



MANUEL D'INSTRUCTIONS

APPAREIL DE POINÇONNEMENT

Modèle PIL-10

© Roctest Limitée, 2023, 2024. Tous droits réservés.

Le produit décrit dans ce document doit être manipulé par du personnel qualifié seulement. Une mauvaise manipulation pouvant être dangereuse dans certains cas, toutes précautions nécessaires doivent être prises. L'information de ce document peut être modifiée sans préavis. Aucune responsabilité n'est assumée pour tout dommage résultant de l'utilisation de ce document.

Tel.: 1.450.465.1113 • 1.877.ROCTEST (Canada, USA) • 33 (1) 64.06.40.80 (Europe) • www.roctest.com • www.telemac.fr

TABLE DES MATIÈRES

1	INTRODUCTION	2
2	DESCRIPTION	2
3	PROCÉDURE D'ESSAIS	3
3.1	Types d'essais de poinçonnement	3
3.2	Configuration du châssis selon la taille de l'échantillon	4
3.3	Opération	6
4	INTERPRÉTATION	9
5	MAINTENANCE	10
5.1	Nettoyage du piston de vérin	10
5.2	Lubrification de la pompe	11
5.3	Changement d'huile et purge d'air	11
5.4	Maintenir le système hydraulique propre	13
5.5	Réparer les petites fuites d'huile	13
5.6	Pièces de rechange	14
6	TRANSPORT	15
7	RÉFÉRENCES	15
	ANNEXE A	16
	ANNEXE B	26
	ANNEXE C	28
	ANNEXE D	31

1 INTRODUCTION

L'appareil de poinçonnement PIL-10 est un instrument portatif simple servant à tester des carottes et des échantillons de roche.

Le PIL-10 possède une capacité de charge de 10 tonnes et supporte des carottes et des échantillons de roche de différentes dimensions ayant un diamètre maximal de 102 millimètres.

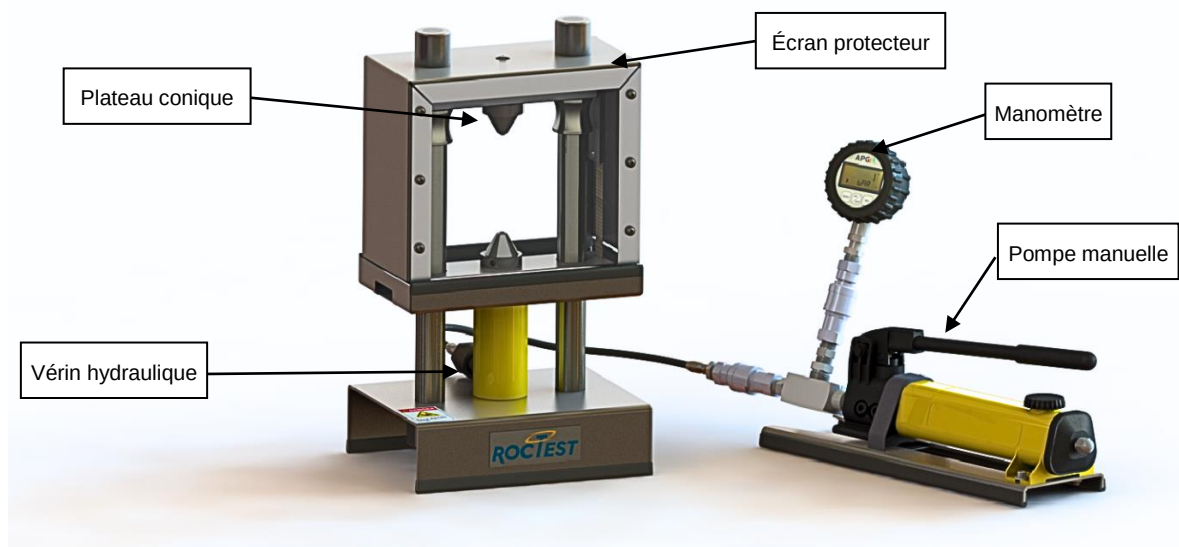
L'indice de résistance au poinçonnement obtenu lors d'un essai est relié à la résistance uniaxiale de la roche en compression. Étant donné sa simplicité et la rapidité à laquelle on obtient les résultats, l'essai de poinçonnement permet à l'utilisateur d'obtenir un bon aperçu des zones de roche de propriétés mécaniques différentes. L'appareil de poinçonnement est donc un outil utile pour l'exploitation à grande échelle des mines et pour les projets d'ingénierie civile en permettant de classer différents types de roche selon un point de vue mécanique.

2 DESCRIPTION

Le PIL-10 est constitué principalement des composants suivants :

Un bâti de chargement rigide sur lequel un vérin hydraulique applique une charge visant à rompre un échantillon de roche par l'entremise de deux plateaux coniques.

Une pompe manuelle connectée au vérin hydraulique à l'aide d'un raccord rapide. L'assemblage de la pompe est muni d'un manomètre de haute précision à raccord rapide capable d'enregistrer la valeur maximale à la rupture de l'échantillon.



L'extrémité conique supérieure est fixée sur le bâti de chargement et celle du bas est montée sur le piston du vérin hydraulique.

Le diamètre des carottes peut être facilement déterminé à l'aide d'une échelle graduée fixée sur le côté du bâti.

La forme du plateau conique et le diamètre à son sommet répond aux critères de la "*Suggested Method for Determining Point Load Strength*" de l'ISRM (*International Society for Rocks Mechanics and Rock Engineering*). Une copie de la méthode suggérée apparaît à l'annexe A de ce manuel. L'utilisateur devrait donc se référer à la méthode de l'ISRM pour tout détail concernant l'essai de poinçonnement.

La capacité du vérin hydraulique est de 10 tonnes, ce qui correspond à une pression de 70 000 kPa sur le capteur de pression. Le capteur de pression possède une gamme de pression allant de 0 à 100 000 kPa et peut afficher la pression maximale atteinte à la rupture de l'échantillon testé.

Un couvert de protection muni d'écrans en polycarbonate est déposé sur le dessus du châssis pour protéger l'utilisateur des éclats de roche. Ce couvert travaille conjointement avec un plateau fixe pour créer une chambre fermée capable de confiner les débris afin d'assurer un environnement de travail propre et sécuritaire.

3 PROCÉDURE D'ESSAIS

3.1 Types d'essais de poinçonnement

Les trois essais de poinçonnement possibles avec le PIL-10 sont les suivants :

Essai diamétral

Cet essai est le plus reproductible et est indépendant de la longueur pour des carottes ayant un rapport longueur/diamètre égal ou supérieur à 1.

Essai axial

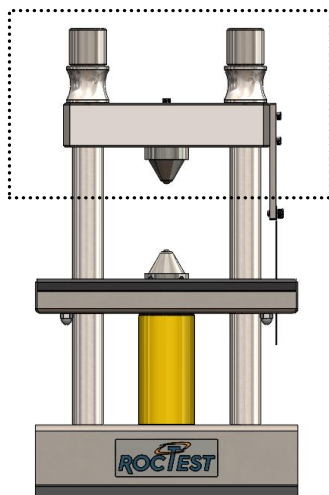
Lorsque seulement des disques de roche sont disponibles ou lorsque des disques sont produits par l'essai diamétral, cet essai peut être appliqué sur des carottes ayant un rapport longueur/diamètre entre 0.3 et 1.0. L'essai axial est utile pour évaluer l'anisotropie de la résistance de la roche au poinçonnement.

Essai sur échantillons

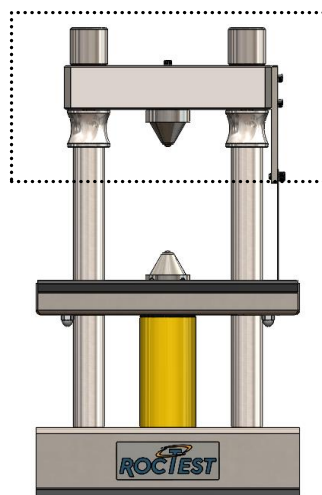
Si des échantillons de roche de forme irrégulière sont les seuls spécimens disponibles, des essais peuvent tout de même être faits sur des morceaux ayant un diamètre d'environ 50 millimètres et une forme se rapprochant grossièrement de celle d'un cube. Pour répondre à ces exigences, des échantillons peuvent être obtenus à partir de pièces plus volumineuses par taille ou par sciage.

3.2 Configuration du châssis selon la taille de l'échantillon

Le châssis peut être monté en deux configurations pour recevoir des échantillons de dimensions allant de 14 à 102 mm.



Configuration 1



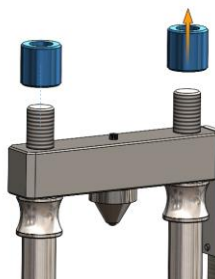
Configuration 2

Configuration	Taille de l'échantillon (mm)
1	14 à 67
2	50 à 102

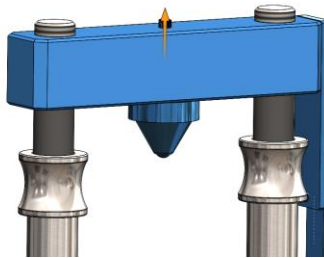
Note : Pour des échantillons de taille 50 à 67 mm, il est recommandé d'utiliser la configuration 1 de façon à minimiser l'extension du vérin. L'aire effective du piston est de 14.4 cm² selon les spécifications du produit Enerpac.

