verfahren dadurch, daß der Sensor immer Teil der Verrohrung der Bohrung ist und dadurch wahrscheinlich nicht in Tiefen größer 3000 m - 5000 m eingesetzt werden kann.

Von zunehmender Bedeutung ist ein Verfahren, das über die Messung des "Riß-Tensors" auf die Spannungen schließt und vor allem in der Erdölindustrie und in hot-dry-rock Projekten eingesetzt wird. Seinen Ausgang hat dieses Verfahren in der Beobachtung von ADAMS & WILLIAMSON (1923), daß die Kompressibilität von Gesteinsproben mit steigendem Druck kleiner wurde, wenn die Proben mit einem für das Druckmedium dichten Mantel umgeben wurden. Setzte man die Proben direkt dem Druckmedium aus, so war die Kompressibilität nahezu linear. BIRCH (1960, 1961) fand ähnliche Unterschiede bei ummantelten und nichtummantelten Proben im Anstieg der Wellengeschwindigkeit von Kompressionswellen. BRACE (1965) und WALSH (1965) beschäftigten sich eingehend mit dem Phänomen der nichtlinearen Kompressibilität von Gesteinen und führten sie quantitativ auf Porosität und Mikrorisse zurück. SIMMONS et al. (1974) verfeinerten die Meßtechnik zur Untersuchung des Verhaltens von Mikrorissen unter allseitigem Druck und nannten sie "Differential Strain (Curve) Analysis (DSA)".

REN & ROEGIERS (1983) setzten die DSA zum ersten Mal zur Bestimmung von Gesteinsspannungen ein, indem sie die gemessenen, richtungsabhängigen Deformationen als Funktion des hydrostatischen Druckes ansahen und über den so erhaltenen Deformationstensor das Verhältnis der Hauptspannungen zueinander abschätzten. Versuchstechnisch gingen die genannten Autoren so vor, daß sie eine eingekapselte und mit Dehnungsmeßstreifen (DMS) versehene Gesteinsprobe (Abb. 1) mit einem Probenstandard (Quarzglas), der ebenfalls mit DMS versehen wurde, in einen Hochdruckbehälter brachten und die Proben simultan, hydrostatisch belasteten. Durch die gleichzeitige Belastung von Gesteinsprobe und Referenzprobe wurden experimentell bedingte Nichtlinearitäten und Fehler, wie Meßgerätedrift, Widerstandsänderungen der DMS durch den aufgebrachten Druck, Temperatureffekte auf die DMS oder Kabeleinfluß minimiert. Neun Druck-Deformationskurven wurden aufgezeichnet,

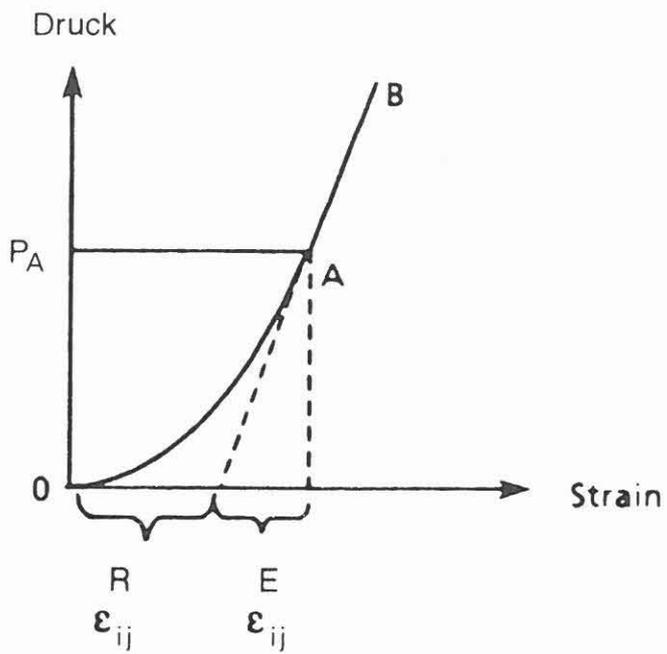


Abb. 1: Anordnung der applizierten Dehnungsmeßstreifen auf einem Gesteinswürfel

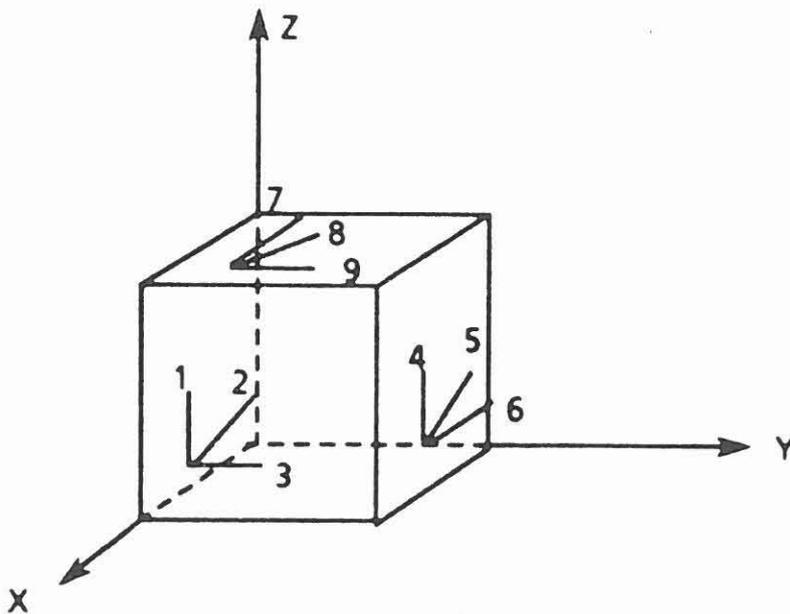


Abb. 2: Prinzipskizze einer Druck-Strain Kurve wie sie mit Hilfe der Differenz-Deformations-

ähnlich der in Abb. 2. Der nichtlineare Kurvenabschnitt (0 A) entspricht dem Bereich des Schließens der Mikrorisse in der entsprechenden Richtung. Der lineare Kurvenanteil (A B) entspricht dem elastischen Gesteinsverhalten. Zu jedem Kurvenpunkt (0 A) läßt sich eine Deformationskomponente ausschließlich bedingt durch Rißschließung (Hochindex R), und eine Deformationskomponente aus ausschließlich elastischer Deformation (Hochindex E) angeben. Beim Druck P_A sind alle Mikrorisse in entsprechender Richtung geschlossen. Die zu P_A gehörende Deformationskomponente ist das "Gedächtnis" für den Druck im Gebirge in dieser Richtung. Mit den acht weiteren Druck-Deformationskurven läßt sich ein Rißdeformationstensor erstellen:

$$\underline{\epsilon}^R = \begin{bmatrix} \epsilon_{xx}^R & \epsilon_{xy}^R & \epsilon_{xz}^R \\ \epsilon_{yx}^R & \epsilon_{yy}^R & \epsilon_{yz}^R \\ \epsilon_{zx}^R & \epsilon_{zy}^R & \epsilon_{zz}^R \end{bmatrix}$$

Mit der Annahme von Proportionalität zwischen Rißdeformationstensor und erzeugendem Spannungstensor erhält man:

$$\underline{\sigma}^* = A * \underline{\epsilon}^R$$

wobei:

$$A = \frac{D * g * Z}{\epsilon_{zz}^R}$$

- $\underline{\sigma}^*$ = effektive Spannung
- A = Auflastspannung
- D = mittlere Gesteinsdichte
- g = Erdbeschleunigung
- Z = Entnahmetiefe der Probe

CHARLEZ et al. (1986) argumentieren gegen diese Betrachtungsweise indem sie sagen, daß obige Beziehung nur von Wert ist, wenn es sich um einen isotropen Spannungszustand handelte, bevor das Gestein entlastet wurde und die Mikrorißbildung einsetzte. Unter diesen Voraussetzungen wäre aber die Mikrorißbildung in allen Richtungen gleich und es würde sich keine Anisotropie der Rißverteilung einstellen. Trotz dieser theoretischen Einwände benutzten die genannten Autoren, ebenso wie DEY & BROWN (1986), die dargestellten Beziehungen, um den Rißtensoren als Spannungstensor auszuwerten. Die Ergebnisse, die mit der DSA (DDA) Methode erzielt wurden, sind indes gut und an Lokationen, wo sie mit anderen Spannungsmeßmethoden zusammen eingesetzt wurde, z.B. dem hydraulic fracturing, sind die Daten im Rahmen der Meßgenauigkeiten identisch (CHARLEZ et al., 1986; DEY & BROWN, 1986). Hier kommt eine Parallelität zu den Bohrlochrandausbrüchen zutage. Man weiß, daß das Verfahren brauchbare Werte liefert, aber der Aus-

bruchsmechanismus läßt sich mathematisch nicht exakt beschreiben. Sicher ist, daß sich der Reißschließungsdruck, bei dem alle Mikrorisse geschlossen sind, nicht mit der maximalen tektonischen Spannung gleichsetzen läßt (CHARLEZ et al., 1986). Dies ist auch selbstverständlich wenn man die klassische Formel von SNEDDON zum Schließungsdruck von elliptischen Rissen betrachtet. Bisher liegen mit der DSA (DDA) keine Spannungsmessungen für Tiefen größer als 5000 m vor.

2.1 Zielsetzung der DDA in der KTB

Die KTB bietet eine fast einzigartige Möglichkeit, Spannungsmessungen in Tiefen größer 5000 m durchzuführen. Daher wollen wir die DDA-Technik nutzen, um in neue Tiefenbereiche für Spannungsmessungen vorzudringen. Eine weitere wichtige Frage, deren Lösung ansteht, ist das postulierte Scherspannungsmaximum in 5 - 10 km Teufe (RUMMEL, 1986). Wir hoffen, daß die DDA zu einer Klärung beitragen kann. Von gleicher Wichtigkeit scheint uns auch die Frage, was sich aus dem "Rißtensor" von Tiefengesteinen, die heute an der Erdoberfläche anstehen, über deren tektonischen Werdegang aussagen läßt. Erfahrungen aus diesem Bereich werden dann auch mit Sicherheit die Interpretation der tieferen Daten beeinflussen und eventuell die Interpretation bisheriger, flacher Spannungsmessungen.

Gefügeuntersuchungen der Proben mit Hilfe von Dünnschliffen und U-Tisch sollen die Raumlage der Mikrorisse erfassen. Rißform und Rißausbildung werden mit Polarisationsmikroskopie und Rasterelektronenmikroskopie studiert. Unter Hinzunahme der Probenpetrographie läßt sich dann vielleicht der Mechanismus, der der DDA zugrunde liegt, besser verstehen und die beeinflussenden Faktoren quantitativ erfassen.

3 VERSUCHSAUFBAU UND DURCHFÜHRUNG DER DDA AN KTB-GESTEINEN

Eine Versuchsanordnung zur DDA umfaßt folgende Komponenten:

1. Probenkörper mit applizierten DMS
2. Meß- und Registrierapparatur für DMS
3. Autoklav mit "Druckstandard" (Abb. 3)
4. Druckerzeugungseinheit und Druckmedium (Abb. 3)
5. Auswerteeinheit

Zu 1: Die Abmessungen des Probenkörpers sind nicht willkürlich wählbar. Ein zu großer Probenkörper bedingt einen großen Autoklaven und damit sehr hohe Kosten. Ein kleiner Probenkörper senkt die Kosten, aber ermöglicht nur die Applikation von sehr kurzen DMS, was die Messung auf sehr feinkörnige Gesteine beschränken würde. DMS mit Meßgitterlängen von 6 mm halten wir für einen guten Kompromiß. Wegen der besseren Applikation werden Dehnungsmeßbrosetten mit drei Meßgittern verwendet (HBM-

Typ: 6/120 RY 81) und keine Einzel-DMS. Aus der DMS-Trägerfläche und der der Lötstützpunkte ergibt sich eine Kantenlänge des Probenwürfels von 30 mm. Da ein Rißschließungsdruck gemessen werden soll, muß verhindert werden, daß Druckflüssigkeit in die Diskontinuitäten eindringt. Da aber auch 9 DMS appliziert sind und deren elektrischen Leitungen durch die Abdichtung geführt werden müssen, eignen sich Gummimanschetten oder Kupferumhüllungen nicht zum Schutz der Probe vor der Druckflüssigkeit. Als geeigneter Ersatz bieten sich Polyurethanlacke an (DEY & BROWN, 1986), z.B. Sylgard 186 (SIEGFRIED, 1977). Bevor die Proben versiegelt werden, muß sichergestellt sein, daß keine Feuchtigkeit mehr in der Probe ist. Dies soll durch Vakuumtrocknung erreicht werden. Dann werden die Proben mit Stickstoff entlüftet, um unerwünschte chemische Reaktionen zu verhindern. Der technische Kniff, um hohe Genauigkeiten bei den Deformationsmessungen zu bekommen, ist der, daß ein mit DMS applizierter "Druckstandard" gleichzeitig und im gleichen Autoklaven mit der Probe hydrostatisch belastet wird. So können experimentell bedingte Nichtlinearitäten und Fehler, wie oben beschrieben, minimiert werden. Der ideale Druckstandard zeigt eine lineare, isotrope Kompressibilität. PESELNICK et al. (1967) verwendeten Quarzglas (Optosil) als Standard. Besser geeignet scheint, nach Rücksprache mit dem Hersteller von Optosil (Heraeus-Hanau), Homosil zu sein, eine eigenspannungslose Varietät von Optosil.

Zu 2: Eine UPM 40 A (HBM) ist als Meßverstärker vorgesehen. Es handelt sich um einen selbstkalibrierenden 225 kHz-Meßverstärker mit Mikroprozessor, Drucker und V-24 Rechnerschnittstelle.

Zu 3: Der Durchmesser des Autoklaven (60 mm x 120 mm) ergibt sich aus der Probengröße und den Abmessungen des Druckstandards. Problematisch ist die Durchführung der elektrischen Leitungen. Insgesamt sind 21 Adern vorgesehen, die in einer Kombination von Vergiessen und Schraubabdichtung aus dem Autoklaven herausgeführt werden. Die Druckmessung erfolgt mit einem Aufnehmer auf DMS-Basis mit hoher Genauigkeit so daß auch der Innendruck mit der UPM 40 registriert werden kann.

Zu 4: Als Druckmedium wird eine elektrisch nichtleitende Hochdruckflüssigkeit verwendet. Gas als Druckmedium ist schlechter geeignet, da dann große Probleme bei der Abdichtung der Kabeldurchführungen zu erwarten wären. Die Druckerzeugung erfolgt in zwei Stufen. Bis zu ca. 200 MPa mit einer Handpumpe, darüber oder zur Feineinstellung, mit einer Spindelpresse.

Zu 5: Die von der UPM 40 gemessenen Werte werden via V-24 Schnittstelle auf einen PC übertragen, ausgewertet und graphisch ausgegeben. Berechnet werden Deformationstensor, Spannungstensor, ebene Hauptdeformationen auf den Würfel Flächen und die Volumendeformation. Den Spannungsberechnungen werden die in (2) dargelegten Beziehungen zugrunde gelegt.

Voraussetzung für die Interpretation von Meßdaten, die mit Hilfe der DDA gewonnen wurden, ist ein orientierter Bohrkern. Wir hoffen, daß möglichst bald eine Nachorientierung der Bohrkern mit Hilfe des Teviewers erfolgt.

U-Tisch-Messungen zur Raumlage der Mikrorisse sollen durchgeführt und Rißform und Rißausbildung mit Polarisationsmikroskop und Rasterelektronenmikroskop studiert werden. Unter Hinzunahme der genauen Probenpetrographie und der DDA-Daten werden wir versuchen, den Mechanismus, auf dem die DDA beruht, besser zu verstehen und die Einflüsse der verschiedenen Parameter (z.B. Rißlänge) quantitativ zu erfassen.

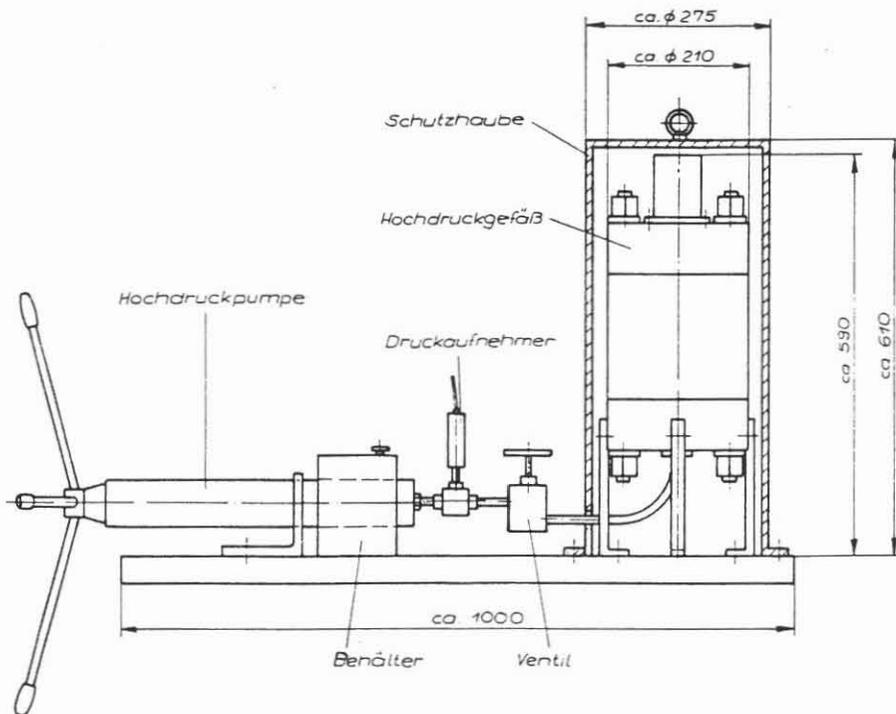
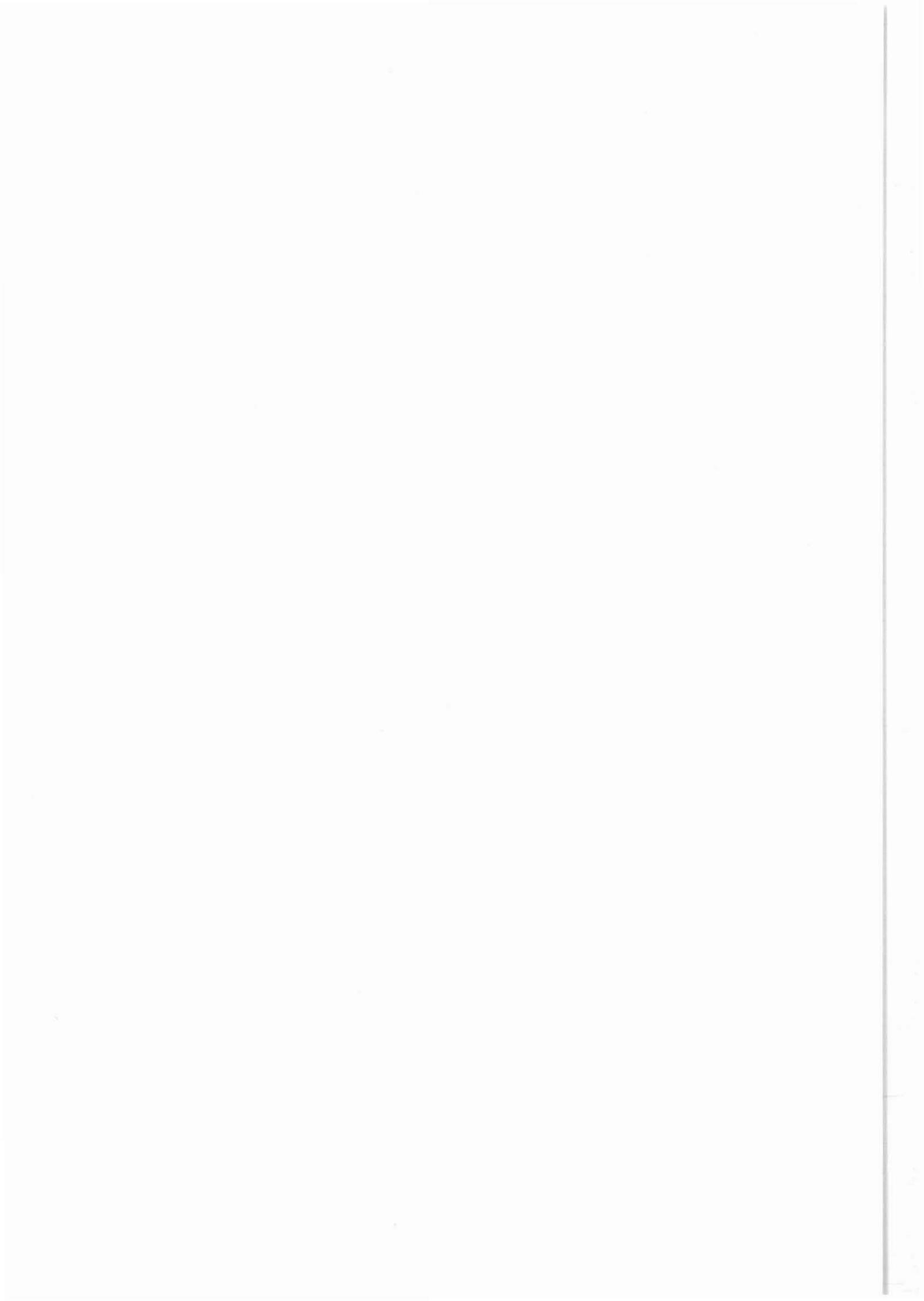


Abb. 3: Skizze des Hochdruckautoklaven mit Druckerzeugungseinheit

4 LITERATUR

- ADAMS, L.H. & WILLIAMSON, E.D. (1923): The compressibility of minerals and rocks at high pressures. - J. Franklin Inst., 195: 475-529.
- BERCKHEMER, AULBACH, BAUMANN, BÄUMLER & SOBIESAK (1985): Residual stress in drill cores. - In: 2nd Int. Symp. on Observation of the Continental Crust through Drilling, Seeheim 1985: 91.
- BIRCH, F. (1960): The velocity of compressional waves in rocks to 10 kilobars - 1. - J. Geophys. Res., 65: 1083-1102.
- BIRCH, F. (1961): The velocity of compressional waves in rocks to 10 kilobars - 2. - J. Geophys. Res., 66: 2199-2224.
- BLANTON, T.L. (1983): The relation between recovery deformation and in situ stress magnitudes. - In: Low permeability gas reservoirs, 1983, SPE/DOE 11624, Joint Symposium, Denver (Colorado), 1983: 213-218.
- BLÜMLING, P., FUCHS, K. & SCHNEIDER, T. (1983): Orientation of the stress field from breakouts in a crystalline well in a seismic active area. - Phys. Earth Planet. Inst., 33: 250-254.
- BRACE, W.F. (1965): Some new measurements of linear compressibility of rocks. - J. Geophys. Res., 70: 391-398.
- CHARLEZ, Ph., HAMAMDJIAN, C. & DESPAX, D. (1986): Is the microcracking of a rock a memory of its initial state of stress? - In: Proceedings of the Int. Symp. on Rock Stress and Rock Stress Measurements, Stockholm 1-3 Sept. 1986: 341-350.
- DEY, T.N. & BROWN, D.W. (1986): Stress measurements in a deep granitic rock mass using hydraulic fracturing and differential strain curve analysis. - In: Proceedings of the Int. Symp. on Rock Stress and Rock Stress Measurements, Stockholm 1-3 Sept. 1986: 351-357.
- HAIMSON, B.C. (1978): Crustal stresses in the Michigan Basin. - J. Geophys. Res., 83: 5857-5867.
- NATAU, O., LEMPP, Ch. & BORM, G. (1985): Stress relaxation monitoring by prestressed hard inclusions. - In: Proc. of the Int. Symp. on Rock Stress and Rock Stress Measurements, Stockholm 1-3-Sept. 1986: 509-514.
- PESELNICK, L., MEISTER, R. & WILSON, W.H. (1967): Pressure derivations of Elastic Moduli of fused quartz to 10 kb.- J. Phys. Chem. solids, 28: 635-639.

- REN, N.K & ROEGIERS, J.L. (1983): Differential strain curve analysis - a new method for determining the pre-existing in situ stress state of rock core measurements. - In: Proc. 5th Int. Conf. of the Int. Soc. of Rock Mechanics, Melbourne, Australia: F117-F127.
- RUMMEL, F. (1986): Stresses and tectonics of the upper continental crust - a review. - In: Proc. of the Int. Symp. on Rock Stress and Rock Stress Measurements, Stockholm 1-3-Sept. 1986: 177-196.
- SIEGFRIED, R.W. (1977): Differential Strain Analysis: Application to Shock induced Microfractures (Doctorate Dissertation), Massachusetts Institute of Technology.
- SIMMONS, G., SIEGFRIED, R.W. & FEVES, M. (1974): Differential strain analysis: A new method for examining cracks in rocks. - J. Geophys. Res., 79: 4383-4385.
- TEUFEL, L.W. (1983): Determination of in situ stress from anelastic strain recovery measurements of oriented core. - In: Low permeability gas reservoirs, 1983, SPE/DOE 11649, Joint Symp., Denver (Colorado), 1983: 421-430.
- WALSH, J.B. (1965): The effect of cracks on the compressibility of rock. - J. Geophys. Res., 70: 381-389.
- ZOBACK, M.D., MASTIN, L.G. & ANDERSON, R. (1985): Wellbore breakouts and in situ stress. - J. Geophys. Res., 90: 5523-5530.



Spannungsmeßprinzip für den Einsatz
in tiefen Bohrlöchern auf der Basis des seitlichen
Überbohrens von Dehnungsmeßsensoren
an der Bohrlochwandung

R. Azzam



SPANNUNGSMEßPRINZIP FÜR DEN EINSATZ IN TIEFEN BOHR- LÖCHERN AUF DER BASIS DES SEITLICHEN ÜBERBOHRENS VON DEHNUNGSMEßSENSOREN AN DER BOHRLOCHWANDUNG

R. AZZAM, Aachen

Einleitung

Die durch die bautechnische Entwicklung in den letzten Jahren sich immer komplexer ergebenden Anforderungen im Hinblick auf Dimensionierung, Standsicherheit und Verbau von Felsbauwerken, die Einführung neuer numerischer Berechnungsverfahren in die Felsstatik sowie die weltweite Forschung auf dem Gebiet der Tiefbohrtechnik, machen die Anwendung neuer Untersuchungsmethoden und Meßverfahren zur genauen Bestimmung der für das mechanische Verhalten des Felses relevanten Parameter und die Ermittlung des in-situ-Spannungszustandes sowie dessen Einfluß auf die Felsstabilität erforderlich. Ein weiterer wichtiger Aspekt besteht darin, daß in-situ-Spannungsmessungen großen Anteil daran haben, die Erfassung des geodynamischen Geschehens und somit ein besseres Verständnis über tektonische Vorgänge in der Erdkruste zu ermöglichen.

Spannungen im Fels können durch unterschiedliche Methoden erfaßt werden. Das für die Ingenieurwissenschaften wesentliche Untersuchungsprinzip beruht auf der in-situ Messung

Dr. R. Azzam, Lehrstuhl für Ingenieurgeologie und Hydrogeologie der RWTH Aachen, Lochnerstr. 4 - 20, 5100 Aachen

der Verformung des Gesteins nach Spannungsentlastung. Dieses Meßprinzip wird z. B. beim bekannten Überbohrverfahren angewandt. Die durch das Überbohren und die Entlastung erzeugte Verformung des Gesteins wird durch eingeklebte Zellen, die mit DMS bestückt sind, ermittelt.

Die lokale Dehnung, wie sie durch DMS über einer verhältnismäßig kurzen Basislänge gemessen wird, ist von der Heterogenität und der Anisotropie des Gesteins stark abhängig. Daher liefern solche Messungen im Fels streuende Ergebnisse. Weitere Ungenauigkeiten der Messungen werden durch das Vorhandensein von Diskontinuitäten und ein nicht lineares Spannungs-Formänderungs-Verhalten verursacht. Diese Faktoren, die die Versuchsergebnisse direkt beeinflussen, sind statistisch verteilt. Daher hängt die Qualität der ermittelten Ergebnisse nicht nur von der Genauigkeit der Meßmethode, sondern auch von Anzahl und Streuung der Meßwerte ab. Da das deterministische Konzept der Mittelwertbildung von Meßwerten nicht mehr die wachsenden Ansprüche an die Qualität der Daten erfüllen kann, besteht ein dringendes Bedürfnis, neue rationelle und präzise Meßmethoden zu entwickeln und genauere Konzepte der Datenauswertung anzuwenden.

Die Komplexität und die hohen Kosten des Überbohrverfahrens sowie die o.g. Gründe machen die Entwicklung und in-situ Erprobung neuartiger Spannungsmesstechniken erforderlich. Eine neue kostengünstige und verhältnismäßig einfache Methode, die an existierenden Bohrlöchern bis zu größeren Tiefen anwendbar ist, wurde vom Verfasser im Rahmen einer Forschungsförderung der Deutschen Forschungs-Gemeinschaft unter Hilfeleistung der "Department of Civil and Systems-Engineering-James-Cook-University, Townsville, Australien" entwickelt und zum Teil erprobt. Mit Hilfe dieses Verfahrens können Spannungen dreidimensional in kurzer Zeit ermittelt werden. Die in diesem Zusammenhang entwickelte Meßsonde besitzt gegenüber existierenden Techniken folgende Vorteile:

- * Wiedergewinnbarkeit und daher kontinuierliche Testoperation,
- * preisgünstig und in vorhandenen Bohrlöchern einsetzbar,
- * schnelle Testoperation und daher viele Messungen über kurze Bohrlochentfernungen in relativ kurzer Zeit,
- * einsetzbar bis zu einer relativ großen Tiefe.

Die Fülle der erhaltenen Meßdaten erlaubt eine statistische Auswertung sowie die Ermittlung der Spannungsverteilung in Abhängigkeit von der Tiefe. Dieser Beitrag soll eine allgemeine und komprimierte Übersicht über die neuartige Spannungsmeßtechnik geben.

Spannungsmeßmethode, Modus Operandi

Da Spannungen im Untergrund nicht direkt gemessen werden können, ist man darauf angewiesen, den Spannungszustand mit Hilfe der durch die Spannungsentlastung verursachten Verformung zu ermitteln. Basierend auf diesem Meßprinzip operieren die wichtigsten auf dem Markt erhältlichen Zellen. Diese sind:

- Doorstopper-Zelle
- Südafrikanische-Dreiaxiale
- Modifizierte CSIRO-Australische Dreiaxiale

Die Verformung bzw. Oberflächendehnung wird mit Hilfe von Dehnungsmeßstreifen (DMS) ermittelt. Da Dehnungsmeßstreifen empfindliche Elemente sind, die nur unter idealen Bedingungen einsetzbar sind, wurden sie bei den o.g. Zellen für den in-situ-Einsatz modifiziert, d. h. mit einer Kunststoffschicht überzogen oder in Acrylplastik eingebettet. Um einen intakten Kontakt der Zellen mit der Bohrlochwandung zu ga-

rantieren, werden solche Zellen mit Kunstharz eingeklebt. Die Spannungsentlastung wird durch das von der Oberfläche aus erfolgte Überbohren erzielt, wodurch das Verfahren komplex und teuer wird.

Die vom Verfasser neu entwickelte und in diesem Beitrag beschriebene Spannungsmessmethode beruht dagegen auf dem Einsatz von wiedergewinnbaren Dehnungsmesssensoren, die speziell für diesen Zweck entwickelt wurden (AZZAM, R. & BOCK, H. (1987) und AZZAM, R. & YUEN, S. (1988)). Um das Überbohren von der Oberfläche aus zu umgehen, wurde ein neues Konzept der Spannungsentlastung erarbeitet.

Das neue Konzept beruht darauf, daß in einem existierenden Bohrloch ein Dehnungsmesssensor gegen die Bohrlochwandung gepreßt und unter Druck gehalten wird, während eine Bohrkronen, die radial und außenseitig angetrieben wird, den Sensor überbohrt. Die Bohrlochwandung wird lokal spannungsentlastet, wobei die dadurch erzeugte Dehnung vom Sensor ermittelt werden kann (Abb. 1). Da es für das Problem der Spannungsverteilung um ein Bohrloch im Hinblick auf Richtung und Größe der Hauptspannung eine mathematische Exaktlösung (LEEMAN, 1968) gibt, läßt sich die isotrope 3-D-Verformungsmatrix aus insgesamt 6 einzelnen linearen oder 3 planaren Dehnungsmessungen an der Bohrlochwandung nach der Spannungsentlastung erstellen. Für die Leeman-Lösung werden mindestens 3 unabhängige tangentiale Dehnungsmessungen ($\epsilon_{\theta\theta}$), eine Messung in der axialen Richtung (ϵ_{zz}) und zwei in Richtung 45° dazu ($\epsilon_{\theta z}$) benötigt.

Der 3-D-Spannungszustand läßt sich mit Hilfe dieser Matrix und unter Zugrundelegung eines mittleren E-Moduls errechnen. Abb. 2 zeigt eine schematische Abbildung des neuentwickelten und des konventionellen Meßprinzips im Vergleich. Das neue Konzept eignet sich für den Einsatz in jedem vorhandenen Bohrloch und überwindet somit die Schwierigkeiten, die im

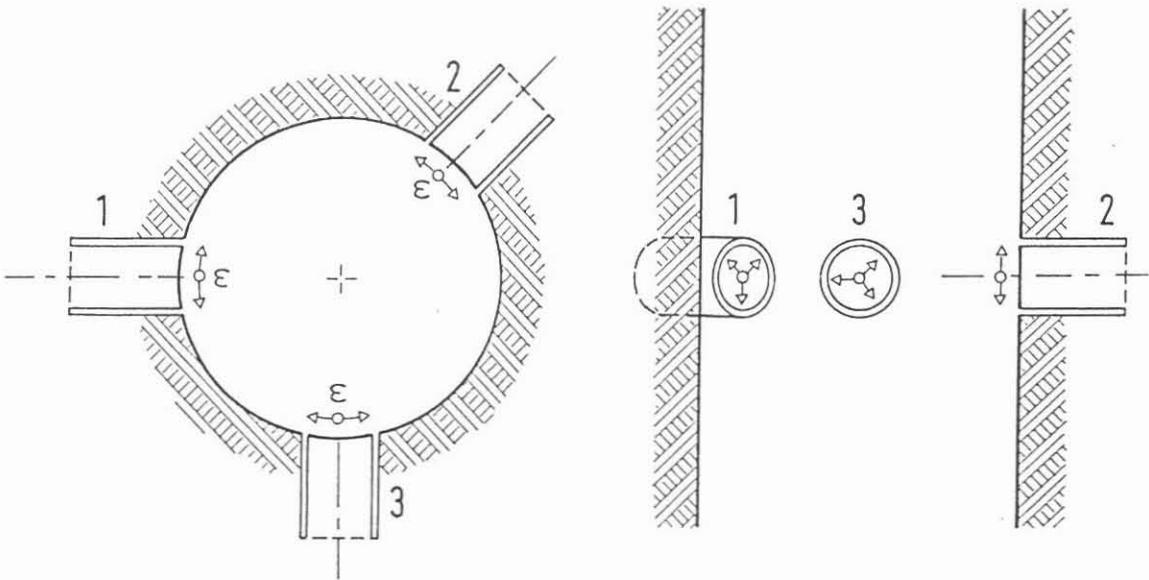


Abb. 1: Prinzipskizze der Spannungsentlastung der Bohrloch-
wandung

Zusammenhang mit dem konventionellen Überbohrverfahren von der Oberfläche aus existieren.

Um die Vorteile der neuen Methode vor Augen zu führen, ist ein Vergleich dieser Methode mit den z. Z. existierenden Verfahren in Tab. 1 zusammengestellt.

Eine technische Realisierung des vorgestellten Meßkonzeptes läßt sich durch die Kombination des neuentwickelten planaren Sensors und geeignete Bohrwerkzeuge zur seitlichen und radialen Überbohrung und somit Spannungsentlastung erreichen. Folglich besteht die neu konstruierte und auf dem beschriebenen Konzept basierende Sonde aus zwei Hauptkomponenten:

- Ein planarer Sensor zur Dehnungsmessung der Bohrlochwandung,
- eine radiale Überbohrvorrichtung zur Spannungsentlastung.

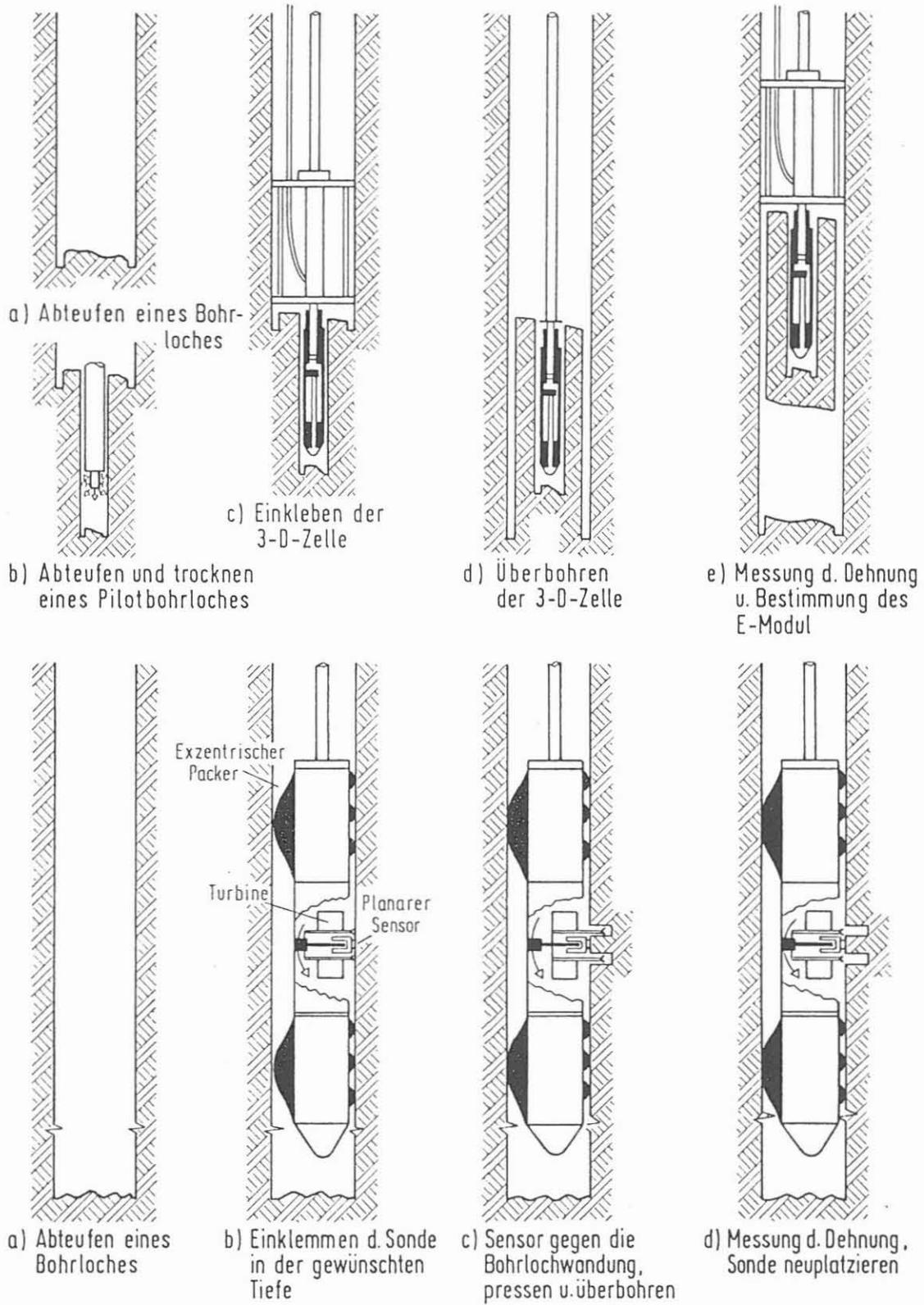


Abb. 2: Schematische Darstellung des konventionellen und des neu entwickelten Meßprinzips

Tab. 1: Spannungsmethoden im Vergleich

3-D Spannungsmeßsonde - (Autor)	Operationsprinzip		Anmerkungen
	Verformungsmeßsensor	Spannungsentlastungstechnik	
CSIR (Leeman, 1971) LNEC (Rocha et al. 1974) CSIRO (Worotnicki & Wolten 1976)	Zylindrische Zelle (massiv oder hohl) bestückt mit DMS (an der Oberfläche oder eingebettet).	Die Zelle wird in ein Pilotbohrloch, das von der Oberfläche aus abgeteuft ist, eingeklebt und axial auch von der Oberfläche aus überbohrt.	Keine wiedergewinnbare Zelle; die Einbringung und Überbohrung der Zelle geschieht von der Oberfläche mit Hilfe von externen Bohrmaschinen, daher zeitraubend und teuer; erhältlich auf dem Markt.
CALTEC (Bass et al. 1986)	Laser interferometrie der Bohrlochwandung	Ein kleines Entlastungsbohrloch wird in radialer Richtung an der Bohrlochwandung abgeteuft.	Im experimentellen Stadium; genaue Aussage über die Größe der Hauptspannung noch nicht möglich.
Neue 3-D Spannungsmeßsonde	Wiedergewinnbarer planarer Sensor zur Messung der Dehnung an der Bohrlochwandung.	Radiale Überbohrung des Dehnungsmeßsensors und der Bohrlochwandung.	Selbstständige Operation; wiedergewinnbar; einsetzbar in existierenden Bohrlochern; genaue, schnelle und ökonomische Operation.

Weitere Komponenten, die die Funktion der Sonde ergänzen, sind:

- Ein Positionierungssystem zur Fixierung der Sonde in der gewünschten Tiefe und Position im Bohrloch. Dieses System erlaubt eine exzentrische Positionierung im Bohrloch, so daß der Sensor und die Überbohrkrone unabhängig vom Bohrl Lochdurchmesser immer den gleichen Abstand von der Bohrl Lochwandung haben.
- Ein Hydrauliksystem mit Zylindern zur Pressung des Sensors gegen die Wandung und zum Vortrieb der Überbohrkrone.
- Ein Pneumatik- oder Hydrauliksystem zum außenseitigen Antreiben der Krone.
- Eine Digitalkompaß/Gamma Ray zur Messung der Orientierung und Tiefenposition der Sonde.

