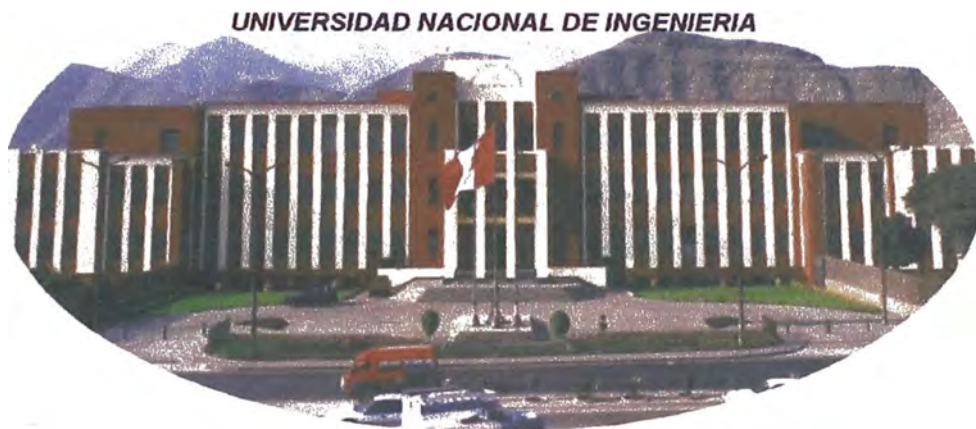


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

**Facultad de Ingeniería
Geológica, Minera y Metalúrgica
(FIGMM - UNI)**



**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

TEMA:

**“SOSTENIMIENTO MEDIANTE PERNOS DE ROCA Y SEGURIDAD EN MINAS
SUBTERRÁNEAS”**

PRESENTADO POR:

JOHNNY JESÚS LOAYZA SOLIER



LIMA – PERÚ / 2006

Dedicatoria

A mis padres Francisco Loayza y Julia Solier por su abnegada labor, comprensión y cariño, que hicieron posible la culminación de mi profesión.

“Querer es poder, el éxito depende de tu esfuerzo, y ese es realmente tu destino, y no te detengas hasta haberlo conseguido.”

ÍNDICE

	Pág. N°
Agradecimiento	06
Objetivos del estudio	07
Hipótesis de la investigación	08
Introducción	09
CAPITULO I	
ANALISIS DE ESTABILIDAD POR ESFUERZOS	11
1.1 Esfuerzos in-situ	11
1.2 El Mapa Mundial de Esfuerzos	16
1.3 Análisis de esfuerzos inducidos	20
CAPITULO II	
CONDICIONES GEOMECÁNICAS DE LA MASA ROCOSA	23
2.1 Estructura de la masa rocosa	23
2.2 Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa	24
2.2.1 Clasificación de la masa rocosa en Ingeniería	24
2.2.2 Clasificación de la masa rocosa de Terzaghi	25
2.2.3 Criterio RMR de Bieniawski (1973)	31
2.2.4 Índice de calidad tunelera de la Roca, Q	38
2.2.5 Uso de los sistemas de clasificación de la masa rocosa	50
CAPITULO III	
CAÍDA DE ROCAS	54
3.1 Estadística de accidentes.	54
3.2 Verificación y control de terrenos sueltos	57
3.3 Por qué cae la roca	60
3.4 Forma ideal de la excavación	67
3.5 Principales causas de los accidentes por caída de rocas	71

CAPITULO IV

ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS 76

4.1	Análisis de inestabilidad estructuralmente controlada	76
4.2	Identificación de las cuñas potenciales	84
4.3	Sostenimiento para controlar la caída de cuñas	89
4.3.1	cuñas con pernos de roca	90
4.3.2	Sostenimiento con "shotcrete" para cuñas	92
4.4	consideraciones de secuencia de excavación	94