Procéder de la façon suivante pour passer de la configuration 2 à 1.

1. Dévisser les deux écrous de blocage.



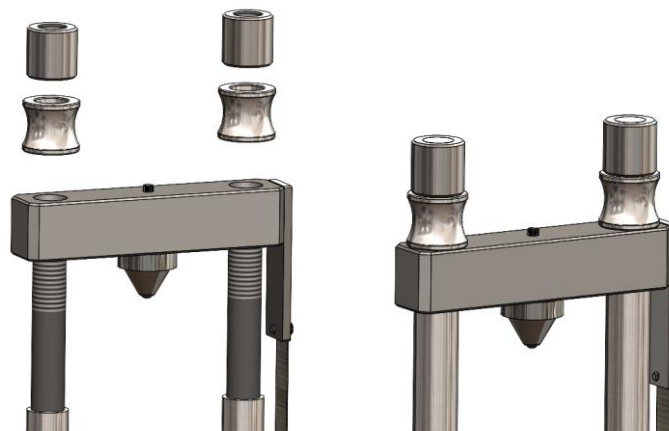
2. Retirer l'assemblage de la poutre supérieure.



3. Retirer les bagues d'espacements.



4. Réassembler les pièces tel qu'illustré. Prendre soin de serrer les écrous de blocage légèrement à la main seulement.



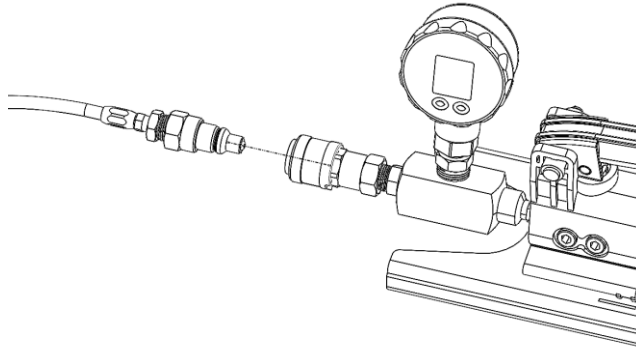
L'instrument est maintenant prêt pour tester des échantillons plus courts. La règle suit la position du plateau conique supérieur et fournit la bonne lecture sans avoir besoin d'être réajustée.

3.3 Opération

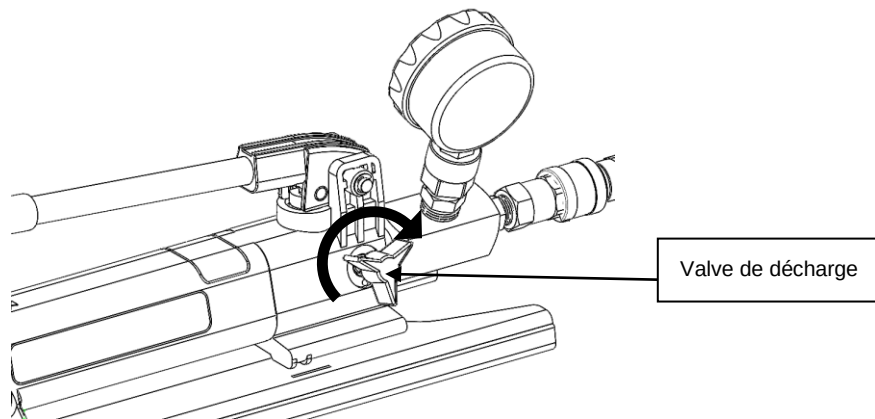
Note : Le PIL-10 est livré saturé d'huile. Avant l'utilisation de la pompe, vérifier qu'il n'y a pas de fuite aux points de connexion hydraulique.

La procédure suivante doit être utilisée à la première utilisation de l'instrument.

1. Connecter le boyau hydraulique à l'assemblage de la pompe à l'aide du raccord rapide.



2. Serrer la valve de décharge en tournant la poignée située sur le côté de la pompe dans le sens horaire. Utiliser une force raisonnable de la main seulement.



3. **Si le manomètre Keller est utilisé**, régler les paramètres du manomètre à l'aide du guide disponible en annexe A.

Dans le menu de fonctions :

- Sélectionner l'unité : **1** (kN)*, bar, MPa ou psi
- Choisir « peak on »,
- Réinitialiser le manomètre (à zéro)

***Note :** Le manomètre est livré configuré pour l'affichage des unités en kilonewtons (kN). Cette conversion de pression à force est basée sur le facteur établi lors de la calibration de l'appareil. Cette unité est active lorsque l'affichage du manomètre alterne entre le chiffre **1** et la lecture en temps réel. Le facteur de conversion ne peut pas être modifié à même les menus du manomètre.

Si le manomètre APG PG7 est utilisé, régler les paramètres du manomètre à l'aide du guide disponible en annexe B.

Dans le menu de fonctions :

- Sélectionner l'unité : kN**, bar, MPa ou psi
- Choisir « P HOLD » pour activer le mode de maintien maximal (Peak-Hold),
- Réinitialiser le manomètre (à zéro)

****Note :** Le manomètre est livré configuré pour l'affichage des unités en kilonewtons (kN). Cette conversion de pression à force est basée sur le facteur établi lors de la calibration de l'appareil. Cette unité est active lorsque l'affichage du manomètre présente un chiffre avec les unités kN.

4. Placer l'échantillon de roche sur le plateau inférieur et actionner le bras de levier de la pompe pour faire monter le vérin jusqu'à ce que l'échantillon soit en contact avec les deux plateaux coniques.

- a. Essai diamétral : Les plateaux doivent être en contact avec la carotte selon son diamètre.
- b. Essai axial : Le contact avec la carotte doit se faire selon la normale à ses extrémités.
- c. Test sur échantillons : Le contact doit être établi selon la dimension la plus courte de l'échantillon et loin des arêtes et des coins.

Utilisation d'une pompe à deux vitesses : Sans chargement, la pompe fonctionne en avance rapide. Lorsqu'une pression d'environ 200 psi est atteinte, il faut arrêter momentanément de pomper et relever la poignée pour passer à l'étage haute pression. Une fois le passage effectué, le pompage nécessitera moins d'effort.

5. Lire l'échelle graduée sur le côté du bâti pour obtenir la distance séparant les deux points de contact.
6. Déposer l'écran de protection sur le châssis de l'appareil.

7. Augmenter la charge graduellement de façon à rompre l'échantillon dans une durée de 10 à 60 secondes.

NOTE : Pour réduire l'effort nécessaire à exercer sur le levier de la pompe, effectuez des courses courtes. L'effet de levier maximal est obtenu dans les 5 derniers degrés de l'amplitude de mouvement du bras de levier.

8. **Si le manomètre Keller est utilisé**, notez la charge à la rupture indiquée sur le cadran du bas du manomètre LEO 1 (le cadran du bas doit être en mode MAX). Le cadran du haut est une lecture en temps réel et ne doit pas être utilisé pour fin de calculs. L'essai n'est pas valide et doit être rejeté si la surface de rupture passe par un seul des points de charge.



Si le manomètre APG PG7 est utilisé, notez la charge à la rupture en sélectionnant le bouton SEL. jusqu'à l'affichage de la mention MAX. L'essai n'est pas valide et doit être rejeté si la surface de rupture passe par un seul des points de charge.



9. Retirer l'écran protecteur et enlever les plus gros fragments de roche. Évacuer les plus petits débris du plateau au besoin.
10. Relâcher la pression en tournant lentement la valve de décharge de la pompe dans le sens antihoraire. Un ressort dans le vérin rétracte le piston automatiquement.

Note : Réinitialiser le manomètre à zéro entre chaque test

4 INTERPRÉTATION

L'indice non-corrigé de résistance au poinçonnement se calcule comme suit :

$$I_s = \frac{P}{D_e^2}$$

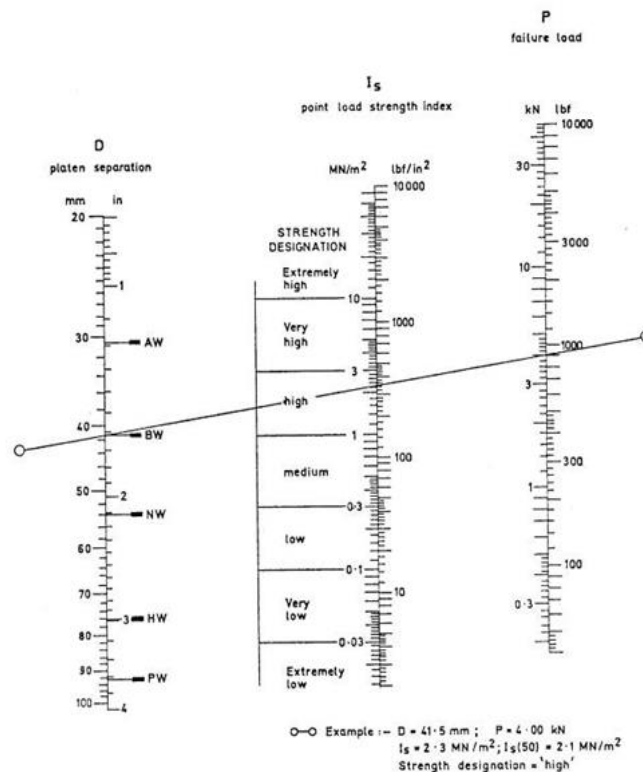
où I_s est l'indice de résistance au poinçonnement [MPa]

P est la charge de rupture [MN]

D_e est le diamètre équivalent [m]

On peut obtenir graphiquement l'indice I_s en utilisant l'abaque de Broch et Franklin ci-dessous. L'indice I_s varie en fonction du diamètre D de la carotte pour l'essai diamétral et en fonction du diamètre équivalent D_e pour l'essai axial et l'essai sur échantillon. Une correction de dimension doit être apportée afin d'obtenir une valeur de résistance au poinçonnement unique pour l'échantillon de roche et d'en permettre sa classification en résistance.