Abb. 3a und b zeigen die Darstellungen möglicher Konstruktionen der Sonde, bei denen die Anordnung der einzelnen Komponente sichtbar ist. Die Konstruktion (a) ist für den Einsatz in flachen Bohrlöchern entworfen, wobei (b) sich, als eine von vielen Möglichkeiten der technischen Realisierung des vorgestellten Meßkonzepts, für den Einsatz in Bohrlöchern bis zu einer Tiefe von etwa 4000-5000 m eignet.

Wiedergewinnbarer Dehnungsmeßsensor

Messungen von Oberflächendehnungen im Fels sind wegen der ungünstigen Feldbedingungen und der Empfindlichkeit der Meßmethode mit Schwierigkeiten behaftet. Dehnungsmeßstreifen eignen sich nicht zum direkten Einsatz und werden daher entweder mit einer Kunstharzschicht überzogen (LEEMAN, 1971, DE LA CRUZ, 1978) oder in Plastik eingebettet (WOROTNICKI & WALTON, 1976).

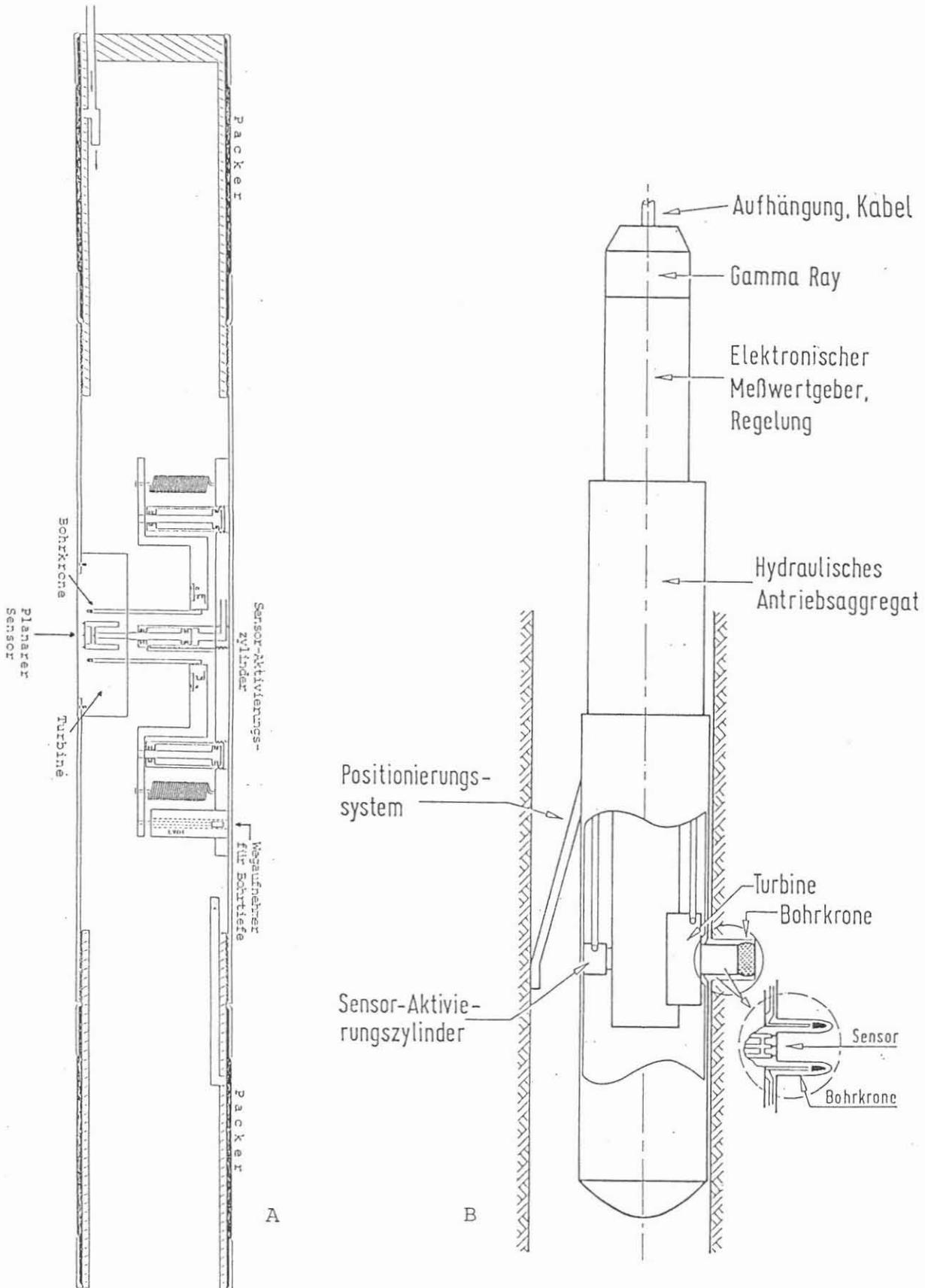


Abb. 3: Darstellung möglicher Konstruktionen der Spannungsmeßsonde

Andere Dehnungsmeßverfahren, bei denen die Oberflächendehnung durch Stahlpinnen, die in die Felsoberfläche gepreßt werden, auf die eigentliche Meßstelle übertragen wird, wurden von vielen Autoren vorgestellt (DRYSELIUS, 1965; BONNECHERE et al, 1977; LEAHY, 1974 und 1986; BOCK et al, 1984). Die Hauptprobleme der bisher vorgestellten Dehnungsmeßsensoren sind die Empfindlichkeit und Stabilität des Meßsignals.

Diese Schwierigkeiten wurden bei der Entwicklung eines geeigneten Typen für die allgemeinen Dehnungsmessungen im Fels berücksichtigt und beseitigt (AZZAM & YUEN, 1987). Ausgehend vom linearen Dehnungsmeßsensor, wurde ein planarer Dehnungsmeßsensor speziell für die Spannungsmessung entwickelt. Der planare Sensor (Abb. 4) liefert drei lineare Meßwerte, wodurch der planare Dehnungszustand bestimmt werden kann.

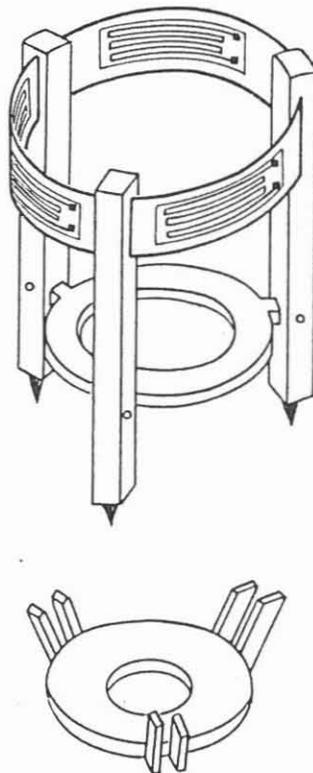


Abb. 4: Der planare Dehnungsmeßsensor

Kalibrationsversuche des planaren Sensors an einem Biegebalken mit konstantem Biegemoment zeigten, daß der Sensor den planaren Dehnungszustand mit einer Fehlerquote der Versuchsergebnisse von unter 1 % genau anzeigt. Die dabei erzielte Empfindlichkeit liegt bei etwa 1 bis 2 $\mu V/\mu\epsilon$. Abb. 5 zeigt die Kalibrationsversuche an einem Biegebalken. Die experimentell ermittelten Meßwerte stimmen mit der theoretischen Verteilung der Dehnung in Abhängigkeit von den Orientierungswinkeln überein.

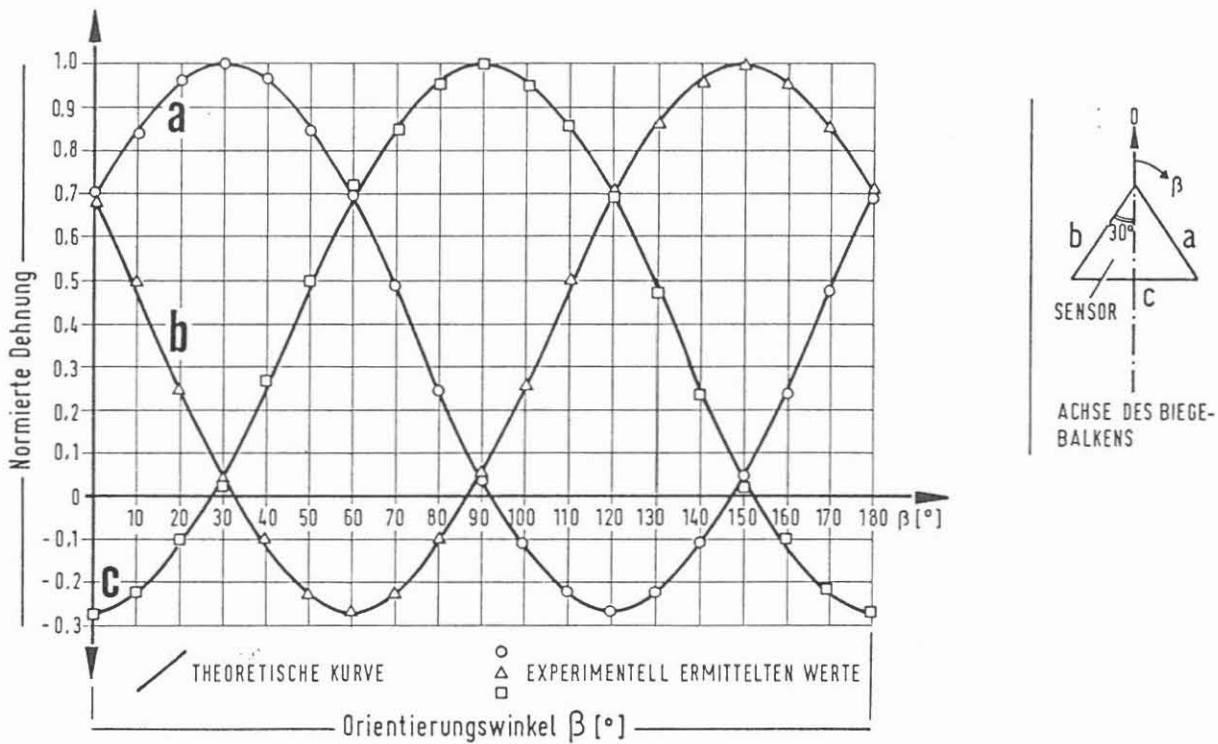


Abb. 5: Kalibrationsversuche an einem Biegebalken

Um die insgesamt resultierende Fehlerquote bei dem Einsatz des Sensors in der beschriebenen Spannungsmeßmethode abschätzen zu können, wurde die Oberflächendehnung theoretisch und allgemein untersucht. Da die Dehnungsmessung auf der Integration der Punktdehnung über einer bestimmten Basis-

länge basiert, können Dehnungsmessungen an verschiedenen Oberflächengeometrien und/oder in variablen Dehnungsfeldern mit Fehlern behaftet sein. Wie hoch die Fehlerquote sein kann, läßt sich anhand von Tab. 2 von Fall zu Fall errechnen. Für den Fall der tangentialen Dehnungsmessung der Bohrlochwandung wird die Fehlerquote aus der Oberflächengeometrie mit einem Fehler resultierend aus der nicht linearen Dehnungsverteilung überlagert. In einem Bohrloch mit 100 mm Durchmesser beträgt die Fehlerquote z. B. für eine Basislänge von 10 mm etwa 0.34 %. Viel höher liegt der Fehler, der durch die nichtlineare Dehnungsverteilung verursacht wird. Unter den gleichen Bedingungen beträgt die Fehlerquote etwa 2 %. Dies gilt nur für die tangentialen Dehnungsmessungen. Zum Vergleich liegt die Fehlerquote der Soft-inclusion-cell (Bohrloch = 38 mm, DMS-Länge = 10 mm) mit über 8 % viel höher. Im Berechnungsverfahren des Spannungszustandes kann dieser Fehler, der sich nur in der tangentialen Richtung ergibt, durch Iteration minimiert werden.

Ausblick

Das in diesem Beitrag vorgestellte Konzept der Spannungsmessung besitzt entscheidende Vorteile gegenüber existierender Methoden. Die Möglichkeit des Einsatzes in vorhandenen Bohrlöchern, die Wiedergewinnbarkeit und die Schnelligkeit sowie die Kontinuität der Operation machen diese Methode außerordentlich interessant. Sie ist dadurch ekonomisch und erlaubt somit eine statistische Auswertung der Meßergebnisse sowie die Ermittlung des Spannungszustandes in Abhängigkeit von der Tiefe. Das Konzept läßt sich auf einfache Weise technisch realisieren, da die radiale Überbohrvorrichtung von existierenden Systemen übernommen werden kann. Die Methode des "side wall coring" wird z. B. seit geraumer Zeit bei der Erdölexploration in tiefen Bohrlöchern bis 5000 m Tiefe mit Erfolg eingesetzt. Dabei wird eine Kernbohrung lateral in die Bohrlochwandung niedergebracht, um Kernproben

Planare Oberfläche						
Dehnungsfeld	Mathematische Funktion wahre Dehnung ϵ	Dehnung gemessen mit DMS ϵ_G	Dehnung gemessen mit dem Sensor ϵ_s	Fehler relativ zur DMS-Messung e_r	wahrer Fehler e	Bemerkungen
Konstant	$\epsilon = \text{Konstant}$ $= c$	$\epsilon_G = \int_d^{d+s} \epsilon dx/s$ $= c$	$\epsilon_s = \int_d^{d+s} \epsilon dx/s$ $= c$	$e_r = 0.00$	$e = 0.00$	$a, b = \text{Konstanten}$ $d = \text{arbiträre Konstante}$ $s = \text{Baseslänge}$
Linear	$\epsilon = ax + b$	$\epsilon_G = \int_d^{d+s} (ax+b) dx/s$ $= ad + \frac{as}{2} + b$	$\epsilon_s = \int_d^{d+s} (ax+b) dx/s$ $= ad + \frac{as}{2} + b$	$e_r = 0.00$	$e = 0.00$	
Variabel	$\epsilon = f(x)$	$\epsilon_G = \int_d^{d+s} f(x) dx/s$ $F = \int f dx$ $\epsilon_G = F(d+s) - F(d)$	$\epsilon_s = \int_d^{d+s} f(x) dx/s$ $F = \int f dx$ $\epsilon_s = F(d+s) - F(d)$	$e_r = 0.00$	$e = \epsilon - \epsilon_s$ $= f(d+\frac{s}{2}) - F(d+s) + F(d)$ (absolut)	
Gekrümmte Oberfläche						
Konstant	$\epsilon = \text{Konstant}$ $= c$	$\epsilon_G = \int_{\theta-\phi}^{\theta+\phi} \epsilon r d\psi/2r\phi$ $= c$	$\epsilon_s = \frac{\cos\phi \cdot \int_{\theta-\phi}^{\theta+\phi} \epsilon r d\psi}{2r \sin\phi}$ $= \delta\phi \cot\phi$	$e_r = 1 - \phi \cot\phi$	$e = 1 - \phi \cot\phi$ (prozentual)	$\theta = \text{arbiträre Konstante}$ $r = \text{Radius der gekrümmten Oberfläche}$ $\phi = \text{Halbwinkel des durch die Baseslänge festgelegten Bogens}$
Variabel	$\epsilon = f(\psi)$	$\epsilon_G = \int_{\theta-\phi}^{\theta+\phi} f(\psi) r d\psi/2r\phi$ $F = \int f r d\psi$ $\epsilon_G = \frac{F(\theta+\phi) - F(\theta-\phi)}{2r\phi}$	$\epsilon_s = \frac{\cos\phi \cdot \int_{\theta-\phi}^{\theta+\phi} f(\psi) r d\psi}{2r \sin\phi}$ $\epsilon_s = \delta\phi \cot\phi$	$e_r = 1 - \phi \cot\phi$	$e = \epsilon - \epsilon_s$ $= f(\theta) - \epsilon_s$ $= f(\theta) - \frac{F(\theta+\phi) - F(\theta-\phi)}{2r \tan\phi}$ (absolut)	

Tab. 2: Mathematische Funktionen der Dehnungen in verschiedenen Dehnungsfeldern (Azzam & Yuen)

zu entnehmen. Diese Technik läßt sich ohne Einschränkung bei dem beschriebenen Konzept zur Spannungsentlastung verwenden. Durch die Kombination dieser Technik mit dem planaren Sensor, der für ungünstige Operationsbedingungen, wie hohe Temperaturen bis 250° C und statische Drücke konzipiert ist, läßt sich eine Spannungsmeßsonde herstellen, mit deren Hilfe präzise und ekonomische Messungen in Bohrlöchern in Tiefen bis etwa 5000 m durchgeführt werden können.

In solcher Tiefe herrschen im Normalfall Temperaturen um etwa 150° C und hydrostatische Drücke um etwa 50 MPa. die Überbohrvorrichtung und der elektronische Meßwertverstärker sind unter Temperaturen bis max. 150° C einsetzbar, sodaß zunächst davon ausgegangen werden muß, daß die Tiefe von 5000 m eine physikalische Grenze darstellt. Es ist jedoch nicht auszuschließen, daß die existierende Überbohrvorrichtung für höhere Einsatztemperaturen modifiziert werden kann. In diesem Fall läßt sich auf die elektronische Signalverstärkung verzichten. Mit Hilfe eines symmetrisch verdrillten Kabels lassen sich analoge Signale kleiner Amplitude mehr als 5 km mit einem geringen Rauschpegel übertragen. Die Gesamtauflösung des Signals würde sich zwar verschlechtern, bleibt jedoch in einem vertretbaren Rahmen. Es ist jedoch davon auszugehen, daß der Zustand der Bohrlochwandung sich mit der Tiefe hin verschlechtert. Plastische Verformungen der Wandung beeinträchtigen zwar die genaue Ermittlung der Hauptspannungsamplituden, die Richtung der Hauptspannungen bleibt jedoch als wertvolle Information erhalten.

Zusammenfassung

In-situ Spannungsmessungen sind von großer und immer noch zunehmender Bedeutung für die Geo- und Ingenieurwissenschaften. Ein wichtiger Aspekt besteht darin, daß sie großen Anteil daran haben, die Erfassung des geodynamischen Geschehens zu ermöglichen. Spannungen im Fels können durch unterschiedliche Methoden ermittelt werden. Das wesentliche Untersuchungsprinzip beruht auf der Messung der Verformung des Gesteins nach Spannungsentlastung. Die Verformung wird im allgemeinen durch eingeklebte Zellen erfaßt, die überbohrt und somit spannungsentlastet werden.

Im Rahmen dieses Beitrages wird über eine neue Spannungsmeßmethode berichtet, die in existierende Bohrlöcher einsetzbar ist. Diese Methode hat sowohl theoretische als auch ökonomische Vorteile gegenüber existierender Methoden. Ein weiterer Vorteil besteht darin, daß Spannungsmessungen bis zu einer großen Tiefe durchgeführt werden können.

Literatur:

- AZZAM, R. and BOCK, H. (1987): A new modified borehole jack for stiff rock. Rock Mech. Rock Eng. 20, 191 - 211
- AZZAM, R. and BOCK, H. (1987): Recoverable sensor for measurement of tangential strain at borehole walls - A key component in some innovative borehole instrumentation. Proceed. 2nd Int. Sympos. Field Meas. in Geomech., Kobe, 1987
- AZZAM, R. and OTTO, B. (1987): Variation in the Young's modulus of rock as determined by new laboratory and in-situ testing method. Proceed. 2nd. Int. Sympos. Field Meas. in Geomech., Kobe, 1987
- AZZAM, R. (1988): Wiedergewinnbare Sensoren zur Messung tangentialer Dehnungen an Bohrlochwandungen - Abschlußbericht der Deutschen Forschungsgemeinschaft (unveröff.)
- AZZAM, R. & YUEN, S. (1987): The Theory of the recoverable linear strain sensor and its application in geomechanics. Rock Mech. Rock Eng. (inprint)
- BOCK, H., FORURIA, V. and LEQUERICA, R. (1984): A new stress relief concept for in-situ stress measurements in rock and its implementation in two recoverable stressmeters. Proceed. 4th ANZ Conf. on Geomech., Perth, Vol. 2: 498 - 508, Barton: Inst. Eng., Australia
- BONNECHERE, F. J. and CORNER, F. H.: In-situ stress measurements with a borehole deformation cell. Proceed. Int. Sympos. on Field Measurements in Rock Mech., Zurich, 4 - 6, April 1977, VI, p. 151 - 159

DE LA CRUZ, R. V. (1978): Modified borehole jack method for elastic property determination in rocks. Rock Mech. 3: 25 - 50

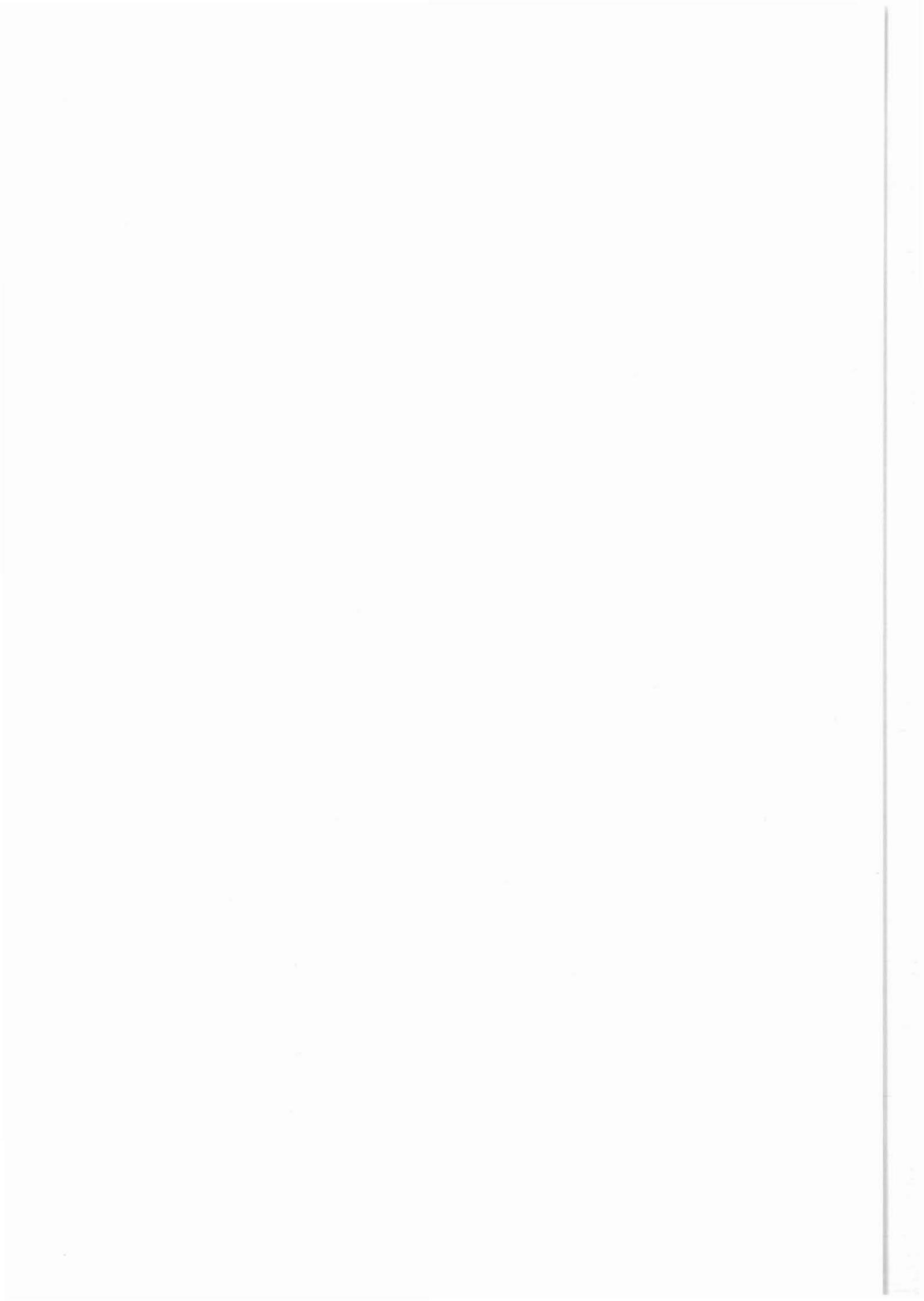
DRYSELIUS, G. (1965): Design of a measuring cell for the study of rock pressure (in Swedish). IVA Meddelande, 142: 135 - 144

LEAHY, T. F. (1974): A reusable biaxial transducer. Experim. Mech. 14: 111 - 118

LEAHY, E. R. (1986): The theory of the star element strain transducer. Inst. Eng., Australia, Queensland Div. Techn. Pap. 27, No. 12: 10 - 15

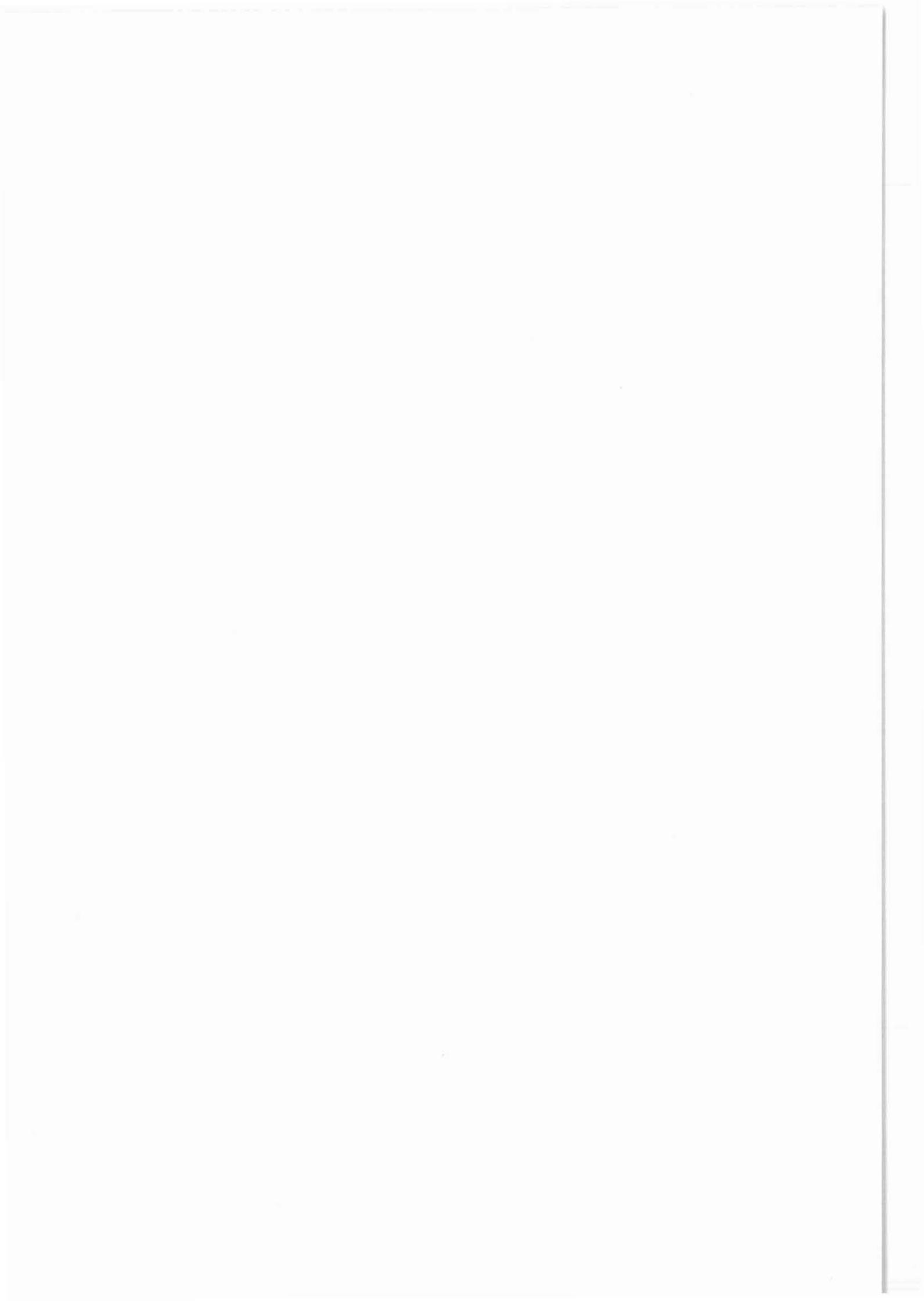
LEEMAN, E. R. (1971): The CSIRO "DOORSTOPPER" and triaxial rock stress measuring instruments. Rock. Mech. 3: 25 - 50

WOROTNICKI, G. and WALTON, R. J. (1976): Triaxial "Hollow inclusion" gauges for determination of rock stresses in-situ. Proceed. ISRM Sympos. Investigation Stresses in Rock, Sydney, p. 1 - 8



Hydraulic Fracturing Stress Measurements
– Theory and Practice –

F. Rummel



HYDRAULIC FRACTURING STRESS MEASUREMENTS THEORY AND PRACTICE

F. Rummel

Institut für Geophysik/Ruhr Universität Bochum

1. HISTORY

In rock mechanics the term hydraulic fracturing is used for fluid injection operations in sealed-off borehole intervals to induce and propagate tensile fractures. It was first applied in 1947 in the Klepper No. 1 borehole in the Hugoton gas field/W-Kansas for gas production enhancement (Clark, 1949). Since then, the technique is a standard procedure in oil and gas stimulation. In 1970 scientists of the Los Alamos Scientific Laboratory suggested to use the method also to induce large heat exchange surfaces in hot-dry-rock geothermal energy extraction systems (Smith, 1970).

On the basis of the Hubbert and Willis (1957) statement, that a fracture in the borehole wall will be initiated if the acting fluid pressure in the borehole exceeds the minimum tangential stress given by the far-field stresses, and the tensile rock strength, Scheidegger (1960, 1962), Kehle (1964) and Fairhurst (1964) suggested to use hydraulic fracturing as a stress measuring technique. After detailed laboratory studies (Haimson, 1968) first in-situ hydrofrac stress measurements were carried out by Schoenfeldt (1970) in northern Minnesota. In Germany the technique was first used in a 30 m deep borehole near the seismo-active Hohenzollern-Graben in 1973 (Rummel and Jung). These first measurements led to the development of a wireline hydrofrac-stress-measuring system at the Ruhr University Bochum (Rummel et al., 1981) which today is used by numerous researchers in the U.S., Japan, France, Sweden etc.. The state of the art of hydraulic fracturing for stress measuring was summarized in the 1981 Monterey international workshop (Zoback and Haimson, 1981).

New contributions towards the experimental procedure and the interpretation of hydrofrac pressure data came from Cornet (1981) suggesting to derive stresses

from stimulating preexisting fractures or joints, and from fracture mechanics (e.g. Abou-Sayed - and Brechtel, 1978) considering the hydrofrac process as fracture propagation rather than fracture generation within an ideal material.

2. The Theory of Hydrofracturing

2.1. The Classical Approach

The classical treatment of hydraulic fracturing is based on Kirsch's (1898) solution for the stress distribution around a circular hole in a homogeneous, isotropic, elastic material subjected to external far-field compressive stresses. It is used in the Hubbert and Willis formula for the critical pressure at the moment of fracture generation,

$$P_c = 3S_h - S_H + P_{co} - P_o$$

assuming the borehole is vertical, the vertical stress is a principal stress, and is equal to the overburden stress, S_H and S_h are the horizontal principal far-field stresses, the rock is homogeneous, isotropic and initially impermeable to the fracturing fluid and has a tensile strength P_{co} , and that the induced fracture is oriented perpendicular to S_h . This last assumption yields the equilibrium equation

$$S_h = P_{si}$$

where P_{si} is the pressure to merely keep the fracture open after the pressurizing system is shut-in (shut-in pressure). P_o is the pore pressure in the rock mass and is usually assumed to be equal to the hydrostatic pressure at depth z where the fracture is induced. The azimuth of the fracture then is the orientation of S_H . The assumption that the stress concentration factors are $k_1 = 3$ and $k_2 = -1$ implies that the rock behaves quasi-elastic. Then, the principal stresses can easily be expressed as

$$S_v = \rho g z$$

$$S_h = P_{si}$$

$$S_H = 3P_{si} - (P_c - P_{co})$$

which only requires to determine the rock mass density, the shut-in pressure P_{si} and the fracture reopening pressure $P_r = P_c - P_{co}$

2.2. Opening of Existing Fractures

Rock formations at depth are characterized by the presence of pre-existing fractures, generally joints with different orientations with respect to the orientation of the acting principal stresses. By fluid injection into a sealed-off borehole interval containing such a fracture, it will open as soon as the fluid pressure exceeds the normal stress S_n acting across the fracture plane. Like in the classical approach the equilibrium pressure to keep the fracture open can be determined by system shut-in ($P_{si} = S_n$).

The normal stress S_n acting across a fracture plane of given orientation is related to the far field stresses by

$$S_n = \sum_{i,j} l_i l_j \sigma_{ij} \quad (i=1,2,3)$$

or

$$S_n = \sum l_i^2 \sigma_i$$

where l_i, l_j are the direction cosinus and σ_i are principal stresses. Assuming that the stress field varies linearly with depth and that the vertical stress S_v is a principal stress leads to an equation of the form:

$$S_n = S_v \cos^2 \alpha + \frac{1}{2} \sin^2 \alpha \{ [S_{Ho} + S_{ho} + (\rho_H + \rho_h)z] - [(S_{Ho} - S_{ho}) + (\rho_H - \rho_h)z] \cos 2(\theta - \theta^*) \}$$

where α and θ are the strike and dip angles of the particular fracture, S_{Ho} and S_{ho} are the principal horizontal stresses at $z = 0$, ρ_H and ρ_h are the horizontal stress gradients with respect to z , and θ^* is the direction of S_H . The equation includes 5 unknowns and the solution therefore requires a minimum of 5 measurements of S_n at various depth on fractures with different dip and strike. A more general solution also all allows that the vertical stress is not a principal stress and that the stress field orientation varies with depth (Cornet and Valette, 1984; Baumgärtner 1987).

Although the method is attractive since shut-in pressure values measured are generally rather reliable, the method can be improved if one also uses the pressure values at which the fractures start to open (P_r) :

$$P_r = S_v \cos^2 \alpha + \sin \alpha \{ S_{Ho} + S_{ho} + (\delta_H + \delta_h)z - [S_{Ho} - S_{ho} + (\delta_H - \delta_h)z] 2 \cos 2(\Theta - \Theta^*) \} - P_o$$

This would also allow to determine the pore pressure P_o at depth z simultaneously.

2.3. Fracture Mechanics Approach

Rocks like other materials contain pores and microcracks of various dimensions. Therefore, when pressurizing a borehole during a hydraulic fracturing operation the problem is to define the critical conditions for the growth of existing cracks in the wall rock rather than predicting crack initiation. In fracture mechanics the stress situation for a crack is specified by the stress intensity for a crack tip. Crack instability occurs when the stress intensity reaches a critical value, the fracture toughness, which is a material property.

During the last two decades numerous fracture mechanics models have been proposed to describe the process of hydraulic fracturing. However, a closed three dimensional solution is not yet available. Here, I sketch a simple two-dimensional analytical model which has shown to be useful in the interpretation of hydrofrac work in crystalline rock with low permeability. The model is given in detail by Rummel (1987) and is presently further developed (see KTB report Mesy, 1987).

In the model it is assumed that the borehole axis is oriented vertical, the vertical stress is a principal stress and $S_v = \rho g z$. In the wall rock microcracks of random lengths are distributed at random orientations. With respect to the horizontal far field stresses S_H and S_h the most critical is a symmetrical double crack extending radially from the borehole into the rock and oriented perpendicular to the direction of S_h (Fig. 1). When fluid pressure is applied to the borehole and fluid also penetrates into the crack, the mode I stress intensity (tensile fracturing mode) in the vicinity of the tip of this crack is given by superposition of stress

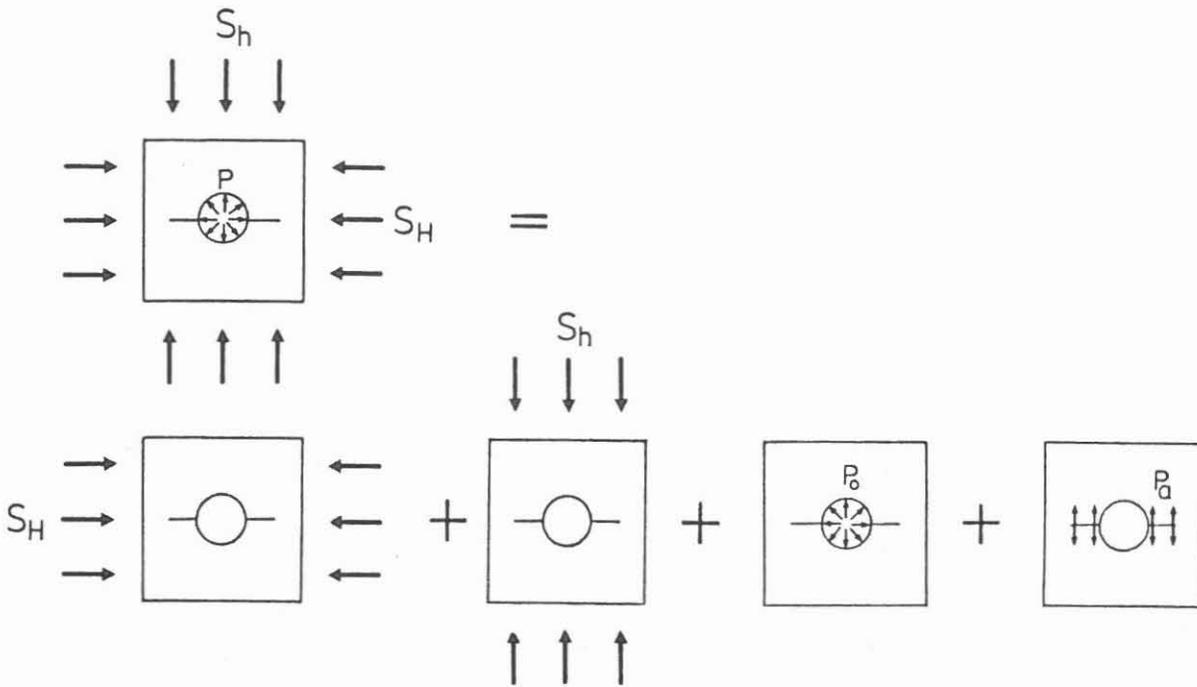


Fig. 1: A borehole with a symmetric double crack subjected to the far-field stresses S_H and S_h and to fluid pressure P . Superposition concept for the derivation of stress intensity during hydrofracturing

intensity factors from the 4 load sources S_h , S_H , the fluid pressure P in the borehole and the fluid pressure distribution P_a within the crack of length a :

$$K_I = K_I(S_H) + K_I(S_h) + K_I(P) + K_I(P_a)$$

Using the general formulation of the stress intensity factor for a tension crack of half-length a (Paris and Shi, 1965), the stress intensity factors for each load source may be derived and superposition then leads to the following relation for the critical borehole pressure at the moment of unstable crack extension:

$$P_c = (h_o + h_a)^{-1} [K_{IC}(R)^{-\frac{1}{2}} + fS_H + gS_h]$$

where K_{IC} is the mode I fracture toughness and h_o , h_a , f and g are well-known normalized stress intensity functions (e.g. Rummel, 1987).

Comparing this fracture mechanics hydrofrac relation with the classical frac-relation, the term tensile strength P_{co} and the stress concentration factors k_1 and k_2 in the classical relation can be defined in the sense of fracture mechanics:

$$P_{co} = \frac{K_{IC}}{(h_o + h_a)(R)^{\frac{1}{2}}}$$

$$k_1 = \frac{g}{(h_o + h_a)}$$

$$k_2 = \frac{f}{(h_o + h_a)}$$

The values of k_1 and k_2 reduce to the values $k_1 = 3$ and $k_2 = -1$ for zero crack length as assumed in the classical approach.

For the specific case of a lithostatic stress field the frac equation is

$$P_c = P_{co} + kS$$

with $S = S_v = S_H = S_h$ and $k = \frac{(f+g)}{(h_o+h_a)}$, defining the hydrofrac gradient with respect to S , $\frac{dP_c}{dS}$. Using $S_v = \rho_r g z$ (ρ_r rock density), the critical hydrofrac pressure required to initiate unstabele crack growth is given by

$$P_c = k^* z + P_{co}$$

where $k^* = g(k\rho_r - \rho_o)$ is the frac gradient with respect to depth, $\frac{dP_c}{dz}$. The relation allows to estimate pressures required for hydrofracturing at depth, using only fracture mechanics data measured in laboratory experiments (K_{IC}, k, P_{co}). Taking typical values for crystalline rocks ($k = 1.04$, $\rho_r = 2.65 \frac{g}{cm^3}$) the frac gradient is $k^* = 0.172 \frac{bar}{m}$, and the in-situ tensile strength to be expected in a 6 inch diameter borehole ($R = 8cm$) is $P_{co} = 60$ bar assuming $K_{IC} = 1.7 \frac{MN}{m^{\frac{3}{2}}}$ and an intrinsic crack length of some millimeters ($h \approx 1$). From this we might estimate hydrofrac breakdown pressures of about 920 bars at 5 km and about 1780 bars at 10 km depth. These values are upper estimates. The existence of larger cracks and the anisotropy of the stress field will reduce the pressure substantially.

So far, the fracture mechanics approach considers only the instability of a crack. It does not describe the dynamics of the crack growth or the crack extension with time during the hydrofrac operation. This requires further to consider the energy balance between the energy required for crack growth (surface energy, energy losses in the form of heat and seismic radiation) and the energy available in the pressurizing system as well as the energy input by the pumping system. It also requires to speculate on the pressure loss at the crack inlet on the bore-

hole wall, on the pressure distribution and the fluid flow within the fracture, fluid losses into the rock and on the fracture width as a function of crack length or operation time. Various complex solutions are available and are being used in the oil and gas stimulation industry dealing with massive hydraulic fracturing. These models are, however, inappropriate for controlled micro-hydraulic fracturing as required for stress measurement (numerous tests per borehole, borehole stability, small pumping rates, extremely small fracture width, generally extremely low rock permeability, water as frac fluid, etc.)