CAPITULO V

SOSTENIMIENTO EN MINAS SUBTERRÁNEAS 96

5.1	Sistemas de sostenimiento	96
5.2	Sistema de pernos de roca	99
5.2.1	Pernos de roca anclados mecánicamente	103
5.2.1.1	Instalación pernos de roca ancladas mecánicamente	105
5.2.1.2	consideraciones sobre instalación de pernos	123
5.2.1.3	Resultados con comentarios	127
5.2.1.4	Reforzamiento temporal y permanente	129
5.2.2	Pernos de roca inyectados	131
5.2.3	Pernos de roca anclados mediante fricción	197
5.2.3.1	Instalación pernos de roca anclados mediante fricción	201
5.2.3.2	Pernos de roca anclados mediante fricción	202
5.2.3.3	Proceso de fabricación	206
5.2.4	Accesorios de sostenimiento para pernos de roca	226
5.3	Características de carga-deformación en pernos de roca	236
5.3.1	Cargando en tracción el perno a través de una diaclasa	237
5.3.1.1	El concepto del perno de roca ideal	238
5.3.1.2	disposición de los ensayos	239

5.3.2 Consideraciones de diseño	240
5.3.2.1 Condiciones especiales	240
5.3.2.1.1 Altos esfuerzos en el lugar	240
5.3.2.1.2 Voladura controlada	243
5.4 Diseño de reforzamiento en rocas	244
5.5 Masa rocosa - interacción de los pernos de roca	244
5.5.1 Análisis de la estabilidad estructural	254
CAPITULO VI	
SEGURIDAD MINERA	272
6.1 Reglamento de seguridad e higiene minera	272
6.2 Rol tradicional de la seguridad	275
6.3 Gerenciando y manejando la seguridad	275
6.4 Entrenamiento para la seguridad	276
6.5 Importancia de los pernos de roca para la seguridad minera	279
6.6 Ejemplo de un accidente fatal	282
6.7 Estadística de accidentes fatales 2004	283
CAPITULO VII	
CONCLUSIONES	285
CAPITULO VIII	
RECOMENDACIONES	287
CAPITULO IX	
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	288

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mis profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la **Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería (FIGMM - UNI)**, por la formación teórica, profesional y humana, que han contribuido en mi formación profesional de "Ingeniería de Minas".

A mis padres y hermanos por su apoyo y comprensión que hicieron posible la culminación de mi carrera profesional.

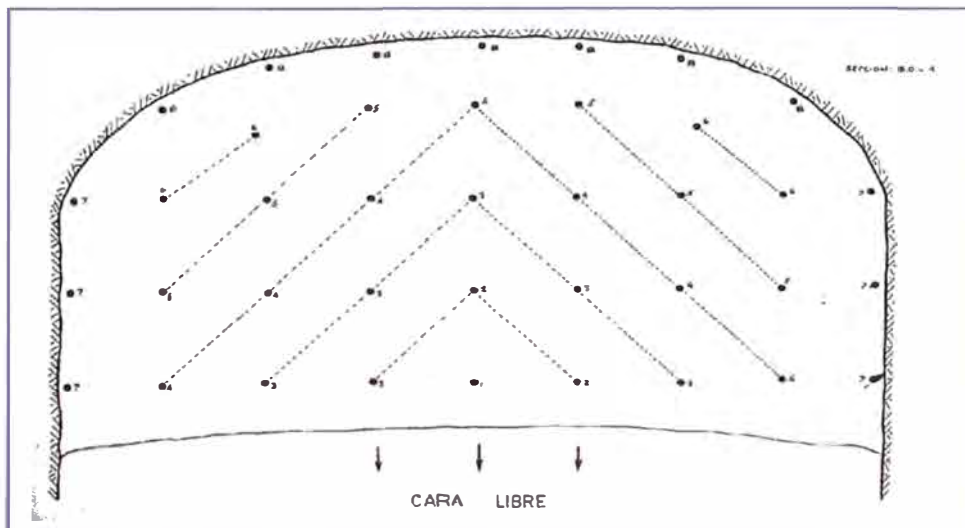
A mis asesores: **M.Sc. Douglas H. Arteaga Lucas y M.Sc. José A. Corimanya Mauricio**, por sus sabios consejos y orientaciones en la elaboración de la presente **TESIS**.