Le lecteur devrait se référer à la procédure de correction des dimensions décrite dans la méthode suggérée par l'ISRM en annexe A. Le document décrit aussi comment obtenir la résistance uniaxiale à la compression de l'échantillon testé à partir de l'indice corrigé de résistance au poinçonnement I_s (50).



Abaque de Broch et Franklin

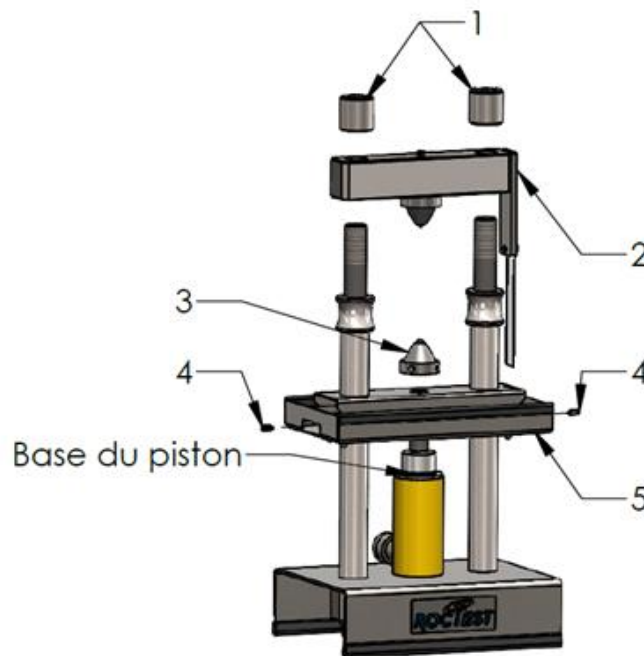
5 MAINTENANCE

5.1 Nettoyage du piston de vérin

Le piston du vérin doit être nettoyé fréquemment. Essuyer la poussière se trouvant sur la surface du piston avec un chiffon non-pelucheux et lubrifier le joint à la base du piston avec quelques gouttes d'huile hydraulique Enerpac HF100. Cette maintenance régulière aidera à prévenir l'intrusion de contaminants dans le système hydraulique.

Pour accéder à la base du piston, désassembler les composantes du châssis dans la séquence suivante :

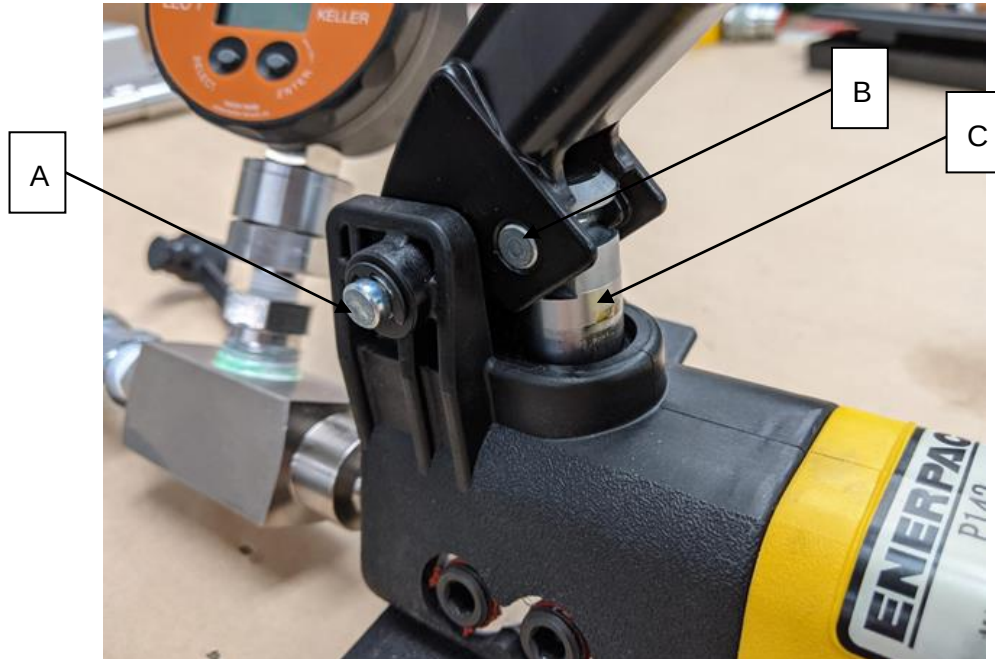
1. Dévisser les écrous de blocage.
2. Retirer l'assemblage de la poutre supérieure.
3. Dévisser le plateau conique du bas.
4. Desserrer les vis de réglage servant à fixer la plaque médiane.
5. Soulever l'assemblage de plaque médiane le long des poteaux.



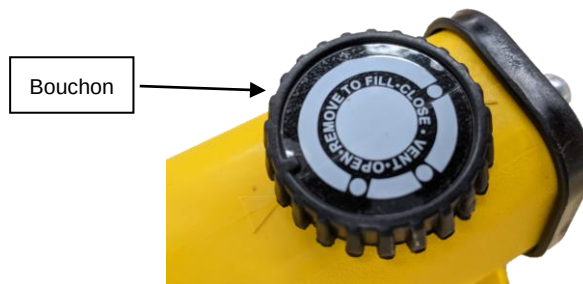
**Ne pas utiliser de graisse avec cet appareil.
L'utilisation de graisse sur le piston peut endommager les composantes
internes du vérin.**

5.2 Lubrification de la pompe

Pour prolonger la durée de vie de la pompe, lubrifier l'axe du balancier (A), l'axe transversal (B) et la tête de piston (C) régulièrement avec de la graisse pour roulements à rouleaux.



5.3 Changement d'huile et purge d'air



La vidange doit être effectuée lorsque l'huile est contaminée (devient noire) afin d'éviter l'usure des composants. Enerpac recommande une vidange tous les 12 mois ou plus souvent si la pompe est utilisée dans un environnement sale. Pour ce faire, il faut rétracter le piston, ouvrir le bouchon de remplissage/évacuation puis vidanger l'huile usagée dans un récipient. Disposer du contenu conformément à la réglementation.

Pour remplir le réservoir, assurez-vous que le piston du vérin est complètement rétracté ou le système contiendra plus de fluide que le réservoir de la pompe ne peut en contenir.

Pour le remplissage et la purge d'air, suivre les étapes suivantes :

1. Tournez le bouchon d'évent/remplissage de la pompe en position ouverte et retirez-le du réservoir.
2. Ajouter lentement le fluide hydraulique Enerpac. Remplissez le réservoir uniquement jusqu'au repère de niveau indiqué à l'arrière de la pompe.

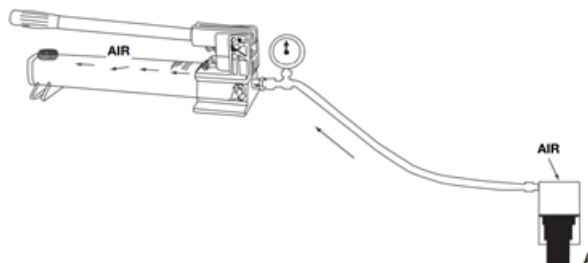


La pompe n'est pas ventilée et a besoin d'air dans le réservoir pour fonctionner correctement.

N'utilisez que de l'huile hydraulique Enerpac HF100, sinon le vérin pourrait s'endommager. L'utilisation d'un autre type d'huile annule la garantie.

L'huile Enerpac peut être fournie par Roctest – Telemac (voir Pièces de rechange) ou directement d'un distributeur Enerpac.

3. Purger l'air du système
 - a. Installez le bouchon du réservoir en position "vent" et fermez la valve de décharge.
 - b. Placer le PIL-10 à l'envers et tenir la pompe plus haute que le vérin.



- c. Actionner la pompe pour étendre complètement le piston du vérin.

- d. Ouvrir la valve de décharge pour rétracter le piston.
- e. Remettre le bouchon en position "close".

Note : *L'utilisation fréquente du raccord rapide pour déconnecter la pompe de la ligne hydraulique peut introduire de l'air dans le système. Cela rendra l'action de pompage inefficace. Ce problème peut être facilement résolu en effectuant la procédure de purge de l'air ci-dessus.*

5.4 Maintenir le système hydraulique propre

Prenez toutes les précautions nécessaires pour protéger l'unité contre l'entrée de saletés. Des contaminants dans le système peuvent provoquer une défaillance de la pompe ou du vérin. Lorsqu'un raccord à action rapide est déconnecté pour le transport de l'appareil, toujours installer des capuchons anti-poussière propres.