Presently, we are attacking the problem and include fluid dynamics into the fracture mechanics model described above. The model includes the following input parameters:

- compressibility of the pressurizing fluid,
- stiffness of the pressurizing system,
- pressure loss at the fracture inlet,
- linear pressure distribution within the fracture, but variable with increasing crack length,
- constant height and width of the fracture
- fluid losses into the rock surrounding the borehole and the fracture plane.

A typical example for the fracture growth in granite as a result of hydrfracturing by a wireline system is given in Fig. 2. The input parameters are as follows:

depth:	1000m
borehole radius:	8cm
rock:	granite
rock fracture toughness:	$1.7 \frac{MN}{m^{3/2}}$
rock density:	$2.7 \frac{g}{cm^3}$
rock permeability:	0 μ Darcy
frac fluid:	water
fluid viscosity:	1cPoise
system stiffness:	$10^{-9} Pa^{-1}$
pumping rate:	$10 \frac{l}{min}$
pressure loss at inlet:	25%
pressure distribution factor for fluid within crack, k_2 :	0.01

fracture height: 1m
fracture width: 0.1mm
vertical stress S_v bar
horizontal stress $S_H = S_v$ bar
horizontal stress $S_h = 0.5S_v$ bar

The result compares rather well with hydrofrac field results in granite observed at various borehole locations. A more detailed description of the model is given in the KTB Mesy report 1987.

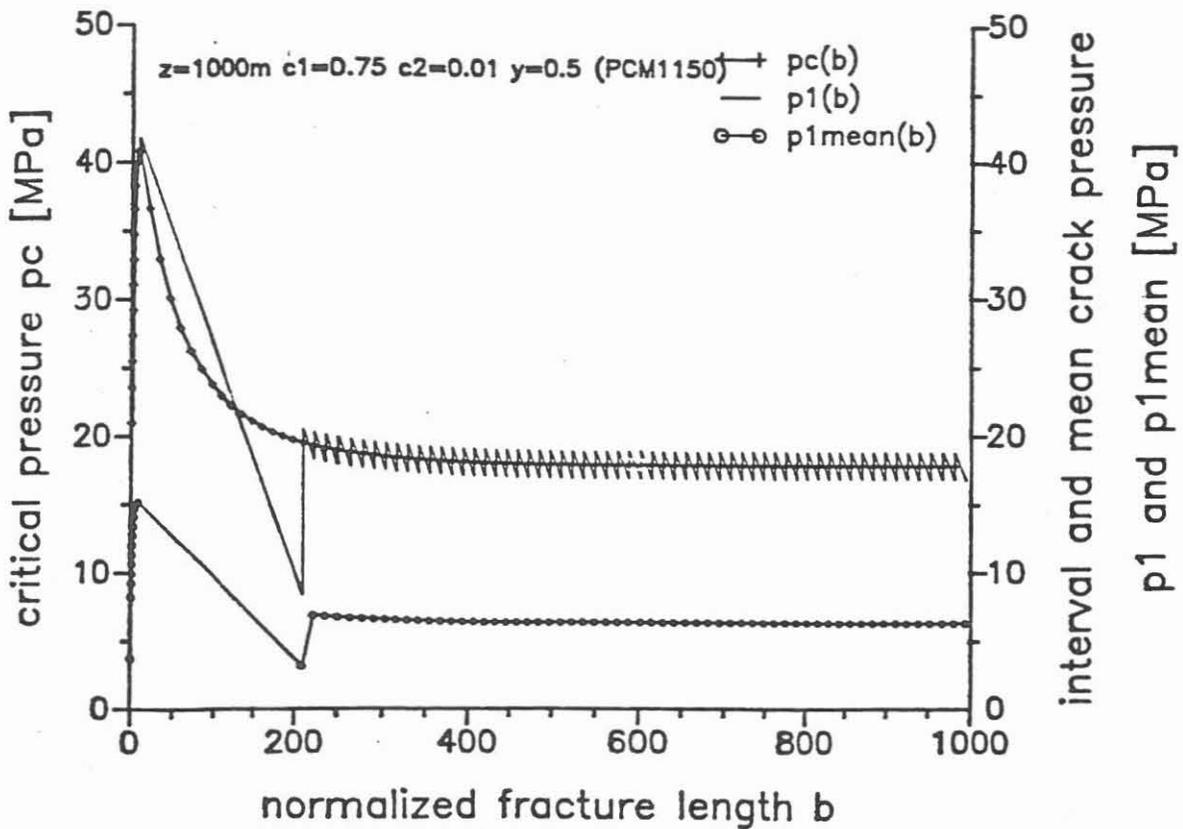


Fig. 2: Fracture mechanics determination of hydrofrac growth considering system stiffness. Calculation for fracturing granite at 1000 m depth assuming horizontal stresses $S_H = S_v, S_h = 0.5S_v$.

3. EXPERIMENTAL HYDRO-FRACTURING STRESS MEASUREMENTS

Massive hydraulic fracturing in oil and gas stimulation projects is conducted using injection rates of several m^3 per minute and high viscosity frac fluids. Hydrofracturing for stress determination is generally carried out using injection rates of several liters per minute, uses water as frac fluid and the total injection fluid volume is of the order of tens of liters. Also, the length of the sealed-off borehole interval is small (of the order of 1 m). Generally, a double straddle packer unit is used with inflatable rubber packers, and the unit is inserted to depth via high pressure drill-pipes which requires a drill rig onsite. The drill pipes also serve as a hydraulic pressure line to both set the packers and to inject the frac fluid into the fracturing interval. Still, most hydrofracturing stress measurements are conducted by such a system.

Recently, wireline systems for hydrofracturing stress measurements are being used (Rummel et al. 1983; Haimson and Lee, 1984; Baumgärtner, 1987). The wireline concept allows to take stress measurements similar like conventional geophysical data logging, i.e. fast and almost continuously without the presence of a drill-rig, and to obtain stress-log profiles. Originally a typical university development, the present commercially designed system is capable to carry out measurements to a depth of 1500 m at pumping rates of 10 liters per minute and pressures up to 500 bars. A new system for 5000 m depth is presently under design. A schematic view of such a system is shown in Fig. 3. At present, the strike and dip of the induced fractures are observed via an impression packer tool including a magnetic (or gyroscopic) orientation compass.

A typical pressure recording from a hydrofrac stress measuring operation in crystalline rock is shown in Fig. 4. It demonstrates a pressure-pulse test into a so-called "intact rock section" to measure permeability, the formation breakdown and various phases of fracture propagation (refrac-phases). Typically for crystalline rock shut-in pressures are not clearly identified by sharp breaks in the record. This is due to the small pumping rate ($\leq 10l/min$) and the high "formation permeability" at high fluid pressures. However, the equilibrium pressure to compensate the normal stress is clearly determined from the pressure record of a slow pumping test (SP).

So far deep hydrofrac stress measurements have been conducted to a depth of 5 km, although only few measurements exist below a depth of 3 km. Existing deep

hydrofrac-stress data ($\geq 500m$) are summarized in Fig. 5 and Fig. 6 (Rummel et al., 1986). The data suggest that the magnitude of the major horizontal stress S_H approaches the magnitude of the vertical stress (S_v), and the value of the minor horizontal stress approaches a value of $S_h/S_v = 0.5$.

W I R E L I N E - P E R F R A C - S Y S T E M

- 1- Datenaufzeichnungssystem
- 2- Steuerpult der Meßkabelwinde
- 3- Druck- und Flußkontrolleinheit
- 4- Hochdruckpumpensystem
- 5- Windensystem
- 6- Tiefenmeßeinheit
- 7- Meßkabeltrommel
- 8- Hochdruckschlauch
- 9- 7 adriges Bohrlochmeßkabel

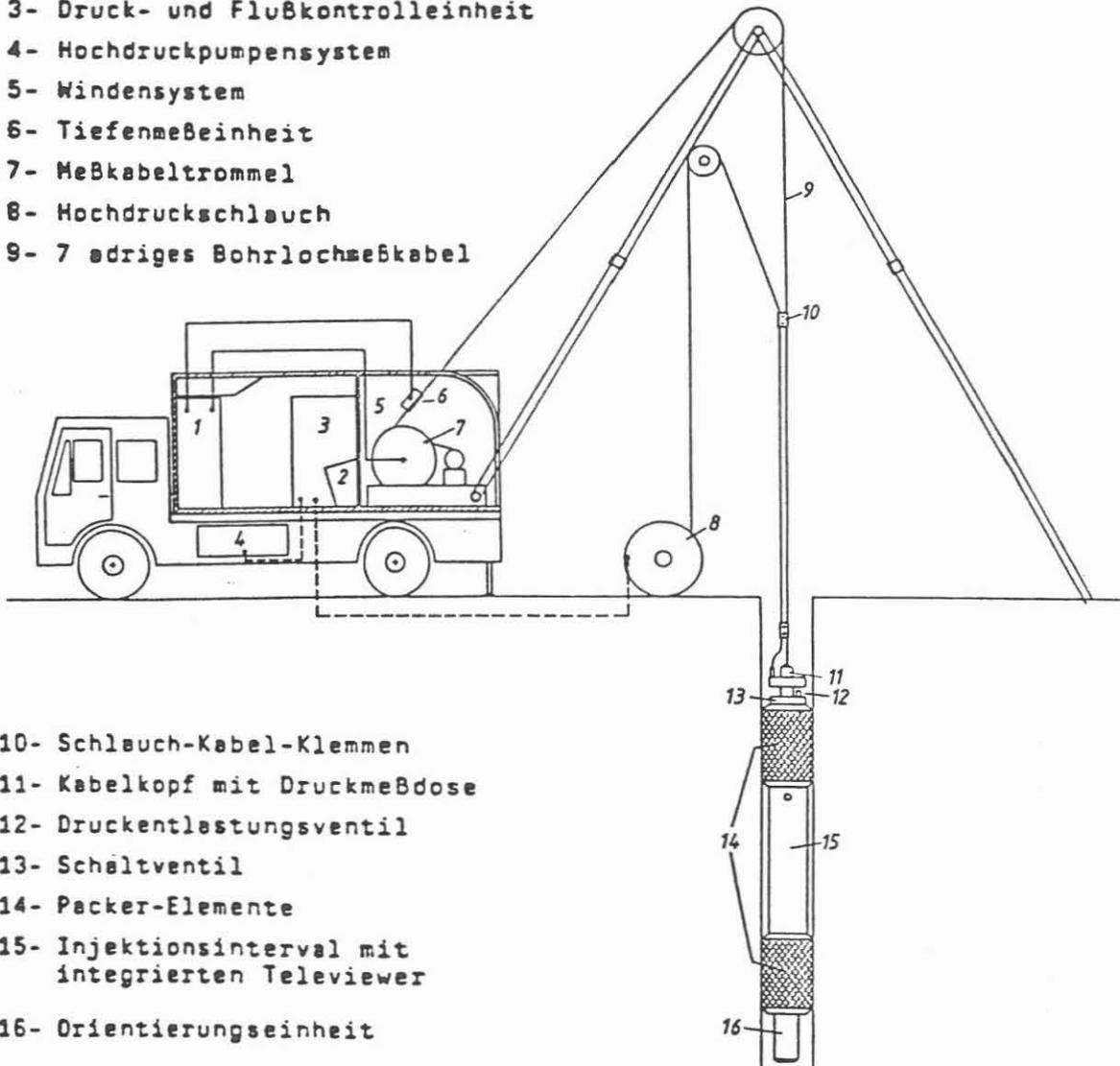


Fig. 3: Wireline hydrofrac concept for 6000 m deep boreholes to be developed by Mesy GmbH Bochum.

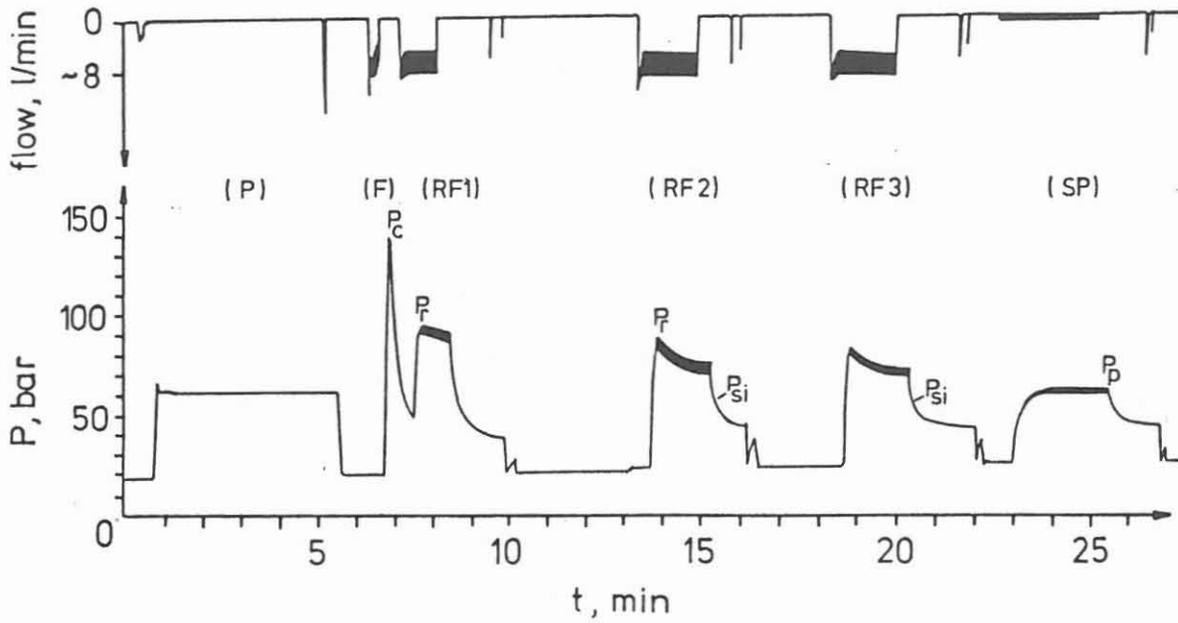


Fig. 4: Typical hydrofrac record obtained in a 100 mm diameter borehole at a depth of 210 m in granite.

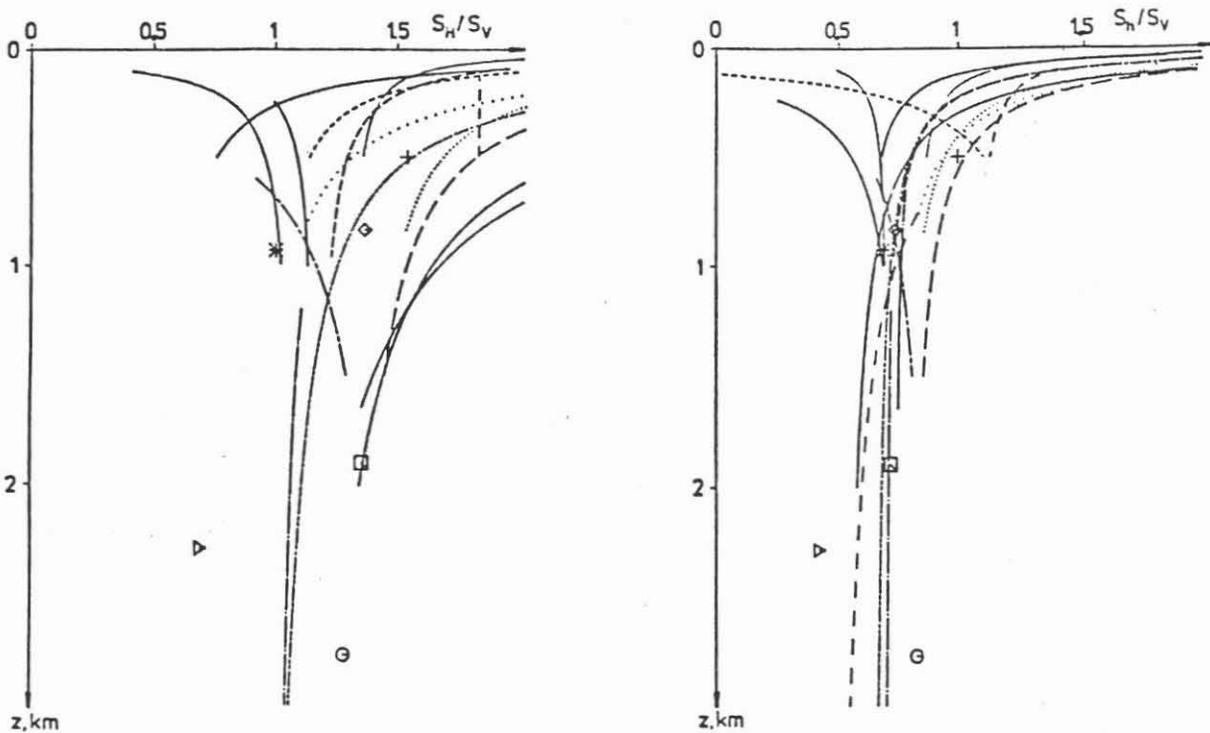


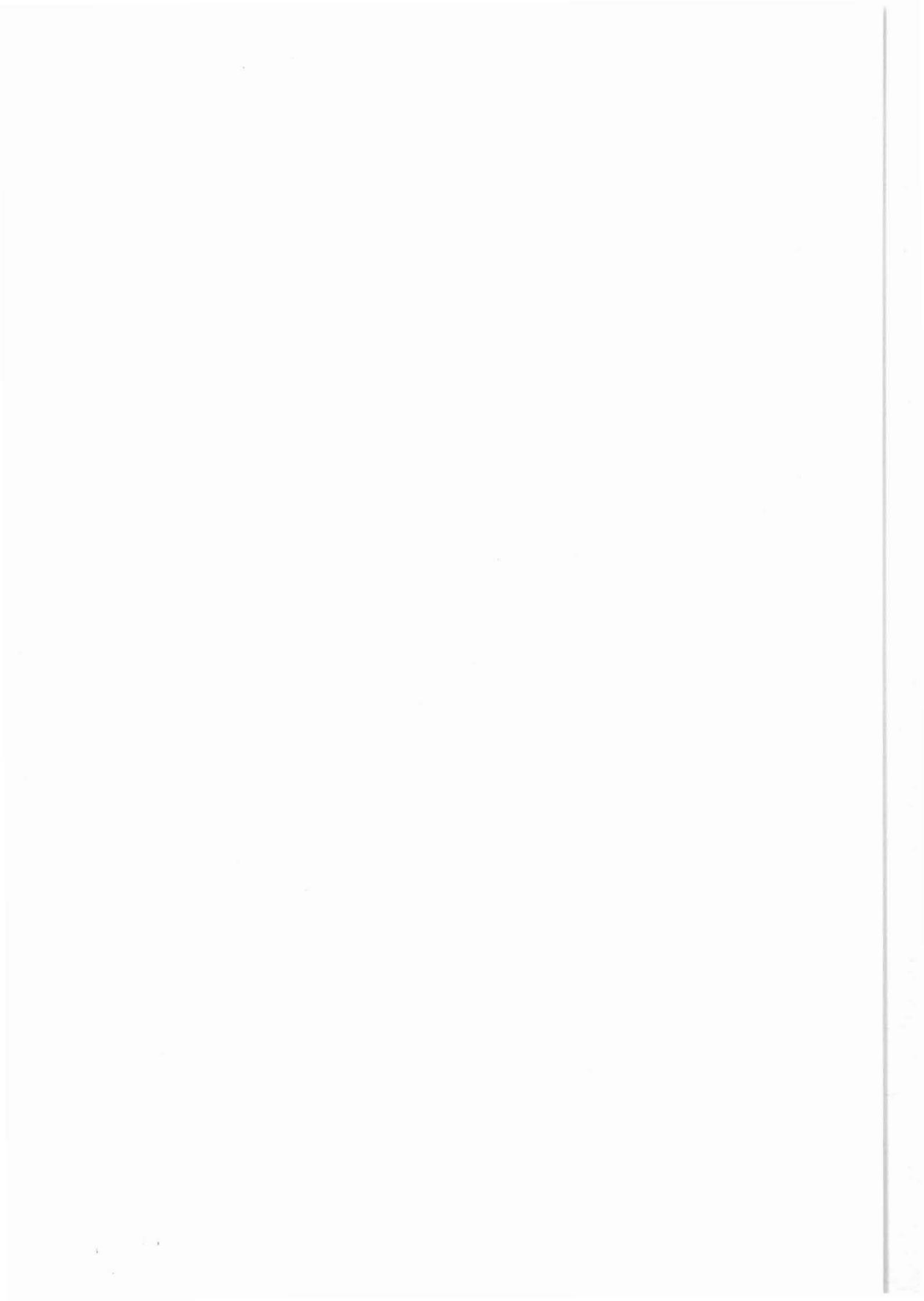
Fig. 5/6 Horizontal principal stresses versus depth measured by hydraulic fracturing. Stresses normalized with respect to the overburden stress S_v . Data are taken from Rummel (1986)

Although the present data base is very limited particularly with respect to depth, we may use it to speculate on mechanisms responsible for crustal tectonics. One important conclusion could be that crustal block sliding or crustal seismicity requires pore pressures higher than hydrostatic. Linear extrapolation of the measured stresses to a depth of 10 km suggests shear stresses of the order of 1.5 kbar. This value is considerably smaller than expected from rock mechanics friction experiments. Shear stresses should rapidly decrease at greater depth where rock creep is the dominating deformation mechanism. Stress measurements in ultra-deep continental drill holes may provide an opportunity to observe such a crustal stress profile. However, this requires great efforts in the development of stress measuring methods suitable for high pressures and high temperatures. Due to its simplicity, hydrofracturing may be one of the techniques to be used in very deep boreholes.

4. LITERATURE

- Abou-Sayed, A.S. and Brechtel, C.E.:* In situ stress determination by hydraulic fracturing: a fracture mechanics approach. JGR, 83, 2851 - 2862, 1978
- Baumgärtner, J.:* Anwendung des Hydraulic-Fracturing-Verfahrens für Spannungsmessungen im geklüfteten Gebirge. Ber. Inst. Geophys. Ruhr-Universität Bochum, Reihe A, Nr. 21, 1987
- Clark, J.B.:* A hydraulic process for increasing the productivity of oil wells. Trans. AIME, 186, 1, 1949
- Cornet, F.H.:* Analysis of injection tests for in-situ stress determination. Proc. Workshop Hydr. Fract. Stress Measurements, Monterey 1981, U.S. Nat. Comm. Rock Mech., Nat. Acad. Press, Washington, 1983
- Cornet, F. H. and Valette, B.:* In situ stress determination from hydraulic injection test data. JGR, 89, B 13, 11, 527 - 537 1984
- Fairhurst, C.:* Measurements of in-situ stresses with particular reference to hydraulic fracturing. Rock Mech. Engin. Geol. 2, 3/4, 129 - 147, 1964
- Haimson, B.C.:* Hydraulic fracturing in porous and nonporous rock and its potential for determining in-situ stresses at great depth. PhD-thesis, Universität Minnesota, 1968
- Haimson, B.C. and Lee, Mao Y.:* Development of a wireline hydrofracturing technique and its use at a site of induced seismicity. 25 th U.S. Rock Mech. Syp., Proc. 194 - 203, AIME, 1984

- Hubbert, M.K. and Willis, D.G.:* Mechanic of hydraulic fracturing. Trans. AIME, 210, 153 - 168, 1957
- Kehle, R.O.:* The determination of tectonic stresses through analysis of hydraulic well fracturing. JGR, 69, 2, 259 - 273 1964
- Kirsch, G.:* Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre Z. VDI, 42, 29, 797 - 807, 1898
- Mesy GmbH:* Entwicklung eines Wireline Hydrofrac-Systems für Spannungsmessungen in Bohrungen bis 6000 m Tiefe. KTB-Bericht, Bochum, 1987
- Paris, P.C. and Sih, G.C.:* Stress analysis of cracks. In: ASTM Spec. Techn. Publ. STP 381, 30 - 83, 1965
- Rummel, F.:* Stresses and tectonics of the upper continental crust, a review. Proc. Int. Symp. Rock Stress, Stockholm, 177 - 186, 1986
- Rummel, F.:* Fracture mechanics approach to hydraulic fracturing stress measurements. I: Fracture Mech. of Rocks, 217 - 239, Acad. Press London, 1987
- *and Jung, R.:* Hydraulic fracturing stress measurements near the Hohenzollern-Graben-structure, SW Germany. Pageoph, 113, 321 - 330, 1975
- *Baumgärtner, J. and H.J. Alheid:* Hydraulic fracturing stress measurements along the eastern boundary of the SW-German block. Proc. Workshop Hydr. Fract. Stress Measurements, Monterey 1981, 3 - 17, U.S. Nat. Comm. Rock Mech., Nat. Acad. Press, Washington 1983
- *Möhring-Erdmann, G. and J. Baumgärtner:* Stress constraints and hydrofracturing stress data for the continental crust. Pageoph, 124,4/5, 875 - 895, 1986
- Scheidegger, A.E.:* On the connection between tectonic stresses and well fracturing data. Geofisica Pura et Applicata, 46, 66 - 76, 1960
- Scheidegger, A.E.:* Stresses in the earth's crust as determined from hydraulic fracturing data. Geol. u. Bauwesen, 27, 45 - 53, 1962
- v. *Schoenfeldt, H.:* An experimental study of open-hole hydraulic fracturing as a stress measuring method with particular emphasis on field tests. PhD-Thesis, Univ. Minnesota, 1970
- Smith, M.C.:* Geothermal power. In: AIP Conf. Proc, No. 19, 1974
- Zoback, M.D. and B.C. Haimeon, editors of:* Hydraulic fracturing stress measurements. Proc. Monterey 1981 Workshop. U. S. Nat. Comm. Rock Mechanics, Nat. Acad. Press, Washington, 1983



Borehole Breakout Method
for Stress Determination
– Theory and Practice –

K. Fuchs
B. Clauss



BOREHOLE BREAKOUT METHOD FOR STRESS DETERMINATION - THEORY AND PRACTICE -

K. FUCHS and B. CLAUB, Karlsruhe

Theory and application of borehole breakout analysis to determine the maximum horizontal principal stress direction

COX (1970) and BABCOCK (1978) were the first to investigate borehole breakouts in deep drillings. They observed that zones of elongated cross section, over a great depth interval of a drilling, show a constant preferential elongation direction which is independent from the stratigraphy. While BABCOCK (1978) interpreted this as a result of the interaction of the drillbit with pre-existing joints, BELL & GOUGH (1979) concluded that these borehole cross section elongations are breakouts of the borehole wall. These are caused by stress concentration around the hole in a regional stress field with horizontal principal stresses of different magnitudes. The orientation of the long axes of the breakout elongation is perpendicular to the maximum horizontal stress and gives the possibility for determining the orientation of the principal stresses. BLÜMLING ET AL. (1983), ZOBACK ET AL. (1985) and PLUMB & HICKMAN (1985) improved the data processing and the criteria for the determination of borehole breakouts. ZOBACK ET AL. (1985) as well as SCHNEIDER (1985) calculated theoretically the breakout development. The hypothesis of BELL & GOUGH was confirmed by surveying and interpreting breakouts in crystalline and sediment drillings in various regions. A comparison of stress directions derived by earthquake fault plane solution and by Hydraulic Fracturing with those determined by breakout analysis also verified the method.

Prof.Dr.rer.nat. K.FUCHS and Dipl.-Geophys. B.CLAUB
Geophysical Institute, University of Karlsruhe, D-7500 Karlsruhe 21

1. Theory of breakouts caused by stress

To derive the analytical solution of the stress distribution around a borehole, the following assumptions are made: The hole is drilled in homogeneous rock with an anisotropic stress field parallel to one of the principal stress directions. This is the case for nearly vertical wells in less active tectonic regimes where one of the principal stresses is assumed to be vertical. The surface of the borehole wall created by drilling leads to a stress concentration, which can be described by the KIRSCH-equations. These were derived by KIRSCH (1898) for the case of a circular well in an infinite homogeneous plate with the stresses S_H and S_h as major and minor stresses at infinity (see fig. 1). A description of this derivation is found in SCHNEIDER (1985) and TIMOSHENKO and GOODIER (1951).

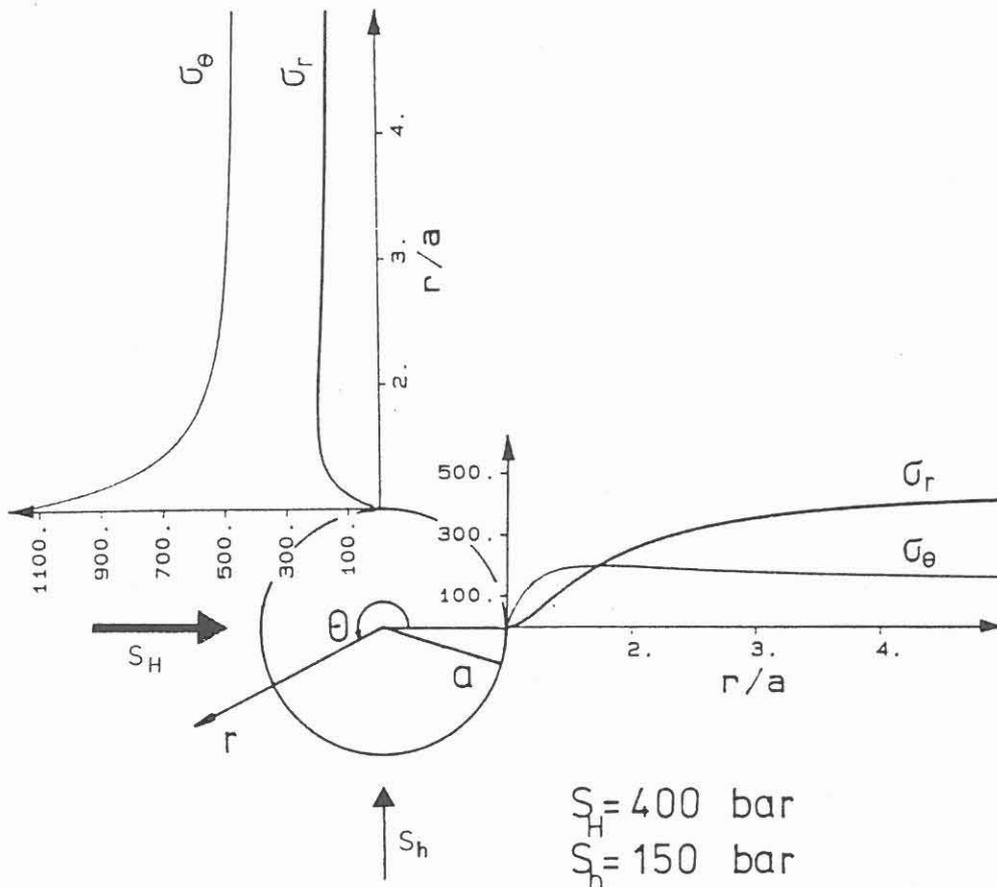


Fig. 1: The radial and tangential stresses for the angles $\theta = 0^\circ$ and $\theta = 90^\circ$ (after MASTIN, 1984), calculated with the KIRSCH-equations for a borehole under compression.

KIRSCH-equations:

Radial Stress

$$\sigma_r = \frac{S_H + S_h}{2} \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{S_H - S_h}{2} \left(1 + 3 \frac{a^4}{r^4} - 4 \frac{a^2}{r^2}\right) \cos 2\theta$$

Tangential Stress

$$\sigma_\theta = \frac{S_H + S_h}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) - \frac{S_H - S_h}{2} \left(1 + 3 \frac{a^4}{r^4}\right) \cos 2\theta$$

Shear Stress

$$\tau_{r\theta} = -\frac{S_H - S_h}{2} \left(1 - 3 \frac{a^4}{r^4} + 2 \frac{a^2}{r^2}\right) \sin 2\theta$$

If there is no stress at the wall of the hole $r = a$, the boundary conditions are $\sigma_r = \tau_{r\theta} = 0$, and we get

$$\sigma_\theta = (S_H + S_h) - 2(S_H - S_h) \cos(2\theta)$$

where $\sigma_\theta = 3S_h - S_H$ for $\theta = 0^\circ$ and $\theta = 180^\circ$, and $\sigma_\theta = 3S_H - S_h$ for $\theta = 90^\circ$ and $\theta = 270^\circ$.

In case of compression ($S_H > S_h \geq 0$; here compressional stresses are taken as positive) a maximum stress concentration at the borehole wall under the angles 90° and 270° is noted. Calculating the course of the stresses as a function of r/a and the ratio S_H/S_h we see that the stresses increase or decrease respectively to the values at a great distance to the borehole in less than 3 borehole radii (Fig. 1).

GOUGH & BELL (1981) applied a MOHR-COULOMB failure criterion together with the calculation of the stresses from the KIRSCH-equations. They determined those areas where the stresses exceeded the shearing strength of the rocks. The shear plains are constructed by use of the MOHR-COULOMB failure criterion at an angle of 22.5° in the direction of S_H . An elongation of no more than 8% is possible, as only those shear plains that start or end at the wall of the borehole wall lead to breakouts. If the sheared material breaks out

of the borehole wall, borehole breakouts parallel to the direction of S_h are generated. Under an assumption of conjugate shear failures a dog ear shape is formed (see 2a). However, this hypothesis is deficient, because the fracturing of the material causes a new free surface to develop, inducing a change in stress concentration which will lead to further failure, a.s.o.

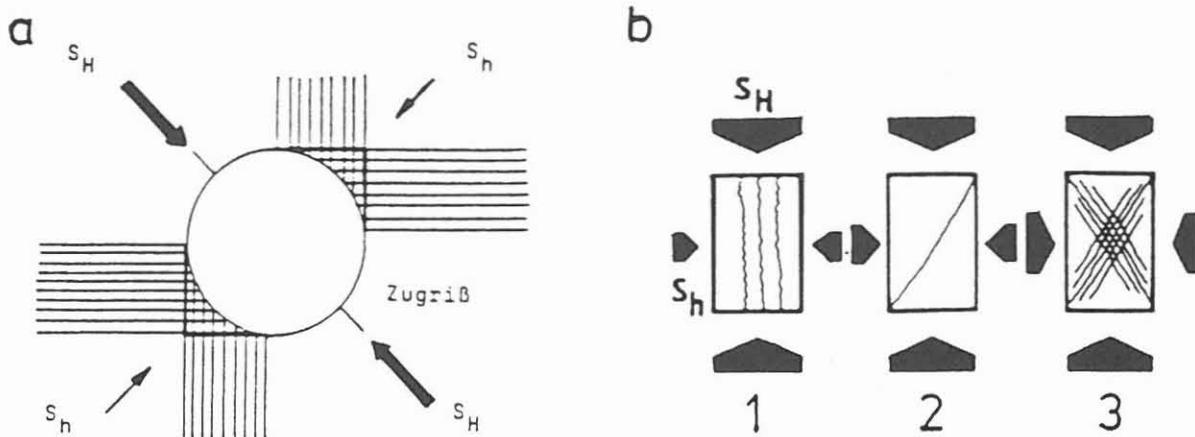


Fig. 2 a) Plot of the conjugated shear failure planes and tensile crack direction. The dark-edged parts of the drilling break off and elongate the borehole parallel to S_h . This results in a dog ear shape of the breakout (after GOUGH & BELL).
 b) The behaviour of the fracturing of the rocks at different confining pressures determined by triaxial laboratory studies. It is shown that at a low confining pressure fractures occur parallel to S_h (BECKER ET AL., 1984).

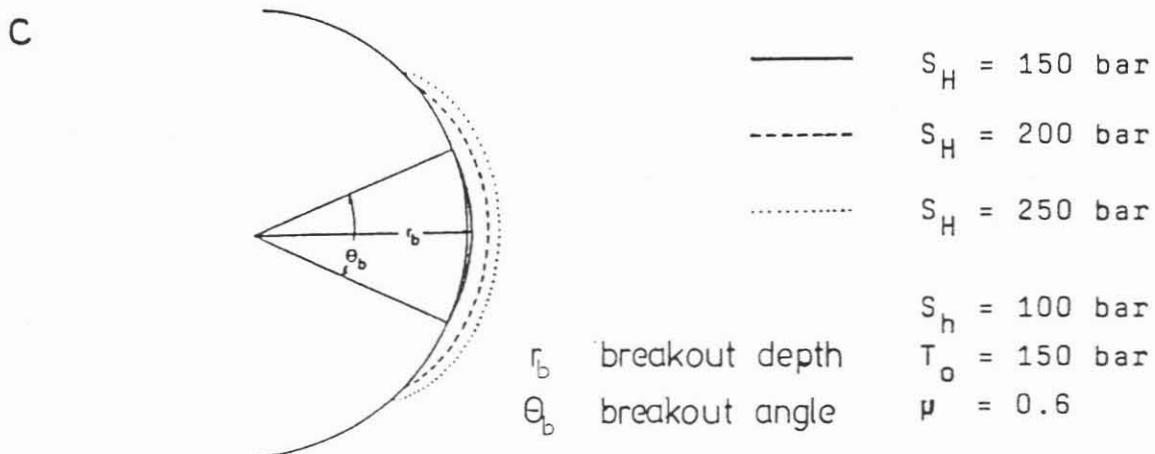


Fig. 2 c) Envelope of the region, where in assumption of the COULOMB-NAVIER criterion for the shear failure the shearing strength is exceeded. The envelopes are presented as a function of $S_H : S_h$ (after MASTIN, 1984).

According to the value of the confining pressure in rocks different types of fracture occur, as was shown in laboratory experiments (LEON & WILHELM, 1910; GRIGGS & HANDIN; 1960). Whereas at a low confining pressure fractures parallel to the direction of S_H are observed, at higher confining pressure conjugated shear fractures develop (Fig. 2b).

ZOBACK (1982) and BLÜMLING (1986) calculated the geometry of the breakouts using the COULOMB-NAVIER fracture criterion and the stress distribution in the rocks around the borehole according to KIRSCH. The envelope of the zones where failure occurs leads to breakout geometries (Fig. 2c and 3) which are more like those observed. In contrast to the more general name "borehole elongation" only those elongations that show two fracture zones facing each other are called "breakouts" and are caused by stress concentration whereas other borehole elongations can be produced by other phenomena as natural hydraulic fractures or mechanical wear by drilling or drill fluids.

ZOBACK (1985), MASTIN (1984) and BLÜMLING (1983), as well as SCHNEIDER (1985) who used the Finite-Element-Method, investigated the possibility of determining the stress magnitude by analysis of the breakout geometry. Laboratory experiments by HAIMSON & HERRICK (1985) show that breakout depth and width are related to the state of stress. Measuring breakout depth r_b and breakout angle θ (Fig. 2) from laboratory tests allowed an estimate of the stress magnitudes even for large values of r_b and θ_b .

At in situ breakout measurements, however, a comparison of stress magnitudes calculated from breakout geometry with those determined by Hydraulic Fracturing tests shows a correspondence only for small breakout depths.

2. Data acquisition and data processing

Elongations of the borehole wall can be measured by optical (borehole camera), mechanical (orientated four-arm-caliper tool) and acoustic (seismo-acoustic televiewer) methods.

2.1. Measurement with four-arm-caliper

The four-arm-caliper tool as a part of the dipmeter tool is a standard logging tool. The dipmeter determines the strike and dip of bedding planes by registration of formation resistivity on four orthogonal pads. Those pads are hydraulically extended to the borehole wall and therefore monitor the hole geometry as the tool is drawn up the borehole. Those geometry measurements allow an estimate of the cementation volume which is important for the casing (Fig. 3). The distance between the opposite pads is recorded. The distance between pad 1 and 2 is called caliper 1-3 and between pad 2 and 4 caliper 2-4. In addition, the deviation of the well from the vertical and the strike of the projection of the drilling at the surface (Hole Azimuth) are determined for every depth.

To orient the pads the angle (Relative Bearing) between pad 1 and the direction from the middle of the tool to the "High Side of Tool" is measured in a plane perpendicular to the hole axis (Fig. 3b). For wells with a small deviation the angle between pad 1 (P1AZ) and north is derived from the sum of Hole Azimuth (HAZ) and Relative Bearing (RB):

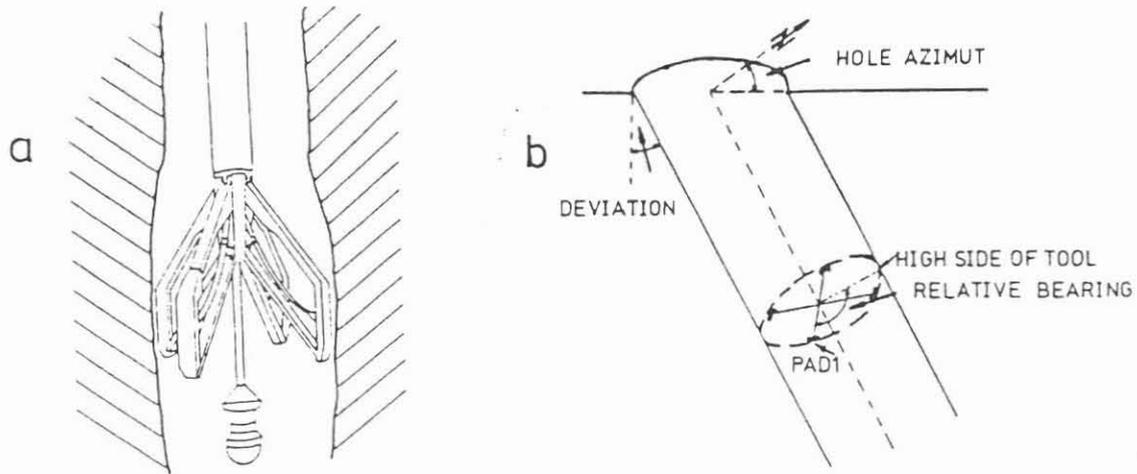
$$P1AZ = HAZ + RB$$

For stronger deviations the angles RB and HAZ are measured in two different planes. The angle between the two planes is given by the deviation of the borehole. To determine the orientation of pad 1 the following equation is needed:

$$P1AZ = HAZ + \text{ARCTAN} \left(\frac{\text{TAN} (RB)}{\text{COS} (DEVI)} \right)$$

Four-arm-caliper measurements are carried out by drawing up the tool (as it is done with most tools). As the tool is drawn up it is rotating clockwise because of the tension of the cable at which the tool is hanging and because of the amount of twisting of the cable. The borehole shape is recorded over the depth interval in which the tool rotates 90°. The nearer to the surface the slower the rotation the decreasing cable torque (PODROUZEK & BELL, 1985) and the larger the depth interval for a 90°-rotation.