Objetivos del estudio:

El sostenimiento mediante pernos de roca es sumamente importante en las labores mineras, ya sea en forma provisional en los tajeos empleando los "split set", para evitar la caída de rocas, para luego continuar con la perforación y voladura del mineral, ejemplo en forma de "**breasting**". O el sostenimiento mediante pernos en forma permanente en galerías, subniveles, rampas, etc., pernos con barras helicoidales reforzados con resina o cemento o pegamentos epóxicos, y según la calidad del macizo rocoso reforzado con shotcrete – pernos - shotcrete; en otros casos los pernos reforzados con mallas electrosoldadas para evitar el colapso de áreas mayores del macizo rocoso.

Es así como los pernos de roca constituyen una fortificación simple y rápido de usar, de bajo costo y seguro, y combina con otros tipos de sostenimiento como "shotcrete", mallas electrosoldadas, dando mayor seguridad y evitando el colapso del macizo rocoso.

* **Breasting**: Forma de explotación de un tajeo de mineral, es tipo un frente con una cara libre en la parte inferior, la cara libre tiene una altura de 1.50m. En el ejemplo el breasting presenta un ancho de 8m. y una altura de 4m.



Hipótesis de la investigación:

Es demostrar la importancia de los pernos de roca como sostenimiento simple y rápido para usar, de bajo costo y seguro, evitando así la caída de rocas o planchones en las labores mineras, dando seguridad al trabajador minero en la perforación, carguío, limpieza del mineral, evitando accidentes incapacitantes así como accidentes fatales.

Es dar seguridad y una mayor confiabilidad, también en el tránsito vial en el interior de la mina, y del cuidado de las maquinarias y equipos.

Los pernos de roca permiten avanzar con mayor eficiencia, en la explotación de minas, y desarrollos en forma segura y rápida, cuidando la seguridad e integridad física del trabajador minero.

INTRODUCCIÓN

La utilización de los pernos de roca en minas subterráneas casi se ha generalizado debido al desarrollo y avance en la mecánica de rocas, y su empleo es fundamental para el sostenimiento de la masa rocosa, y así poder evitar la caída de rocas, planchones, que dañan a las instalaciones, equipos y ocasionan lesiones al personal incluyendo la muerte.

Generalmente los pernos de roca consisten de una barra de acero con un anclaje mecánico en un extremo y una platina o placa de sujeción y tuerca en el otro extremo, son siempre tensionados después de la instalación.

Para aplicaciones de corto tiempo, los pernos son generalmente dejados sin lechada de cemento, para aplicaciones de más permanencia en la roca en la cual se presenta agua subterránea corrosiva, el espacio entre el perno y la roca puede ser rellenado con lechada, cartuchos de resina o cartuchos de "cembolt".

El ingeniero quien debe diseñar hoy en día los sistemas de reforzamiento sobre las rocas, está enfrentado con un incremento en la demanda para optimizar su diseño teniendo en cuenta paralelamente tanto la seguridad, como los bajos costos.

Los pernos de roca y sistemas para el soporte externo son frecuentemente usados en combinación para obtener el mejor efecto posible sobre la estabilización de la masa rocosa. En realidad muchas veces una combinación de pernos de roca y por ejemplo mallas de alambre y/o "shotcrete" para lograr el sostenimiento en la superficie de la roca entre los pernos de roca, proporciona el óptimo sistema de estabilización para la masa rocosa. Un sistema que puede ser usado por ambos temporalmente tal como el sostenimiento permanente de la masa rocosa.

Hay un número de razones para el uso general de sistemas de reforzamiento de pernos de roca. Algunas de éstas son las siguientes:

- **Su versatilidad, pues puede ser usado en una excavación geométrica previamente programada y diseñada.**

- **Simple, y rápido para usar.**
- **Relativamente de bajo costo, comparado con otros sistemas de fortificación.**
- **Instalación que puede ser totalmente mecanizada, con riesgo cero para los trabajadores mineros.**

El perno de roca en la actualidad proporciona el sostenimiento del macizo rocoso, en forma fácil y rápida en su instalación in-situ, demanda bajo costo y brinda excelente seguridad, y es empleada en las diversas compañías mineras del país y ha contribuido a disminuir la cantidad de uso de madera en las minas subterráneas.