5.5 Réparer les petites fuites d'huile

Si une petite fuite d'huile se produit au niveau d'un raccord hydraulique, dévissez le raccord défectueux, ajoutez du ruban de téflon et bien le resserrer.

Remplacer toute perte de fluide hydraulique et éliminer l'air du système au besoin.

5.6 Pièces de rechange

Description	Item #	Quantité
Écran de protection en polycarbonate	30-1048B03002	2
Vis pour écran de protection #10-24	99-MCMA90909A518	12
Jeu de plateaux coniques (bas et haut)	40-0048A40400	1
 Écrou de blocage	20-1048B02007	2
 Espaceur	20-1048B02006	2
Manomètre APG PG7 10000 psi	99-APG-PG7-10000	1
Règle	10-1048B01001	1
Vis pour règle 1/4"-20 x 3/8"	05-V10SS030006	1
Bordure en caoutchouc pour base du châssis	10-1048B01002	2
Bordure en caoutchouc pour plateau à débris	10-1048B01003	2
Bordure en caoutchouc pour base de pompe	10-1048B01004	2
Vérin hydraulique Enerpac RC102	05-H07RC102	1
Pompe hydraulique Enerpac P142	05-H07P142	1
Tubulure hydraulique flexible avec raccords	40-1048B40400	1
Raccord rapide 3/8" NPT mâle	05-R22STFD3510020606	2
Raccord rapide 3/8" NPT femelle	05-R22STFD3510010606	2
Connecteur mâle 3/8" NPT	99-MCMA48805K851	2
Adapteur 1/2" NPTF mâle x 3/8" NPTF femelle	99-MCMA51205K353	1
Adapteur 3/8" NPTF mâle x 1/4" NPTF femelle	99-MCMA51205K346	1
Huile Enerpac HF100,1 Quart	05-H07HF100	1

Si la pièce recherchée ne figure pas dans cette liste, envoyer une photo et une description à Roctest pour identification.

6 TRANSPORT

La PIL-10 est vendue dans une valise faite sur mesure pour faciliter le transport. Avant de charger, débrancher la pompe de la tubulure hydraulique et s'assurer que le bouchon de remplissage/évacuation de la pompe est en position fermée (close).

Placer le châssis du PIL-10 dans la valise avec précaution pour éviter d'endommager la ligne hydraulique. S'assurer que la tubulure est bien enroulée et rentrée dans l'ouverture de la valise prévue à cet effet. Fermer le couvercle et fixer les loquets. Évitez de renverser la valise pendant le transport. Le poids total est de 35 kg et la manutention doit être effectuée par deux personnes pour réduire les risques de blessures.



7 RÉFÉRENCES

BROCH, E., and J.A. Franklin. The Point Load Strength Test, International Journal of Rock Mechanics, Min. Sci., Vol. 9, 1992, pp. 669-697.

ANNEXE A

Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 22, No. 2, pp. 51-60, 1985
Printed in Great Britain

0148-9062/85 \$3.00 + 0.00
Pergamon Press Ltd

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS

COMMISSION ON TESTING METHODS

Working Group on Revision of the Point Load Test Method

SUGGESTED METHOD FOR DETERMINING POINT
LOAD STRENGTH

(to replace original document published in 1972)

INTRODUCTION

The ISRM Commission on Testing Methods, formerly the Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, was established in 1967. Its main task is the drafting of "Suggested Methods" for rock testing. Its aim is to achieve some measure of standardization without inhibiting the development and improvement of techniques.

The Point Load Strength Test was one of the first to be published (in 1972) by this Commission, and is one of the first to be revised. The outcome of earlier "indirect tensile tests" such as those by Protodyakanov in Russia and by Hobbs in England, it was first described in its present form as a rock strength index test by Franklin *et al.*, and by Broch and Franklin (see Bibliography). References to the early history of the test may be found in the latter publication.

Subsequent research as detailed in the accompanying bibliography has added greatly to our understanding of the test and has led, for example, to much simpler, more direct and reliable size and shape correction procedures than those first published. The authors of this research were invited to form a working group for revision of the Suggested Method. The revised version is a consensus of their comments and opinions.

The test is primarily intended as an index for rock classification and characterization. As an index test it needs to be simple, and we have tried to retain its essential simplicity in this revised version.

Acknowledgements—The following persons made major contributions to the editing and revision of this Suggested Method: J. A. Franklin (Working Group Co-ordinator, *Canada*); P. Pellis (*Australia*); D. McLachlin (*Canada*); N. Brook and P. J. Robins (*England*); M. Greminger and H. Kutter (*F.R. Germany*); E. Broch (*Norway*); W. L. van Heerden and U. W. Vogler (*South Africa*) and G. Wijk (*Sweden*).

Suggested Method for Determining Point Load Strength

SCOPE

1.(a) The Point Load Strength test is intended as an index test for the strength classification of rock materials. It may also be used to predict other strength parameters with which it is correlated, for example uniaxial tensile and compressive strength.^{1*}

(b) The test measures the Point Load Strength Index (I_{p50}) of rock specimens, and their Strength Anisotropy Index (I_{a50}) which is the ratio of Point Load Strengths in directions which give the greatest and least values.

(c) Rock specimens in the form of either core (the *diametral* and *axial* tests), cut blocks (the *block* test), or irregular lumps (the *irregular lump* test) are broken by application of concentrated load through a pair of spherically truncated, conical platens.² Little or no specimen preparation is needed.

(d) The test can be performed with portable equipment or using a laboratory testing machine, and so may be conducted either in the field or the laboratory.

APPARATUS

2. The testing machine (Fig. 1) consists of a loading system (for the portable version typically comprising a loading frame, pump, ram and platens), a system for measuring the load P required to break the specimen, and a system for measuring the distance D between the two platen contact points (but see 5(e) below).

Loading system

3.(a) The loading system should have a platen-to-platen clearance that allows testing of rock specimens in the required size range. Typically this range is 15–100 mm so that an adjustable clearance is needed to accommodate both small and large specimens.

(b) The loading capacity should be sufficient to break the largest and strongest specimens to be tested.³

(c) The test machine should be designed and constructed so that it does not permanently distort during repeated applications of the maximum test load, and so that the platens remain co-axial within ± 0.2 mm throughout the testing. No spherical seat or other non-rigid component is permitted in the loading system. Loading system rigidity is essential to avoid problems of slippage when specimens of irregular geometry are tested.

(d) Spherically-truncated, conical platens of the standard geometry shown in Fig. 2 are to be used. The 60



Fig. 1. Photograph of portable point load test machine.

cone and 5 mm radius spherical platen tip should meet tangentially.⁴ The platens should be of hard material such as tungsten carbide or hardened steel so that they remain undamaged during testing.

Load measuring system

4.(a) The load measuring system, for example a load cell or a hydraulic pressure gauge or transducer connected to the ram, should permit determination of the failure load P required to break the specimen and should conform to the requirements (b) through (d) below.

(b) Measurements of P should be to an accuracy of $\pm 5\%P$ or better, irrespective of the size and strength of specimen that is tested.^{5,6}

(c) The system is to be resistant to hydraulic shock and vibration so that the accuracy of readings is not adversely affected by repeated testing.

(d) Failure is often sudden and a maximum load indicating device is essential so that the failure load is retained and can be recorded after each test.

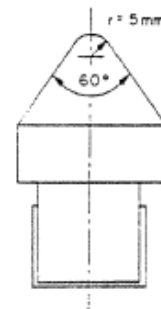


Fig. 2. Platen shape and tip radius.

* Superscript numbers refer to Notes at the end of the text.

Distance measuring system

5.(a) The distance measuring system, for example a direct reading scale or displacement transducer, is to permit measurement of the distance D between specimen-platen contact points and should conform with requirements (b) through (d) below.⁶

(b) Measurements of D should be to an accuracy of $\pm 2\%D$ or better irrespective of the size of specimen tested.

(c) The system is to be resistant to hydraulic shock and vibration so that the accuracy of readings is not adversely affected by repeated testing.

(d) The measuring system should allow a check of the "zero displacement" value when the two platens are in contact, and should preferably include a zero adjustment.

(e) An instrument such as calipers or a steel rule is required, to measure the width W of specimens for all but the diametral test.

PROCEDURE*Specimen selection and preparation*

6.(a) A test sample is defined as a set of rock specimens of similar strength for which a single Point Load Strength value is to be determined.

(b) The test sample of rock core or fragments is to contain sufficient specimens conforming with the size

and shape requirements for diametral, axial, block or irregular lump testing as specified below.⁷

(c) For routine testing and classification, specimens should be tested either fully water-saturated or at their natural water content.⁸

Calibration

7. The test equipment should be periodically calibrated using an independently certified load cell and set of displacement blocks, checking the P and D readings over the full range of loads and displacements pertinent to testing.

The diametral test²

8.(a) Core specimens with length/diameter ratio greater than 1.0 are suitable for diametral testing.

(b) There should preferably be at least 10 tests per sample, more if the sample is heterogeneous or anisotropic.⁷

(c) The specimen is inserted in the test machine and the platens closed to make contact along a core diameter, ensuring that the distance L between the contact points and the nearest free end is at least 0.5 times the core diameter (Fig. 3a).