The measured caliper 1-3, caliper 2-4, RB, HAZ and Deviation are either presented in so-called logs or on magnetic tapes (Fig. 3).



c

PARAMETERS								
NAME	UNIT	VALUE	NAME	UNIT	VALUE	NAME	UNIT	VALUE
DD		0.0	BHC	OPEN		CSIZ	IN	13.37
FPHI		PHIX	STYP	LW		MCT	DEG	72
BS	INCH	12.25						

DEVI (DEG)		TENS (LB)	
-1.000	9.000	110000.	0.0
RB (DEG)		C2 (INCH)	
-40.00	360.0	30.00	10.00
AZIM (DEG)		C1 (INCH)	
-40.00	352.0	30.00	10.00

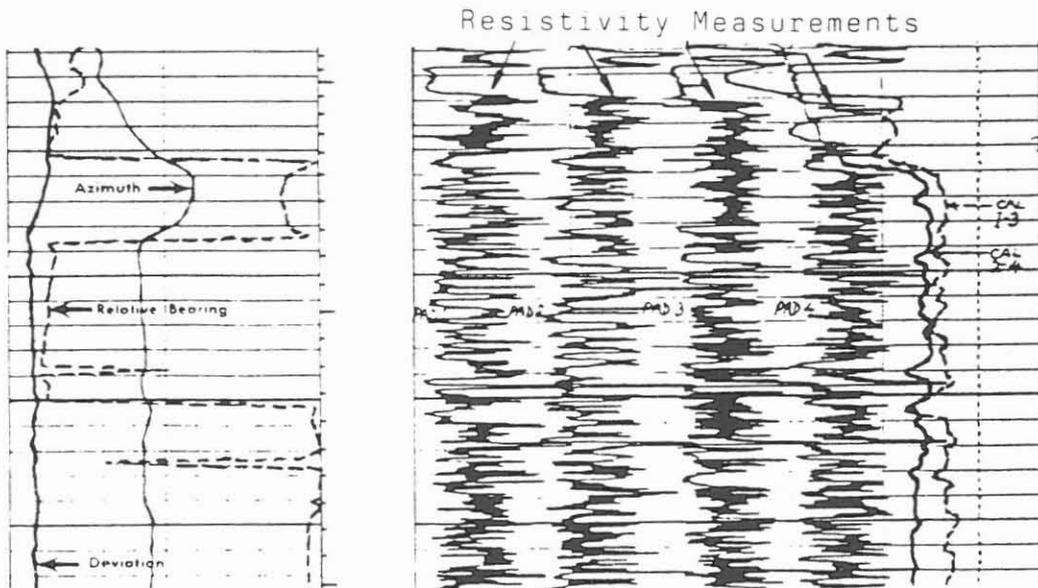


Fig. 3: a) four-arm-caliper tool
 b) illustration of the orientation of the pads
 c) recording of the calipers C1 and C2 and the angles of orientation Hole Azimuth, Relative Bearing and Deviation as a log.

2.2. Criteria for the determination of the borehole breakouts

The tool geometry forces certain restrictions upon the breakout size. The pads have a length of 30 to 60 cm and a width of about 6 cm. Therefore, breakouts that do not exceed these values cannot be recorded. PLUMB & HICKMAN (1985) set up the following issues to determine breakouts.

- The tool is rotating beyond and below a borehole breakout.
- The rotation stops over the breakout zone. The required breakout depth is about 0.6 cm which means a diameter difference of 12 mm.
- The borehole elongation is clearly seen in the log. In contrast to the so-called washouts (Fig. 4) only one pair of pads show a relatively sharp ascent and descent of the borehole diameter.
- The smaller borehole diameter is nearly equal to the bit size. If both caliper values are higher than the bit size, the shorter pad distance must show a smaller variation of the borehole diameter.
- The elongation direction should not correspond to the Hole Azimuth for a longer time if the drilling deviates from the vertical.

Using the above criteria some further explanation is needed for data interpretation:

At very shallow breakouts the tool rotation is only slowing down and it does not stop. This results in a great inaccuracy of the determination of the direction, especially in zones where the tool is rotating very slowly. Besides, the tool rotation might stop during a borehole elongation which might not necessarily be a breakout. Therefore this criterion alone is not decisive for finding borehole breakouts. The breakouts may be camouflaged by elongations all around the borehole wall, the so-called washouts. Instead of a sudden rise of the caliper only a gradual increase can be distinguished, which is typical for washouts (Fig. 4).

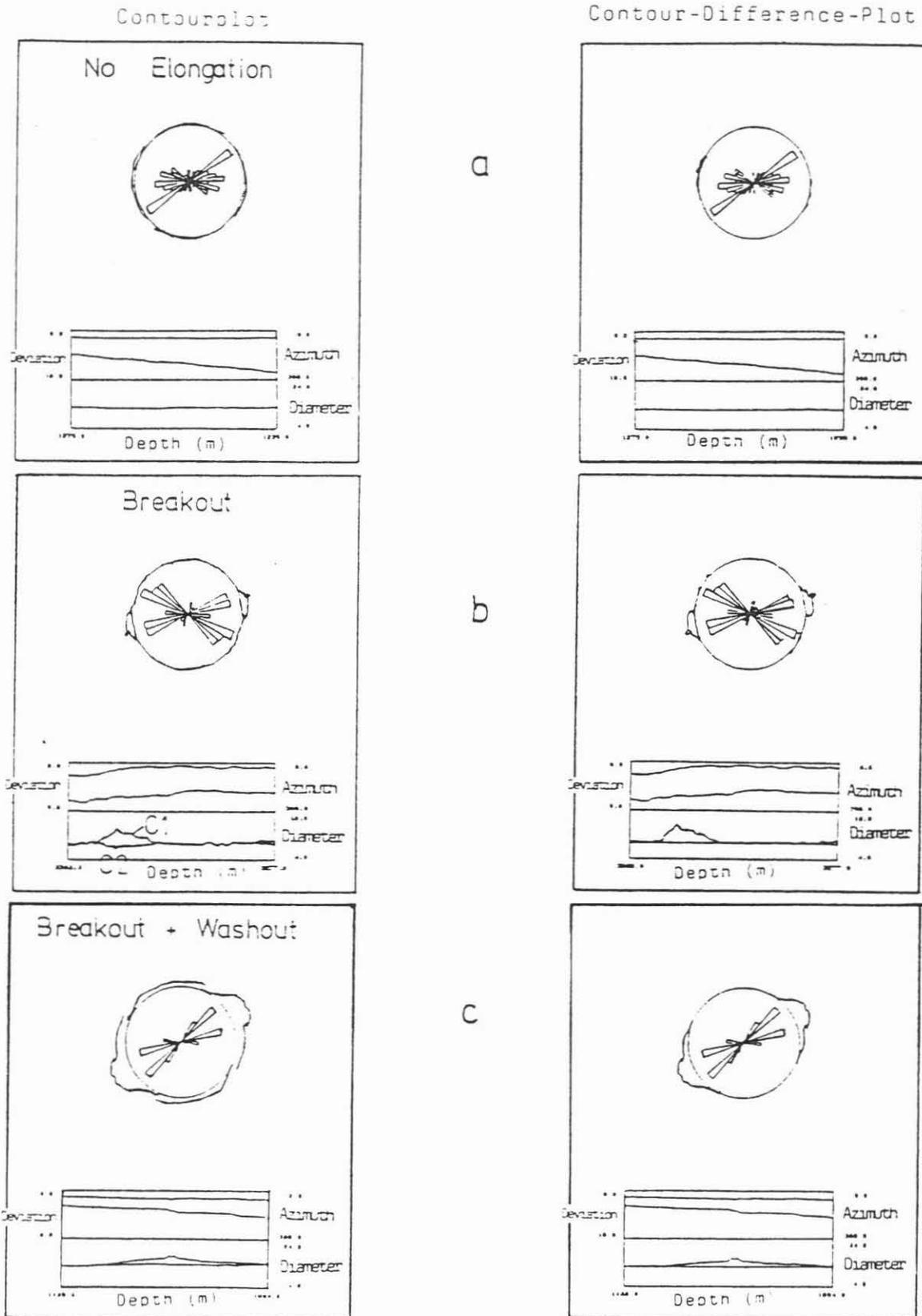


Fig. 4: Examples for different kinds of borehole elongations. Left hand side are shown the borehole outline (contour), right hand side the presentation of the caliper differences. For detailed explanations see above.

These washouts are effected by mechanical strain of the rocks during the drilling or by interference with the drill fluid. They do not show a preferred orientation over large intervals in the well (COX, 1983).

According to BABCOCK (1978) and BLÜMLING (1986), at non vertical drillings borehole elongation can be induced by the weight effects of the drilling bars. Therefore, elongations showing a preferred orientation towards the drilling (Hole Azimuth) are not considered as breakouts.

Fig. 4 shows a few combinations of measured caliper data and their interpretation.

2.3. Determination of borehole breakouts using data processing

First of all the data curves which are drawn on logs are digitized to enable an objective determination of the breakouts and their directions. Then, a so-called contour plot is produced, where the half of the measured caliper value is projected onto a plane in the corresponding and facing azimuths. Stacking the data over depth intervals of about 100 m gives an impression of the mean borehole contour in this interval (Fig. 4). In this case borehole breakouts might be covered by the caliper diameters that are produced by washouts of the borehole wall.

Therefore the difference plot was suggested by BLÜMLING (1986) to eliminate the influence of washout effects in the plots. In this case the difference of the caliper diameter (C1-3, C2-4) is computed and only the value of this difference is plotted in a polar coordinate diagram (Fig. 4).

Using this procedure borehole breakouts are described more clearly, when the actual contour plot is not able to display the breakout in an evident way because of the rotation velocity and the digitizing rate of the tool (Fig. 5).

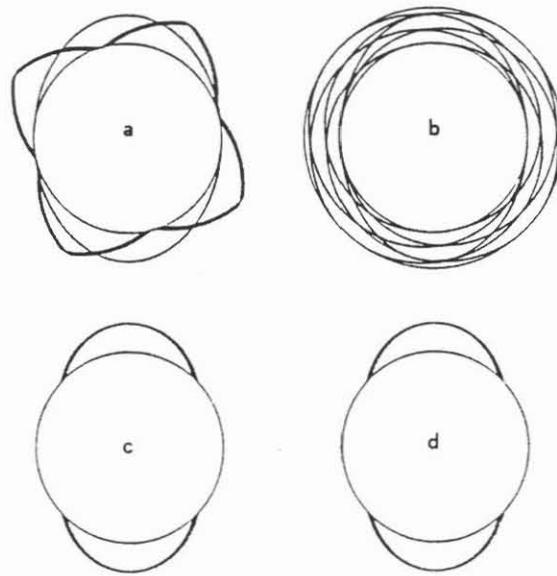


Fig. 5: Simulation of a caliper plot assuming a circular borehole superimposed by an elliptical elongation. Various contour plots for the same breakout geometry are maintained by different rotation velocities and digitizing rates (a and b). In contrast the caliper difference plots (c and d) show the direction of the borehole elongation in each case.

Additionally BLÜMLING (BECKER ET AL., 1984) suggested a weighted statistical interpretation, which is very useful in crystalline drilling with small breakout depths. The azimuthal scattering of the pad position is weighted with the caliper differences. This is presented as a rose diagram of the contour and the contour difference plot respectively. However, the interpretation of the rose diagrams alone might lead to systematical mistakes in determining the stress direction. This is caused by the stopping of the tool rotation that does not occur at the middle of the breakout, but at the edge where the pad begins to leave the borehole breakout. Depending on how distinctive this behaviour is (Fig. 6), the rose diagram will show its maximum in direction of the breakout edge. Assuming S_H is perpendicular to the maximum of the diagram and the tool rotation is clockwise, principal stress directions are determined that are systematically too high. Therefore, for an interpretation it is necessary where use is made of every available criterion.

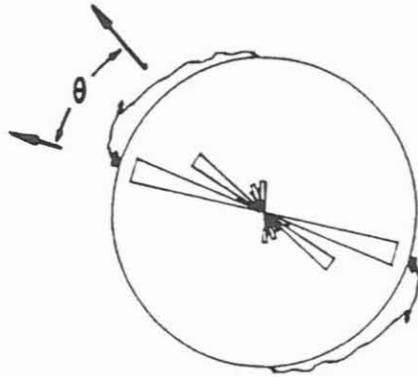


Fig. 6: Example for a possible wrong interpretation of the breakouts. The angle of the maximum of the direction statistic is smaller than the true breakout direction. (Here the tool rotated anti-clockwise)

Using digital data processing zones, where at high deviation of the well elongations point in direction of the well azimuth can be found and eliminated. Normally, in the interpretation those values that show a deviation of over 1° and RB 10° , are neglected to restrain the mechanical effects of the drilling bars.

2.4. Abnormal breakout directions

In the compressive case ($S_H > S_h \geq 0$) breakouts of the borehole wall occur parallel to the direction of S_h . As interpretations of borehole breakouts in North America (PLUMB & HICKMAN, 1985) showed, the breakout direction within a well is not necessarily consistent and in zones near the surface the direction might be perpendicular to those in deeper zones. Hence the question is, if this is caused by a rotation of the stress field or if there are explanations for the abnormal breakout direction under a consistent orientation of the stress field.

Above all, variations of the breakout direction result from the KIRSCH-equation considering the influence formation fluid pressure and the drilling mud pressure. So the following equation for tangential stress at the borehole wall ($r = a$) is maintained:

$$\sigma_{\theta} \Big|_{r=a} = S_H + S_h - 2(S_H - S_h) \cos 2\theta - P$$

whereas P is the difference between the drilling mud pressure and the formation fluid pressure. The higher the formation fluid pressure, the higher P . Caused by this the tangential stress transgresses the tensile strength of the rocks and induces tensile fracture parallel to S_H . But this can also happen in the compressive case ($P = 0, 3 S_h > S_H$). Taking advantage of the influence of the formation fluid pressure Hydro-Fracturing-experiments are carried out.

Micro fractures or anisotropic elastic characteristics of the rocks might be another reason for abnormal breakout directions. Generally they are called anisotropy of material. According to BLÜMLING (1986) a material anisotropy in form of micro fractures changes the breakout shape in that way that more fractured zones, dependent on the angle between S_H and the micro fractures, occur. The interpretation of the breakouts is impeded by this, and determining the principle stress direction it can lead to mistakes of 40° .

The breakout geometry depends on:

- the ratio of the YOUNG's moduli, that are orthogonal to each other and show different values according to its direction
- the angle between the elasticity anisotropy direction and the direction of the main principle stress direction (see Fig. 7).

This leads to the following observations:

- At the borehole wall the minimum value of the stress decreases with increasing anisotropy of elasticity. The result might be tensile stress parallel to S_H , that evoke breakouts caused by less tensile strength of the rock. Here these tensile stress breakouts can cover larger zones than the areas fractured by compression (breakouts) that are perpendicular to the maximum horizontal principal stress direction. The position of the minima varies by changing the angle of anisotropy and the stress distribution will be asymmetrical.

- Else, sidemaxima appear beside the maximum values of stress. But they only change the breakout direction that is definitely connected to very high material anisotropy.

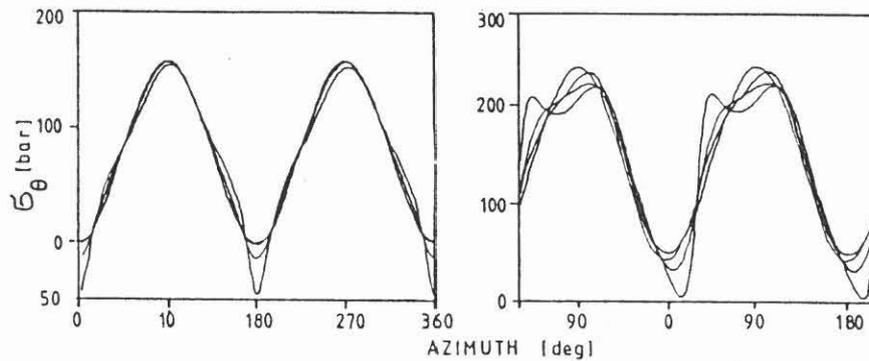


Fig. 7: stress distribution at the borehole wall depending on the anisotropy of material.

- a) Variation of E_x/E_y , whereas S_H parallel to E_x and S_h parallel to E_y .
- b) like a) but according to an angle of 30° between S_H and E_x .

The behaviour is supported by a high ratio of S_H and S_h that, according to MCGARR & GAY (1978), can be 2:1 or 4:1 in lesser depth. This would explain the abnormal breakout directions near the surface.

To distinguish between discrete zones, where tensile fractures occurred, and the zones of normal borehole breakouts, PLUMB & HICKMAN (1985) suggested an interpretation of conductivity that is also measured by four-arm-caliper tools. In that case drilling fluid might infiltrate the sheared zones surrounding the breakouts. By measuring the conductivity these zones show increasing.

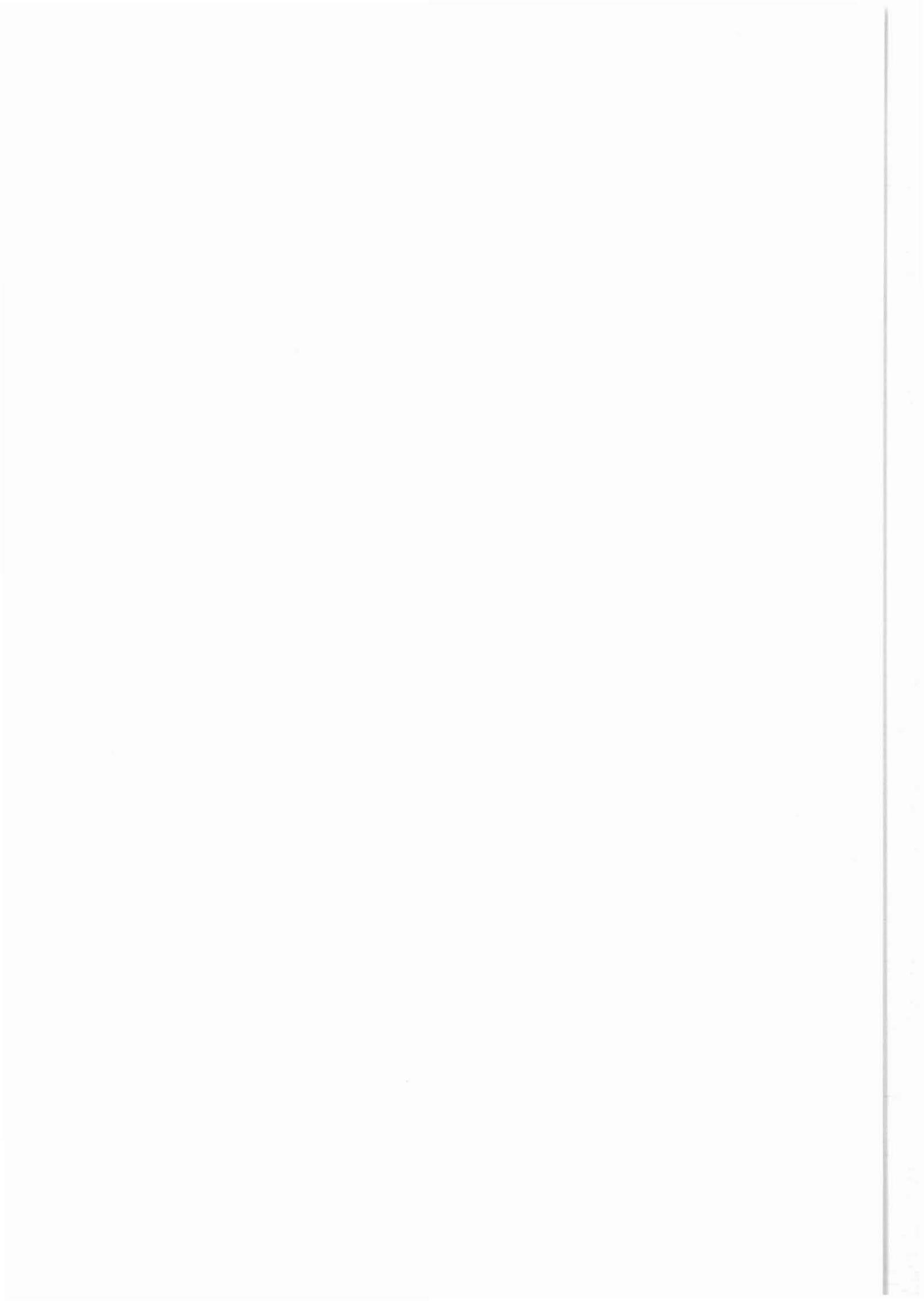
According to such conductivity measurements at the borehole it can be distinguished between symmetrical or asymmetrical behaviour of borehole wall spalling. This cannot be done by interpreting the caliper distances that do not provide information on symmetrical or asymmetrical elongations. Only by using the values of the caliper logs, this cannot be distinguished.

As it was shown the determination of the stress field direction from borehole breakout analyses is a relatively new method which can provide good results in depth ranges where other methods cannot be applied. A detailed knowledge of the well conditions and regional tectonic regime is the base for a successful interpretation. So breakout analysis can provide stress results in various regions and serve for the mapping of the world's stress field.

Literature

- Babcock, E.A. (1978): Measurement of subsurface fractures from dipmeter logs, *Am. Assoc. Petrol. Geologists Bull.*, 62, 1111-1126.
- Becker, A., Blümling, P. und Müller, W.H. (1984): Rezentes Spannungsfeld in der zentralen Nordschweiz, *NTB* 84-37, 33pp.
- Bell, J.S. & Gough, D.I. (1979): Northeast-southwest compressive stress in Alberta: evidence from oilwells, *Earth Planet. Sci. Lett.*, 45, 475-482.
- Blümling, P. (1986): In-situ Spannungsmessung in Tiefbohrungen mit Hilfe von Bohrlochrandausbrüchen und die Spannungsverteilung in der Kruste Mitteleuropas und Australiens, *Dissertation*, Universität Karlsruhe, 135pp.
- Blümling, P., Fuchs, K. & Schneider, T. (1983): Orientation of the stress field from breakouts in a crystalline well in a seismic active area, *Phys. Earth Plan. Int.*, 33, 250-254.
- Cox, J.W. (1970): The high resolution dipmeter reveals dip-related borehole and formation characteristics, 11th Ann. Logging Symp., *Soc. Prof. Well Log Analysis*. 25pp.
- Gough, D.I. & Bell, J.S. (1981): Stress orientations from oil-well fractures in Alberta and Texas, *Can. J. Earth Sci.*, 18, 638-645.
- Griggs, D.T. & Handin, J. (1960): Observation on fracture and a hypothesis of earthquakes. In: *Rock deformation*, Griggs, D.T. & Handin, J. (eds.), *Geol. Soc. Aus., Memoir* 79, 347-373.
- Haimson, B. & Fairhurst, C. (1970): In-situ stress determination at great depth by means of hydraulic fracturing in *Rock Mechanics - theory and practice*, W.H. Somerton (ed.), *Soc. Min. Metall. and Petr. Eng.*, Salt Lake City, 559-584.
- Haimson, B.C. and Herrick, C.G. (1986): Borehole breakouts - a new tool for estimating in situ stress? *Proceedings of the Int. Symp. on Rock Stress and Rock Stress Measurements*, Stockholm, 1-3 September 1986.
- Kirsch, G. (1898): Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre, *Zeitschr. VDI*, 42, 707ff.
- Leon, A. & Wilhelm F. (1910): Über die Zerstörung in tunnelartig gelochten Gesteinen. *Öst. Wochenschr. öff. Baudienst*, H 44.
- Mastin, L.G. (1984): An analysis of stress induced elongation of boreholes, depth, M.S. thesis, Stanford University, Stanford, Calif., 1984.
- McGarr, A. & Gay, N.C. (1978): State of stress in the Earth's crust, *Annu. Rev. Earth Planet. Sci.*, 6, 405-436.

- Plumb, R.A. & Hickman, S.H. (1985): Stress induced borehole elongation: A comparison between the four-arm dipmeter and the borehole televiewer in the Auburn geothermal well, *J. Geophys. Res.*, 90, 5513-5522.
- Podrouzek, A.J. and Bell, J.S. (1985): Stress orientations from wellbore breakouts on the Scotian Shelf, Eastern Canada; in *Current Research, Part B, Geological Survey of Canada, Paper 85-1B*, p. 59-62.
- Schneider, T. (1985): Bohrlochrandausbrüche in norddeutschen Bohrungen und ihre Beziehung zum regionalen Spannungsfeld - Beobachtung und Theorie, Diplomarbeit, Universität Karlsruhe, 132pp.
- Timoshenko, S. & Goodier, J.N. (1951): *Theory of elasticity*, 2nd ed. McGraw-Hill, New York, NY, 506p.
- Zoback, M.D., Moos, D., Mastin, L. & Anderson, R. (1985): Wellbore breakouts and in-situ stress, *J. Geophys. Res.*, 90, 5523-5530.
- Zoback, M.D., Moos, D. & Anderson, R.N. (1982): Determination of the horizontal principal stresses from wellbore breakouts, *EOS, Trans., AGU*, 63, 1118.



Gebirgsspannungs-Monitorstation
für die KTB

G. Borm
G. Reik



GEBIRGSSPANNUNGS-MONITORSTATION FÜR DIE KTB

G. BORM und G. REIK, Karlsruhe

ZUSAMMENFASSUNG

Für die KTB ist der Einbau einer Gebirgsspannungs-Monitorstation vorgesehen, die nach dem Verfahren des harten Einschlusses die zeitabhängigen Verformungen und Spannungsumlagerungen am Bohrlochrand, die thermomechanischen Spannungen und die bohrtechnisch bedingten Einflüsse auf das Spannungsfeld im Bohrlochnahbereich messen soll.

Die Spannungs-Monitorsonde besteht aus einem zylindrischen Körper von hoher Steifigkeit, der kraft- und formschlüssig an die Bohrlochwand angekoppelt wird. Gemessen wird die langzeitige Gebirgsdruckzunahme, die sich durch Kriech- und Relaxationsprozesse des Gebirges am Sondenkörper einstellt. Aus dieser chronischen Spannungsänderung kann man auf das rheologische Verhalten des Gebirges in situ und bei entsprechender Kriechfähigkeit und genügend langem Meßzeitraum auf den primären Spannungszustand im Gebirge schließen.

Da bereits aus Tiefen, wie sie für die Vorbohrung zur KTB vorgesehen sind, geowissenschaftliche Schlüsselergebnisse erwartet werden, erscheint es zweckmäßig, eine Dauermeßstation schon in der Vorbohrung zu installieren. Dadurch sollen technologische und wissenschaftliche Vorkenntnisse für ein mögliches Tiefenobservatorium in der KTB-Hauptbohrung gewonnen werden.

Zur theoretischen Erfassung der Spannungsumlagerungsvorgänge und zur Auswertung der Spannungsmeßdaten werden analytische Ansätze, die ursprünglich für die Wechselwirkung von Kriechen und Gebirgsdruckzunahme an Schachtausbauten im Steinsalzgebirge entwickelt worden sind, für die Anwendung auf einen harten Einschluß in großer Tiefe des kristallinen Gebirges erweitert. Damit wird ein Computerprogramm erstellt, um die in der Bohrung gewonnenen Meßdaten auswerten und interpretieren zu können.

G.BORM, Priv.Doiz.Dr.rer.nat, Lehrstuhl für Felsmechanik, Universität, D-7500 Karlsruhe 1
G. REIK, PhD Dipl.-Geol., Fa. gbm, Forlenweg 11, D-7512 Rheinstetten

1. EINFÜHRUNG

Für die Vorbohrung der KTB ist der Einbau einer Gebirgsspannungs- und Hydraulik-Monitorstation vorgesehen. Sie soll den festinstallierten Teil eines geplanten Tiefen-Observatoriums bilden und die folgenden Messungen ermöglichen:

- * Spannungsaufbau in einem harten Einschluss
- * Deformation der Bohrlochwandung,
- * Porenwasserdruck,
- * Temperatur,
- * Leitfähigkeit, Eigenpotential und
- * Elektrizitätsfeldbestimmung.

Außerdem gehören zu der Prototyp-Station ein rückholbarer Adapter zur Ankopplung, die Datenerfassung und Übertragung sowie ein Nachfallsammelbehälter. Im folgenden wird allein über die geplante Spannungs-Monitorstation berichtet, deren Entwicklung und Bau im Rahmen des Kontinentalen Tiefbohrprogramms eine technologische Innovation bedeuten.

Die Spannungs-Monitorsonde besteht aus einem zylindrischen Körper von hoher Steifigkeit, der kraft- und formschlüssig an die Bohrlochwand angekoppelt wird (Abb.1). Gemessen wird der durch Spannungsrelaxations- und Kriechprozesse des Gebirges an der Sonde auftretende langzeitige Spannungsaufbau (Abb.2).

Die Behinderung der Kriechverformung des Gebirges durch den harten Einschluß erzeugt darin einen chronisch zunehmenden Gebirgsdruck. Die Retardationsfunktion für die zeitabhängige Belastungszunahme am Sondenkörper und die Relaxationsfunktion der sekundären deviatorischen Gebirgsspannungen lassen sich bei kreiszylindrischen Bohrlochgeometrien in Form geschlossener analytischer Lösungen entwickeln. Als Stoffgesetze für das Kriechen und die Relaxation des Gebirges werden empirische Potenzgesetze angenommen.

Die Relaxations- und Retardationszeiten für die langfristigen Spannungsumlagerungen im Gebirge und im Sondenkörper wachsen proportional mit zunehmender Nachgiebigkeit des Einschlusses und fallen mit zunehmender Primärspannung des Gebirges in potenziertem Maße ab. Aus dem chronischen Spannungszuwachs an der Sonde kann umgekehrt auf das rheologische Verhalten des Gebirges unter in-situ Bedingungen und bei entsprechender Kriechfähigkeit und ausreichend langem Meßzeitraum auf den primären Spannungszustand des Gebirges geschlossen werden.

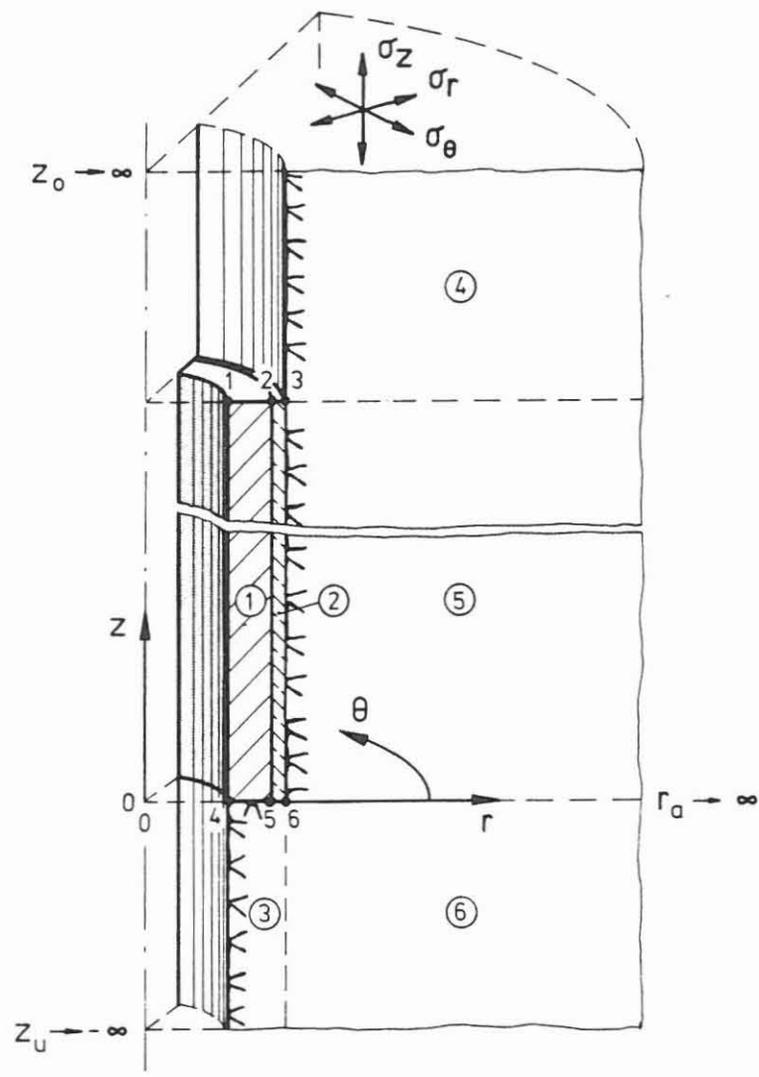


Abb.1: Modell der Spannungsmonitorsonde als harter Einschuß im Tiefbohrloch. Koordinaten, Spannungskomponenten und Elemente.
(1) Sonde, (2) Zementierung, (3)-(5) Gebirge

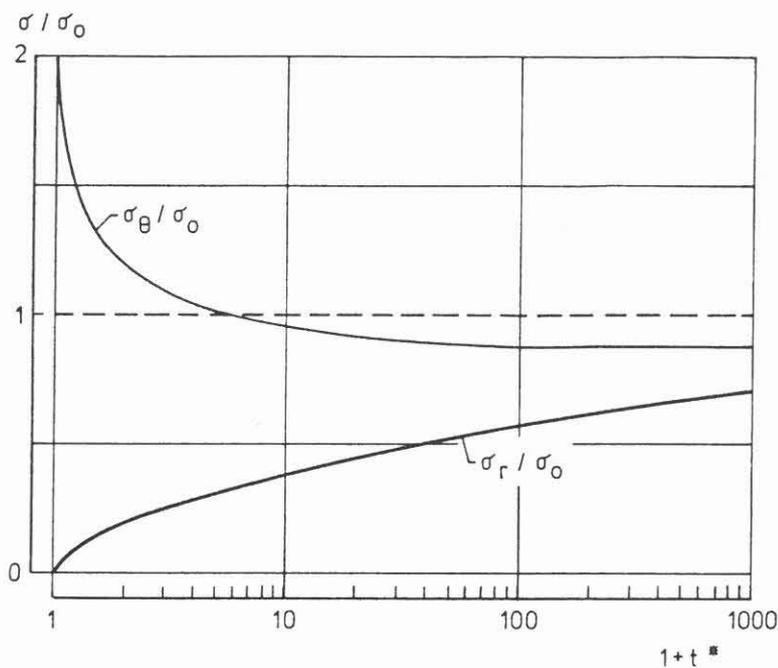


Abb.2: Relaxation der tangentialen Spannung am Bohrlochrand und chronische Zunahme der radialen Gebirgsspannung auf den harten Einschluß. Die Spannungen sind auf die primären Gebirgsspannungen bezogen, und die dimensionslose Zeitkoordinate ist eine Funktion der rheologischen Gesteinsparameter und der Steifigkeit des Sondenkörpers.

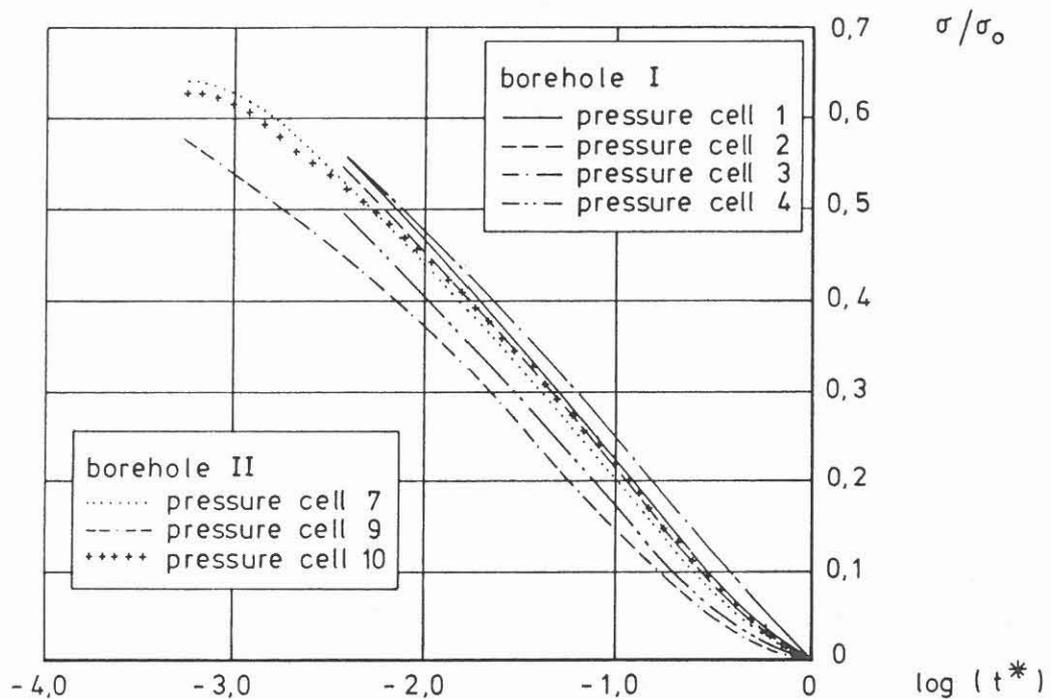


Abb.3: Normierte Relaxationskennlinien von Spannungsmonitormessungen im Steinsalzgebirge in verschiedenen Bohrlöchern und mit verschiedenen Druckzellen (aus Natau et al., 1986). Die dimensionsfreie Zeitkoordinate ist auf eine Einheit von 300 [d] bezogen.

Zur theoretischen Erfassung der Spannungsumlagerungsvorgänge und zur Auswertung der Spannungsmeßdaten werden Berechnungsansätze, die ursprünglich für die Wechselwirkung von Kriechen und Gebirgsdruckzunahme an Schachtausbauten im Steinsalzgebirge entwickelt worden sind, für die Anwendung auf einen harten Einschuß in großer Tiefe des kristallinen Gebirges erweitert, wobei die Kriechkonvergenzen als hochgradig nichtlineare Funktionen der deviatorischen Gebirgsspannungen erscheinen. Ein Inversionsprogramm zur Auswertung der mit der Spannungssonde gemessenen Daten soll die Extrapolation der Spannungen im Fernfeld aus den Meßdaten der Spannungsmonitorsonde ermöglichen.

2. TECHNOLOGIE DER SPANNUNGSMONITORSTATION

Kessels (1986) hat sich mit den Einsatzmöglichkeiten der verschiedenen Spannungsmeßverfahren auseinandergesetzt und gezeigt, daß zur Dauerregistrierung von Spannungen und zur Messung zeitlich veränderlicher Spannungsfelder nur Verfahren auf der Basis des harten Einschlusses Erfolg versprechen können; sie sind theoretisch begründet, praktisch erprobt und werden zur Ermittlung des primären Spannungszustandes und der Spannungsänderungen bisher überwiegend in Salzgesteinen eingesetzt, da hier die Ankopplung an das Gebirge durch dessen ausgeprägtes Kriechvermögen besonders rasch und vollständig erfolgt.

Eingehende in-situ-Spannungsmessungen sind von Natau et al. (1986) in einem norddeutschen Steinsalzbergwerk durchgeführt worden (Abb.3). Die Untersuchungen haben gezeigt, daß man die Druckmeßdosen am besten vorgespannt einbaut, um den stationären Gebirgsdruck aus der zeitlichen Abnahme (Relaxation) der Überspannungen herleiten zu können. Spannungsmonitorstationen dieser Art sind bereits in Bohrungen bis zu 650m Tiefe eingebaut worden (Glötzl et al., 1986). Die Aufnehmer zur Messung der Normalspannungen in unterschiedlichen Richtungen bestehen aus hydraulisch oder pneumatisch aktivierten Druckmeßkissen, die richtungsorientiert in die mit Injektionsgut verfüllten Bohrlöcher eingebaut werden.

Durch die Errichtung der Spannungsmonitorstation bereits in der Vorbohrung sollen Erfahrungen für Entwicklung, Bau und Betrieb der Spannungsmeßstation in der Hauptbohrung gesammelt werden. Dabei können aus den in der Vorbohrung gewonnenen Meßdaten jedoch wegen der relativ kurzen Beobachtungszeiträume, der technisch induzierten Spannungsumlagerungsvorgänge sowie der möglicherweise unzureichenden Relaxations- und Kriechraten in geringeren Teufen nur bedingt quantitative Ergebnisse erzielt werden.

Spannungsmessungen nach der Methode des harten Einschlusses sind bisher nur bis zu Gebirgsdrücken von 600 bar und Temperaturen bis ca. 150°C durchgeführt worden. Bei der für den Einsatz in der KTB-Vorbohrung vorgesehenen Ringsonde erfolgt die Messung der Radialspannungen auf die Außenfläche mittels Druckkissen, die entweder auf dem Glötzl-Ventilgebersystem (Glötzl et al., 1986) oder dem AWID-System (Kessels, 1986) basieren.

Für die Meßwertumformung und -übertragung kommen hydraulische, elektrische und mechanische Methoden in Betracht, deren Einzelheiten z.B. von Fecker & Reik (1987) spezifiziert worden sind. Die Energie- und Meßwertübertragung für die Spannungsmonitorstation können jedoch nicht über direkte Leitungen sondern nur über ein mobiles, am Vielfach-Bohrlochmeßkabel einfahrbares Datendock erfolgen.

Zur Messung der Normalspannungsänderungen in verschiedenen Raumrichtungen müssen die Sondenkörper Druckkissen von hoher Normalsteifigkeit enthalten. Die Sonde muß richtungsorientiert im Bohrloch eingebaut, verpreßt und vorgespannt werden. Sie soll möglichst wenig elektronische Bauteile enthalten, um die Störanfälligkeit zu begrenzen und ein längerfristiges Funktionieren der Meßstation sicherzustellen. Bei Verwendung ausgewählter handelsüblicher Bauteile erscheint es derzeit möglich, Gebirgsdrücke bis zu 1000 bar bei Temperaturen von 150°C zu messen.

Dagegen ist der Bau einer Spannungsmonitorstation im Bohrlochtiefsten der KTB, also in Teufen von über 10 000m, mit größeren Schwierigkeiten verbunden. Dort müssen Dauertemperaturen von 300°C für die Geräte verträglich sein. Während für die mechanischen Teile auch dann noch relativ gute Erfolgsaussichten bestehen, sind für die eigentliche Messung, die Datenerfassung und -übertragung erhebliche technische Schwierigkeiten und Kosten zu erwarten.

In einer ab Juli 1988 laufenden Durchführbarkeitsstudie soll darum u.a. untersucht werden, ob und wie sich die Meßgeräte und die Methodik des Einbaues, der Durchführung der Messungen sowie der Auswertung der Meßergebnisse so entwickeln lassen, daß zunächst Messungen bis in Tiefen von ca. 5000m möglich sind. Später soll auch für größere Teufen die Einrichtung von Spannungsmonitorstationen realisiert werden.