CAPITULO I

ANALISIS DE ESTABILIDAD POR ESFUERZOS

La roca en profundidad está sometida a esfuerzos resultantes del peso de los estratos superpuestos y asegurados en esfuerzos de origen tectónico. Cuando una abertura minera es excavada en esta roca, el campo de esfuerzos es disturbado y un nuevo estado de esfuerzos es inducido en la roca circundante a la excavación. El conocimiento de las magnitudes y las direcciones de estos esfuerzos in-situ e inducidos es un componente esencial en el diseño de las excavaciones subterráneas, desde que, en muchos casos la resistencia de la roca es excedida y la inestabilidad resultante puede tener serias consecuencias, como caída de rocas, o estallidos de rocas (rock bursting) en zonas más profundas de la mina.

1.1.1 Esfuerzos in-situ

Considerar un elemento de roca a una profundidad de 1000 m debajo de la superficie. El peso de la columna vertical de roca reposando sobre este elemento es el producto de la profundidad por el peso unitario de la masa rocosa superpuesta (típicamente alrededor de 2.7Ton/m³ o 0,027 MN/m³). Luego, el esfuerzo vertical sobre el elemento es de 2700 Ton/m² o 27 MPa. Este esfuerzo se calcula mediante La simple relación:

$$\boxed{\sigma_v = \gamma \cdot z} \quad (\text{ec 1})$$

Dónde: σ_v : es esfuerzo vertical

γ : es el peso unitario de la roca superpuesta, y

z : es la profundidad debajo de la superficie.

Los esfuerzos horizontales actuantes sobre un elemento de roca a una profundidad z debajo de la superficie son mucho más dificultosos de estimar que los esfuerzos verticales. Normalmente,

la relación del esfuerzo horizontal al esfuerzo vertical promedios es denotada por la letra k tal que:

$$\sigma_h = k\sigma_v = k\gamma z \quad (\text{ec.2})$$

El valor de k es independiente de la profundidad y está dado por $k = \nu/(1 - \nu)$ donde ν es la Relación de Poisson de la masa rocosa. **Esta relación fue ampliamente utilizada en los tiempos iniciales de la mecánica de rocas**, y ha probado ser inexacta y es poco utilizada en la actualidad.

Mediciones de los esfuerzos horizontales en obras civiles y mineras en el mundo, muestran que la relación k tiende a ser alta a poca profundidad y que decrece a mayor profundidad.

Sheorey (1994) desarrolló un modelo de esfuerzo termal elasto-estático de la tierra.

Este modelo **considera la curvatura de la corteza terrestre y la variación de las constantes elásticas, la densidad y los coeficientes de expansión térmica a través de la corteza y el manto.** Proporcionó una ecuación simplificada que puede ser utilizada para estimar la relación esfuerzo horizontal a esfuerzo vertical, k . Esta ecuación es:

$$k = 0.25 + 7 E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right) \quad (\text{ec. 3})$$

Donde $z(m)$ es la profundidad debajo de la superficie y $E_h(GP_a)$ es el módulo de deformación promedio de la parte alta de la corteza terrestre medida en una dirección horizontal. Esta dirección de medición es particularmente importante en rocas sedimentarias estratificadas, en las cuales el módulo de deformación puede ser significativamente distinto en diferentes direcciones.

Un gráfico de esta ecuación está dado en la Figura 2 para un rango del módulo de deformación. Las curvas que relacionan a k

con la profundidad debajo de la superficie; son similares a las publicadas por Brown y Hoek (1978), Herget (1988) y otros para esfuerzos in-situ medidos. De aquí se considera que la ecuación 3 proporciona una base sólida para estimar el valor de k .