(d) The distance D is recorded $\pm 2\%$.⁶

(e) The load is steadily increased such that failure occurs within 10–60 sec, and the failure load P is recorded. The test should be rejected as invalid if the

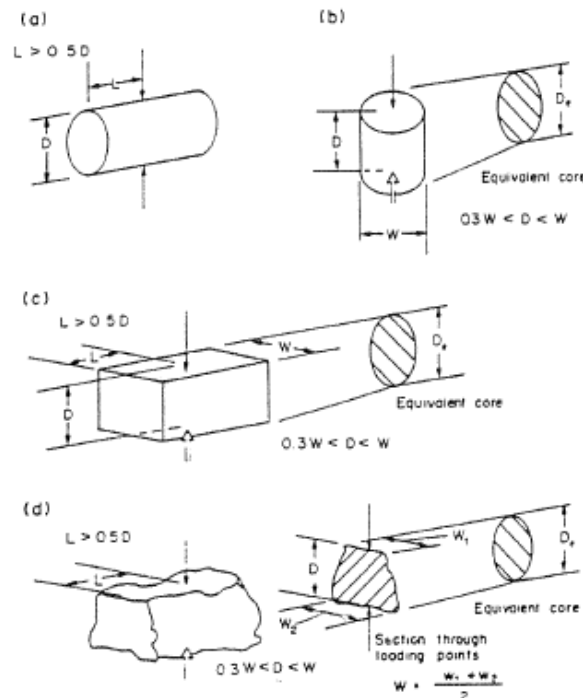


Fig. 3. Specimen shape requirements for (a) the diametral test, (b) the axial test, (c) the block test, and (d) the irregular lump test.

ISRM: POINT LOAD TEST

55

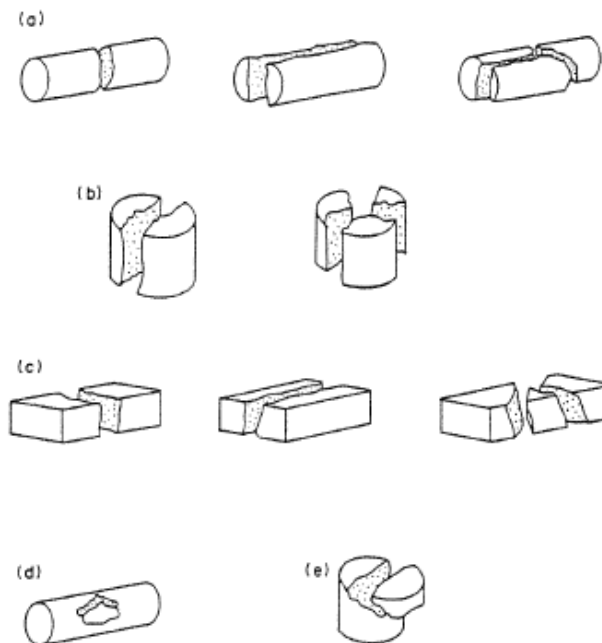


Fig. 4. Typical modes of failure for valid and invalid tests. (a) Valid diametral tests; (b) valid axial tests; (c) valid block tests; (d) invalid core test; (e) invalid axial test.

fracture surface passes through only one loading point (Fig. 4d).

(f) The procedure (c) through (e) above is repeated for the remaining specimens in the sample.

The axial test²

9.(a) Core specimens with length/diameter ratio of 0.3–1.0 are suitable for axial testing (Fig. 3b). Long pieces of core can be tested diametrically to produce suitable lengths for subsequent axial testing (provided that they are not weakened by this initial testing); alternatively, suitable specimens can be obtained by saw-cutting or chisel-splitting.

(b) There should preferably be at least 10 tests per sample, more if the sample is heterogeneous or anisotropic.⁷

(c) The specimen is inserted in the test machine and the platens closed to make contact along a line perpen-

dicular to the core end faces (in the case of isotropic rock, the core axis, but see paragraph 11 and Fig. 5).

(d) The distance D between platen contact points is recorded $\pm 2\%$.⁶ The specimen width W perpendicular to the loading direction is recorded $\pm 5\%$.⁹

(e) The load is steadily increased such that failure occurs within 10–60 sec, and the failure load P is recorded. The test should be rejected as invalid if the fracture surface passes through only one loading point (Fig. 4e).

(f) The procedures (c) through (e) above are repeated for the remaining tests in the sample.

The block and irregular lump tests

10.(a) Rock blocks or lumps of size 50 ± 35 mm and of the shape shown in Fig. 3(c) and (d) are suitable for the block and the irregular lump tests. The ratio D/W should be between 0.3 and 1.0, preferably close to 1.0.

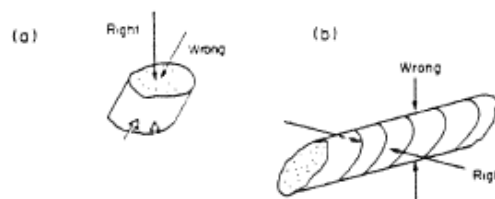


Fig. 5. Loading directions for tests on anisotropic rock.

The distance L (Fig. 3c and d) should be at least $0.5W$. Specimens of this size and shape may be selected if available or may be prepared by trimming larger pieces by saw-or chisel-cutting.

(b) There should preferably be at least 10 tests per sample, more if the rock is heterogeneous or anisotropic.⁷

(c) The specimen is inserted in the testing machine and the platens closed to make contact with the smallest dimension of the lump or block, away from edges and corners (Fig. 3c and d).

(d) The distance D between platen contact points is recorded $\pm 2\%$. The smallest specimen width W perpendicular to the loading direction is recorded $\pm 5\%$. If the sides are not parallel, then W is calculated as $(W_1 + W_2)/2$ as shown in Fig. 3d.⁶ This smallest width W is used irrespective of the actual mode of failure (Figs 3 and 4).

(e) The load is steadily increased such that failure occurs within 10–60 sec. and the failure load P is recorded. The test should be rejected as invalid if the fracture surface passes through only one loading point (see examples for other shapes in Fig. 4d or e).

(f) The procedure (c) through (e) above is repeated for the remaining tests in the sample.

Anisotropic rock

11. (a) When a rock sample is shaly, bedded, schistose or otherwise observably anisotropic it should be tested in directions which give the greatest and least strength values, which are in general parallel and normal to the planes of anisotropy.

(b) If the sample consists of core drilled through the weakness planes, a set of diametral tests may be completed first, spaced at intervals which will yield pieces which can then be tested axially.

(c) Best results are obtained when the core axis is perpendicular to the planes of weakness, so that when possible the core should be drilled in this direction. The angle between the core axis and the normal to the weakness planes should preferably not exceed 30° .

(d) For measurement of the I_p value in the directions of least strength, care should be taken to ensure that load is applied along a single weakness plane. Similarly when testing for the I_p value in the direction of greatest strength, care should be taken to ensure that the load is applied perpendicularly to the weakness planes (Fig. 5).

(e) If the sample consists of blocks or irregular lumps, it should be tested as two sub-samples, with load applied firstly perpendicular to, then along the observable planes of weakness.¹⁰ Again, the required minimum strength value is obtained when the platens make contact along a single plane of weakness.

CALCULATIONS

Uncorrected point load strength

12. The Uncorrected Point Load Strength I_p is calculated as P/D^2 where D_e , the "equivalent core diameter",

is given by:

$$D_e^2 = D^2 \text{ for diametral tests;}$$

$$= 4A/\pi \text{ for axial, block and lump tests;}$$

and

$$A = WD = \text{minimum cross sectional area of a plane through the platen contact points.}^6$$

Size correction

13. (a) I_p varies as a function of D in the diametral test, and as a function of D_e in axial, block and irregular lump tests, so that a size correction must be applied to obtain a unique Point Load Strength value for the rock sample, and one that can be used for purposes of rock strength classification.

(b) The size-corrected Point Load Strength Index I_{p50} of a rock specimen or sample is defined as the value of I_p that would have been measured by a diametral test with $D = 50$ mm.

(c) The most reliable method of obtaining I_{p50} , preferred when a precise rock classification is essential, is to conduct diametral tests at or close to $D = 50$ mm. Size correction is then either unnecessary ($D = 50$ mm) or introduces a minimum of error. The latter is the case, for example, for diametral tests on NX core, $D = 54$ mm. This procedure is not mandatory. Most point load strength testing is in fact done using other sizes or shapes of specimen. In such cases, the size correction (d) or (e) below must be applied.

(d) The most reliable method of size correction is to test the sample over a range of D or D_e values and to plot graphically the relation between P and D_e^2 . If a log-log plot is used the relation is generally a straight line (Fig. 6). Points that deviate substantially from the straight line may be disregarded (although they should not be deleted). The value of P_{50} corresponding to $D_e^2 = 2500 \text{ mm}^2$ ($D_e = 50$ mm) can then be obtained by interpolation, if

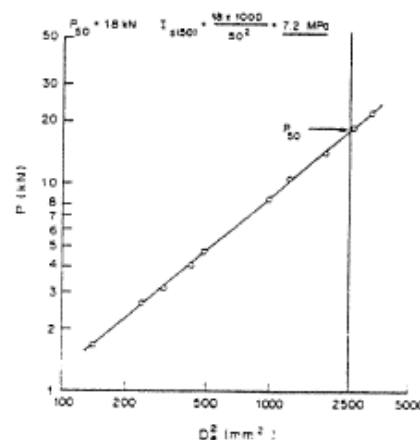


Fig. 6. Procedure for graphical determination of I_{p50} from a set of results at D_e values other than 50 mm.