Zur Durchführung des Vorhabens sind die Geräte-Entwicklung für die Meßwertaufnehmer, die Verfahrenstechnik zur kontrollierten Vorspannung des harten Einschlusses sowie für die langzeitstabile Druckmessung unter den gegebenen Spannungs- und Temperaturbedingungen erforderlich. Darüberhinaus müssen Techniken zur Datenabfrage und -erfassung

entwickelt und die elastischen und viskoplastischen Verformungs- und Festigkeitseigenschaften der Gesteine am Einbauort ermittelt werden.

3. THEORETISCHE ANALYSEN FÜR DIE DATENAUSWERTUNG

Mit der fest eingebauten Spannungsmonitorstation soll die zeitabhängige Spannungszunahme in der Vorbohrung der Kontinentalen Tiefbohrung (KTB) gemessen werden, um damit sowohl die horizontalen Gebirgsspannungen als auch die rheologischen Stoffparameter des Gesteins in großer Tiefe in situ erfassen zu können (Borm, 1985a). Die Anwendung der Relaxationsmethode konnte bei der Auswertung von hard-inclusion Spannungsmessungen in einem norddeutschen Steinsalzbergwerk bereits erfolgreich nachgewiesen werden (Natau et al., 1986).

Die theoretischen Analysen für die Spannungs-Monitorstation dienen der Entwicklung einer Ähnlichkeitstheorie für den Einfluß der Geometrie und Steifigkeit der Sonde und der primären Gebirgsspannungen auf die chronische Druckzunahme am harten Einschluß. Die Behinderung der Kriechdehnungen hat eine mit der Zeit monotonzunehmende Belastung der Sonde durch horizontalen Gebirgsdruck zur Folge. Die Retardationsfunktionen für die zeitabhängige Belastungszunahme der Sonde, die synchron mit der Relaxation der deviatorischen Spannungen im Gebirge abläuft, sind von (Borm, 1985b) für den allgemeinen Fall eines Kriechgesetzes in Potenzform als geschlossene analytische Lösung angegeben.

Die Retardations- und Relaxationszeiten der Spannungsumlagerungen vom Gebirge auf die Sonde wachsen mit zunehmender Nachgiebigkeit des Einschlusses. Dabei wird die deviatorische Entspannung des Gebirges nicht durch das Kriechen des Gebirges sondern vielmehr durch dessen Behinderung gefördert. Die theoretischen Ansätze für die zeitabhängige Spannungszunahme an der Meßsonde müssen jedoch für die zu erwartenden mehrachsigen Spannungszustände im kristallinen Gebirge erweitert werden. Hierfür sind neben numerischen Methoden analytische Verfahren mit komplexen Spannungsfunktionen vorgesehen.

Für die Datenauswertung ist die Entwicklung eines Computerprogrammes erforderlich. Es beruht auf einer Matrizenmethode mit finiten und semi-infiniten Zylinderelementen mit analytisch exakten Verschiebungs- und Spannungsansätzen. Die Element-Steifigkeiten werden darin mithilfe polarer Verschiebungsansätze formal so gebildet wie bei den herkömmlichen isoparametrischen Vierecks-Elementen, jedoch erfolgt die Integration der Elementsteifigkeiten in radialer Richtung exakt.

Die Formfunktionen für die Verschiebungen am Einzelement sind polare Potenzfunktionen für die radialen, Fourier'sche Reihenentwicklungen für die tangentialen und Polynome für die axialen Verschiebungen. Für infinite oder semi-infinite Elemente werden die Formfunktionen entsprechend modifiziert. Die Elementsteifigkeitsmatrizen für die Spannungssonden-, die Zement- und die Gebirgs-Elemente werden aufgestellt und zur Struktur-Steifigkeitsmatrix für die Bohrloch-/Sonden-Konfiguration zusammengesetzt. Das System der Bewegungsgleichungen für die Bohrloch- und Sondenrandverschiebungen unter dem Einfluß einer willkürlichen äußeren Spannungsverteilung im Gebirge wird gelöst, wobei die Steifigkeit des Sondenkörpers als harter Einschuß berücksichtigt wird: Je steifer die Sonde ist, desto rascher erfolgt die Zunahme des Gebirgsdrucks am Sondenkörper und umgekehrt; je früher die Sonde in die Bohrung kommt, desto mehr Information kann über die elastischen und rheologischen Parameter des Gebirges gewonnen werden. Zum Schluß soll ein Inversionsprogramm zur Auswertung der mit der Spannungssonde gemessenen Daten entwickelt werden, das die Extrapolation der Spannungen im Fernfeld aus den Meßdaten der Spannungsmonitorsonde gestattet.

Bei linear viskosem Verhalten des Gebirges folgt die Lösungsmethode dem visko-elastischem Korrespondenzprinzip, während bei nichtlinear rheologischem Materialverhalten ein Anfangsdehnungs-Algorithmus mit Zeitintegration für die Erfassung der Kriech- und Relaxationseffekte zur Anwendung kommt (z.B. Borm, 1980). Die Relaxationsgeschwindigkeit des kristallinen Gesteins wird zunächst nach Materialdaten aus der Literatur abgeschätzt, damit die zeitliche Entwicklung des Druckaufbaus an der Spannungsmonitorstation vorhergesagt werden kann.

Untersuchungen für die Herleitung von rheologischen Gebirgsparametern unter in-situ-Bedingungen sind mit Ausnahme der Arbeiten von Natau et al.(1986) bisher noch nicht durchgeführt worden. Anhaltspunkte für die Kriech- und Relaxationsparameter kristalliner Gesteine ergeben sich jedoch aus Laborversuchen von Lempp & Natau (1986) an Granitproben unter hohen Drücken und Temperaturen (Abb.4).

Eine erste Extrapolation dieser Relaxationskennlinien auf längere Zeitintervalle wurde durch Integration der homogenen Bewegungsgleichung eines verallgemeinerten Maxwell-Körpers mit einer scheinbaren Viskosität entsprechend einem Kriechgesetz vom Typ des hyperbolischen Sinus in Abb.5 vorgenommen. Danach wäre für eine Spannungserholung auf beispielsweise 20% der Anfangsspannung bei Raumtemperatur unter den angenommenen Materialparametern eine Zeitspanne von mehr als mehr als 3000 Jahren erforderlich. Temperaturänderungen beeinflussen die Form der Relaxationskennlinie nicht sondern verschieben bei Temperaturerhö-

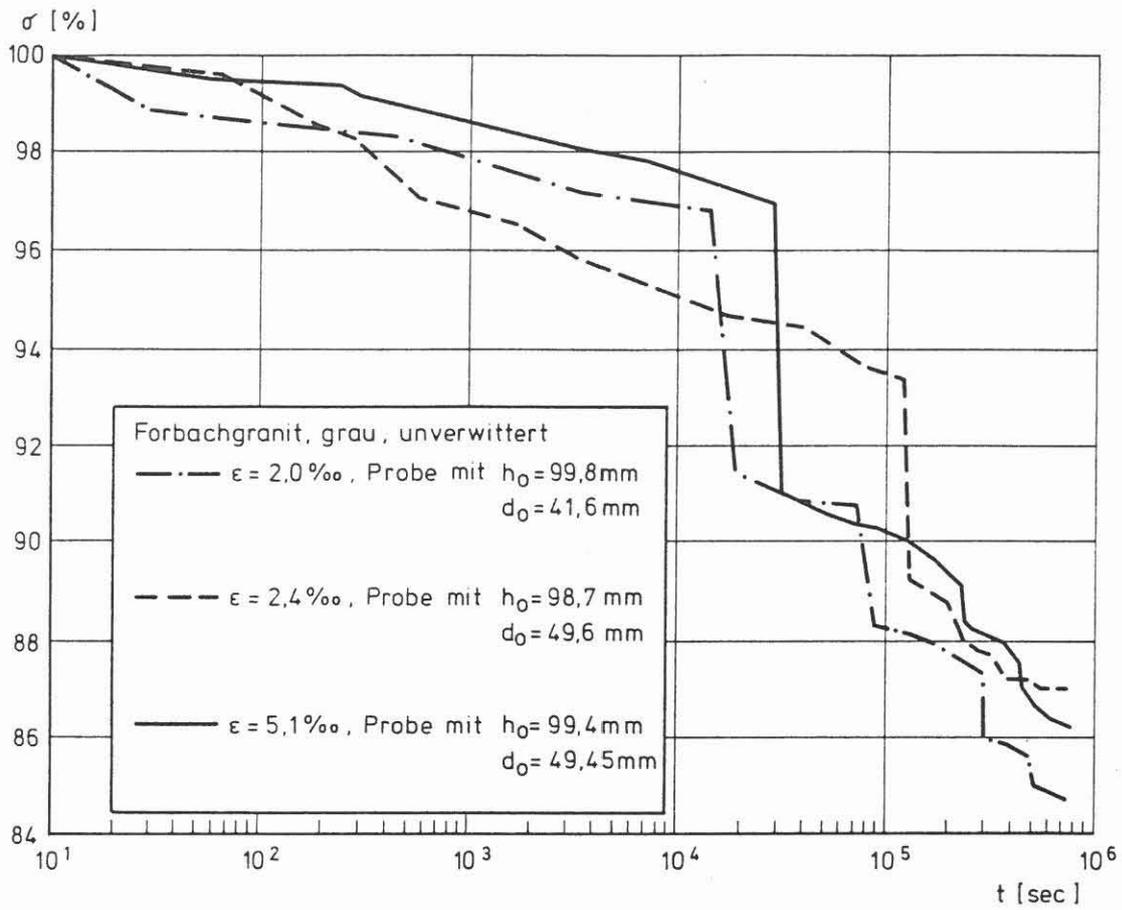


Abb.4: Experimentelle Ergebnisse von Spannungsrelaxationsmessungen an Granitproben im Labor (Lempp & Natau, 1986)

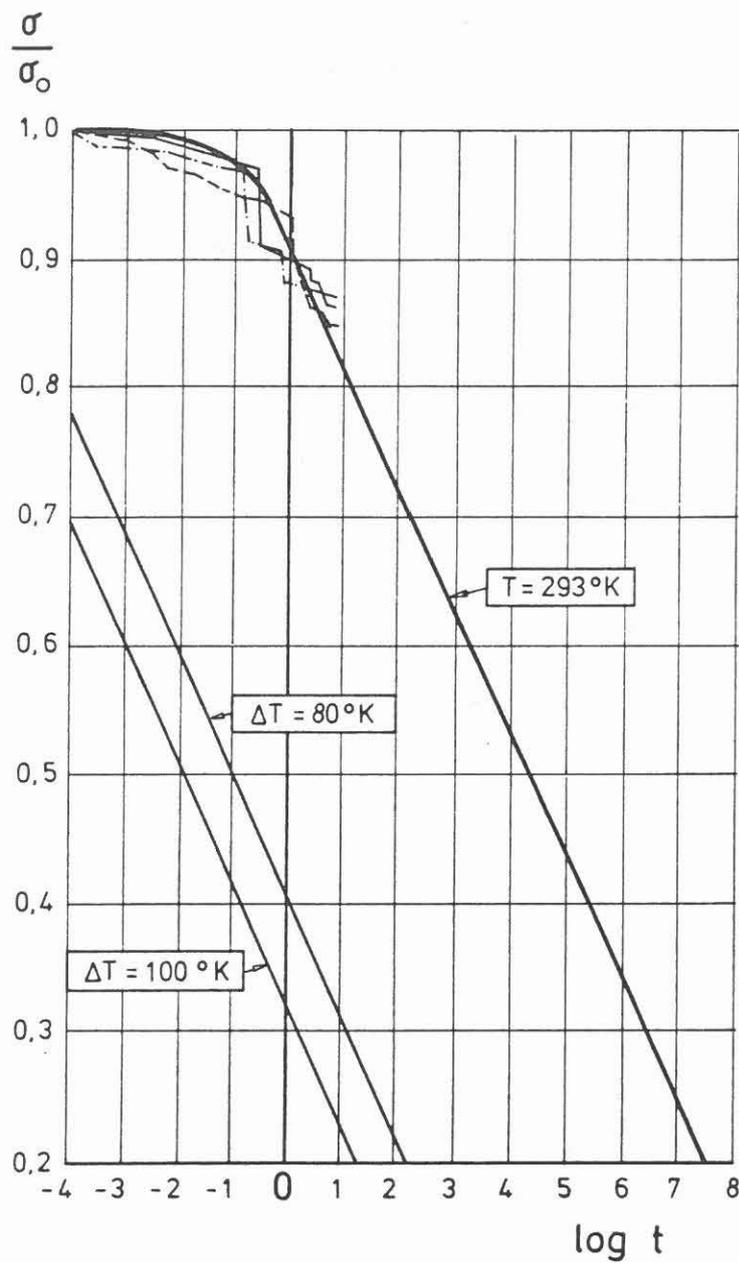


Abb.5: Einfluß von Temperaturänderungen auf die normierte Relaxationsgeschwindigkeit von Granitproben. Extrapolation der Kennlinien von Abb.4 unter Verwendung eines Kriechgesetzes vom sinh-Typ und einer Arrheniusfunktion für die Temperatur. Die dimensionsfreie Zeitkoordinate ist auf die Einheit 1 [d] bezogen.

hungen die Meßkurve zu kürzeren Zeitbereichen und umgekehrt (Abb.5). Bei einer Erhöhung der Umgebungstemperatur auf 80-100°C würde eine nahezu vollständige Spannungsrelaxation bereits innerhalb relativ kurzer Zeit nach form- und kraftschlüssigem Einbau der Sonde ablaufen, sodaß die Erfolgsaussichten für Spannungsmessungen mit der Hard-Inclusion-Sonde im Fuß der KTB-Vorbohrung von der Theorie her als sehr gut eingestuft werden können.

4. DISKUSSION UND AUSBLICK

Nach theoretischen Überlegungen laufen in den kristallinen Festgesteinen der oberen Erdkruste, wie sie mit der Kontinentalen Tiefbohrung durchteuft werden, die Spannungsrelaxationsvorgänge hinreichend rasch ab, sodaß in einem angemessenen Zeitraum Aussagen zum rheologischen Verhalten des Gebirges und zu den dort herrschenden statischen und transienten Spannungen getroffen werden können. Dieses gilt besonders für die größeren Teufen, in denen alle Spannungsmessungen auf der Basis von elastischen Stoffannahmen versagen müssen.

Meßergebnisse aus Teufen von über 5 km sind in mehrfacher Hinsicht für die Forschungsarbeiten im KTB-Programm bedeutsam, da (a) für diesen Bereich bisher weltweit noch keine Spannungsmeßdaten vorliegen, (b) in der Tiefe zwischen 5 km und 10 km die größten deviatorischen Krustenspannungen und der Übergang von sprödebruchhaftem zu viskosem Spannungsabbau (Rummel, 1986) erwartet werden, (c) die z.T. noch sehr widersprüchlichen Hypothesen zu den Deformationsprozessen im tieferen Bereich der Oberkruste einer Absicherung durch in-situ-Messungen bedürfen und schließlich (d) die Spannungsrelaxation des Gebirges für die Bohrlochstabilität in größeren Teufen ausschlaggebend ist.

Das Projekt der Spannungsmonitorstation in der Kontinentalen Tiefbohrung wurde wegen seines Pilotcharakters in der Arbeitsgruppe 3 "Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität" auf fast jeder der bisherigen Sitzungen sehr eingehend diskutiert. Man hatte dort erwartet, daß damit die primären Gebirgsspannungen, tektonischen Spannungsänderungen und die bohrtechnisch induzierten Spannungsänderungen erfaßt werden könnten. Die Schwierigkeiten, all diese Effekte mit nur einer einzigen Sonde und mit hinreichender Auflösung messen zu können, sind evident. Da jedoch aus geologischer Sicht für die Lokation Oberpfalz mit keinen nennenswerten Spannungsänderungen durch größere Erdbeben gerechnet werden muß, bietet diese Station andererseits die wohl einzigartige Möglichkeit, rheologische Spannungsänderungen in der Tiefbohrung quasi kontinuierlich zu beobachten und hinsichtlich ihrer Informationen zum

zeitabhängigen Materialverhalten und Spannungszustand der oberen Erdkruste auszuwerten. Darüberhinaus soll sie den im Fuß der KTB-Vorbohrung fest installierten Teil eines Tiefenobservatoriums bilden.

Als wesentliche technische Herausforderung werden die Ankopplung der Meßwertaufnehmer an das Gebirge, der kraftschlüssige Einbau und die Einzementierung der Sonde angesehen. Die größte Schwierigkeit besteht wohl in dem Abrufen der Daten, da durch Nachfall von Gestein die Sonde unzugänglich werden könnte. Es ist daher zu überlegen, ob die Datenabfrage nicht auch weiter oben in der Bohrung im Zusammenhang mit einer Sammeldatenabrufanlage erfolgen kann. Das Nachfallproblem läßt sich wahrscheinlich mit Fangbehältern lösen, deren Installation zum Zweck von Gesteinsuntersuchungen ohnehin vorgesehen ist. Das Problem der Energieversorgung der Meßsonde in 5000m Tiefe ist dagegen noch nicht endgültig gelöst; hierfür müssen im Rahmen der von der KTB-Projektleitung in Auftrag gegebenen Forschungs- und Entwicklungsarbeiten spezielle Technologien untersucht werden.

Durch die notwendige Abstimmung des Vorhabens mit den bohrtechnischen Rahmen- und Zwangsbedingungen konnte mit der Arbeit an diesem Projekt erst später als ursprünglich geplant begonnen werden. Es bedarf nun sehr großer Anstrengungen, damit der vorgesehene Einbau einer Prototypstation in der KTB-Vorbohrung in der verbleibenden knappen Frist noch realisiert werden kann.

DANK

Wir danken den Mitgliedern der KTB-Arbeitsgruppe 3 "Spannungsmessungen und Bohrlochstabilität" für viele umfangreiche, konstruktive Diskussionen um die Entwicklung der Spannungsmonitorstation in der KTB-Vorbohrung und -Hauptbohrung. Den Fachleuten der KTB-Projektleitung, namentlich den Herren Dr.P.KEHRER und Dr.W.KESSELS, danken wir für ihre Aufgeschlossenheit und die Unterstützung dieses wichtigen Vorhabens. Dem Bundesministerium für Forschung und Technologie danken wir für die jetzt erfolgte Bereitstellung von Förderungsmitteln für die Anfertigung einer Durchführbarkeitsstudie.

LITERATUR

BAUMANN, H. und BECKER, A. (1983): Einrichtung einer Dauermeßstelle Dauermeßstelle zur Registrierung von Spannungsänderungen im Hohenzollerngraben und Spannungsmessungen im südlichen Oberrheingraben; Berichtsband SFB 108, 1981-1983, Universität Karlsruhe

BORM, G. (1980): Zur Analyse chronischer Gebirgsverformungen beim Felshohlraumbau. Veröffentl. Inst. Bodenmechanik und Felsmechanik, Heft 88, Universität Karlsruhe

BORM, G. (1985a): Stress measurements by borehole hard inclusion soundings. Proc. 2nd Int. Symp. Observ. Cont. Crust through Drilling, p. 76, Seeheim, AWS Bonn

BORM, G. (1985b): Wechselwirkung von Gebirgskriechen und Gebirgsdruckzunahme am Schachtausbau. Felsbau 3, Nr. 3, 153-158

FECKER, E. und REIK, G. (1987): Baugeologie. Enke Verlag, Stuttgart

GLÖTZL, R., KAPPEI, G., KOLDITZ, H., MEYER, T. und SCHMIDT, M. W. (1986): New Approach to the Long-Term Determination of the Stress Fields to Reduce Risks of Large Underground Caverns. Proc. Int. Symp. on Large Rock Caverns, 661-672, ISRM, Helsinki

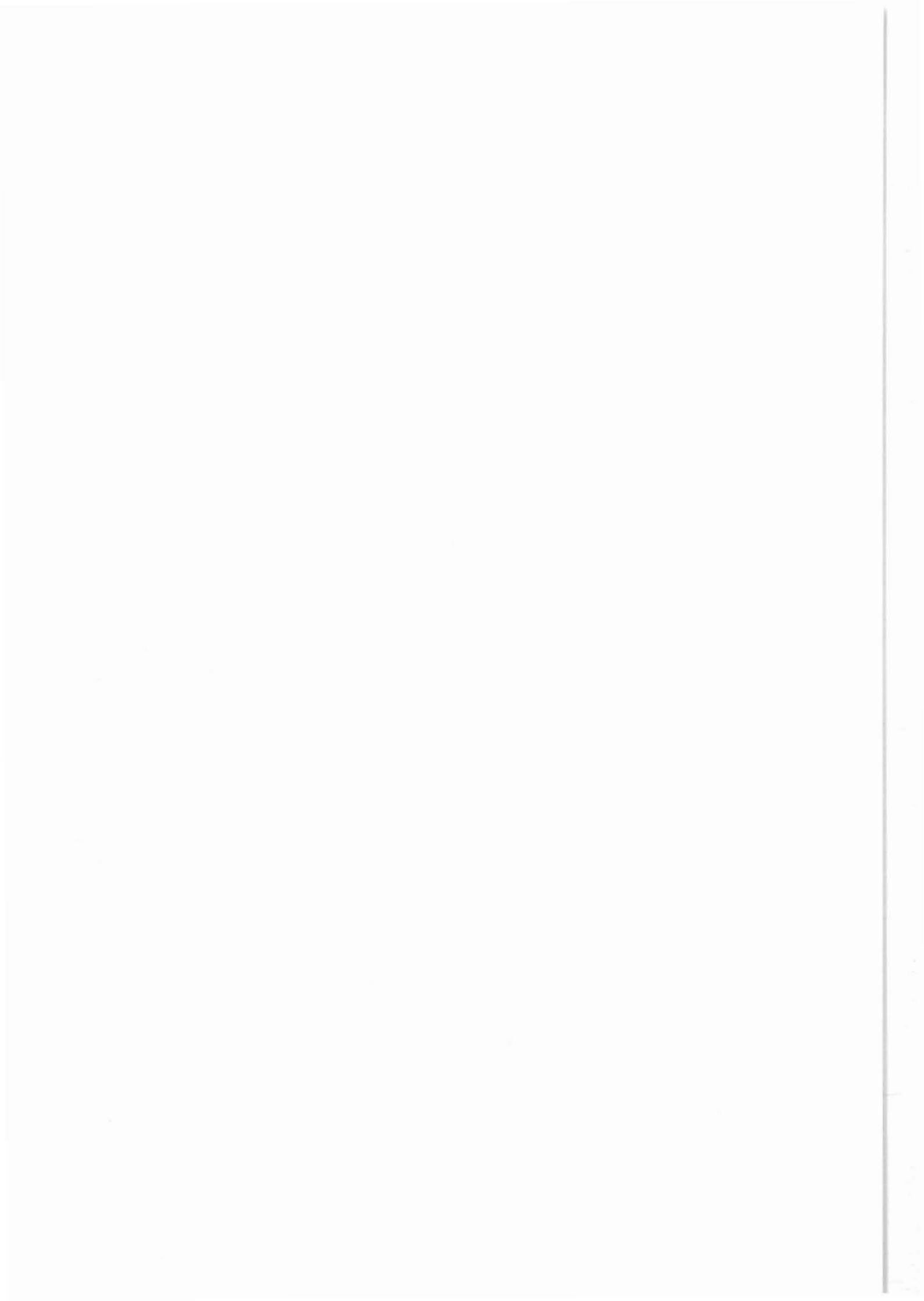
KESSELS, W. (1986): Operational Principle, Testing, And Applications of the AWID-Flat Jack for Absolute Stress Determinations Using Voltage Measurements. Rock Mechanics and Rock Engineering, 19/3, 165-184

LEMPP, Ch. und NATAU, O. (1986): Festigkeitsverhalten von kristallinen Gesteinen unter hohen Drücken und Temperaturen. Berichtsband SFB 108, 1984-1986, S. 233-278, Universität Karlsruhe

NATAU, O., Lempp, Ch., & BORM, G. (1986): Stress relaxation monitoring by prestressed hard inclusions. Proc. Int. Conf. Stockholm ISRM on Rock Stress and Stress Measurements, 509-514, Centek Publ. Lulea

REIK, G. und BORM, G. (1988): Gebirgsspannungs- und Hydraulik-Monitorstation. Prototypentwicklung für die KTB-Vorbohrung. 1. KTB-Schwerpunktkolloquium, Zusammenfassungen der Beiträge, S. 34

RUMMEL, F. (1986): Stresses and Tectonics of the Upper Continental Crust - A Review. Proc. Int. Conf. Stockholm ISRM on Rock Stress and Stress Measurements, 177-183, Centek Publ. Lulea



Standfestigkeitsanalyse
der kontinentalen Tiefbohrung
als geowissenschaftliche Gemeinschaftsaufgabe

G. Borm



STANDFESTIGKEITSANALYSE DER KONTINENTALEN TIEFBOHRUNG ALS GEOWISSENSCHAFTLICHE GEMEINSCHAFTSAUFGABE *

Von

G. BORM, Karlsruhe

1. EINFÜHRUNG

Die extrem hohen Drücke und Temperaturen in der tieferen Erdkruste bewirken zusammen mit den dort hochgespannten wässrigen Lösungen, daß selbst die härtesten Gesteine fließfähig und brüchig werden. Die Fluide dringen in Risse, Spalten und Poren ein und formen eine Zone verminderter Materialdichte und -festigkeit. Die Kontinentale Tiefbohrung soll diesen Bereich durchdringen und ohne Verrohrung dauerhaft standsicher sein. Die Bohrlochstabilität ist daher ein zentrales Problem sowohl für die Bohrtechnik als auch für die Durchführung der beabsichtigten in-situ-Meß- und Testprogramme. Sie betrifft vor allem die Verformungen und die Spannungsumlagerungen am Bohrlochrand, wo das Gebirge am stärksten den thermo- und hydromechanischen Wechselbelastungen ausgesetzt ist.

Die Standsicherheit des offenen Bohrloches hängt von der Gesteinsfestigkeit, der mechanischen Beanspruchung, den Stützmaßnahmen und der Zeit ab. Mit der Zeit ermüdet das Material und verliert an Festigkeit; gleichzeitig relaxieren die deviatorischen Spannungen und entlasten die Bohrlochwand. Die Gebirgsspannungen lagern sich während und nach den Bohrarbeiten um, führen zu Verformungen des Gesteins und damit zu Konvergenzen des Bohrlochquerschnittes; bei Überlastung stellen sich unerwünschte Mehrausbrüche ein.

Die Bohrlochrandausbrüche entstehen je nach Magnitudenverhältnis der horizontalen äußeren Spannungen in zwei diametral gegenüberliegenden Zonen an der Bohrlochwand in Richtung der kleinsten horizontalen Primärspannung oder aber kleeblattförmig mit Elongationen in den Richtungen der Hauptschubspannungen. Ausbruchstiefe und -weite wachsen zwangsläufig mit der Magnitude der horizontalen äußeren Spannungen an, wobei sich die Abplatzungen, Abschaltungen und Scherbrüche ebenso wie die Konvergenzen des Bohrlochs als unstetige, zeitlich progressive Erscheinungen erweisen.

Die Beobachtungen der räumlichen und zeitlichen Veränderungen der Bohrlochstruktur, die Analyse von Scherbrüchen, Gleitkeilen, Trennrissen, Abschaltungen, Auskesselungen und hydraulischen Brüchen am Bohrlochrand sollen zusammen mit den Materialuntersuchungen zum Verformungs-, Festigkeits- und Entfestigungsverhalten unter hohen Druck- und Temperaturbedingungen sowie den Spannungsmessungen und theoretischen Berechnungen wesentliche Entscheidungshilfen für einen sicheren Bohrbetrieb und Erfolg bei der Kerngewinnung geben.

* Erweiterter Vortrag zum 1.KTB-Kolloquium am 29.01.1988 in Gießen; eine ausführliche Literaturstudie zum vorliegenden Thema wird im KTB-Report 88-9 gegeben.

2. MATERIALUNTERSUCHUNGEN UND MODELLVERSUCHE

Die mitteleuropäische Schule der Felsmechanik, die besonders mit den Namen H.CLOOS, L.MÜLLER und J.STINI verknüpft ist und im praktischen Felsbau heute weltweit Anwendung findet, hat ihre Ursprünge hauptsächlich in der Baugeologie: Der Gebirgsverband mit seinem Trennflächengefüge wird als geklüftetes Diskontinuum angesehen (MÜLLER, 1960, 1963). Die amerikanische Begriffsbildung der "Rock Mechanics" hingegen, wie sie von D.T.GRIGGS, W.F.BRACE und J.HANDIN geprägt worden ist, entspricht mehr einer Materialprüfung der Gesteine nach Methoden, die in der Werkstoffkunde metallischer und nichtmetallischer Festkörper angewendet werden. Die Stabilitätsuntersuchungen zur Kontinentalen Tiefbohrung sollten nun zweckmäßigerweise beide Betrachtungsweise vereinigen, indem man eine gewisse Analogie zwischen Mineralkorn- und Klufkörperverband anerkennt (LEMPP & NATAU, 1985).

Die experimentellen Labormethoden umfassen neben den felsmechanischen Materialuntersuchungen und Modellversuchen vor allem die mineralogischen und petrographischen Untersuchungen, geophysikalischen Methoden sowie ingenieurgeologische Bohrkernaufnahmen. Die felsmechanischen Materialuntersuchungen, die im folgenden behandelt werden, dienen der Bestimmung der Verformungs- und Festigkeitsparameter des kristallinen Gesteins bei hohen Drücken und Temperaturen. Dabei spielen Maßstabeffekte eine erhebliche Rolle (BIENIAWSKI, 1967a). In prozeßrechnergesteuerten Versuchen werden kombinierte Verformungs- und Spannungspfade bis über den Bruch hinaus so simuliert, daß auch die *residuellen* Festigkeitsparameter bei progressiver Materialauflockerung und -entfestigung ermittelt werden können. Daneben haben triaxiale *Extensionsversuche* eine erhebliche Bedeutung bei den Materialuntersuchungen zur Bohrloch- und Bohrkernstabilität.

2.1 Wechsellastversuche

Die Festigkeit des kristallinen Gesteins ist eine Funktion der Temperatur, des Umgebungsdrucks, der Gesteinsart, der Be- und Entlastungsgeschwindigkeit, des Fluidgehalts und des Porendrucks sowie der Mikrorißdichte, Verformung und Eigenspannung. Im Bruchspannungsniveau findet eine Gefügeauflockerung statt, die mit einer ausgeprägten Änderung der festigkeitsmechanischen Parameter verbunden ist. Wasserzugabe beschleunigt den Entfestigungsprozeß durch Reduktion der Kohäsion und inneren Reibung sowie durch Hydrolyse des Gesteins (GRIGGS, 1974). Besonders durch Dauerbelastung oder häufige Last- und Temperaturwechsel verliert das Gestein mit der Zeit an Festigkeit (LEMPP, 1988). Diese *Ermüdung* tritt hauptsächlich bei höheren Spannungsamplituden und längeren Lastwechselperioden auf (CHO & HAIMSON, 1987). Darüberhinaus beeinflussen geochemische Korrosion und Lösungsvorgänge die Materialfestigkeit und erhöhen die Porosität und Permeabilität des Gesteins.

Nach dem Bruch erfährt das Gestein eine Auflockerung (Dilatanz) und Entfestigung. Als Bruchformen beobachtet man Scherbruch, Zugriß und Mischformen. Sie sind lokalisiert oder über die Probe verteilt. Der Trennbruch (Extensionsbruch) stellt sich überwiegend parallel zur Wirkungsrichtung der maximalen Druckspannung nach Überschreiten der Zugfestigkeit des Materials (HOLZHAUSEN & JOHNSON, 1979) ein, während der Scherbruch tendenziell der Wirkungsrichtung der maximalen Schubspannung nach Überschreiten von Kohäsion und innerer Reibung des Materials folgt.

2.2 Kriech- und Relaxationsversuche

Zur Untersuchung des temperatur- und zeitabhängigen Materialverhaltens werden geheizte Kriech-, Relaxations- und Wechsellastversuche durchgeführt. Stationäre Kriechversuche erfolgen unter konstanten Spannungen oder unter konstanten Dehnungsgeschwindigkeiten; nach KRANZ (1979) ergeben sich dabei sehr unterschiedliche Resultate. Relaxationsversuche sind wegen der großen Schwierigkeit ihrer Durchführung noch verhältnismäßig selten (HAUPT, 1988). Man unterscheidet zwischen Spannungs- und Temperatur-Relaxationsversuchen. Die rheologischen Deformationen der Gesteine hängen in exponierter Weise von den Spannungen ab. Auch hat der Fluidgehalt einen erheblichen Einfluß auf Kriechen und Relaxation der Gesteine. Die Spannungsrelaxation ist bei polykristallinem Gestein von sehr komplizierten Mechanismen wie gefügebefindete Spannungsspitzen und stip-slick-Effekte bestimmt. Es tritt eine rege Wechselwirkung von intragranularer Kriechbewegung, Spannungsrelaxation und Mikrorißbildung auf, wodurch die Kriech- und Relaxations-Kennlinien als sehr un stetig erscheinen (LEMPP & NATAU, 1987). Die Einordnung der Einflußparameter für die Bohrlochstabilität bei sprödem oder duktilem Materialverhalten polykristalliner Gesteine unter hohen Drücken und hohen Temperaturen ist ein wichtiger Beitrag zur Grundlagenforschung bei der Definition des spröd/duktile-Übergangs von Geomaterialien.

2.3 Permeabilitätsuntersuchungen

Die Spannungs-Dehnungs-Beziehungen auf der Basis der effektiven Spannungen überschätzen den Effekt des Porendrucks in hohem Maße. Ansätze für poroelastisches Materialverhalten von *verformbarem* Gestein mit *kompessiblen* Fluiden (RICE & CLEARY, 1976) kommen den Verhältnissen in der Natur wesentlich näher, doch sollten sie für Stabilitätsbetrachtungen im KTB-Projekt auch den exponentiellen Zusammenhang zwischen Druckfestigkeit und Porosität bzw. Auflockerungsgrad enthalten und das hochviskose, thixotrope Stoffverhalten der Bohrspülung (ENGESER & UJMA, 1987) sowie deren Temperatur- und Druckeinflüsse auf die Bohrlochstabilität berücksichtigen können. Den Einfluß von nicht-linear viskosen Druckflüssigkeiten auf den hydraulischen Bruch des Gesteins berechnet PASCAL (1986). Nach den in-situ-Messungen von BLACK (1983) ist die hydraulische Leitfähigkeit eine Potenzfunktion der wirksamen äußeren Spannungen, wobei sich die hydraulischen Eigenschaften von Gestein, Trennflächen und Rissen jedoch sehr voneinander unterscheiden.

2.4 Temperaturversuche

Temperaturerhöhung führt zu einer Erhöhung der Kriechgeschwindigkeit und zu einem Festigkeitsverlust. Die thermischen Eigenschaften beziehen sich auf Ausdehnungskoeffizient, Wärmekapazität und Wärmeleitfähigkeit. Die thermische Ausdehnung ist eine Funktion der Rißdichte, der Heizrate, der vorausgegangenen maximalen Temperatur ebenso wie der mineralogischen Zusammensetzung und der vorzugsweisen Kristall-Orientierung.

2.5 Modellversuche

Die Modellversuche zeigen Neubrüche in der Umgebung des Hohlraumes immer dann, wenn die Tangentialspannung in den Bereich der einachsigen Druckfestigkeit des Materials kommt (VARDAR, 1977). Je nach Verhältnis der Spannungen stellt man radial gerichtete, konzentrische oder ohrenförmige Brüche fest. An den kreisförmigen Modellbohrlöchern beginnt der Bruch durch Scherung an diametral gegenüberliegenden Bereichen (GAY, 1973) und kann sich durch Abschaltungen so lange fortsetzen, bis die gesamte Probe kollabiert. BANDIS et al. (1987) werten die Bruchkonturen mit Hilfe einer elastoplastischen Gleitlinienkonstruktion aus; dabei ergeben sich Scharen von logarithmischen Spiralen, deren Schnittwinkel direkt vom Reibungsbeiwert des Materials abhängen. Die Gleitzonen entfalten sich scharenweise gestaffelt zum Teil simultan, zum Teil sequentiell und progressiv; sie können auch übergangslos in Trennflächen umschlagen. Dabei ist die Bruchfortpflanzung nicht kontinuierlich sondern sporadisch in unregelmäßigen Zeitabständen.

Die Modellversuche dienen der Prüfung von theoretischen Vorhersagemodellen durch Experimente an biaxial belasteten, gelochten Scheiben oder dickwandigen Gesteinshohlzylindern in biaxialen oder triaxialen Hochdruckversuchen unter kontrollierten Spannungs-, Temperatur- und Porendruckbedingungen. Die Erfahrungen aus dem Experiment werden dazu benutzt, die Genauigkeit und Aussagekraft der theoretischen Rechenansätze und -modelle zu verifizieren, zu ergänzen und zu modifizieren. Erst wenn eine hinreichende Übereinstimmung von Versuch und Rechnung erzielt ist, kann man Prognosen für die Standfestigkeit der Kontinentalen Tiefbohrung abgeben.

3. STATISCHE BERECHNUNGEN

Die Berechnungen zur Bohrlochstabilität erfolgen analytisch, semi-analytisch oder numerisch. Als Eingabeparameter benötigt man Geometrie, geologische Struktur, Stoffgesetze sowie Anfangs- und Randbedingungen für Spannungen und Verschiebungen. Man verwendet kontinuierliche, finitisierte oder diskontinuierliche Rechenmodelle von zwei- oder dreidimensionaler Geometrie. Berechnet werden die Bohrlochkonvergenzen, Gebirgsspannungen und Bruchzonen.

3.1 Analytische Modelle

Die Spannungsumlagerungen nach Öffnung des kreisförmigen Querschnittes sind für den Fall isotroper äußerer Spannung aus der Theorie von LAMÉ (1852) bekannt, die für ein dickwandiges, elastisches Rohr hergeleitet worden ist, auf dessen innere und äußere Mantelflächen gleichmäßig verteilte Normalspannungen wirken. Erstaunlicherweise wurde ausgerechnet nach dieser Methode die Stabilität der Kola-Tiefbohrung abgeschätzt (ANDRIANOV et al., 1987).

Bei biaxialer äußerer Horizontalspannung führt man die Berechnungsaufgabe zweckmäßigerweise auf das Randwertproblem der einachsig gezogenen, gelochten elastischen Scheibe zurück, das für die Spannungsverteilung erstmals von KIRSCH (1898) vollständig gelöst worden ist. KASTNER (1971) benutzte diese Lösung, um durch Vergleich mit der Grenzbedingung nach MOHR-COULOMB die sog. plastischen Zonen

um einen kreisförmigen Tunnelquerschnitt bei biaxialen äußere Horizontalspannungen zu lokalisieren; plastische Verformungen und Spannungsumlagerungen blieben dabei außer Acht.

Die Spannungsumlagerungen nach Öffnung eines kreisförmigen Querschnittes im *elastoplastischen Gebirge mit Entfestigung* sind für den Fall isotroper äußerer Spannung aus der Theorie von EGGER (1973) bekannt. FLORENCE & SCHWER (1978) zeigen bei Anwendung des MOHR'schen Festigkeitskriteriums, daß die Ausweitung der plastischen Zone bei ebenen Berechnungen außer von Kohäsion und Reibung entscheidend auch von der Wahl der POISSON'schen Querkontraktionszahl abhängt.

Oberflächen-Instabilitäten und lokalisierte Scherbandbildung am Bohrlochrand mit spannungsabhängigen Verformungsmoduln untersuchen SANTARELLI & BROWN (1987), die zu qualitativ ähnlichen Spannungsverteilungen wie bereits NADAI (1963) kommen, der ein Potenzgesetz für die elastoplastische Spannungs-Dehnungs-Beziehung angenommen hat. Dabei hängt die Bohrlochstabilität nicht allein von den Materialeigenschaften sondern auch sehr von dem Spannungspfad bei der Herstellung der Bohrung und von den Randbedingungen des Systems ab (VARDOULAKIS et al., 1988).

LEE & SMITH (1988) berechnen das Wachstum eines anfangs kreisförmigen Hohlraumes unter ausgeprägt biaxialen äußeren Spannungsbedingungen nach der Methode der komplexen Spannungsfunktionen und finden, daß das Verformungsverhalten sich qualitativ und quantitativ sehr von dem eines linear viskosen Materials unterscheidet: Die Elongation der Hohlraumgeometrie wächst bevorzugt in Richtung der maximalen Kompressionsspannung und bildet langfristig einen elliptischen Spalt, der die Form eines Extensionsrisses annimmt. Dieses bemerkenswerte Ergebnis, das sowohl für die Interpretation der Bohrlochrandausbrüche unter hohen Temperaturen und Drücken nützlich ist als auch die Bildung von tangentialen Rissen an Bohrlochwänden in einem viskosen oder starr plastischen Gebirge erklären könnte, wird von numerischen Berechnungen nach der Methode der finiten Elemente von ANDERSSON (1977) und durch Laborexperimente an Metallen bestätigt.

3.2 Numerische Berechnungsmodelle

Numerische Methoden werden herangezogen, wenn keine entsprechenden analytischen vorhanden sind, z.B. bei unregelmäßiger Geometrie des Bohrlochs, heterogener Struktur des Gebirges, Auflockerungszonen und komplexen Materialeigenschaften des Gesteins. Sie basieren überwiegend auf der Methode der finiten Elemente für kontinuumsmechanische Anwendungen, der finiten Differenzen für hydromechanische Berechnungen und der Randintegral-Elemente für bruchmechanische Probleme.

Finite-Differenzen-Modelle wurden von WILKINS (1969) zur näherungsweise Lösung partieller Differentialgleichungen für Randwertprobleme der Geomechanik vorgeschlagen; sie haben sich jedoch in der Felsmechanik gegenüber den Finite Element Modellen bisher noch nicht recht durchsetzen können. Voraussichtlich werden sie an Bedeutung gewinnen, wenn die zeitabhängigen thermo-hydro-mechanischen Ansätze für das Materialverhalten der Gesteine am Bohrloch in großer Tiefe stärkere Anwendung finden als bisher.