ISRM: POINT LOAD TEST

57

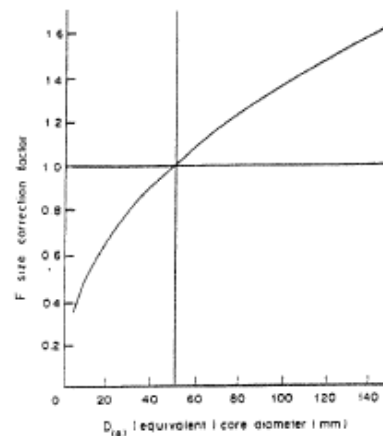


Fig. 7. Size correction factor chart.

necessary by extrapolation, and the size-corrected Point Load Strength Index calculated as $P_{50}/50^2$.

(e) When neither (c) nor (d) is practical, for example when testing single sized core at a diameter other than 50 mm or if only a few small pieces are available, size correction may be accomplished by using the formula:

$$I_{u(50)} = F \times I_u$$

The "Size Correction Factor F " can be obtained from the chart in Fig. 7,¹¹ or from the expression:

$$F = (D_e/50)^{0.45}$$

For tests near the standard 50 mm size, very little error is introduced by using the approximate expression:

$$F = \sqrt{(D_e/50)}$$

(f) The size correction procedures specified in this paragraph have been found to be applicable irrespective of the degree of anisotropy I_u and the direction of loading with respect to planes of weakness, a result that greatly enhances the usefulness of this test.

Mean value calculation

14.(a) Mean values of $I_{u(50)}$, as defined in (b) below are to be used when classifying samples with regard to their Point Load Strength and Point Load Strength Anisotropy Indices.

(b) The mean value of $I_{u(50)}$ is to be calculated by deleting the two highest and lowest values from the 10 or more valid tests, and calculating the mean of the remaining values. If significantly fewer specimens are tested, only the highest and lowest values are to be deleted and the mean calculated from those remaining.¹²

Point load strength anisotropy index

15. The Strength Anisotropy Index $I_{u(50)}$ is defined as the ratio of mean $I_{u(50)}$ values measured perpendicular and parallel to planes of weakness, i.e. the ratio of greatest

to least Point Load Strength Indices. $I_{u(50)}$ assumes values close to 1.0 for quasi-isotropic rocks and higher values when the rock is anisotropic.

REPORTING OF RESULTS

16. Results for diametral tests, axial tests, block tests and irregular lump tests, and for tests perpendicular and parallel to planes of weakness should be tabulated separately (see typical results form, Fig. 8). The report should contain calibration data for the test machine and at least the following information for each sample tested:

(a) The sample number, source location and rock type, and the nature and *in situ* orientation of any planes of anisotropy or weakness.

(b) Information on the water content of the rock at the time of testing.

(c) Information on which specimens were loaded parallel ($\parallel$), perpendicular ($\perp$), or at unknown or random directions with respect to planes of weakness.

(d) A tabulation of the values of P , D , (W , D^2 and D_e if required), I_u , (F if required) and $I_{u(50)}$ for each specimen in the sample.

(e) For all isotropic samples, a summary tabulation of mean $I_{u(50)}$ values.

(f) For all anisotropic samples, a summary tabulation of mean $I_{u(50)}$ values for sub-samples tested perpendicular and parallel to the planes of weakness, and of the corresponding $I_{u(50)}$ values.

NOTES

1. When first introduced, the point load strength test was used mainly to predict uniaxial compressive strength which was then the established test for general-purpose rock strength classification. Point load strength now often replaces uniaxial compressive strength in this role since when properly conducted it is as reliable and much quicker to measure. $I_{u(50)}$ should be used directly for rock classification, since correlations with uniaxial compressive strength are only approximate. On average, uniaxial compressive strength is 20–25 times point load strength, as shown in Fig. 9. However, in tests on many different rock types the ratio can vary between 15 and 50 especially for anisotropic rocks, so that errors of up to 100% are possible in using an arbitrary ratio value to predict compressive strength from point load strength. The point load strength test is a form of "indirect tensile" test, but this is largely irrelevant to its primary role in rock classification and strength characterization. $I_{u(50)}$ is approximately 0.80 times the uniaxial tensile or Brazilian tensile strength.

2. Of the four alternative forms of this test, the diametral test and the axial test with saw-cut faces are the most accurate if performed near the standard 50 mm size, and are preferred for strength classification when core is available. Axial test specimens with saw-cut faces can easily be obtained from large block samples by coring in the laboratory. Specimens in this form are

Sample Details			Point Load Test			Date <u>17/11/83</u>			
1 block sample from Gamblethorpe Opencast site.									
Fine grained pale grey Coal Measures sandstone with numerous coaly streaks along horizontal bedding planes.									
Specimens 1-6 chisel cut blocks, air-dried 2 weeks; 7-10 sawn blocks, air-dried 2 weeks; 11-15 cores, air-dried 2 weeks; 16-20 cores, air-dried 2 weeks; - tested in laboratory.									
No.	Type	W (mm)	D (mm)	P (kN)	D_p^2 (mm ²)	D_e (mm)	I_p	F	I_s (50)
1	i ⊥	30.4	17.2	2.687	666	25.8	4.03	0.75	3.63
2	i ⊥	16	8	0.977	163	12.8	5.99	0.54	3.24
3	i ⊥	19.7	15.6	1.962	391	19.8	5.02	0.66	3.31
4	i ⊥	35.8	18.1	3.641	825	28.7	4.41	0.765	3.46
5	i ⊥	42.5	29	6.119	1569	39.6	3.90	0.875	3.49
6	i ⊥	42	35	7.391	1872	43.3	3.95	0.935	3.62
7	b ⊥	44	21	4.600	1176	34.3	3.91	0.84	3.29
8	b ⊥	40	30	5.940	1528	39.1	3.88	0.89	3.46
9	b ⊥	19.5	15	2.040	372	19.3	5.48	0.655	3.52
10	b ⊥	33	16	2.87	672	25.9	4.27	0.75	3.40
11	d //	-	49.93	5.107	-	-	-	-	2.05
12	d //	-	49.88	4.615	-	-	-	-	1.85
13	d //	-	49.82	5.682	-	-	-	-	2.29
14	d //	-	49.82	4.139	-	-	-	-	2.47
15	d //	-	49.86	4.546	-	-	-	-	1.83
16	d //	-	25.23	1.837	-	-	2.89	0.74	2.14
17	d //	-	25.00	1.891	-	-	3.02	0.735	2.22
18	d //	-	25.07	2.118	-	-	3.37	0.735	2.48
19	d //	-	25.06	1.454	-	-	2.32	0.735	2.70
20	d //	-	25.04	1.540	-	-	2.46	0.735	1.81

d = diametral;
a = axial;
b = blocks;
i = irregular lump test;
⊥ = perpendicular;
// = parallel to planes of weakness.

Mean I_s (50) ⊥	3.38
Mean I_s (50) //	1.98
I_a (50)	1.71

Fig. 8. Typical results form.

particularly suitable when the rock is anisotropic and the direction of weakness planes must be noted.

3. Loads of up to 50 kN are commonly required for the larger hard rock specimens. The maximum specimen size that can be tested by a given machine is determined by the machine's load capacity, and the smallest by the machine's load and distance measuring sensitivity. Tests on specimens smaller than $D = 25$ mm require particular precautions to ensure that the measuring sensitivity is sufficient. The range of required test loads should be estimated before testing, from approximate assumed strength values, to ensure that the load capacity and

sensitivity of the equipment are adequate. It may be necessary to change the load measuring gauge or load cell, or to test smaller or larger specimens to conform with the capacity of available equipment or with the accuracy specifications for this test.

4. The conical platen design is intended to give standardized penetration of softer specimens. When testing is confined to hard rocks and small (less than 2 mm) penetrations the conical design is unimportant provided that the tip radius remains at the standard 5 mm. For such testing the platen can be manufactured by embedding a hard steel or tungsten carbide ball in a

ISRM: POINT LOAD TEST

59

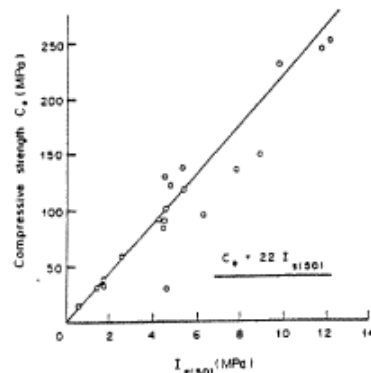


Fig. 9. Example of correlation between point load and uniaxial compressive strength results.

softer metal base of any geometry that will ensure that only the platen tip is in contact with the rock.

5. If a quick-retracting ram is used to reduce the delay between tests, either the ram return spring force and ram friction should together be less than about 5% of the smallest load to be measured during testing, or an independent load cell rather than an oil pressure gauge should be used for load determination. These forces can be significant when testing weaker and smaller specimens.