Die *Randintegral Element Methode* der Elastizitätstheorie beruht auf analytisch exakten Fundamentallösungen für Punkt- oder Linienkraftquellen im kontinuierlichen Voll- oder Halbraum, die mit Hilfe von Computerprogrammen linear so superponiert werden, daß sie alle gestellten Randbedingungen bei willkürlicher Geometrie des betrachteten Bereichs befriedigen (CROUCH & STARFIELD, 1983). Die Randintegral-Element-Modelle werden für die Analyse der Bohrlochrandausbrüche und des Bohrkernerfalls herangezogen und vermögen, die Entstehung, Form, Ausbreitung und Wechselwirkung von Brüchen phänomenologisch zu beschreiben.

Die von EWY et al.(1987) propagierten Bohrlochmodelle nach der Randintegral-Element-Methode sind von der Theorie her demnach prinzipiell elastische Modelle: Bereiche, in denen die Grenzbedingungen erreicht oder überschritten sind, werden in einem folgenden Iterationsschritt geometrisch durch Veränderung der Kontur des offenen Bohrloches ausgespart. Die berechneten Abplatzungsformen führen zu der Ausbildung definierter Ausbruchsbereiche, die hinsichtlich Abspaltung und Scherbrüchen stabil sind; sie entsprechen qualitativ denen, die auch in Hohlzylinderdruckversuchen beobachtet werden. Die Ausweitung des gebrochenen Bereich ist dabei im Fall einer graduellen Erhöhung der äußeren Spannungen kleiner als bei einer sofortigen Öffnung des Hohlraums unter voller Belastung durch das äußere Spannungsfeld.

Üblicherweise erfolgen die felsmechanischen Berechnungen nach der *Methode der finiten Elemente* unter besonderer Berücksichtigung des zeitabhängigen Materialverhaltens, der diskontinuierlichen geologischen Gebirgsverhältnisse und der räumlichen Geometrien. Die Elemente-Bibliothek sollte Schalenelemente für die Bohrlochverrohrung, Ring-Elemente für das Gebirge, ebene isoparametrische 8-Knoten-Scheibenelemente sowie ebene und räumliche Zwischenelemente für Gleitfugen, Trennflächen und Klüfte enthalten (BATHE, 1986). Die Finite Element Analyse umfaßt Eigengewichtsbelastung, homogenes und inhomogenes, isotropes und anisotropes Stoffverhalten, nichtlineare konstitutive Materialgesetze einschließlich Plastizität und Kriechen, sowie statische Gleichgewichts-Iterationen und Zeit-Integrationen für rheologische Rand- und Anfangswertprobleme. Die Berechnungen werden unter Variation der wesentlichen Einflußparameter (Materialfestigkeiten, Geometrien und Randbedingungen) durchgeführt. Dabei konzentriert sich die Analyse auf die Spannungen und Verformungen für die unterschiedlichen zeitlichen und räumlichen Zustände der Bohrung.

3.3 Ebene oder räumliche Strukturen

Maßgeblich für die Bohrloch- und Bohrkernstabilität ist der allgemeine Fall der Belastung in einem räumlichen Spannungsfeld mit unterschiedlich großen primären Horizontalspannungen. Besonders kompliziert wird die statische Berechnung, wenn die Hauptachsen des äußeren Spannungstensors nicht mit den Achsen des Bohrlochs übereinstimmen oder wenn räumlich unterschiedliche Bohrlochrandausbrüche zu einer heterogenen Spannungskonzentration führen. Unumgänglich sind dreidimensionale Berechnungen bei der Analyse des Spannungs-, Verformungs- und Bruchverhaltens in der Nähe der *Bohrlochsohle* und bei der *Kernentnahme* unter der Normal- und Scherbeanspruchung durch das Bohrwerkzeug. Leider sind die räumlichen Finite Element Modelle extrem zeit- und kostenaufwendig.

Die Vielfalt der unterschiedlichen Materialbereiche im anstehenden Gebirge muß hinsichtlich ihrer mechanischen Eigenschaften zu repräsentativen Materialtypen zusammengefaßt werden. Beim Entwurf des Finite-Element-Netzes wird versucht, die geologischen Materialgrenzen möglichst realistisch einzuhalten. Bei den Materialfraktionen wird angenommen, daß sie Foliationsflächen mit ausgeprägten Festigkeitsanisotropien aufweisen. Diskontinuitäten bei geologischen Formationswechseln und tektonischen Störungszonen, die zu diskreten Gleitkeilbildungen am Bohrlochrand führen können, lassen sich durch spezielle Kluft-Elemente mit reduzierten Festigkeiten und ausgeprägten Materialanisotropien berücksichtigen (MALINA (1969), VAN DILLEN et al.(1984), WITKE & ERBAN (1985)); ihr Stellenwert bei der Stabilitätsanalyse für *größere* Teufenbereiche der Kontinentalen Tiefbohrung ist jedoch noch unbestimmt.

3.4 Rand- und Anfangsbedingungen

Die Festlegung des seitlichen Einflußbereichs der Tiefbohrung ist bei elastischem Materialverhalten relativ einfach zu treffen; bei nichtlinear rheologischem Gebirgsverhalten ist die Wahl der lateralen Ränder erheblich problematischer, da sie auch aus sehr großer Entfernung noch die Spannungskonzentration und die Kriechraten am Bohrlochrand signifikant beeinflussen können (BORM & HAUPT, 1988). *Tektonische* oder *residuelle* sowie *geothermische* Gebirgsspannungen lassen sich in den numerischen Berechnungen wie die *gravitativen* Spannungen als *Anfangsspannungen* eingeben.

Das Abteufen der Tiefbohrung ist ein *nicht-stationäres* Problem: Die Störung des Kräftegleichgewichts beim Ausbruch, der Versuch des Gebirges, über seine spontane oder langzeitige Deformation und Spannungsrelaxation in *intermittierender* Weise einen neuen stabilen Zustand herzustellen, der weitere Bohrfortschritt usw. schlagen sich in wechselnden Belastungen der Bohrlochwand nieder. Um den Einfluß von bohrtechnisch bedingten Temperatur- und Lastwechseln erfassen zu können, muß die Berechnung diese *hysteretischen* Vorgänge realistisch nachzeichnen können.

3.5 Konstitutive Modelle

Die Gestalts- und Volumenänderungen von Festkörpern unter dem Einfluß äußerer Kräfte werden in der Kontinuumsmechanik durch die konstitutiven Gleichungen (Stoffgesetze) beschrieben. Bei natürlichem Fels sind entsprechende Gleichungen im allgemeinen nicht bekannt, sodaß man sich in der Praxis auf vereinfachte Näherungsansätze beschränkt, die das Materialverhalten wenigstens innerhalb eines vorgegebenen Deformationsbereichs zahlenmäßig hinreichend genau wiedergeben.

Hinsichtlich der *Verformbarkeit* unterscheidet man lineares, nicht-lineares, isotropes, anisotropes und orthotropes elastisches Materialverhalten. Es wird charakterisiert durch die Angabe von Elastizitätsmoduln und Querkontraktionszahl oder durch Schub- und Kompressionsmoduln oder durch die Lamé-schen Konstanten. Sie sind für statische und dynamische Belastungsbedingungen i.a. verschieden und sind für Gesteine keine eigentlichen Materialkonstanten sondern hängen von der Intensität der Verformung ab. Nichtlineare Elastizität wird als inkrementell linearisierte Spannungs-Dehnungs-Beziehung mit veränderlichen Pseudo-Elastizitätsmoduln angenommen (BUDIANSKY & O'CONNELL (1976), WALSH (1965a,b)).

Während aus einem dreidimensionalen Rechenmodell bei entsprechender Parametervariation Rückschlüsse auf das Spannungs- und Verformungsverhalten des Bohrlochs gezogen werden können, sind Angaben zur *Stabilität* des Hohlraumes noch nicht direkt möglich. Selbst im Fall einer sehr weitgehenden Plastifizierung des Modelles, wenn also die Grenzbedingung um den Hohlraum herum überall erreicht ist, wird in einem Bohrloch kein Stabilitätsversagen eintreten, solange das Entfestigungsverhalten und der zusätzliche Verlust an Reibung durch Fluiddruck nicht berücksichtigt sind.

Die überwiegende Anzahl der elastoplastischen numerischen Berechnungen wird mit Festigkeitsparametern (Reibungswinkel und Kohäsion) durchgeführt, die als konstant angenommen werden. Dieses entspricht jedoch bei kristallinen Festgesteinen nicht unbedingt der Realität, vor allem dann nicht, wenn stärkere Verformungen auftreten. Die in den Laborversuchen gemessene *Materialentfestigung* des feuchten Gesteins muß quantifiziert und in ein thermodynamisch konsistentes, dreidimensionales Stoffgesetz umgesetzt werden, das man für makroskopische numerische Berechnungen verwenden kann. Um darüberhinaus die Entstehung der unterschiedlichen Formen der Bohrlochrandausbrüche wie Scher-, Trenn- und Mischbruch oder für das Knicken numerisch simulieren zu können, sind hohe geometrische Auflösungen der Netzstruktur und Verformungsansätze höherer als linearer Ordnung erforderlich. In einem Entfestigungsmodell von MÜHLHAUS (1987), bei dem mit nicht-assoziierter Fließregel gearbeitet wird, werden die ursprünglich *lastgeregelten* Randwertprobleme in äquivalenter Weise - aber numerisch wesentlich vorteilhafter - *verschiebungsgeregelt* berechnet.

Oberflächen-Instabilitäten und lokalisierte Scherbandbildung am Bohrlochrand zeigen, daß die Bohrlochstabilität nicht allein eine Frage der Materialeigenschaften ist, sondern daß sie auch sehr von dem Spannungspfad bei der Herstellung der Bohrung und von den Randbedingungen des Systems abhängt. Numerische Modellrechnungen müssen daher die Spannungs- und Verformungs-*Geschichte* in inkrementeller Form zuverlässig nachvollziehen können. Bei der quasi-einachsigen Aufspaltung und Knickung an der Bohrlochwand ist die Dicke der Abschaltungen um eine Größenordnung geringer als der Durchmesser des Bohrloches. Von zentraler Bedeutung ist daher neben der Notwendigkeit eines entsprechend feinen Diskretisierungsgrades, daß das Stoffgesetz einen Materialparameter mit der Dimension einer charakteristischen Länge enthält, wie z.B. Korngröße oder Mikrorißdichte. Diese Voraussetzung ist bei den herkömmlichen numerischen Modellen in der Regel nicht erfüllt.

SALUSTOWICZ (1965) stellt treffend fest, daß die Gesteinsmassen der Erdkruste sich auf eine von der Teufe abhängende Weise verhalten: In kleinen Teufen sei das Gestein elastisch oder plastisch; in größeren Teufen weise es eine verzögerte Elastizität auf; dem entspreche das KELVIN'sche Modell; in sehr großen Teufen wachsen die Verformungen unbegrenzt an; dem entspreche das MAXWELL'sche Modell. Die linearen viskoelastischen Modelle sind jedoch nur von theoretischer Bedeutung zur Veranschaulichung von Kriech- und Relaxationsphänomenen an der Bohrlochwand. Praktisch sind sie irrelevant, weil die natürlichen Gesteine sich langfristig in keiner Weise linear verhalten.

Die Einbeziehung der *rheologischen* Bewegungsgleichungen und ihrer Integration nach der Zeit ermöglichen Prognosen zur Dauerstandfestigkeit der Tiefbohrung und zur Kriechkonvergenz. Die Berechnungen erfolgen auf der Basis der Methode der Anfangsverformungen (ZIENKIEWICZ, 1971). Praktische Rezepte für die Wahl nume-

risch stabiler Zeitintegrationsverfahren geben ZIENKIEWICZ & CORMEAU (1974) und SNYDER & BATHE (1977). Bei Ansatz eines nichtlinearen rheologischen Materialverhaltens relaxieren die sekundären Differenzspannungen am Bohrlochrand chronisch; dadurch verlagern sich die Maxima der tangentialen Spannungsintensitäten allmählich in das Innere des Gebirges, wo sie eine temporäre *Schutzhülle* um den Hohlraum aufspannen. Dieses *Relaxationsverhalten* erscheint für die Stabilität der Tiefbohrung maßgeblich, da die Festigkeit der kristallinen Gesteine voraussichtlich schon in mittleren Teufen für die Aufnahme elastischer Spannungskonzentrationen nicht mehr ausreichen wird. Auch stehen die transienten Verformungen des umgebenden Gebirges in reger Wechselwirkung mit der Spannungsrelaxation am Bohrlochrand (BORM, 1987).

Temperaturerhöhung führt zu einer Erhöhung der Kriechgeschwindigkeit und zu einem Verlust an Festigkeit (HANDIN & CARTER, 1979). Der am häufigsten verwendete Ansatz für die Temperaturabhängigkeit ist die ARRHENIUS-Funktion, nach der der negative Logarithmus der stationären Kriechrate proportional zu einer spannungs- und temperaturabhängigen Aktivierungsenergie und umgekehrt proportional zur KELVIN - Temperatur ist (WEERTMAN & WEERTMAN, 1975). Der Einfluß der Erhitzung auf die mechanischen Eigenschaften des Gesteins variiert jedoch stark je nach Zusammensetzung und Textur der Gesteine. Spannungsänderungen durch *Temperaturdifferenzen* von Gebirge und Bohrspülung bewirken, daß die Vertikal- und Tangentialspannungen an der Bohrlochwand außer durch Spannungsrelaxation auch durch die Abkühlungskontraktion des Gebirges mit der Zeit abnehmen (LUX et al., 1987).

Die thermomechanischen Wechselwirkungen werden in den numerischen Modellrechnungen bei instationären Temperaturfeldern im allgemeinen durch entkoppelte Systeme iterativ simuliert: Neben dem mechanischen Finite Element Modell existiert ein weiteres, das die transiente Temperaturausbreitung berechnet; die darin ermittelten Temperaturen werden in inkrementellen Zeitschritten an das mechanische Modell als jeweilige Anfangstemperaturen übergeben, um daraus die thermische Expansion, Kontraktion und ggf. Rißbildung sowie die Kriechraten des Gesteins bestimmen zu können. In der Nachbildung des Bohrvorganges steckt implizit sowohl eine bohrtechnische als auch eine thermomechanische Zeitabhängigkeit. Durch das entkoppelte Verfahren von instationärer Temperaturberechnung und Spannungsanalyse erweist sich die vollständige Stabilitätsberechnung als so außerordentlich kompliziert, zeit- und kostenaufwendig, daß man gezwungen ist, sich auf Näherungsverfahren zu beschränken.

Sickerströmungen zum Bohrloch hin oder vom Bohrloch weg sollen ebenso wie der Einfluß von Spülungsdruck, Porendruck und Porendruckgradient in der Modellrechnung berücksichtigt werden: Einerseits induziert die Deformation des Gebirges die Bewegung der Fluide, andererseits ist diese Fluidbewegung von der Permeabilität des Systems bestimmt; umgekehrt hängt der Permeabilitätstensor des Systems vom lithostatischen und hydraulischen Druck ab. Die Permeabilitätswechselwirkungen sind deshalb räumlich und zeitlich unterschiedlich stark ausgeprägt (WALLNER et al., 1987).

Die Theorie der poroelastischen Modelle entwickelte BIOT zu Anfang der 40-er Jahre; die Ansätze wurden später von ihm ergänzt und modifiziert. Auf dieser Grundlage beschreibt GEERTSMA (1966) ausführlich die formalen Analogien zwischen poroelastischen und thermoelastischen Randwertproblemen und deren Lösungen. DETOURNAY & CHENG (1988) untersuchen das Problem der gekoppelten Diffusion und De-

formation für *biaxiale* äußere Spannungsfelder und berechnen damit potentielle Mechanismen für verzögerte Bohrloch-Instabilität und Scherbruch-Initiierung im Gebirge. Da die Ansätze ursprünglich nur für wassergesättigte *poröse Sedimentgesteine* entwickelt worden sind, bleibt zu klären, ob und in welchem Umfang auch das Verhalten von *entfestigten kristallinen* Gesteinen mit dieser Theorie beschrieben werden kann.

4. ZUSAMMENFASSUNG UND DISKUSSION

Standfestigkeitsanalysen mit dem Charakter einer Prognose der Möglichkeiten, auf direkt vergleichbare Situationen oder Erfahrungen zurückgreifen zu können, bilden eine herausfordernde Zielsetzung für die Geowissenschaften. Es müssen theoretische Modellvorstellungen entwickelt werden, deren Grundlagen zunächst einzugrenzen sind.

Ablenkungen des Bohrlochs, wie sie bei der KTB-Vorbohrung normal zur Foliationsrichtung der Paragneise beobachtet werden, oder gar Versetzungen des Bohrlochs an tektonischen Störzonen werden bei den vorliegenden Stabilitätsbetrachtungen ausgeklammert; sie sind Inhalt globaler Modellrechnungen, die auf das Umfeld der Kontinentalen Tiefbohrung mit seiner Störungstektonik und regionalen Spannungsanisotropie ausgerichtet sind. Voraussetzung bei dieser Prognose sind Faktoren, die überregional in der Lithosphäre die Standfestigkeit einer Tiefbohrung ausmachen.

Linear elastische Berechnungsmodelle können bestenfalls nur zur Kalibrierung der nichtlinearen Modelle herangezogen werden. Ebenso sind die linear viskoelastischen Methoden nur von theoretischer Bedeutung bei der Veranschaulichung von Kriech- und Relaxationsphänomenen an der Bohrlochwand. Praktisch sind sie irrelevant, weil die natürlichen Gesteine sich langfristig in keiner Weise linear verhalten. Wenig gut geeignet für Analysen der Bohrloch- und Bohrkernstabilität sind ferner alle herkömmlichen Verfahren auf der Basis von Plastizitäts- oder Viskoplastizitätstheorien, solange die dreidimensionale, inkrementelle Spannungs- und Verformungs-Geschichte und die progressive Auflockerungsentfestigung des Gebirges nicht darin berücksichtigt sind.

Bei dem quasi-einachsigen Aufspaltungs- und Knickmechanismus an der Bohrlochwand ist die Dicke der Abschalungen um eine Größenordnung geringer als der Durchmesser des Bohrloches. Von zentraler Bedeutung ist daher neben der Notwendigkeit eines entsprechend feinen Diskretisierungsgrades, daß das Stoffgesetz einen Materialparameter mit der Dimension einer charakteristischen Länge enthält, wie z.B. Korngröße oder Mikrorißdichte. Diese Voraussetzung ist bei den herkömmlichen numerischen Modellen in der Regel nicht erfüllt.

Oberflächen-Instabilitäten und lokalisierte Scherbandbildung am Bohrlochrand zeigen, daß die Bohrlochstabilität nicht allein eine Frage der Materialeigenschaften ist, sondern daß sie sehr wohl auch von dem Spannungspfad bei der Herstellung der Bohrung und von den Randbedingungen des Systems abhängt. Numerische Modellrechnungen müssen daher die Spannungs- und Verformungs-Geschichte in inkrementeller Form zuverlässig nachvollziehen können

Spannungsänderungen durch Temperaturdifferenzen von Gebirge und Bohrspülung bei zyklischer thermischer Belastung sowie Rißbildung durch Abkühlung sollen ebenso berücksichtigt werden können wie veränderliche Porendruckgradienten im Gestein; sie

bewirken, daß die Vertikal- und Tangentialspannungen an der Bohrlochwand sowohl durch Spannungsrelaxation als auch durch Abkühlungskontraktion des Gebirges mit der Zeit abnehmen und damit die Bohrlochwand entlasten.

Die Berechnungsansätze zur Bohrlochstabilität sollen auch die hydrolytische Materialentfestigung und die Erhöhung der Duktilität des Gesteins durch den Gehalt an Fluiden nachvollziehen können; hierzu müssen grundsätzlich offene Systeme modelliert werden, die obendrein die Transportgleichungen für Spülung und Fluide enthalten. Sie müssen das thixotrope Stoffverhalten der Bohrspülung mit ihren Strömungs-, Temperatur- und Druckeinflüssen auf die Bohrlochstabilität realistisch nachbilden können.

Nach den bisherigen Abschätzungen und Berechnungen ist die Stabilität der Kontinentalen Tiefbohrung und der daraus zu gewinnenden Kerne ab halber bis zwei Drittel Endteufe nicht mit Sicherheit nachzuweisen. Quantitative Prognosen der Bohrlochrandausbrüche, der kritischen Teufen und der Auswirkung der technischen Wechsellasten durch den Bohrvorgang mit periodischen Torsionsbeanspruchungen und Werkzeugwechseln müssen ebenso wie geeignete Maßnahmen zur Stützung des Bohrlochs und Sicherstellung der Kernprobengewinnung entwickelt werden, wobei sich die Zeitabhängigkeit der verschiedenen Einflußgrößen als Schlüsselfaktor erweist.

Schließlich gilt es zu beachten, daß der mechanische *Betrachtungsbereich* bei der Kontinentalen Tiefbohrung in der Querschnittsebene eine Größenordnung kleiner und nach der Tiefe hin eine Größenordnung höher ist als bei den herkömmlichen felsbaumechanischen Anwendungen. Diese Fakten müssen sich demnach sowohl im Grad der physikalischen als auch der numerischen Auflösung der Modellrechnungen niederschlagen. Eine direkte, pragmatische Übertragung der vorhandenen ingenieurmäßigen Berechnungsansätze und -methoden aus dem Felsbau wird darum für die Stabilitätsanalyse dieser Tiefbohrung in den unteren Krustenbereichen mit großer Wahrscheinlichkeit bei weitem nicht ausreichen. Die offenen Probleme stecken hauptsächlich in der Forderung nach hoher, dreidimensionaler Auflösung der petrographischen Strukturen am Bohrloch, Berücksichtigung der Zeitabhängigkeit der Materialeigenschaften (Temperaturgradient, Abkühlungsgeschwindigkeit, Entlastungsgeschwindigkeit, Relaxationsvermögen) und der begrenzten residuellen Festigkeiten sowie der noch weitgehend unbekannt, gekoppelten thermo-hydro-mechanischen Bewegungsgleichungen des durchteuften Gebirges.

Alle Berechnungen sind zweifelhaft, wenn sie nicht eng mit den Messungen und Beobachtungen in situ verbunden werden. Zu diesem Zweck müssen neben den Materialuntersuchungen im Labor vor allem auch die geometrischen Daten der Bohrlochrandausbrüche räumlich und zeitlich genau und systematisch unter möglichst gleichbleibenden Spülungs- und Bohrbetriebsbedingungen erfaßt werden. Nur so kann auf Dauer eine realistische Interpretation und Extrapolation der mechanischen Stabilität der Kontinentalen Tiefbohrung erfolgen.

5. LITERATUR

- ANDERSSON,H.(1977): Analysis of a Model for Void Growth and Coalescence ahead of a Moving Crack Tip. *Mech.Phys.Solids*, 25, 217-233, Pergamon Press
- ANDRIANOV,N.I., VOROZHBITOV, and VUGIN,R.B.(1987): Stability of the Borehole Wall Rock Mass. In: KOSLOVSKY,Y.A.(ed.): *The Superdeep Well of the Kola Peninsula*, 427-432, Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg-New York-London-Paris-Tokyo
- ATTEWELL,P.B. and FARMER,I.W.(1973): Fatigue Behavior of Rock. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 10, 1-9
- BANDIS,S.C., LINDMAN,J., and BARTON,N.(1987): Three-Dimensional Stress State And Fracturing Around Cavities in Overstressed Weak Rock. In: Herget,G. and Vongpaisal,S.(eds.): *Proc.6th Int.Congr.ISRM*, Montreal, 769-767, Balkema, Rotterdam
- BATHE,K.J.(1986): *Finite Elemente Methoden*. Springer Verlag, Berlin Heidelberg New York Tokyo
- BAYUK,E.I., BELIKOV,B.P. VERNIK,L.I., VOLAROVITCH,M.P., KUZNETSOV,Y.I., KUZMENKOVA,G.E., and PAVLOVA,N.N.(1987): Rock Density, Porosity, and Permeability. In: KOSLOVSKY,Y.A.(ed.): *The Superdeep Well of the Kola Peninsula*, 332-338, Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg-New York-London-Paris
- BEHR,H.-J.(1987): KTB und kontinentale Krustenforschung - Warum ein wissenschaftliches Tiefbohrprogramm? In: *KTB-Report 87-1*, 1-35
- BIENIAWSKI,Z.T.(1967a): Mechanism of Brittle Fracture of Rock. Part II - Experimental Studies. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 4, 407-423
- BIENIAWSKI,Z.T.(1967b): Mechanism of Brittle Fracture of Rock. Part III - Fracture in Tension and Under Long-Term-Loading. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 4, 356-438
- BIOT,M.A.(1973): Nonlinear and Semilinear Rheology of Porous Solids. *J.Geophys.Res.*, 78(23), 4924-4937
- BLACK,J.H.(1983): Treating Granites as Fissured Porous Media.*Proc. Int.Symp.Field Measurements Geomech. Zurich*, 1299-1308, Balkema, Rotterdam
- BLÜMLING,P., FUCHS,K., and SCHNEIDER (1985): In Situ Stress and Borehole Breakouts. In: *Proc.2nd Int.Symp.Obs.Cont.Crust through Drilling*, 75, Seeheim
- BORM,G.(1987): Rheologische Gebirgsspannungen und -entspannungen beim bergmännischen Felshohlraumbau. *Felsbau*, 5, H.4, 175-181.
- BORM,G. und NATAU,O. (1988): Bohrlochstabilität der Kontinentalen Tiefbohrung - Materialuntersuchungen und statische Berechnungen. *KTB-Report 88-9*
- BORM,G. and HAUPT,M.(1988): Constitutive Behaviour of Rock Salt: Power Law or Hyperbolic Sine Creep?, In Swoboda,G.(ed.): *Proc.ICONMIG 88 Innsbruck*, 3, 1883-1894, A.A.Balkema, Rotterdam.
- BRACE,W.F.(1972): Pore Pressure in Geophysics. In: *Flow and Fracture of Rocks*, *Geophys.Monogr.* 16, 265-273, Amer.Geophys.Union, Washington, D.C.
- BRACE,W.F.(1980): Permeability of Crystalline and Argillaceous Rocks. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 17, 241-251
- BUDIANSKY,B. and O'CONNELL,R.J.(1976): Elastic Moduli of a Cracked Solid. *Int.J.Solids Struct.*, 12, 81-97

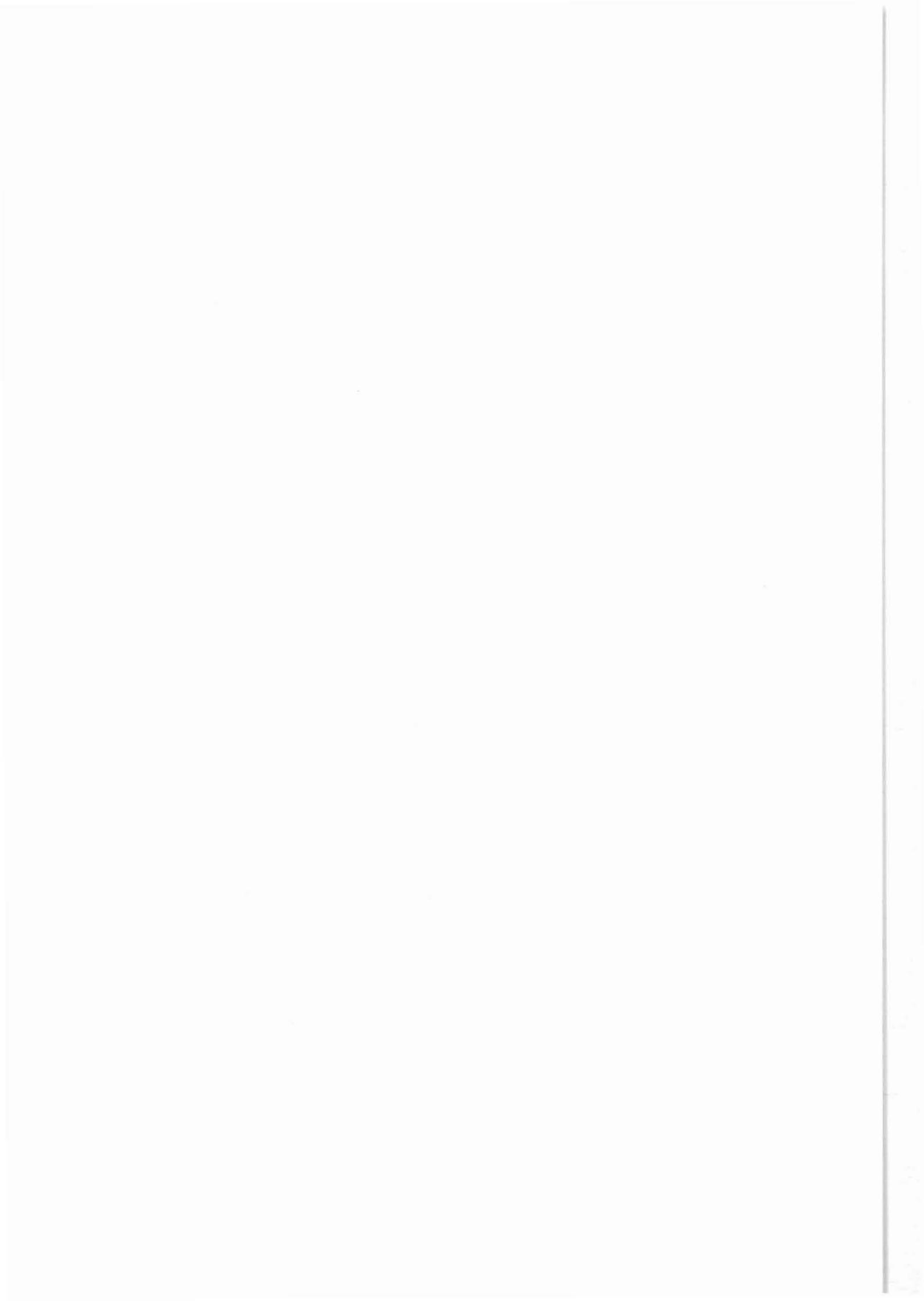
- CARTER,N.L., ANDERSON,D.A., HANSEN,F.D., and KRANZ,R.L.(1981): Creep And Creep Rupture of Granite Rocks. In: Mechanical Behaviour of Crustal Rocks, Geophys.Monogr. 24, Amer.Geophys. Union, Washington, D.C.
- CHO,T.F. and HAIMSON,B.C.(1987): Effect of Cyclic Loading on Circular Openings - Results of a Laboratory Simulation. In: Proc.28th U.S.-Symp. Rock Mech. Tucson, 805-812, A.A.Balkema, Rotterdam - Boston
- COSTIN,L.S. and HOLCOMB,D.J.(1981): Time-Dependent Failure of Rock Under Cyclic Loading. Tectonophysics, 79, 279-296
- CROUCH,S.L. and STARFIELD,A.M.(1983): Boundary Element Methods in Solid Mechanics. George Allen and Unwin, London
- DETOURNAY,E. and CHENG,A.D.H.(1988): Poroelastic Response of a Borehole in a Non-Hydrostatic Stress Field. Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr., 25(3), 171-182
- DIETRICH,H.G. und HEINISCH,M.(1987): Die Geowissenschaftliche Bohrungsbe-
arbeitung vor Ort unter Einbeziehung des Feldlabors. In: KTB-Report 87-1, 146-163
- EGGER,P.(1973): Einfluß des Post-Failure Verhaltens von Fels auf den Tunnelausbau. Veröff.Nr.57, Inst.Bodenmech.Felsmech.Univ.Karlsruhe
- EMMERMANN,R.(1986): Das Deutsche Kontinentale Tiefbohrprogramm. For-
schungskonzeption und Zielsetzungen. Geowissenschaften unserer Zeit, 4(1), 19-33
- ENGESER,B. und UJMA,K.-H.(1987): Spülungssysteme in der Vor- und Haupt-
bohrung. In: KTB-Report 87-1, 69-83
- EWY,R.T., KEMENY,J.M., ZHENG,Z. and COOK,N.G.W.(1987): Generation and
Analysis of Stable Excavation Shapes Under High Rock Stresses. In: Herget,G. and
Vongpaisal,S.(eds.): Proc.6th Int.Congr.ISRM, Montreal, 875-881, A.A.Balkema,
Rotterdam
- FLORENCE,A.L. and SCHWER,L.E.(1978): Axisymmetric Compression of a Mohr-
Coulomb Medium Around a Circular Hole. Int.J.Num. & Analyt.Meth.Geomech.2,
367-379
- GALDIN,N.E., LUBIMOVA,E.A., NARTIKOEV,V.D., POPOV,Y.A., SEMAS-
HKO,S.A., SKORNYAKOV,V.M., and SMIRNOVA,E.V.: Rock Thermal Proper-
ties. In: KOSLOVSKY,Y.A.(ed.): The Superdeep Well of the Kola Peninsula, 383-
386. Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg-New York-London-Paris-Tokyo
- GARG,S.K. and NUR,A.(1973): Effective Stress Laws for Fluid-Saturated Porous
Rocks. J.Geophys.Res., 78, 5911-5921
- GAY,N.C.(1973): Fracture Growth Around Openings in Thick-Walled Cylinders of
Rock Subjected to Hydrostatic Compression. Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geo-
mech.Abstr., 10, 209-233
- GEERTSMA,J.(1966): Problems of Rock Mechanics in Petroleum Production Engi-
neering. Proc. 1st Int.Congr.Int.Soc.Rock Mech., Lisbon, 1, 585-594
- GRIGGS,D.T.(1974): A Model of Hydrolytic Weakening in Quartz. J. Geophys. Res.,
79, 1653-1661
- HÄNEL,R.(1987): Das Deutsche Kontinentale Tiefbohrprogramm - eine Herausforde-
rung an die Bohrlochgeophysik. In: KTB-Report 87-2, 1-19
- HANDIN,J. and CARTER,N.(1979): Rheological Properties of Rocks at High Tempe-
ratures. Proc.4th Int.Congr.Int.Soc.Rock Mech. Montreux, 3, 97-106

- HAUPT,W.(1988): Entwicklung eines Stoffgesetzes für Steinsalz auf der Basis von Kriech- und Relaxationsversuchen. Veröff.Nr.110., Inst. Bodenmech.u. Felsmech. Univ.Karlsruhe
- HEUZE,F.(1983): High-Temperature Mechanical, Physical, and Thermal Properties of Granitic Rocks - A Review. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 20(1), 3-10
- HOLCOMB,D.J.(1981): Memory, Relaxation, and Microfracturing in Dilatant Rock. *J.Geophys.Res.*, 86(B7), 6235-6248
- HOLZHAUSEN,G.R and JOHNSON,A.M.(1979): Analyses of Longitudinal Splitting of Uniaxially Compressed Rock Cylinders. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 16, 163-177
- HORII,H. and NEMAT-NASSER,S.(1985): Compression-Induced Microcrack-Growth in Brittle Solids: Axial Splitting And Shear Failure. *J.Geophys.Res.*, 90(B4), 3105-3125
- KASTNER,H.(1971): Statik des Tunnel- und Stollenbaus. Springer Verlag, Berlin-Heidelberg
- KAZANSKY,V.I., SMIRNOV,Y.P., and KUZNETSOV,Y.I.(1987): Shear Zones And Mineralized Fissures. In: KOSLOVSKY,Y.A.(ed.): *The Superdeep Well of the Kola Peninsula*, 223-242, Springer Verlag, Berlin-Heidelberg-New York-London-Paris-Tokyo
- KESSELS,W.(1987): Das Spannungsfeld der Erdkruste und seine Wirkung auf eine übertiefe Bohrung. In: HÄNEL,R. und SCHOPPER,J.R.(ed.) *KTB-Report 87-2: Grundlagenforschung und Bohrlochgeophysik*, 183-208
- KIRSCH,G.(1898): Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre. *Z.VDI*, 40, 797-807
- KOSLOVSKY,Y.A.(1984): The World's Deepest Well. *Sci.Amer.*, Dec.84, 106-112
- KRANZ,R.L.(1979): Crack-Crack and Crack-Pore Interactions in Stressed Granite. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 16, 37-47
- KURITA,K., GETTING,I.C., and SPETZLER,H.A.(1980): The Effect of Thermal Cycling on Volumetric Strain. *EOS, Trans.Amer.Geophys.Union*, 61, T112
- LAMA,R.D. and VUTUKURI,V.S.(1978): *Handbook on Mechanical Properties of Rocks*. Vols.II, III, IV, TransTech Publ., Clausthal
- LEE,Y.S. and SMITH,L.C.(1988): Analysis of Power Law Creep Materials Containing a Single Hole and an Inclusion Subject to Various Combinations of Unequal Biaxial Stress. In Print.
- LEMPP,Ch. (1988): Significance of Material Softening for the Analysis of Deep Borehole Stability. In: BODÉN A. and ERIKSON,K.G.(ed.): *Deep Drilling in Crystalline Bedrock. Vol.2: Review of Deep Drilling Projects, Technology, Science, and Prospects for the Future*, 333-348, Springer Verlag, Berlin Heidelberg New York
- LEMPP,Ch. und NATAU,O.(1985): Mechanische Eigenschaften von Störungen und Verwitterungszonen im Granitgebirge und deren genetische Charakterisierung. In: HEITFELD,K.-H. (ed.): *Ingenieurgeologische Probleme im Grenzbereich zwischen Locker- und Festgesteinen*, 174-193, Springer Verlag, Berlin Heidelberg
- LEMPP,Ch. und NATAU,O.(1987): Festigkeitsverhalten von kristallinen Gesteinen unter hohen Drücken und Temperaturen. In: *Berichtsband 1984-1986 des SFB 108: Spannung und Spannungsumwandlung in der Lithosphäre*, 233-278, Universität Karlsruhe

- LUX, K.-H., ROHKAHR, R. und ZANDER-SCHIEBENHÖFER, D. (1987): Spannungsmessungen - Interpretation. Zwischenbericht zum Forschungsvorh. Lu 328/1-1
- MALINA, H. (1969): Berechnung von Spannungsumlagerungen in Fels und Boden mit Hilfe der Elementenmethode. Veröff.Nr.40, Inst. Bodenmech. u. Felsmech. Univ. Karlsruhe
- MARTIN III, R.J. (1972): Time Dependent Crack Growth in Quartz and Its Application to the Creep of Rocks. *J.Geophys.Res.*, 77(8), 1406-1419
- MAURY, M. (1987): Observations, recherches et résultats récents sur les mécanismes de ruptures autour de galeries isolées. In: Herget, G. and Vongpaisal, S. (eds.): Proc. 6th Int. Congr. ISRM, Montreal, 1119-1128, Balkema, Rotterdam
- MÖHRING-ERDMANN, G. (1987): Numerische Simulation der Wechselwirkung von Rissen. In: HÄNEL, R. und SCHOPPER, J.R. (ed.) KTB-Report 87-2: Grundlagenforschung und Bohrlochgeophysik, 173-182
- MÜHLHAUS, H.-B. (1987): Stability of Deep Underground Excavations in Strongly Cohesive Rock. Proc. 6th Int. Conf. Rock Mech., ISRM, Montreal, 1157-1161; Balkema, Rotterdam.
- MÜLLER, L. (1960): Brechen und Fließen in der geologischen und mechanischen Terminologie. *Geol. u. Bauwesen*, 25(2/3), 218
- MÜLLER, L. (1963): Der Felsbau. Erster Band: Felsbau Übertage. Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart
- NADAI, A. (1963): Theory of Flow and Fracture of Solids. Vol. II; McGraw Hill, New York
- NUR, A. and BYERLEE, J.D. (1971): An Exact Effective Stress Law for Elastic Deformation of Rocks with Fluids. *J.Geophys.Res.*, 76(26), 6414-6419
- PASCAL, H. (1986): Rheological Behaviour Effects of Non-Newtonian Fracturing Fluids on Propagation of a Vertical Hydraulic Fracture. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 10, 443-448
- PENG, S. and JOHNSON, A.M. (1972): Crack Growth and Faulting in Cylindrical Specimens of Chelmsford Granite. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 9, 37-86
- PENG, S. and PODNIEKS, E.R. (1972): Relaxation And the Behavior of Failed Rock. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.& Geomech.Abstr.*, 9, 699-712
- RICHTER, D. and SIMMONS, G. (1974): Thermal Expansion of Igneous Rocks. *Int.J.Rock Mech.Min.Sci.*, 11, 403-411
- RICE, J.R. (1975): On the Stability of Dilatant Hardening for Saturated Rock Masses. *J.Geophys.Res.*, 80(11), 1531-1536
- RICE, J.R. and CLEARY, M.P. (1976): Some Basic Stress-Diffusion Solutions for Fluid Saturated Elastic Porous Media With Compressible Constituents. *Rev. Geophys. Space Phys.*, 14(2), 227-241
- RICE, J.R. and SIMONS, D.A. (1976): The Stabilization of Spreading Shear Faults by Coupled Deformation-Diffusion Effects in Fluid-Infiltrated Porous Materials. *J. Geophys. Res.*, 81(29), 5322-5334
- RISCHMÜLLER, H. (1987): Das Kontinentale Tiefbohrprogramm der Bundesrepublik Deutschland, eine technische Herausforderung. In: KTB-Report 87-1, 36-49
- RUDNICKI, J.W. (1985): Effect of Pore Fluid Diffusion on Deformation and Failure of Rock. In: BAZANT, Z. (ed.) *Mechanics of Geomaterials*, 315-347, J.Wiley, London - New York

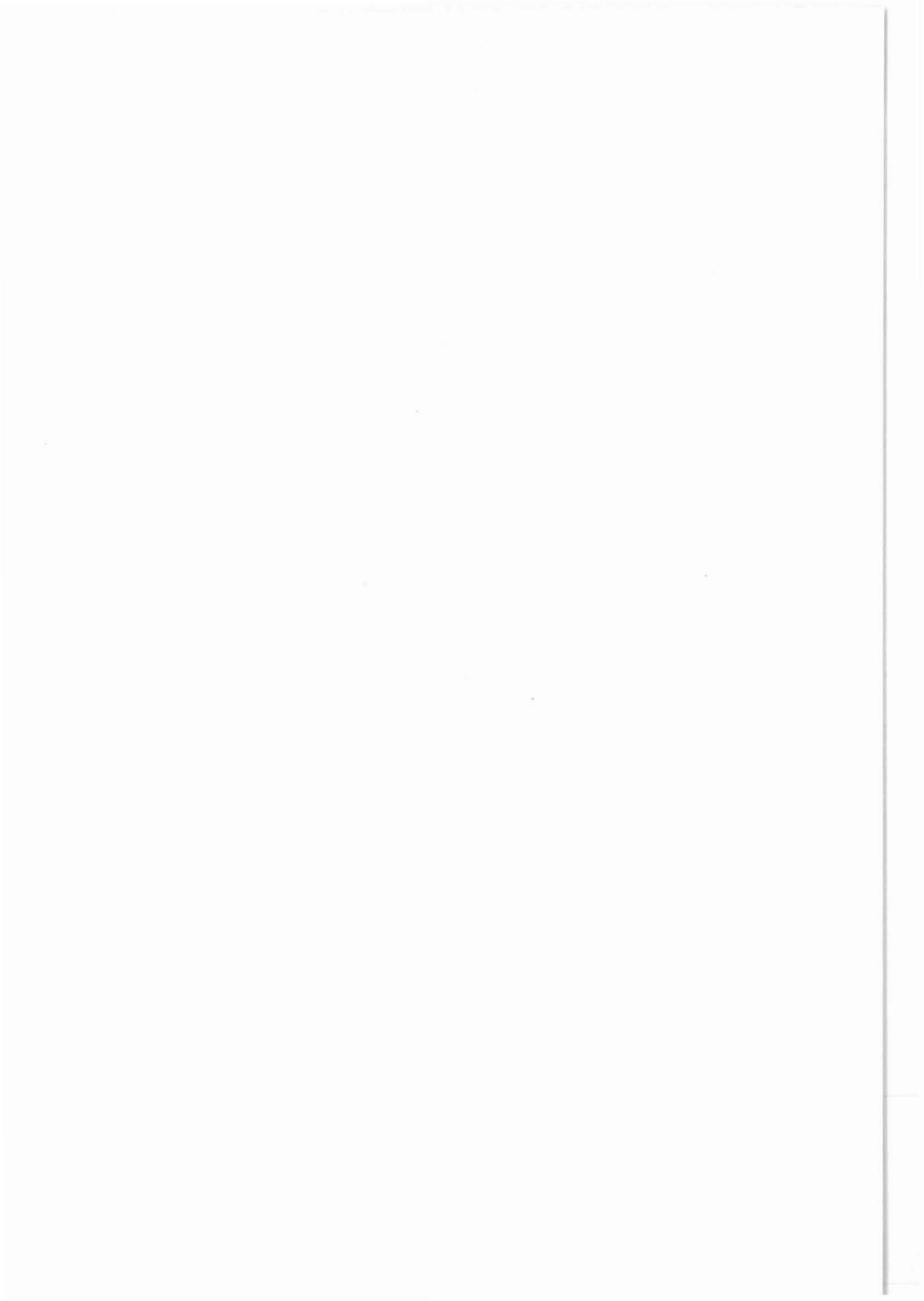
- RUDNICKI, J.W. and RICE, J.R. (1975): Conditions for Localization of Deformation in Pressure Sensitive Dilatant Materials. *J. Mech. Phys. Solids*, 23, 371-394
- RUMMEL, F. (1969): Studies of Time-Dependent Deformation of Some Granite and Eclogite Samples Under Uniaxial, Constant Compressive Stress and Temperatures up to 400°C. *Z. Geophys.*, 35, 17-42.
- SALUSTOWICZ, A. (1965): Der Gebirgsdruck auf den Streckenausbau als Funktion der Zeit. *Abh. Dt. Akad. Wiss.*, 6. Ländertreffen Internat. Büro Gebirgsmech., 85-109. Akademie Verlag, Berlin
- SANTARELLI, F.J. and BROWN, E.T. (1987): Performance of Deep Wellbores in Rock Having a Confining Pressure-Dependent Elastic Stiffness. In: Herget, G. and Vongpaisal, S. (eds.): *Proc. 6th Int. Congr. ISRM, Montreal*, 1217-1222, Balkema, Rotterdam
- SCHÄDEL, K. und DIETRICH, H.-G. (1982): Results of the Fracture Experiments at the Geothermal Research Borehole Urach 3. *The Urach Geothermal Project*, 323-343, Schweizerbart'sche Verlagsbuchhandlung, Stuttgart
- SCHOLZ, C.H. (1988): The Brittle-Plastic Transition and the Depth of Seismic Faulting. *Geol. Rundschau*, 77/1, 319-328
- SCHOLZ, C.H. and KOCZYNSKI, T.A. (1979): Dilatancy Anisotropy and the Response of Rock to Large Cyclic Loads. *J. Geophys. Res.*, 84(B10), 5525-5534
- SIMMONS, G.R. (1985): In Situ Experiments in Granite in Underground Laboratories. In: CÔME, B., JOHNSTON, P., and MÜLLER, A. (Eds.): *Design and Instrumentation of In Situ Experiments in Underground Laboratories for Radioactive Waste Disposal*. A.A. Balkema, Rotterdam Boston
- SNYDER, M.D. and BATHE, K.J. (1977): *Formulation and Numerical Solution of Thermo-Elastic-Plastic And Creep Problems*. MIT Rep. 82448-3, Cambridge, Mass.
- TEUFEL, L.W. (1985). Insights into the Relationship between Wellbore Breakouts, Natural Fractures, and In-Situ Stress. *Proc. 26th US Symp Rock Mech. Rapid City*, 1199-1206, A.A. Balkema, Rotterdam - Boston
- VAN DILLEN, D.E., FELLNER, R.W., and EWING, D.E. (1981): *Modernization of the BMINES Computer Code. Vol. I: User's Guide (BMINES Computer Program for Analytical Modeling of Rock/Structure Interaction)*. Agbabian Associates, Rep. U-7910-5117, El Segundo, CA
- VARDAR, M. (1977): Zeiteinfluß auf das Bruchverhalten des Gebirges in der Umgebung von Tunneln. *Veröff. Nr. 72, Inst. Bodenmech. Felsmech. Univ. Karlsruhe*
- VARDOULAKIS, I., SULEM, J., and GUENOT, A. (1988): Borehole Instabilities as Bifurcation Phenomena. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 25, 159-170
- VERNIK, L.I., KUZNETSOV, Y.I., MEDVEDEV, R.V., and TURTCHANINOV, I.A. (1987): Physico-Mechanical Properties. In: KOSLOVSKY, Y.A. (ed.): *The Superdeep Well of the Kola Peninsula*. 394-404, Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg-New York-London-Paris-Tokyo
- WALLNER, H., GRÜN, G.U. und NEUGEBAUER, H.J. (1987): Der Einfluß druckkontrollierter Permeabilität auf Fluidtransportphänomene im Gestein - Quantitative numerische FE-Simulation, In: HÄNEL, R. und SCHOPPER, J.R. (ed.) *KTB-Report 87-2: Grundlagenforschung und Bohrlochgeophysik*, 209-218
- WALSH, J.B. (1965a): The Effects of Cracks on the Compressibility of Rock. *J. Geophys. Res.*, 70(2), 381-389

- WALSH,J.B.(1965b): The Effects of Cracks in Rock on Poisson's Ratio. *J. Geophys. Res.*, 70(20), 5249-5257
- WALSH,J.B. and DECKER,E.R.(1966): Effect of Pressure and Saturating Fluids on the Thermal Conductivity of Compact Rock. *J.Geophys.Res.*, 71, 3053-3061
- WEERTMAN,J. and WEERTMAN,J.R.(1975): High-Temperature Creep of Rock and Mantle Viscosity. *Ann.Rev.Earth Planet.Sci.*, 3, 293-315
- WITTKKE,W. and ERBAN (1985): Borehole Stability and Borehole Convergency. In: *Proc.2nd Int.Symp.Obs.Cont.Crust through Drilling*, 88, Seeheim; AWS Bonn
- ZIENKIEWICZ,O.C. and CORMEAU,I.C.(1974): Visco-Plasticity, Plasticity, and Creep in Elastic Solids. A Unified Numerical Solution Approach. *Int.J. Num. Meth.Engng.*, 8, 821-845
- ZOBACK,M.D. and BYERLEE,J.D.(1975): The Effect of Cyclic Differential Stress on Dilatancy in Westerly Granite Under Uniaxial and Triaxial Conditions. *J. Geophys. Res.*, 80(11), 1526-1530



Untersuchungen
zum festigkeitsmechanischen Verhalten
kristalliner Gesteine
bei Temperaturen bis 300 °C

Ch. Lempp
O. Natau



**Untersuchungen zum festigkeitsmechanischen Verhalten
kristalliner Gesteine bei Temperaturen bis 300⁰ C**

Christof Lempp und Otfried Natau

Kurzfassung:

Es werden Ergebnisse von festigkeitsmechanischen Untersuchungen an Graniten und Paragneisen vorgestellt, die bei Temperaturen bis 300⁰ C durchgeführt wurden. Dabei wird auf die Bedeutung der geometrischen Versuchsrandbedingungen bei derartigen festigkeitsmechanischen Versuchen eingegangen, die im Hinblick auf die kontinentale Tiefbohrung durchgeführt werden. Es werden Auswertungen der Bruchspannungen und der Bruchmechanismen dargestellt. Bei unverwitterten Graniten ergibt sich eine deutliche Abnahme der maximal aufnehmbaren Deviatorspannungen bei Temperaturen über 200⁰ C; die innere Reibung ist insbesondere bei 200⁰ C bis 300⁰ C stark vermindert. Bei angewitterten Graniten sind die temperaturbedingten Veränderungen weniger deutlich ausgeprägt. Die Bruchmoden von Granit- und Gneisproben unterscheiden sich. Das mechanische Materialverhalten wird wesentlich bestimmt durch zeitabhängige Vorgänge, die in speziellen Triaxialversuchen und in Kriechversuchen untersucht werden. Prozesse der Mikrorißbildung und des Rißwachstums werden als wesentlich für das Materialverhalten dargestellt.

Abstract:

Test results about strength and mechanical behaviour of granitic rocks and paragneiss at temperatures up to 300⁰ C are presented. The importance of the geometrical conditions in this kind of mechanical strength tests is demonstrated. The tests are explained in view to the deep continental drilling project (KTB). Evaluations of peak stresses and of failure modes are showed. Unweathered granites show a clear decrease of the maximum possible deviatoric stresses at temperatures above 200⁰ C; the internal friction is considerably reduced at temperatures of 200⁰ C to 300⁰ C. Moderately weathered granites show less pronounced effects of temperature influence. The failure modes of granitic and of gneissic samples differ. The mechanical behaviour of the rocks especially is related to the time dependent processes, which are investigated in special triaxial compression tests as well as in creep tests. Processes of microcrack formation and microcrack development are supposed to be important for the material behaviour.

Anschrift der Autoren: Dr. Christof Lempp und Prof. Dr. Otfried Natau, Lehrstuhl für Felsmechanik, Institut für Bodenmechanik und Felsmechanik, Universität Karlsruhe, Richard-Willstätter-Allee, D 7500 Karlsruhe

1. EINFÜHRUNG

Die zentrale Frage der Standsicherheit eines mehr als 10 000 m tiefen Bohrloches in Mitteleuropa ist bisher noch nicht schlüssig beantwortet. Auch die bisherigen Beobachtungen zur Bohrlochstabilität der KTB-Vorbohrung erlauben es nicht ohne weiteres, Prognosen für die Tiefbohrung zu extrapolieren. Wahrscheinlich ergibt sich die endgültige Antwort auf die Standsicherheitsfrage erst beim Bohren.

Alle Ergebnisse von Vorausberechnungen hängen von den Modellannahmen, vom Rechenverfahren und von den festigkeitsmechanischen Parametern ab. Während die zu wählenden Modellannahmen und Rechenverfahren stark an den in-situ-Beobachtungen zur Stabilität der Vorbohrung orientiert sein sollten, können festigkeitsmechanische Parameter durchaus vorab im Labor an repräsentativem Gesteinsmaterial bestimmt werden. Jede vorlaufende Standsicherheitsberechnung für die Tiefbohrung wird dabei auf solchen festigkeitsmechanischen Parametern basieren, die notwendigerweise vor Erreichen einer kritischen Teufe ohne Kenntnis des maßgeblichen Versagensmodus ermittelt worden sind. Bei der Parameterermittlung wurde bisher vorrangig den sicher wichtigen physikalischen Versuchsrandbedingungen (Druck, Temperatur) Aufmerksamkeit geschenkt, während auf rein geometrische Versuchsrandbedingungen möglicherweise zu wenig geachtet worden ist.

Wichtige Voraussetzung bei allen festigkeitsmechanischen Experimenten ist die Erfassung eines repräsentativen räumlichen Betrachtungsbereiches, damit reproduzierbare und auf in-situ-Bedingungen übertragbare Meßergebnisse gewonnen werden können. Die Festigkeitsparameter sind stark vom Betrachtungsbereich, also von der Prüfkörpergröße abhängig.

Zunächst soll dieser geometrische Aspekt der Parameterermittlung diskutiert werden, bevor dann kurz die eingesetzte Versuchsanordnung vorgestellt und danach vorliegende Versuchsergebnisse erläutert werden. Abschließend soll eine Modellvorstellung skizziert werden, die die gemachten Beobachtungen zum festigkeitsmechanischen Verhalten zusammenfaßt.

2. BEDEUTUNG DER PRÜFKÖRPERGRÖßE

Während die Form der Prüfkörper (Verhältnis Höhe/Durchmesser λ) und die Art der Einspannung des Prüfkörpers (Endflächenqualität) durch felsmechanische Empfehlungen (vgl. z.B. ISRM-Commission, 1983) vereinheitlicht sind, wird die Größe der Prüfkörper (bes. Durchmesser) vor allem von den Möglichkeiten der Prüfmaschine und deren technischer Auslegung bestimmt. Naturgemäß führen hohe Prüfdrucke und -temperaturen zu relativ kleinen Prüfkörpervolumina, dabei muß ein Prüfkörpergrößeneffekt auf die Ergebnisse allerdings berücksichtigt werden.

Ganz allgemein ist bei zunehmender Prüfkörpergröße mit einer Festigkeitsabnahme zu rechnen, wenn der räumliche Trennflächenanteil (Mikrorisse, Risse, Klüfte) mit der Prüfkörpergröße zunimmt.

Die kristallinen Gesteine der Oberen Erdkruste, seien dies Granite mit Korngrößen im mm- bis cm-Bereich, Gneise mit ausgeprägter Lagentextur oder Granulite mit wechselnden Strukturen, alle Gesteinstypen besitzen eine typische sog. "innere Länge", mit der sich ein repräsentatives Volumenelement eingrenzen läßt (dabei soll von Trennflächen im Gebirgsverband hier zunächst ganz abgesehen werden).

Nachfolgend seien drei Untersuchungen beispielhaft genannt, aus denen deutlich hervorgeht, daß der Prüfkörpergröße erhebliche Bedeutung zukommt, weil die Versuchsergebnisse direkt von ihr beeinflußt sind. NATAU et al. (1983) zeigen, daß die einaxiale Druckfestigkeit eines feinkörnigen, laminierten Kalksteins aus dem Muschelkalk Nordwestdeutschlands mit zunehmender Prüfkörpergröße überlinear abnimmt (vgl. Abb. 1).

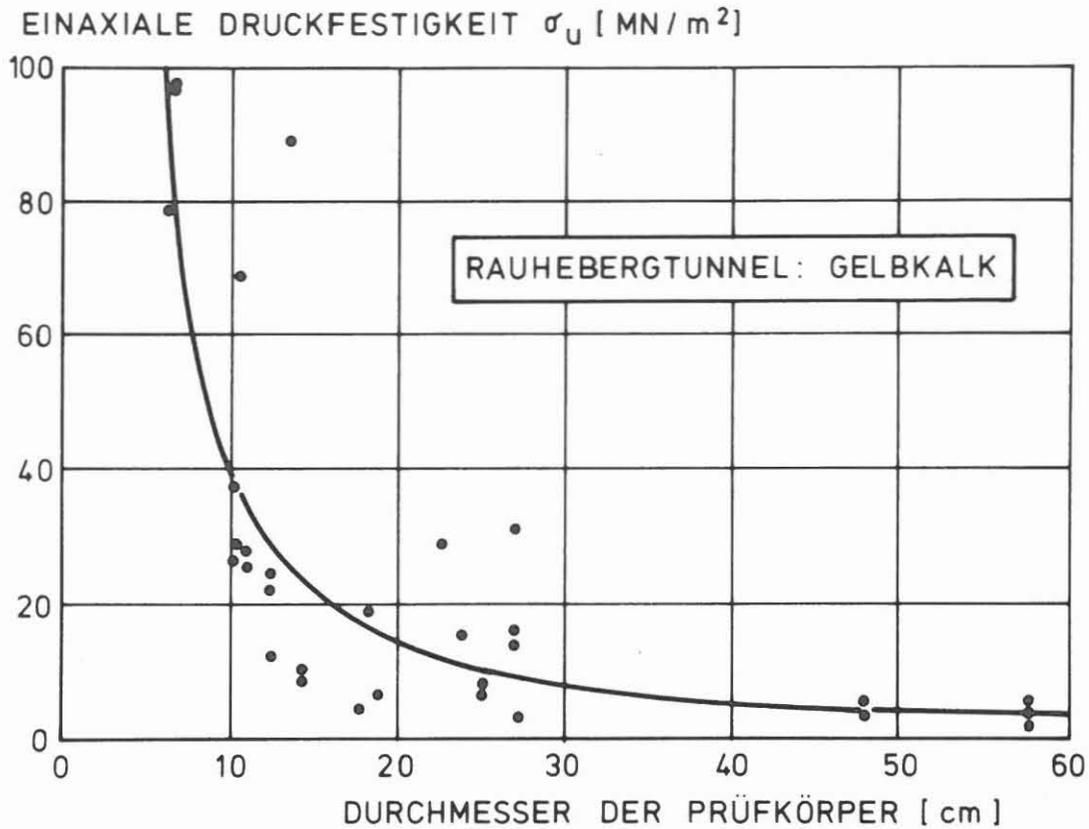


Abb. 1: Einaxiale Druckfestigkeit als Funktion der Probengröße nach NATAU et al., 1983)

CHO und HAIMSON (1987) vergleichen Versuchsergebnisse an einem Dolomitgestein, in dem zylindrische Bohrlöcher mit 14 mm bzw. mit 76 mm Durchmesser durch Erhöhung des Innendruckes hydraulisch aufgerissen werden. Es ergibt sich, daß bei zyklischen Wechselbelastungen unter sonst gleichen Versuchsbedingungen die größeren Bohrlöcher eine um 50% reduzierte Versagenszeit im Vergleich zu den kleineren Bohrlöchern besitzen. Die Autoren führen dieses Ergebnis auf einen geometrischen Effekt zurück.

MELLEGARD et al. (1983) führten Kompressionsversuche und Kriechversuche an monokristallinen Steinsalzproben mit Durchmessern von 50 mm und 100 mm durch und stellten fest, daß mit zunehmender Probengröße die Axialstauchung zurückgeht und daß sich der Seitendruck insofern auf das Ergebnis auswirkt,

als bei relativ hohem Seitendruck (σ_3 über ca. 10 MPa) die kleinen Proben fester und steifer sind als die großen Proben bzw. umgekehrt bei relativ geringerem Seitendruck ($\sigma_3 \leq 10$ MPa) die großen Proben fester und steifer sind als die kleinen. Unter Raumtemperatur erhöht sich außerdem bei größeren Proben die Kriechdehnung im Vergleich zu den entsprechenden Versuchen an kleineren Proben. Erhöhte Temperaturen führen teilweise zur Umkehrung dieses Trends. Die Autoren kommen zu dem Schluß, daß statistisch betrachtet zwei unterschiedliche Prüfkörpergrößen im Vertrauensbereich von 95% als unähnlich anzusprechen sind. Die Versuchsergebnisse sind also nicht direkt vergleichbar.

Die genannten Beispiele mögen belegen, daß zur Bestimmung repräsentativer festigkeitsmechanischer Parameter ganz besonders bei den polykristallinen Krustengesteinen die Prüfkörpergrößen in einem sinnvollen Verhältnis zum interessierenden Betrachtungsbereich stehen müssen.

Untersuchungen zur petrographischen Homogenität verschiedener Gesteine (vergl. z.B. MÜLLER 1963, DREYER 1967) weisen die Bedeutung des Verhältnisses Probengröße zu Korngröße bei Festigkeitsuntersuchungen nach. Empirisch hat sich immer wieder bestätigt, daß der Prüfkörperdurchmesser wenigstens dem fünf- bis zehnfachen Korndurchmesser entsprechen muß, damit Homogenität gegeben ist.

Dementsprechend läßt sich abschätzen, daß zylindrische Prüfkörper mit Durchmessern von 50 mm bis 70 mm eine wichtige Voraussetzung bei Festigkeitsuntersuchungen an Krustengesteinen sind, wenn die Ergebnisse nicht durch undefinierte, von Einspannung und Korngröße überprägte Spannungszustände beeinflusst werden sollen. Der Querschnitt der Prüfkörper muß so groß sein, daß die an Korngrenzen auftretenden Spannungsspitzen innerhalb des Korngerüstes abgetragen werden und sich ein definierter, mittlerer Spannungszustand einstellen kann.

Neuere Stabilitätsanalysen von MÜHLHAUS und VARDOULAKIS (1986), bei denen die rechnerische Simulation von Bruchfugen- und Rißbildungen möglich ist und die daher für Standsicherheitsberechnungen der KTB besonders geeignet erscheinen, unterstreichen die Bedeutung dieser geometrischen Versuchsrandbedingungen: In diese Stabilitätsanalysen geht ein Geometrieparameter ein; es müssen also festigkeitsmechanisch repräsentative Prüfkörper untersucht werden.

Hierbei ist es notwendig, daß der Prüfkörperdurchmesser wenigstens in derselben Größenordnung liegt wie der Bohrlochdurchmesser.

Diese geometrische Grundvoraussetzung ist bei bisher veröffentlichten Versuchsergebnissen nicht gegeben: Festigkeitsmechanische Parameter unter den Temperatur- und Druckbedingungen der Oberkruste wurden an relativ kleinen Prüfkörpern mit Durchmessern $d = 15 \text{ mm}$ bis $d = 30 \text{ mm}$ bestimmt. Ein derart kleiner "Betrachtungsbereich Prüfkörper" verbietet eine direkte Übertragung der Ergebnisse auf den größeren "Betrachtungsbereich Bohrloch".

Im Rahmen des Sonderforschungsbereiches 108 "Spannung und Spannungsumwandlung in der Lithosphäre" wurde in den vergangenen Jahren eine Triaxialprüfzelle entwickelt und gebaut, in der Prüfzylinder mit Durchmessern bis maximal 120 mm bis zu Temperaturen von 300° C aufgeheizt und dann festigkeitsmechanisch untersucht werden können.

So soll gewährleistet werden, daß festigkeitsmechanische Parameter bei Berechnungen zur Bohrlochstandsicherheit eingesetzt werden können, ohne daß Einschränkungen auf Grund nicht vergleichbarer Betrachtungsbereiche gemacht werden müssen.

3. KURZBESCHREIBUNG VON VERSUCHSANLAGE UND VERSUCHSABLAUF

Die Manteldruckzelle mit Axialkolben besteht aus wärmebeständigem, hochfestem Stahl. Als Dichtungselemente kommen O-Ringe aus Graphit und aus einem speziell entwickelten Elastomer-Compound-Werkstoff zum Einsatz. Die Manteldruckzelle ist auf einen Gebrauchsdruck von 70 MPa bei 300⁰ C ausgelegt.

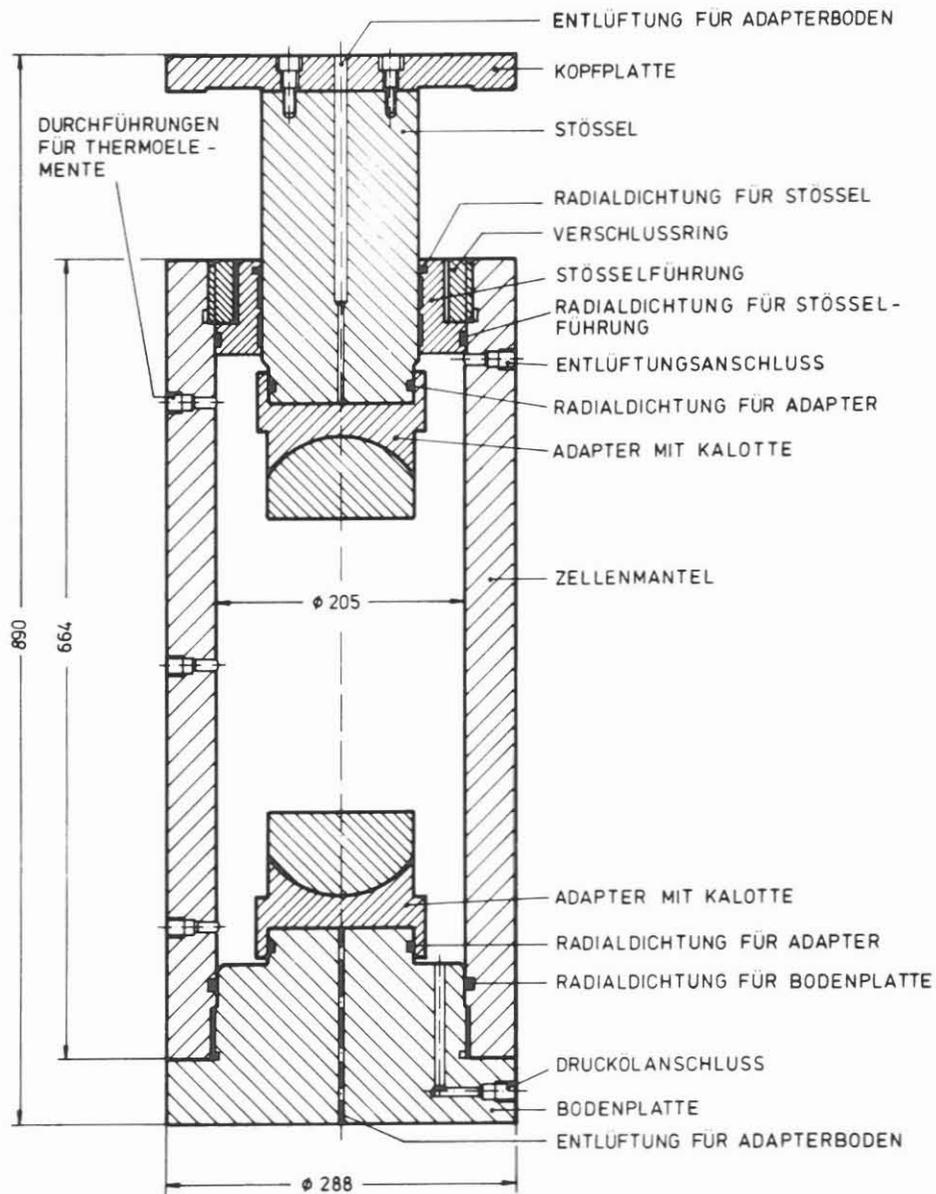


Abb. 2: Schnittzeichnung der Manteldruckzelle

Verschieden große, obere und untere mit Kugelkalotten versehene Adapterstücke gestatten wahlweise den Einbau von zylindrischen Prüfkörpern mit Durchmessern von 50 mm bis 120 mm.

Die Manteldruckzelle wird mit drei elektrischen Heizbändern beheizt, die auf den Zylindermantel aufgespannt sind. Die Temperatur wird in drei Ebenen gemessen, geregelt und auf $\pm 1^{\circ}$ C konstant gehalten. Die Probe wird für den Triaxialversuch mit einer elastischen, temperaturbeständigen Probenhülle aus einem stabilisierten Silikonkautschuk umgeben.

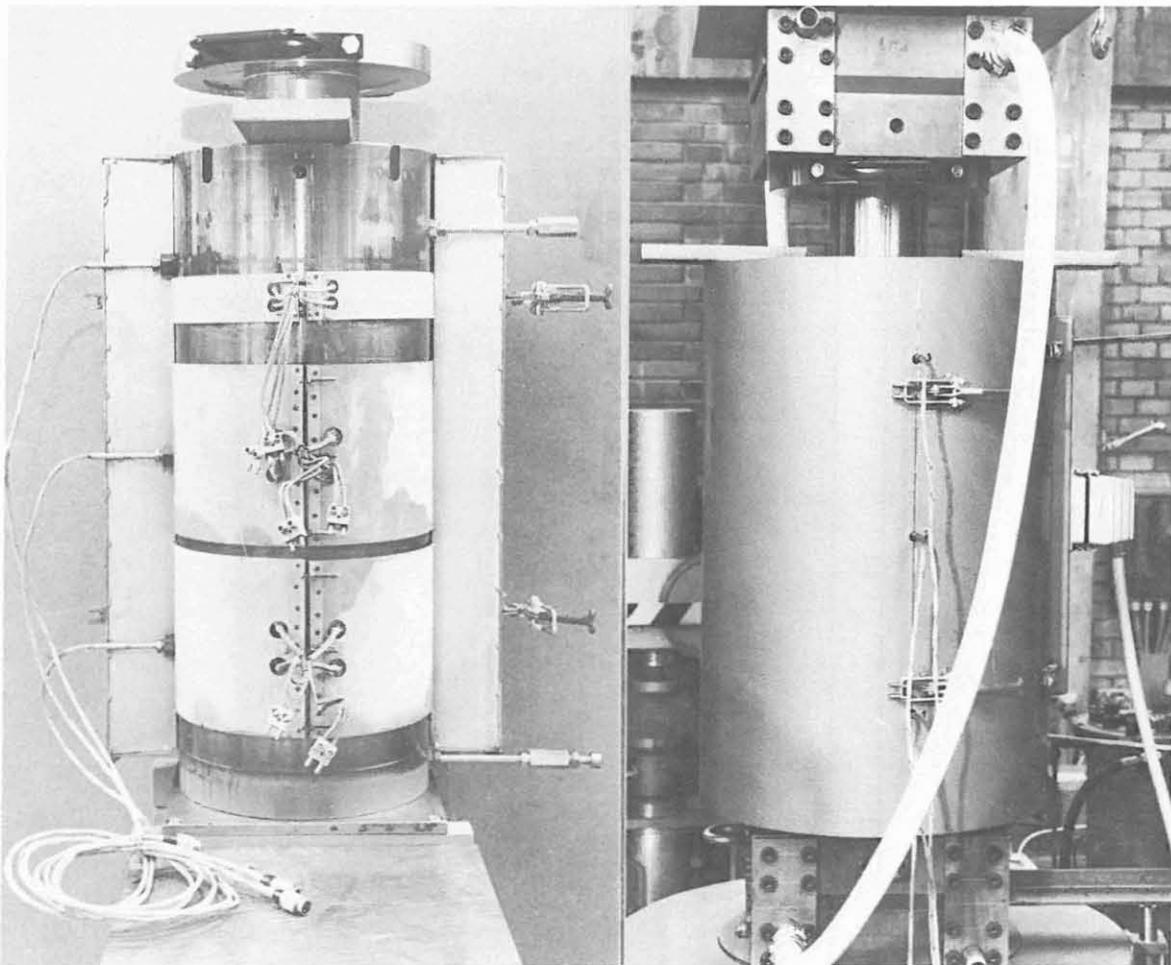


Abb. 3: Manteldruckzelle mit Isoliermantel (offen, geschlossen)

Nach dem Probeneinbau wird die Manteldruckzelle mit einem zweiteiligen Isoliermantel umgeben.

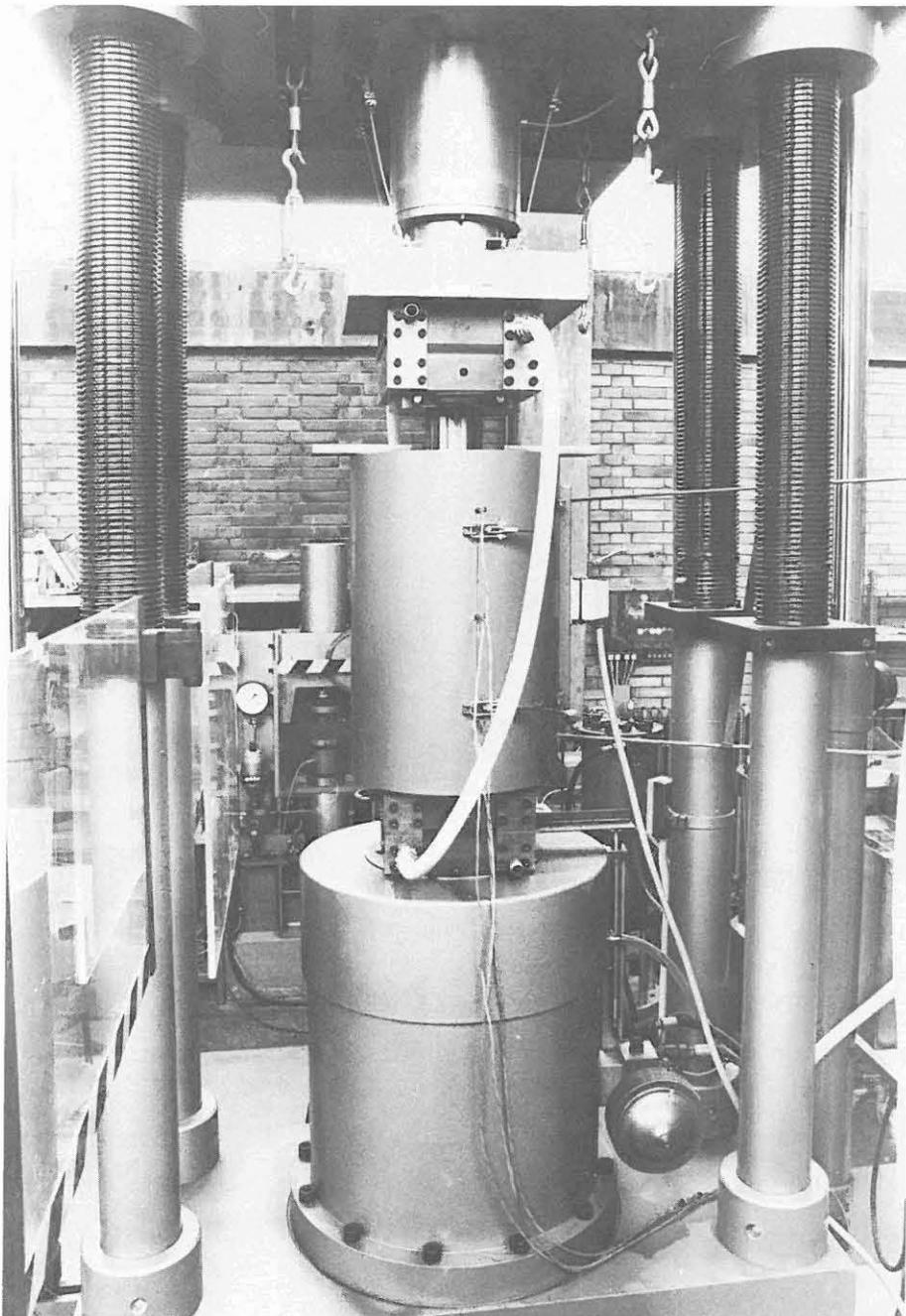


Abb. 4: Gesamtansicht der Manteldruckzelle in der Prüfmaschine

Die Manteldruckzelle wird zwischen die beiden wassergekühlten Druckplatten einer servohydraulischen 5 MN-Prüfmaschine eingebaut und mit den hydraulischen und elektrischen Versorgungsleitungen sowie den Regeleinheiten verbunden.

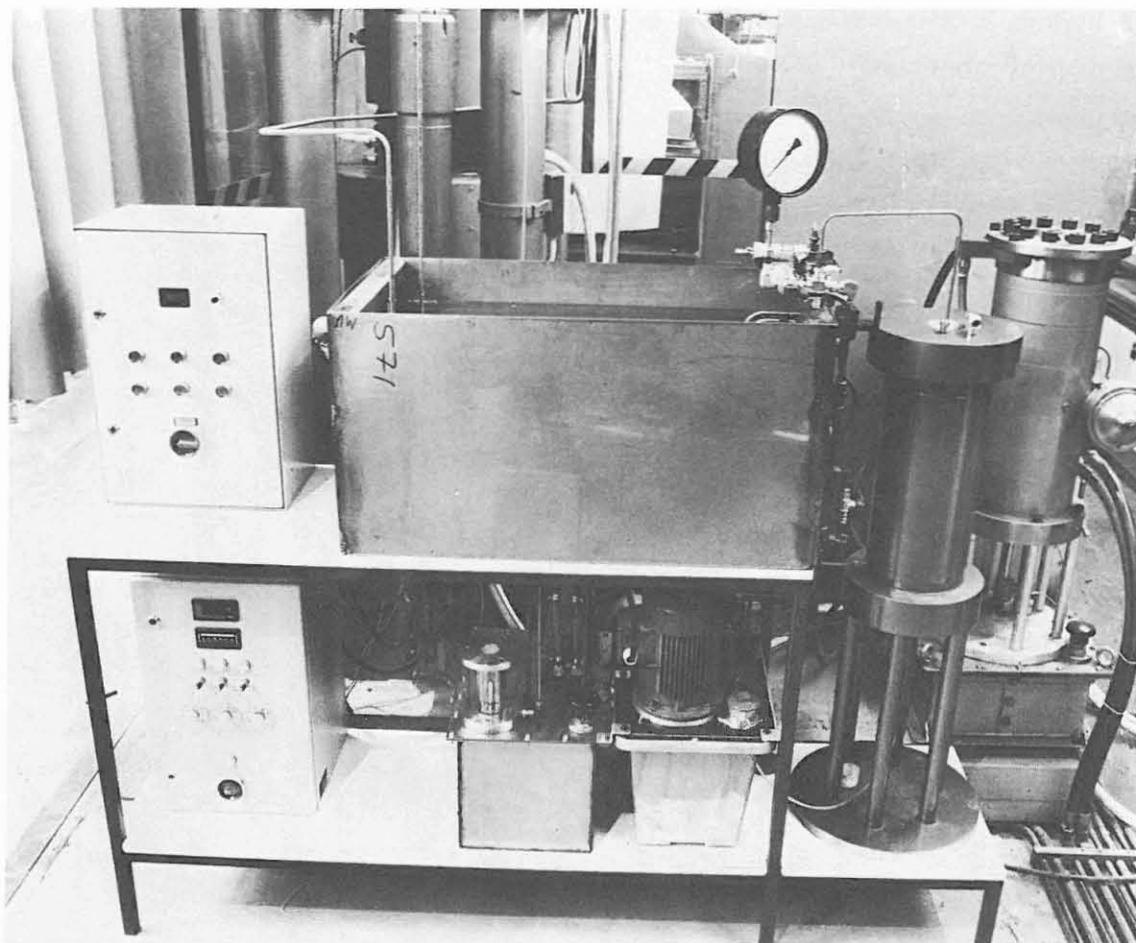


Abb. 5: Peripheriegeräte der Prüfmaschine

Auf technische Details der Anlage (vergl. LEMPP u. NATAU, 1986) soll hier nicht im einzelnen eingegangen werden, nur zwei Punkte seien erwähnt:

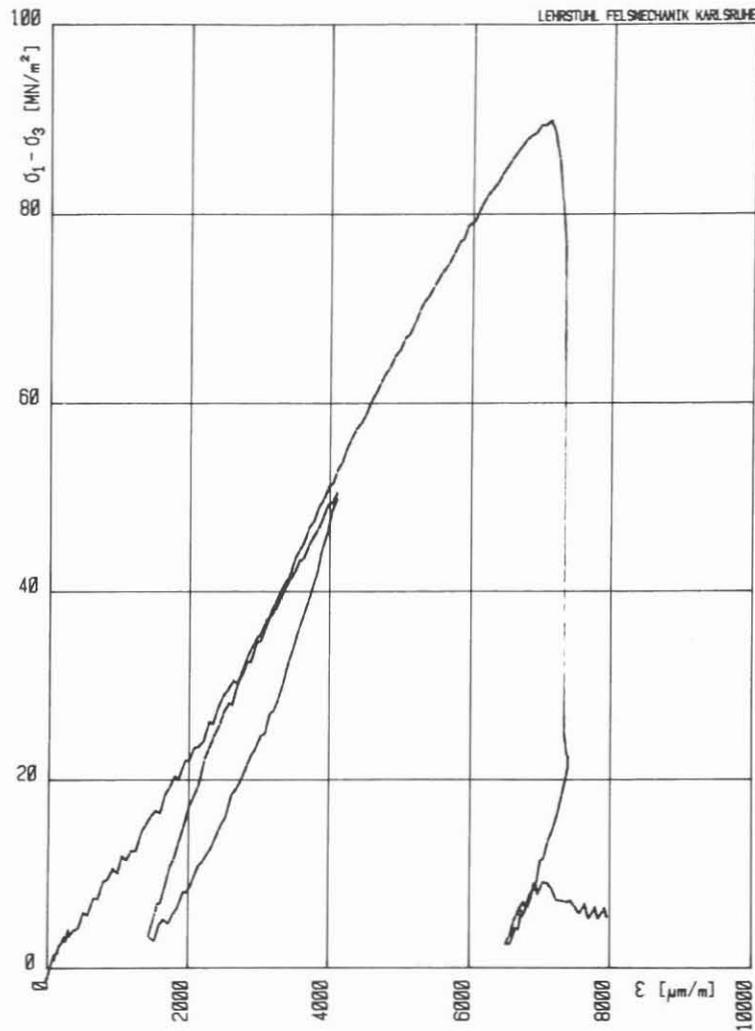
- Zur Übertragung von Druck und Temperatur wird eine Wärmeleitflüssigkeit verwendet, die auf Silikonölbasis hergestellt ist und die eine sehr große Temperaturstabilität besitzt. Ein Austausch des Drucköls ist praktisch nicht erforderlich.
- Die Erprobung geeigneter temperaturfester Dichtungselemente für die Manteldruckzelle war vor allem im Temperaturbereich über 200°C mit zahlreichen Rückschlägen verbunden. Das jetzt eingesetzte System ist bis ca. 310°C erprobt; bestimmte Dichtungen müssen dabei allerdings nach jedem Versuch erneuert werden.

Die Triaxialversuche laufen in der Regel so ab, daß die Prüfkörper zunächst unter einem hohen hydrostatischen Druck (65 bis 70 MPa) langsam mit ca. 1° C Temperaturänderung pro Minute auf die gewünschte Versuchstemperatur aufgeheizt werden. Auf diese Weise sollen thermische Rißbildungen weitgehend vermieden werden (vergl. RICHTER und SIMMONS 1974).

Erst wenn die Probe erwärmt ist, wird der im Versuch gewünschte Seitendruck eingestellt; er wird in einem eigenen hydraulischen Regelkreis während des Versuches konstant gehalten.