6. If significant platen penetration occurs, the dimension D to be used in calculating point load strength should be the value D' measured at the instant of failure, which will be smaller than the initial value suggested in paragraphs 8(d), 9(d) and 10(d). The error in assuming D to be its initial value is negligible when the specimen is large or strong. The failure value may always be used as an alternative to the initial value and is preferred if the equipment allows it to be measured (for example by electrical maximum-indicating load and displacement measurement). When testing specimens that are smaller than 25 mm, such as rock aggregate particles, equipment with electrical readout is usually necessary to obtain the required measuring accuracy, and should be designed to record D' at failure. Measurements of W or D made perpendicular to the line joining the platens are not affected and are retained at their original values. The value of D_i for strength calculation can then be found from:

$$D_i^2 = D \times D' \quad \text{for cores}$$

$$D_i^2 = \frac{4}{\pi} (W' \times D') \quad \text{for other shapes}$$

7. Because this test is intended primarily as a simple and practical one for field classification of rock materials, the requirements relating to sample size, shape, numbers of tests etc. can when necessary be relaxed to overcome practical limitations. Such modifications to procedure should however be clearly stated in the report.

It is often better to obtain strength values of limited reliability than none at all. For example, rock is often too broken or slabby to provide specimens of the ideal sizes and shapes, or may be available in limited quantities such as when the test is used to log the strength of drill core. In core logging applications, the concept of a "sample" has little meaning and tests are often conducted at an arbitrary depth interval, say one test every 1 m or 3 m depending on the apparent variability or uniformity of strength in the core and on the total length of core to be strength-logged.

8. As for all strength tests on rocks, point load strength varies with the water content of the specimens. The variations are particularly pronounced for water saturations below 25%. Oven dried specimens, for example, are usually very much stronger than moist ones. At water saturations above 50% the strength is less influenced by small changes in water content, so that tests in this water content range are recommended unless tests on dry rock are specifically required.

All specimens in a sample should be tested at a similar and well-defined water content, and one that is appropriate to the project for which the test data are required. Field testing of chisel-cut samples, not affected by drilling fluids, offers a method for testing at the *in situ* water content. If possible, numerical values should be given for both water content and degree of saturation at the time of testing. The ISRM Suggested Method for Water Content Determination should be employed. Whether or not water content measurements can be made, the sample storage conditions and delay between sampling and testing should be reported.

9. Some researchers argue in favour of measuring W as the minimum dimension of the failure surface after testing rather than of the specimen before failure (the German standard for this test is an example). Point load strengths computed using the two alternative W definitions may differ slightly. The minimum specimen dimension alternative has been adopted in this Suggested Method mainly because it is quicker and easier to measure, particularly in the field when fragments of broken specimens are easily lost.

10. Commonly the shortest dimension of naturally occurring anisotropic rock lumps is perpendicular to the weakness planes.

11. The size correction factor chart (Fig. 7) is derived from data on cores tested diametrically and axially and from tests on blocks and irregular lumps, for rocks of various strengths, and gives an averaged factor. Some rocks do not conform to this behaviour, and size correction should therefore be considered an approximate method, although sufficient for most practical rock classification applications. When a large number of tests are to be run on the same type of rock it may be advantageous to first perform a series of tests at different sizes to obtain a graph of load vs D_i^2 as in Fig. 6. If the slope of such a log-log graph is determined as " n ", the size correction factor is then $(D_i/50)^m$ where $m = 2(1 - n)$. This can either be calculated directly or a chart constructed.

12. Mean results for small populations are generally better measures when the extreme values are not included in the calculation.

Received 10 June 1984.

BIBLIOGRAPHY

- Franklin J. A., Broch E. and Walton G. Logging the mechanical character rock. *Trans. Inst. Min. Metall.* 80, A1-A9 (1971); and Discussion 81, A43-A51 (1972).
- Broch E. and Franklin J. A. The point-load strength test. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 9, 669-697 (1972).
- Bieniawski Z. T. The point-load test in geotechnical practice. *Engng Geol.* 9, 1-11 (1975).
- Boisen B. P. A hand portable point load tester for field measurements. *Proc. 18th U.S. Symp. on Rock Mechanics*, pp. 1-4, Keystone, Colorado (1977).
- Broch E. Estimation of strength anisotropy using the point load test. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 20, 181-187 (1983).
- Brook N. A method of overcoming both shape and size effects in point load testing. *Proc. Conf. on Rock Engineering*, pp. 53-70, Univ. of Newcastle, England (1977).
- Brook N. Size correction for point load testing. Technical Note. *Int. J. Rock Mech. Sci. & Geomech. Abstr.* 17, 231-235 (1980).
- Fitzhardinge C. F. R. Note on point load strength test. *Aust. Geomech. J.* G8, 53 (1978).
- Forster I. R. Influence of core sample geometry on the axial point load test. Technical Note. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 20, 291-295 (1983).
- Gartung E. Empfehlung Nr. 5 des Arbeitskreises 19—Versuchstechnik Fels—der Deutschen Gesellschaft für Erd- und Grundbau e.V. Punktlastversuche an Gesteinsproben. *Die Bautechnik* 59(1), 13-15 (1982).
- Greminger M. Experimental studies of the influence of rock anisotropy on size and shape effects in point load strength testing. Technical Note. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 19, 241-246 (1982).
- Guidicini G., Nieble C. M. and Cornides A. T. Analysis of point load test as a method for preliminary geotechnical classification of rocks. *Bull. Int. Ass. Engng Geol.* 7, 37-52 (1973).
- Haramy K. Y., Morgan T. A. and DeWaele R. E. A method for estimating coal strengths from point load tests on irregular lumps. USBM, Denver Research Center, Progress Rept 10028, 31pp (1981).
- Hassani F. P., Scoble M. J. and Whittaker B. N., Application of the point load index test to strength of rock, and proposals for a new size correction chart. *Proc. 21st U.S. Symp. on Rock Mechanics*, pp. 543-556, Rolla, Missouri (1980).
- International Society for Rock Mechanics. Suggested method for determining the point load strength index. ISRM (Lisbon, Portugal), Committee on Field Tests, Document No. 1, pp. 8-12 (1972).
- Lajtai E. Z. Tensile strength measurement and its anisotropy measured by point-and line-loading of sandstone. *Engng Geol.* 15, 163-171 (1980).
- Pells P. J. N. The use of the point load test in predicting the compressive strength of rock materials. *Aust. Geomech. J.* G5, 54-56 (1975).
- Peng S. S. Stress analysis of cylindrical rock discs subjected to axial double point-load. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 13, 97-101 (1976).
- Read J. R. L., Thornton P. N. and Regan W. M. A rational approach to the point load test. *Proc. 3rd Aust. N.Z. Conf. on Geomechanics*, Vol. 2, pp. 35-39, Wellington (1980).
- Reichmuth D. R. Point load testing of brittle materials to determine tensile strength and relative brittleness. *Proc. 9th U.S. Symp. on Rock Mechanics*, Colorado (1968).
- Robins P. J. The point load test for concrete cores. *Mag. Concr. Res.* 32, 101-111 (1980).
- Wijk G. Some new theoretical aspects of indirect measurements of the tensile strength of rocks. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 15, 149-160 (1978).
- Wijk G. The point load test for the tensile strength of rock. *Geotech. Testing J.*, pp. 49-54 (June, 1980).

ANNEXE B

GUIDE POUR MANOMÈTRE DIGITAL KELLER MODÈLE LEO 1

TOUCHE	FONCTION		TOUCHE
SELECT	ON	Attendre 3 secondes pour que l'instrument entre en mode mesure.	
SELECT	RESET	Les valeur Max. / min. et PEAK sont défini à la valeur de pression actuelle.	ENTER
SELECT	OFF	Éteint le manomètre	ENTER
SELECT	MANO	Entrer dans les fonctions du manomètre	ENTER
SELECT	SELECT	PEAK OFF / PEAK ON <u>Peak off</u> : Mode de mesure normal avec 2 mesures par seconde. <u>Peak on</u> : Mode de mesure rapide avec 5000 mesures par seconde.	ENTER
	SELECT	ZERO SET Défini un nouveau zéro.	ENTER
	SELECT	ZERO RES Remet le zéro au réglage d'usine	ENTER
	SELECT	CONT ON / CONT OFF <u>Cont on</u> : Désactive la fonction d'arrêt automatique <u>Cont off</u> : Active la fonction d'arrêt automatique.	ENTER
	SELECT	SÉLECTION D'UNITÉ Bar	ENTER
	SELECT	SÉLECTION D'UNITÉ MPa	ENTER
	SELECT	SÉLECTION D'UNITÉ psi	ENTER
	SELECT	SÉLECTION D'UNITÉ 1 (kN)	ENTER

Exemple:

- Mise en route par une pression sur la touche SELECT, attendre 3 secondes
- Appuyer 3 fois sur la touche SELECT : MANO s'affiche
- Appuyer sur ENTER : PEAK on ou PEAK off s'affiche
- Appuyer sur SELECT : ZERO SET s'affiche
- Appuyer sur ENTER : Le nouveau zéro est enregistré. L'instrument se trouve à nouveau en mode mesure.

ANNEXE C

GUIDE POUR MANOMÈTRE DIGITAL APG PG7

Principe de fonctionnement du manomètre APG PG7

Chacun des trois boutons du APG PG7 remplit plusieurs fonctions ; la fonction principale s'applique en mode de fonctionnement standard, alors que les fonctions secondaires sont utilisées pour les opérations de configurations et lorsque des fonctionnalités spéciales sont activées telles que le mode de maintien maximal Peak-Hold.