Die Axialbelastung durch den beweglichen Kolben erfolgt über den servohydraulischen Regelkreis der Prüfmaschine, wobei ein konstanter, wählbarer Vorschub vorgegeben wird (Wegregelung). Die Axialstauchung wird mit induktiven Weggebern bisher noch außen am Kolben gemessen. Versuchssteuerung und Meßwerterfassung erfolgen über einen Prozeßrechner.

In der Regel wird das Versuchsergebnis in einem Spannungs-Verformungs-Diagramm dargestellt.



HT-TRIAXIALVERSUCH: H3T20P30

Kolben-Vorschub: 0,100 mm/min

Zelldruck: 301,0 bar Zelltemperatur: 200 °C

Max. $(\sigma_1 - \sigma_3)$: 89,87 MN/m²

Abmessungen der Probe: H = 122,3 mm D = 70,4 mm H/D = 1,74

Abb. 6: Beispiel einer Spannungs-Stauchungs-Linie im Triaxialversuch

Es wird angestrebt, die Proben zunächst in einem Zyklus zu be- und entlasten und anschließend bis zum Bruchpunkt und weiter darüber hinaus zu fahren. Bei den weggesteuerten Versuchen erfolgte nach dem Bruch meist ein sehr steiler Spannungsabfall. Dieses Entfestigungsverhalten wurde bei den untersuchten Granitproben regelmäßig festgestellt.

4. VERSUCHSERGEBNISSE

Zur Untersuchung des Temperatureinflusses auf die Festigkeitseigenschaften wurden Versuchsreihen an zwei Varietäten eines mittelkörnigen Zweiglimmer-Granites aus dem Nordschwarzwald (Forbach-Granit) durchgeführt. Zum einen wurde eine praktisch unverwitterte Varietät mit einer einaxialen Druckfestigkeit von ca. 130 MPa und geringer Porosität von ca. 0,25% untersucht, zum anderen wurde eine umgewandelte Varietät mit einer einaxialen Druckfestigkeit von ca. 60 MPa und einer Porosität von fast 1,6% als Vergleich herangezogen. Solche alterierten Granite kommen auch in tieferen Krustenbereichen vor (z.B. Nagra-Bohrung in Böttstein), sie stehen zur Diskussion als Gesteine der seismischen Niedriggeschwindigkeitskanäle mit erhöhter elektrischer Leitfähigkeit (vergl. Ergebnisse der KTB-Vorerkundungsarbeiten, Lokation Schwarzwald; 2. KTB-Kolloquium, Seeheim/Odw.).

Diese Versuchsreihe wurde mit Prüfzylindern von 70 mm Durchmesser ausgeführt; die Vorschubgeschwindigkeit des Pressenkolbens betrug in den folgenden Versuchen 0,1 mm/min.

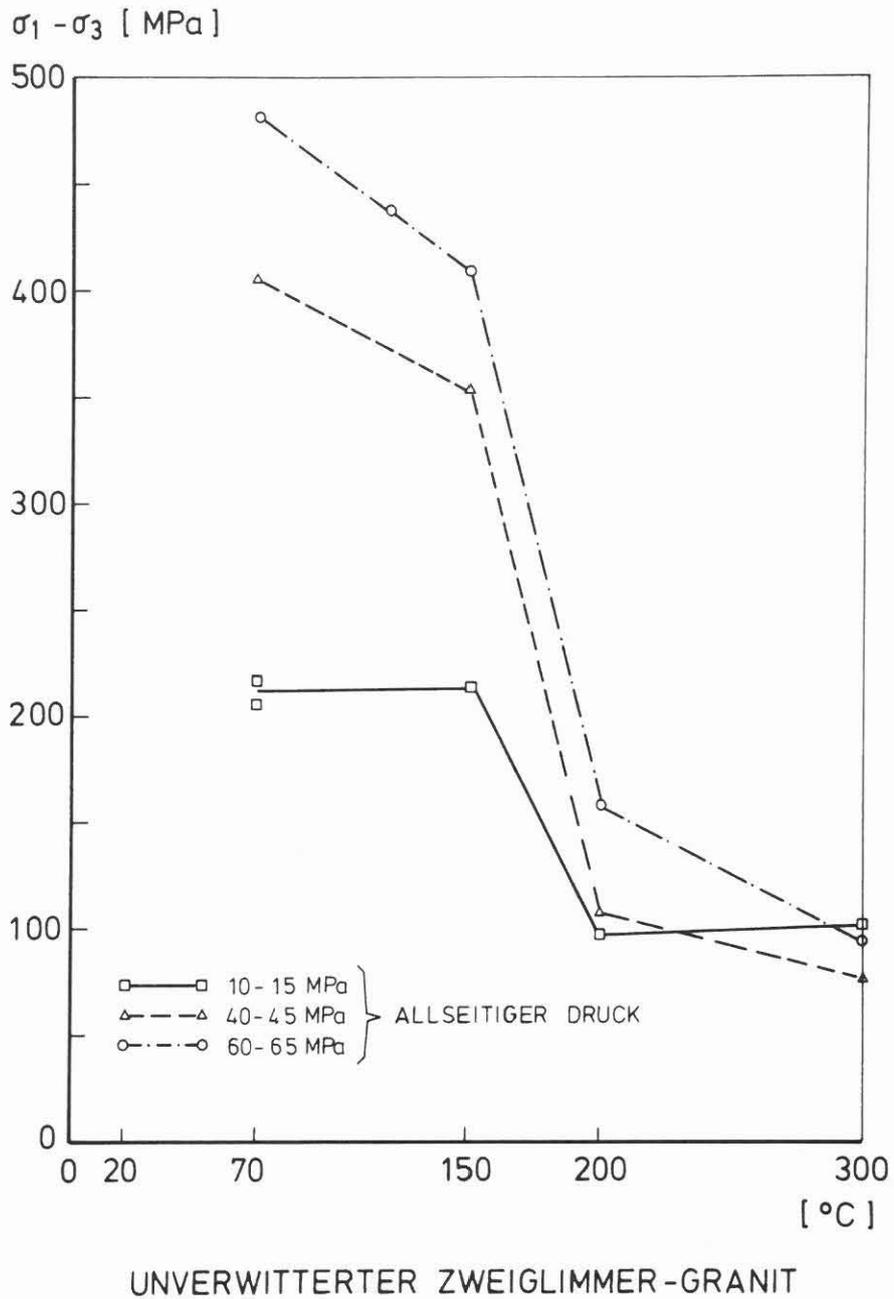
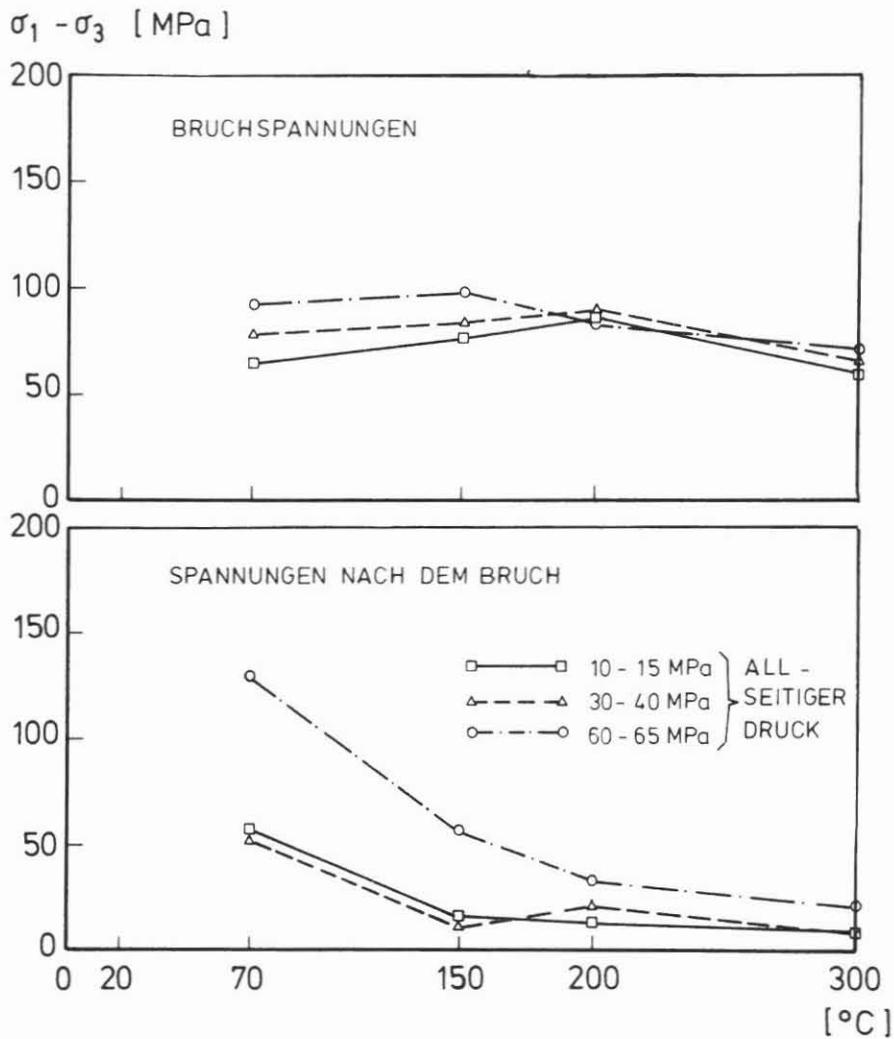


Abb. 7: $(\sigma_1 - \sigma_3)$ /Temperatur-Diagramm: Unverwitterte Granite

Von Interesse ist zunächst die bis zum Bruch aufnehmbare Deviatorspannung $(\sigma_1 - \sigma_3)$ in Abhängigkeit von der Temperatur (Abb. 7). Bei geringen Temperaturen besteht bei unverwittertem Granit erwartungsgemäß eine deutliche Ab-

hängigkeit der Bruchspannung vom Seitendruck. Mit Anstieg der Temperatur, vor allem zwischen 150⁰ C und 200⁰ C vermindert sich die Seitendruckabhängigkeit ebenso wie das Bruchspannungsniveau. Bei 300⁰ C ist praktisch keine Seitendruckabhängigkeit mehr gegeben; die aufnehmbare Deviatorspannung hat sich drastisch reduziert. Der Reibungswinkel geht also mit der Temperatur deutlich zurück, ebenso die Festigkeit. Diese ersten Ergebnisse sind allerdings durch weitere Versuche zu verifizieren.



UMGEWANDELTEN ZWEIGLIMMER - GRANIT

Abb. 8: $(\sigma_1 - \sigma_3)/$ Temperaturdiagramm: Umgewandelter Granit

Die maximalen Deviatorspannungen bei alterniertem Granit (Abb. 8) liegen erwartungsgemäß niedriger, die deutlich weniger ausgeprägte Seitendruckabhängigkeit, d.h. die allgemein sehr geringen Reibungswinkel sind allerdings auffällig. Entsprechend wirkt sich die Temperaturerhöhung weniger stark aus als bei unverwittertem Granit. Bei Temperaturen von 200°C bis 300°C ist die Seitendruckabhängigkeit dann ganz stark reduziert. Die maximalen Deviatorspannungen fallen bei Anstieg der Temperatur bis 300°C zwar ab, die relativ höheren Bruchspannungen bei 150°C bis 200°C sind allerdings noch mit Fragezeichen zu sehen, weil natürliche Streuungen der Probenqualität weiterhin noch eine Rolle spielen können.

Im post-failure-Bereich zeigt sich bei alteriertem Granit eine deutliche Seitendruckabhängigkeit der Restfestigkeit. Bei geringen und mittleren Drücken verändert sich die Restscherfestigkeit weniger stark mit der Temperatur, wogegen bei hohen Drücken (hier 60 bis 65 MPa) eine deutliche Temperaturabhängigkeit zu sehen ist. Bei der 70°C warmen Probe steigt die Deviatorspannung sogar bei weiterer Verformung über den Bruchspannungswert an, es tritt also eine Wiederverfestigung ein. Bei steigenden Temperaturen fällt die Restfestigkeit jedoch auch unter hohem Druck weiter ab.

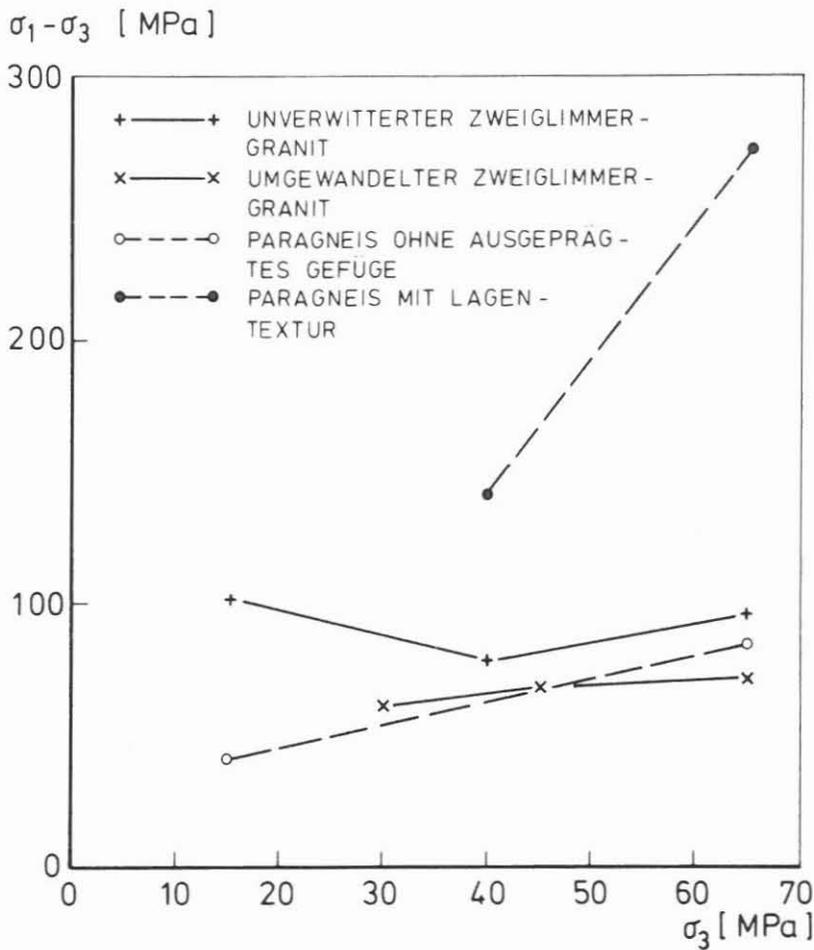


Abb. 9: $(\sigma_1 - \sigma_3)/\sigma_3$ -Kurven verschiedener Gesteine bei 300° C

Bei Temperaturen von 300° C ist bei unverwitterten und bei umgewandelten Graniten eine nur noch wenig ausgeprägte Druckabhängigkeit der Deviatorbruchspannung zu erkennen. Versuchsergebnisse von mehr oder weniger lagentexturierten Paragneisen zeigen demgegenüber teilweise noch eine starke Druckabhängigkeit (Abb. 9). Diese Einzelergebnisse können zunächst nur als Hinweis auf wesentliche Unterschiede im mechanischen Verhalten zwischen den unterschiedlichen Gesteinstypen gewertet werden.

Solche Unterschiede kommen auch in den verschiedenen Bruchmoden dieser Gesteine zum Ausdruck (vgl. Abb. 10 und Abb. 11).

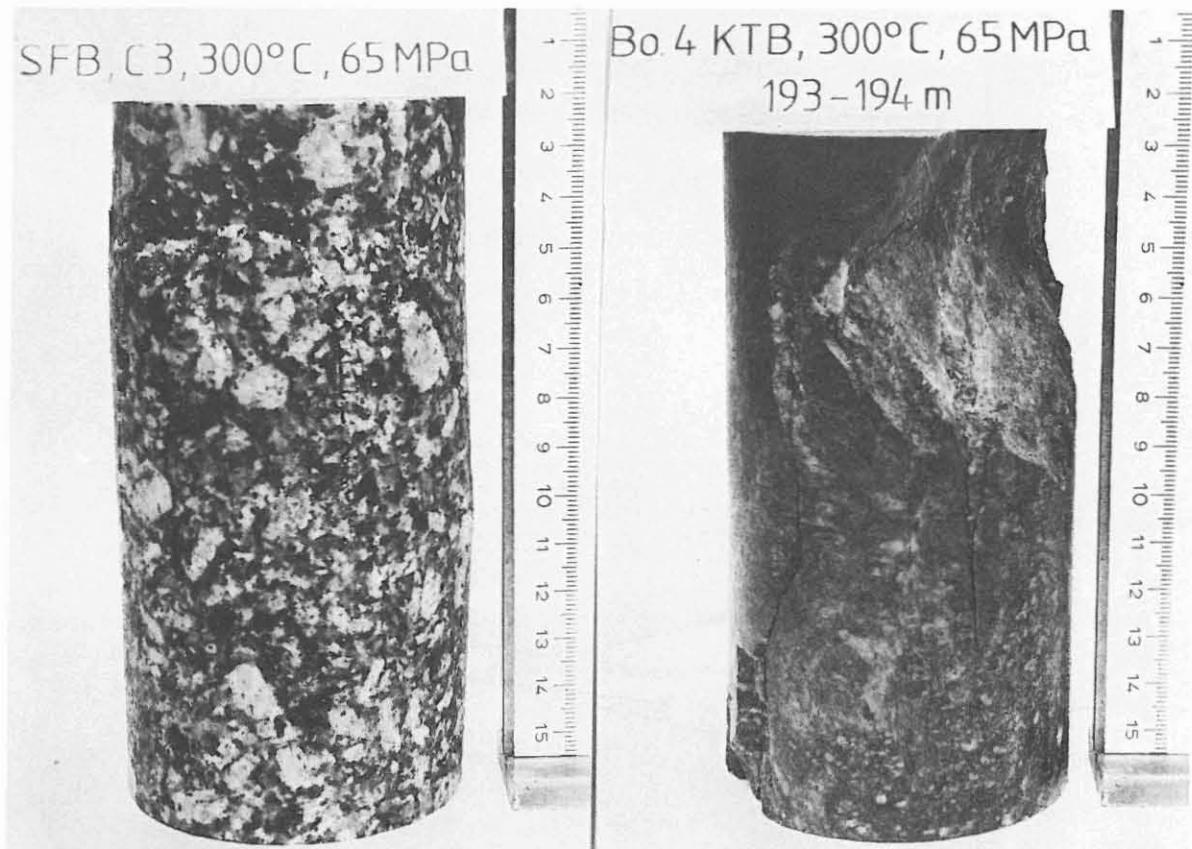


Abb. 10: Granitprobe mit Bruchmodus
"axial splitting"

Abb. 11: Paragneisprobe mit Bruchmodus
"durchgehende Scherfugen"
ohne Einfluß der Lagentextur

Von großer Bedeutung für die Verformungen bis zum Versagen der Prüfkörper ist allerdings auch die im Versuch gewählte Belastungsgeschwindigkeit. Dies zeigt eine Versuchsreihe mit unverwitterten Granitproben bei 300⁰ C unter 65 MPa Seitendruck (Abb. 12 und Abb. 13).

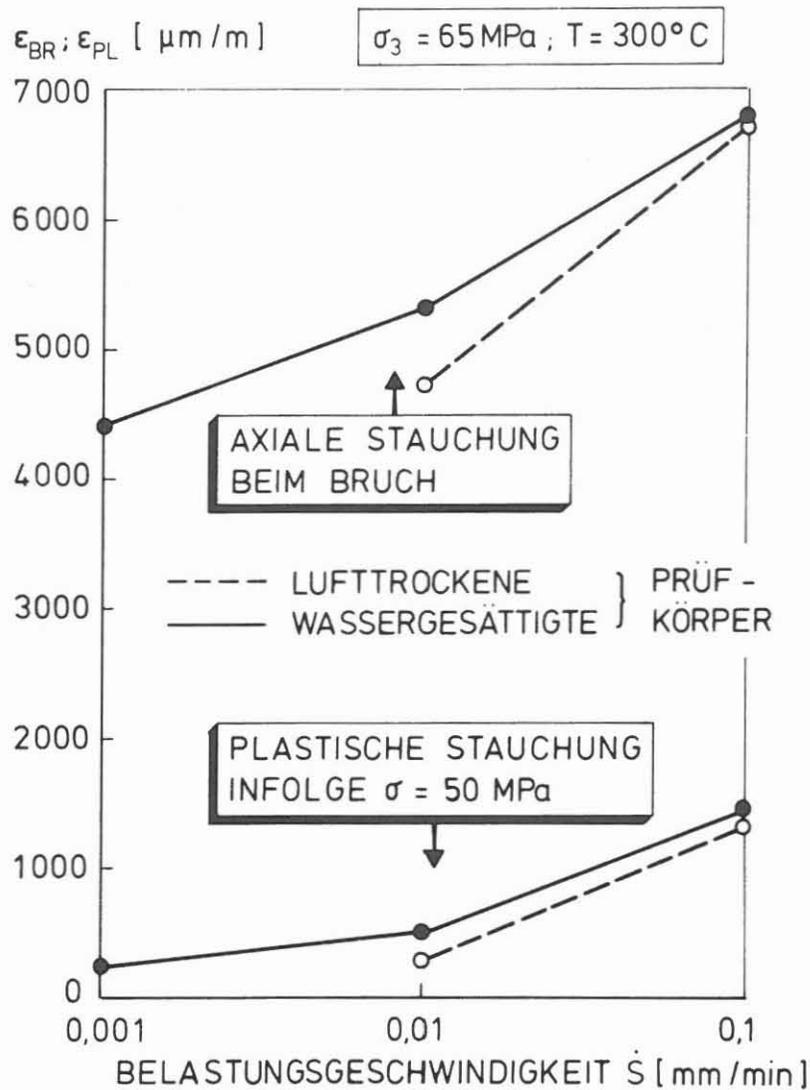


Abb. 12: Verformungen (Axiale Stauchung beim Bruch ϵ_{BR} , plastische Stauchung infolge $\sigma = 50 \text{ MPa}$ ϵ_{PL}) bei verschiedenen Belastungsgeschwindigkeiten

Sowohl die plastischen Axialstauchungen als auch die Bruchstauchungen sind von der Belastungsgeschwindigkeit abhängig. Mit zunehmender Geschwindigkeit vergrößern sich beide Meßwerte, die Verformungs- und Elastizitätsmoduli werden dagegen reduziert.

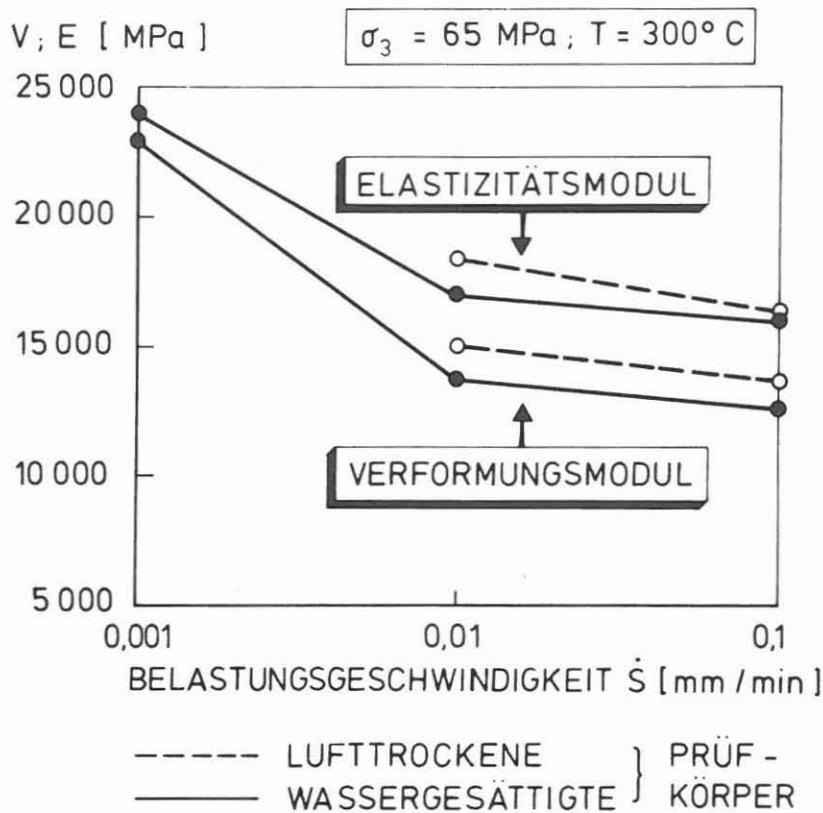


Abb. 13: Verformungseigenschaften in Abhängigkeit der Geschwindigkeiten

Dieser ermittelte Zusammenhang zwischen Verformungseigenschaften und Belastungsgeschwindigkeit ist offenbar bei den unverwitterten Graniten dem Verhalten bei monokristallinem Steinsalz entgegengesetzt. Bei Salz vermindern sich bleibende Verformungen und Bruchstauchungen mit zunehmender Belastungsgeschwindigkeit und die Moduli steigen an. Dies haben Versuche an unserem Lehrstuhl ergeben. Das zeitabhängige Verformungsverhalten der Granite muß demzufolge anders modelliert werden.

Kriechversuche an Graniten bei erhöhten Temperaturen können dazu einige Hinweise geben (Abb. 14).

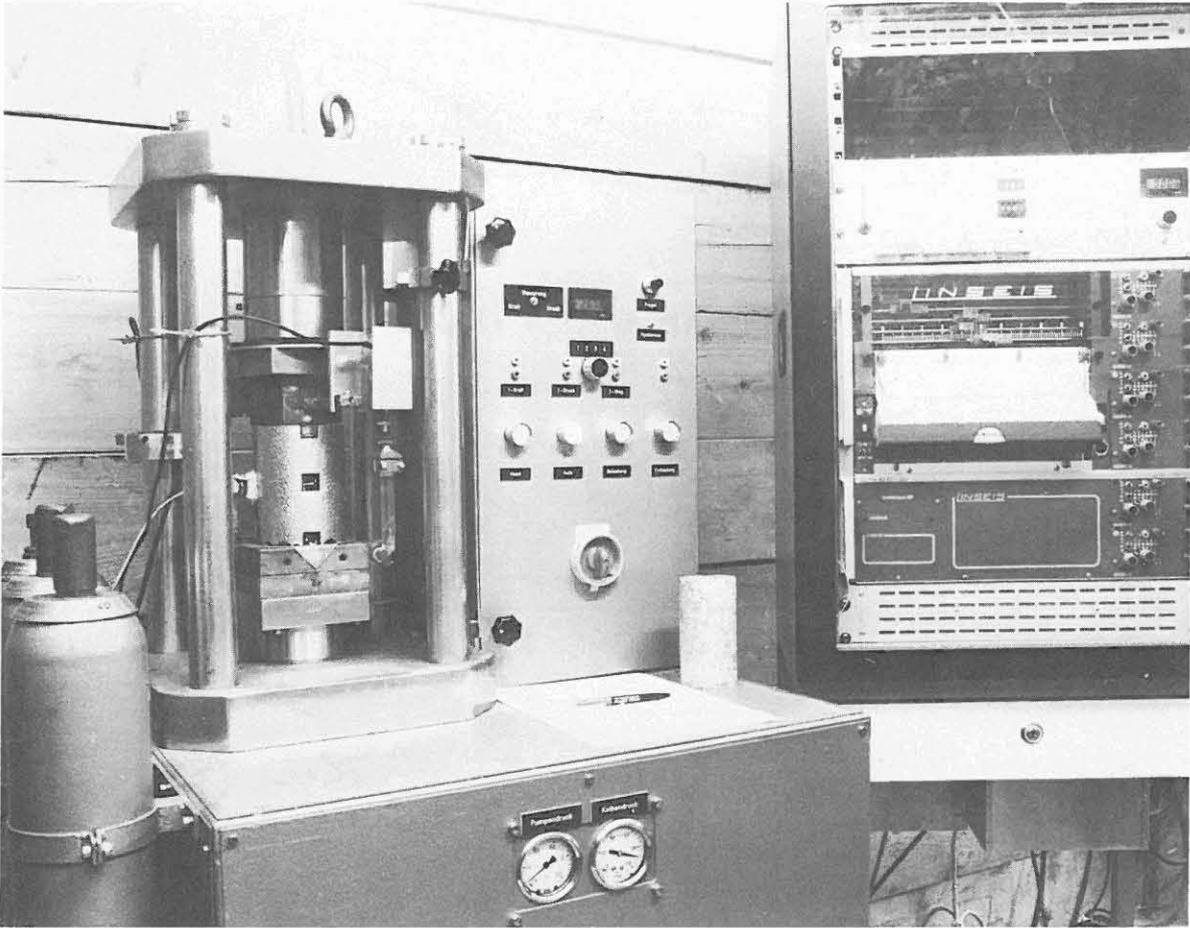


Abb. 14: Kriechversuchsstand für geheizte einaxiale Kriechversuche

Die Kurven der bleibenden Axialstauchung, bezogen auf die als elastisch angenommene Anfangsverformung zeigen im halblogarithmischen Zeit-Verformungsdiagramm einen diskontinuierlichen Verlauf. In unregelmäßigen Zeitabständen kommt es zu sprungartigen Verformungen.

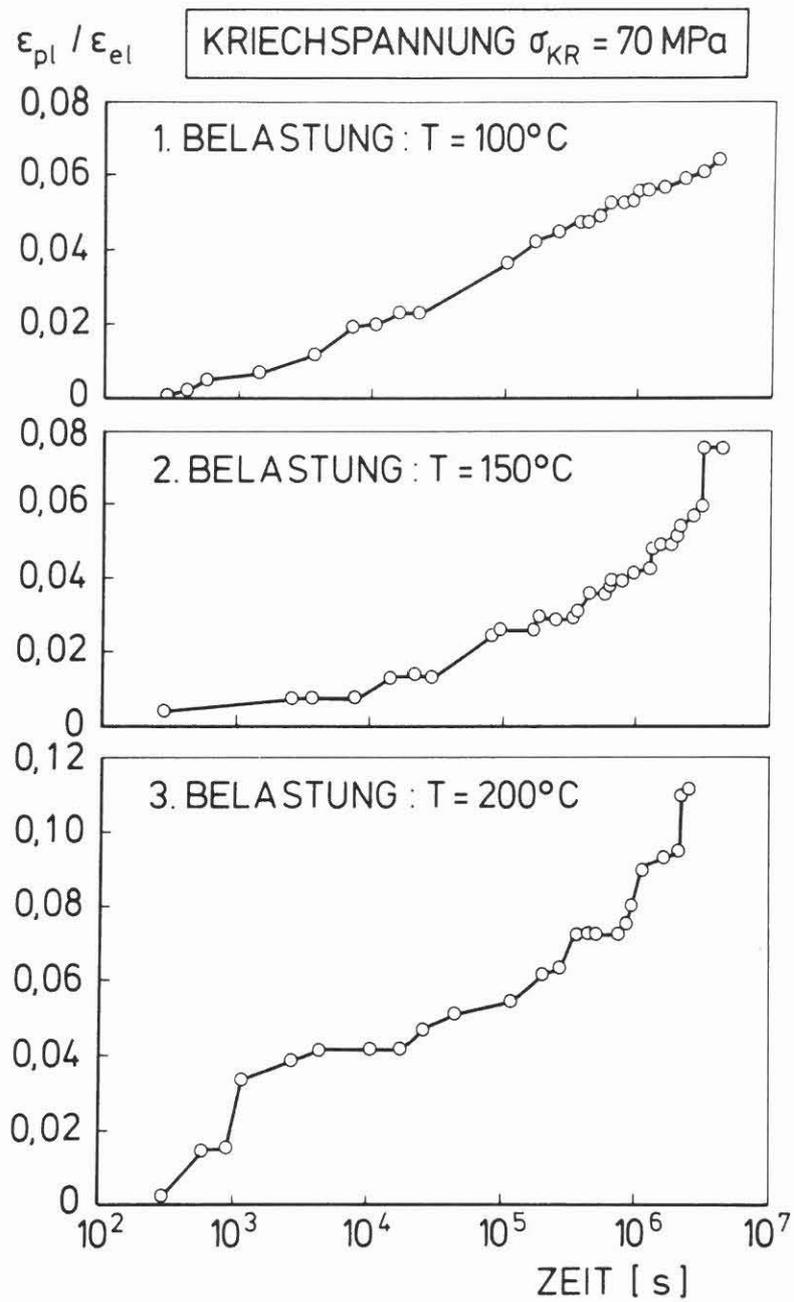


Abb. 15: Zeit-Verformungsdiagramm mit dreimaliger Belastung von Graniten bei 100° C, 150° C und 200° C

Besonders bei höheren Temperaturen deutet sich dabei eine Beschleunigung dieser Verformungen mit der Zeit an (Abb. 15).

Die über mehrere Wochen laufenden Kriechversuche ergeben eine bleibende Verformung in der Größenordnung von 5% bis 15% der elastischen Verformung. Dabei treten auch zwischen gleichartig erscheinenden Probekörpern meßbare Unterschiede im Kriechverhalten auf, die noch nicht erklärt werden können.

Die zeitabhängigen Verformungen hängen vom Spannungsniveau, von der Temperatur und von der Probenvorgeschichte ab.

Die unregelmäßigen Kriechgeschwindigkeiten machen die Herleitung von Kriechgesetzen sehr problematisch. Es ist zu berücksichtigen, daß, abweichend von einer mittleren Verformungsgeschwindigkeit (mit Größenordnungen um $0,15$ bis $0,5 \cdot 10^{-6}/\text{sec}$) bei jedem Versuch in unregelmäßiger Folge kurzzeitig vielfach höhere Verformungsgeschwindigkeiten beobachtet werden. Die Bewegungen laufen sprunghaft ab.

Von vorrangiger Bedeutung bei allen Verformungen ist sicher das Mikrorißsystem und dessen Veränderungen unter Druck und Temperatureinfluß.

5. DISKUSSION EINER MODELLVORSTELLUNG ZUM FESTIGKEITSMCHANISCHEN VERHALTEN

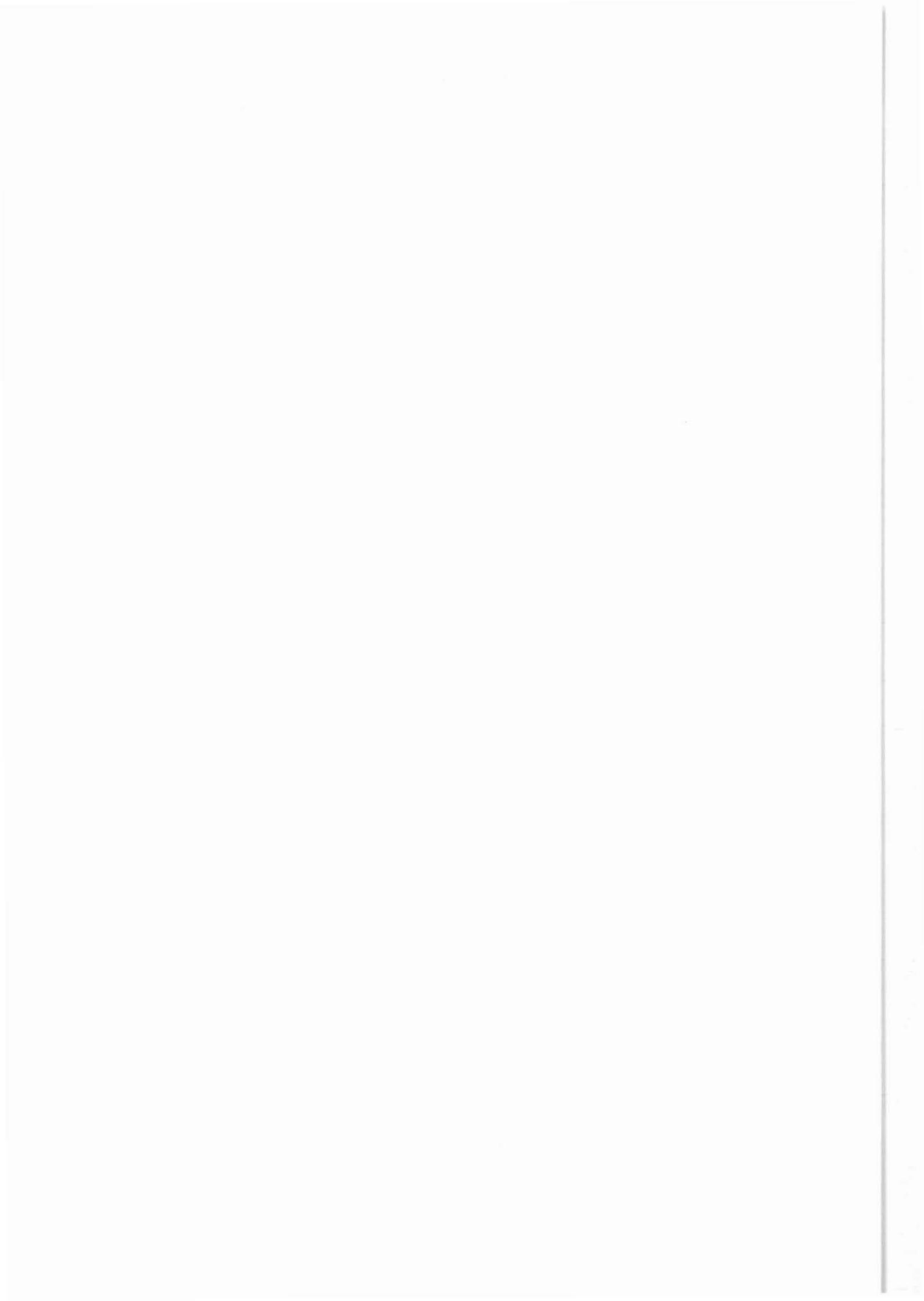
Von grundsätzlicher Bedeutung scheint das zeitabhängige Materialverhalten der Granite zu sein. Bei relativ langsamer Belastung mit Verformungsraten in der Größenordnung bis ca. $0,15 \cdot 10^{-6}/\text{sec}$ müssen sich die Mikrorisse nicht wesentlich vergrößern, das Korngerüst überträgt die Spannungen sehr gleichmäßig, es kommt innerhalb des Korngerüsts zu Spannungsumlagerungen und zum Abbau von gefügebedingten Spannungsspitzen. Diese Vorgänge sind auf Kriechbewegungen und Spannungsrelaxation zurückzuführen. Weitgehend bruchlose Kriechverformungen werden unter den erhöhten Temperaturen um 300°C bei diesen geringen, versuchstechnisch noch realisierbaren Verformungsgeschwindigkeiten von $0,12 \cdot 10^{-6}/\text{sec}$ möglich, das Mikrorißsystem bleibt dabei weitgehend unverändert.

Bei rascher Belastung mit Verformungsraten in der Größenordnung von 1,2 bis $12 \cdot 10^{-6}/\text{sec}$ kommt es demgegenüber nicht zum Abbau der gefügebedingten Spannungsspitzen, die Belastung überträgt sich wesentlich unregelmäßiger, so daß an hochbelasteten Stellen im Mineralkornverband Mikrorisse neu gebildet werden. Infolge der höheren Mikrorißdichte sind bei schneller Belastung der Elastizitätsmodul geringer sowie die bleibende Verformung und die Bruchverformung größer.

Das Kriech- und Relaxationsvermögen des polykristallinen Mineralkorngefüges ist selbst bei den erhöhten Temperaturen bis 300°C noch nicht so ausgeprägt, daß die Mikrorißbildung bei diesen relativ höheren Verformungsraten unterbleibt, Erst bei deutlich geringerer Verformungsgeschwindigkeit von $0,12 \cdot 10^{-6}/\text{sec}$ wird Mikrorißbildung wenigstens teilweise infolge von Kriechbewegungen und Spannungsrelaxation kompensiert, weil Verformungsgeschwindigkeit und Kriechgeschwindigkeit in derselben Größenordnung liegen. Von wesentlicher Bedeutung ist also die Geschwindigkeit, mit der Spannungsänderungen bei der erhöhten Temperatur herbeigeführt werden.

Wegen der offenbar stark reduzierten Reibungswinkel wird unter den Temperaturbedingungen in 10 km Tiefe die Materialfestigkeit von entscheidendem Einfluß sein. Diese steht aber direkt im Zusammenhang mit der geschwindig-

keitsabhängigen Mikrorißbildung. Dementsprechend wird ein langsamer Bohrvorschub aus dieser Sicht von Vorteil sein, weil die Mikrorißbildung oder -erweiterung minimiert und die Möglichkeiten der Entfestigung beschränkt werden.



6. LITERATUR

CHO, T.F. UND HAIMSON, B.C. (1987): Effect of cyclic loading on circular openings - Results of laboratory simulation.

28th Symp. on Rock Mechanics/Tuscon, A. (USA), 805-812.

ISRM-COMMISSION ON STANDARDIZATION OF LABORATORY AND FIELD TESTS (1983): Suggested methods for determining the strength of rock materials in triaxial compression. Revised Version.

Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 20, No. 6, 283-290, London.

DREYER, W. (1967): Die Festigkeitseigenschaften natürlicher Gesteine, insbesondere der Salz- und Karbonatgesteine. 247 S. Gebr. Bornträger, Berlin.

LEMPP, CH. und NATAU, O. (1986): Festigkeitsverhalten von kristallinen Gesteinen unter hohen Drücken und Temperaturen.

Sonderforschungsbereich 108, Universität Karlsruhe, Berichtsband 1984-1986, 233-278.

MELLEGARD, K.D., SENSENY, P.E., HANSEN, F.D. (1983): Quasi static strength and creep characteristics of 100 mm-diameter specimens of salt from Avery Island, Louisiana.

Tech. Rep. ONWI 250, Rapid City, SD (USA).

MÜHLHAUS, H.-B., VARDOULAKIS, I. (1986): Axially-symmetric buckling of the surface of a laminated half space with bending stiffness.

Mech. of Materials, Vol. 5, 109-120, Amsterdam.

MÜLLER, L. (1963): Der Felsbau, 1. Band.

624 S., Enke Verlag, Stuttgart.

NATAU, O., FRÖHLICH, B. und MUTSCHLER, TH. (1983): Recent development of a large scale triaxial test.

Proc. 5th ISRM Conference, Section A, 65-74, Melbourne, Australia.

RICHTER, D., SIMMONS, G. (1974): Thermal expansion behaviour of igneous rocks.

Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 11, 403-411, London.