TOUCHE	FONCTION PRINCIPALE	FONCTION SECONDAIRE
ON/OFF	Appuyer et maintenir pendant au moins une seconde pour allumer ou éteindre le manomètre.	Appuyer une fois pour accéder au menu principal de configuration.
ZERO	Appuyer pour mettre à zéro la lecture de la jauge (la lecture doit être inférieure à 5% de la pleine échelle pour mettre à zéro la jauge).	Parcourir les options des menus de configuration.
SEL.	Naviguer entre les lectures de pression actuelle, maximale et minimale.	Permettre d'accepter l'option affichée dans les menus de configuration. Réinitialiser la lecture du maintien maximal lorsque le mode de maintien maximal (Peak-Hold) est activé

La figure de la page suivante présente l'ensemble des options disponibles pour configurer le manomètre. Pour voir le manuel d'utilisation du manomètre dans son entièreté, veuillez retrouver le document en question en suivant le lien ci-dessous (à noter qu'il n'existe pas de version française de ce document) :

<https://www.apgsensors.com/sites/default/files/manuals/PG7-full-access-manual.pdf>

Détails sur la configuration du manomètre APG PG7

Pour configurer le manomètre APG PG7 dans une unité personnalisée du mode CUSTOM (soit en tonnes, tons, kN, newton, kg, lbs ou lbf), un multiplicateur doit être appliqué. Ce multiplicateur (ou facteur de conversion) peut convertir des psi en une des unités CUSTOM ; il est très important de noter qu'on ne peut se baser sur une autre unité que les psi pour effectuer la conversion.

Lors de la configuration du manomètre, l'unité kN a été enregistrée avec son propre multiplicateur en se basant sur l'étalonnage de l'appareil PIL-10 ainsi que sur la conversion de l'unité impériale lbf à l'unité métrique kN (1 lbf = 0.0044482216 kN). C'est pourquoi l'information « Multiplicateur pour l'unité personnalisée kN du manomètre APG PG7 » est affiché sur le certificat d'étalonnage de l'appareil de poinçonnement PIL-10 ainsi que sur les étiquettes d'identification du produit. Si vous avez besoin de rentrer à nouveau ce nombre dans le manomètre, suivez les instructions suivantes pour configurer le manomètre APG PG7.

Configuration du manomètre APG PG7

1. CONFIGURATION DE L'UNITÉ KN

1. Pour effectuer la configuration du manomètre APG PG7, parcourir les options des menus de configuration à l'aide de la touche ON/OFF jusqu'à l'option UNITS et sélectionner cette option à l'aide de la touche SEL..
2. Sélectionner le mode CUSTOM et entrer le facteur de conversion préalablement déterminé. Une fois le dernier chiffre entré, appuyer sur la touche SEL. et choisir par la suite l'unité kN (parcourir à l'aide de la touche ON/OFF).
3. Ajuster la précision souhaitée en déplaçant à l'aide de la touche ON/OFF la décimale afin d'obtenir 4 chiffres après la virgule et confirmer le tout en appuyant sur la touche SEL..
4. Sortir du menu en appuyant sur la touche ON/OFF jusqu'à l'option EXIT et sélectionner cette option.

2. CONFIGURATION DU TAUX D'ÉCHANTILLONNAGE

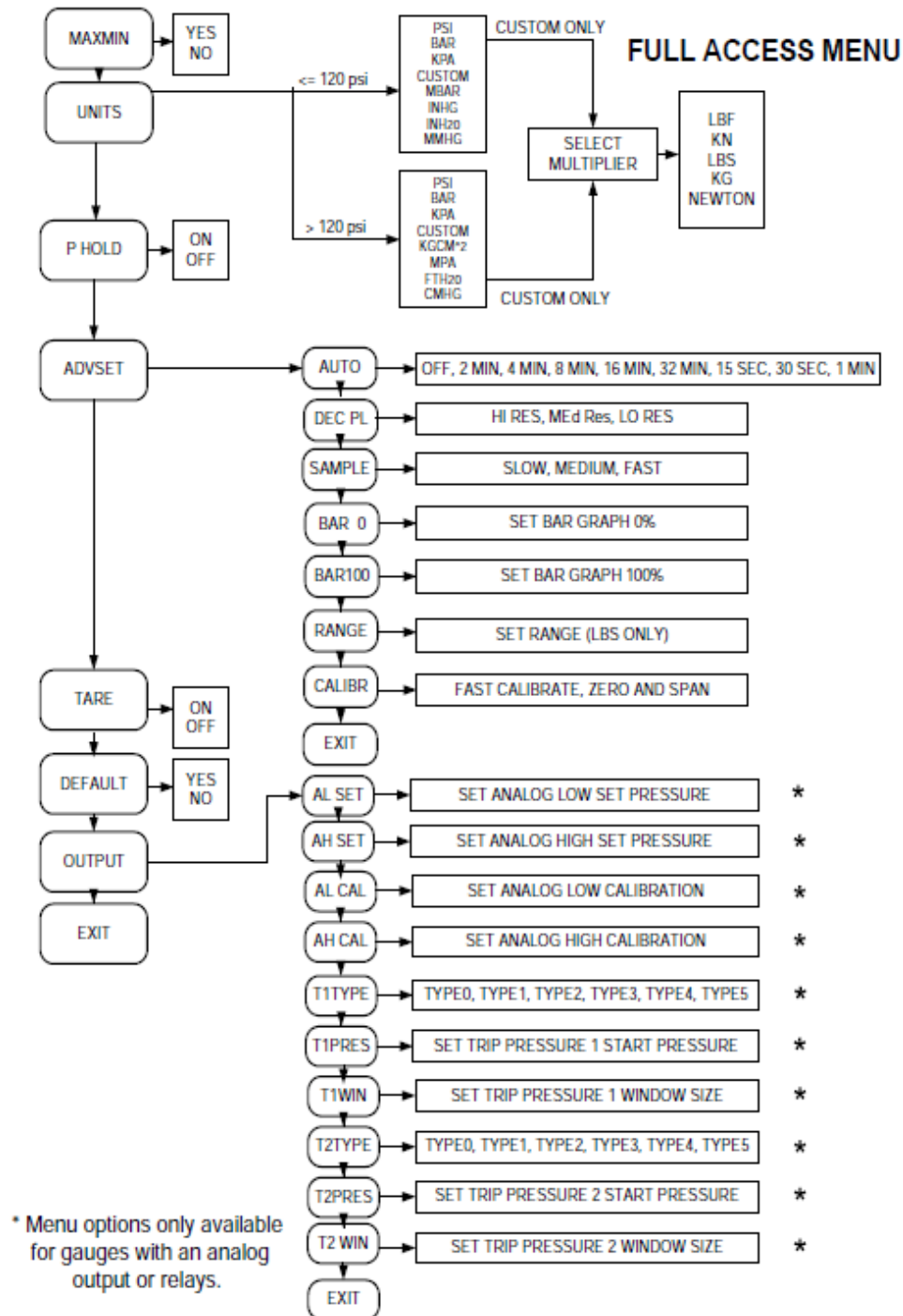
1. Sélectionner dans le menu principal l'option AdVSET et choisir par la suite l'option SAMPLE.
2. Choisir le mode FAST et appuyer sur SEL..
3. Sortir du menu en appuyant sur la touche ON/OFF jusqu'à l'option EXIT et sélectionner cette option.

3. CONFIGURATION DE LA RÉOLUTION

1. Sélectionner dans le menu principal l'option AdVSET et choisir par la suite l'option deC PL.
2. Choisir le mode HI RES et appuyer sur SEL..
3. Sortir du menu en appuyant sur la touche ON/OFF jusqu'à l'option EXIT et sélectionner cette option.

Rev. B, 07/18

PG7



APG

5

ANNEXE D

GUIDE D'INSTALLATION DE L'APPAREIL BRÉSILIEN

Voici les étapes à suivre pour assurer une bonne installation de l'appareil:

1. Remplacer les pointes coniques du PIL-10 par le plateau plat du bas (#6) et le siège haut (#5) à l'aide de clés hexagonales. La vis hexagonale utilisée pour la pointe conique du haut sert aussi pour le siège haut (#5).
2. Retirer toute pression appliquée par le piston afin de descendre complètement la base du PIL-10 et de déposer la partie inférieure de la base NX (#1) sur le plateau plat du bas (#6).
3. Insérer ensuite les deux goupilles (#2) dans les trous de la partie inférieure de la base NX (#1) et par la suite la partie supérieure de la base NX (#3) sur les goupilles vis-à-vis de ses trous (s'assurer que les deux parties de la base NX soit dans le même sens en vérifiant que les marquages soient du même côté).
4. Déposer la rondelle de nivellement en deux pièces (#4) sur le siège prévu à cet effet sur la partie supérieure de la base NX (#3).
5. Une fois le tout bien aligné, débiter le test en insérant entre les deux parties de la base NX le spécimen de roche à tester et en commençant à pomper.
6. Au besoin, il est possible de rajouter du lubrifiant (particulièrement au niveau des goupilles et du siège haut) afin de faciliter le coulisement des pièces.