ESFUERZO VERTICAL vs PROFUNDIDAD

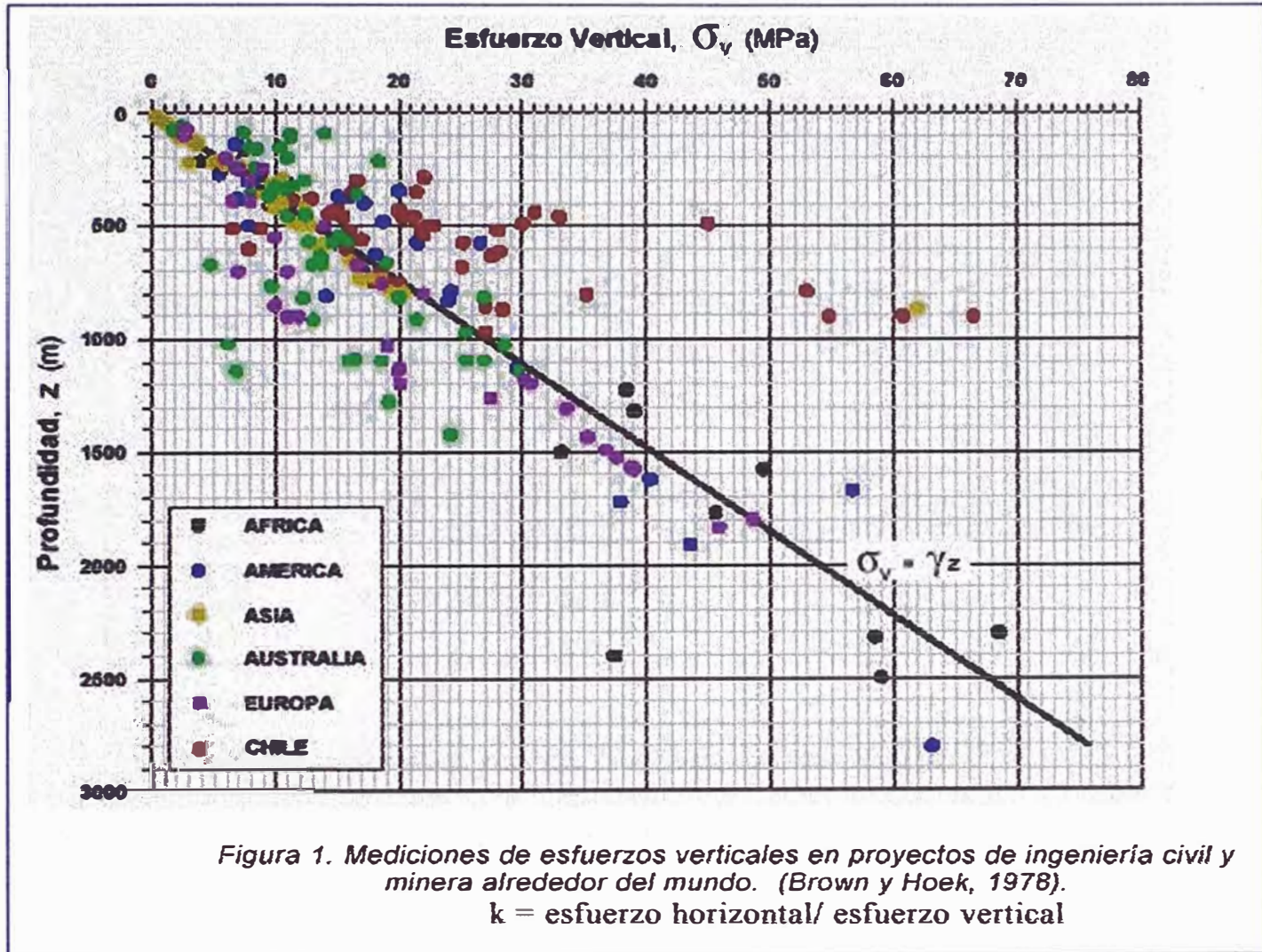


Fig. 2

MEDICIONES DE LA RAZÓN DE ESFUERZOS HORIZONTAL / VERTICAL,
Para diferentes módulos basados en la ecuación de Sheorey. Según
Sheorey (1994)

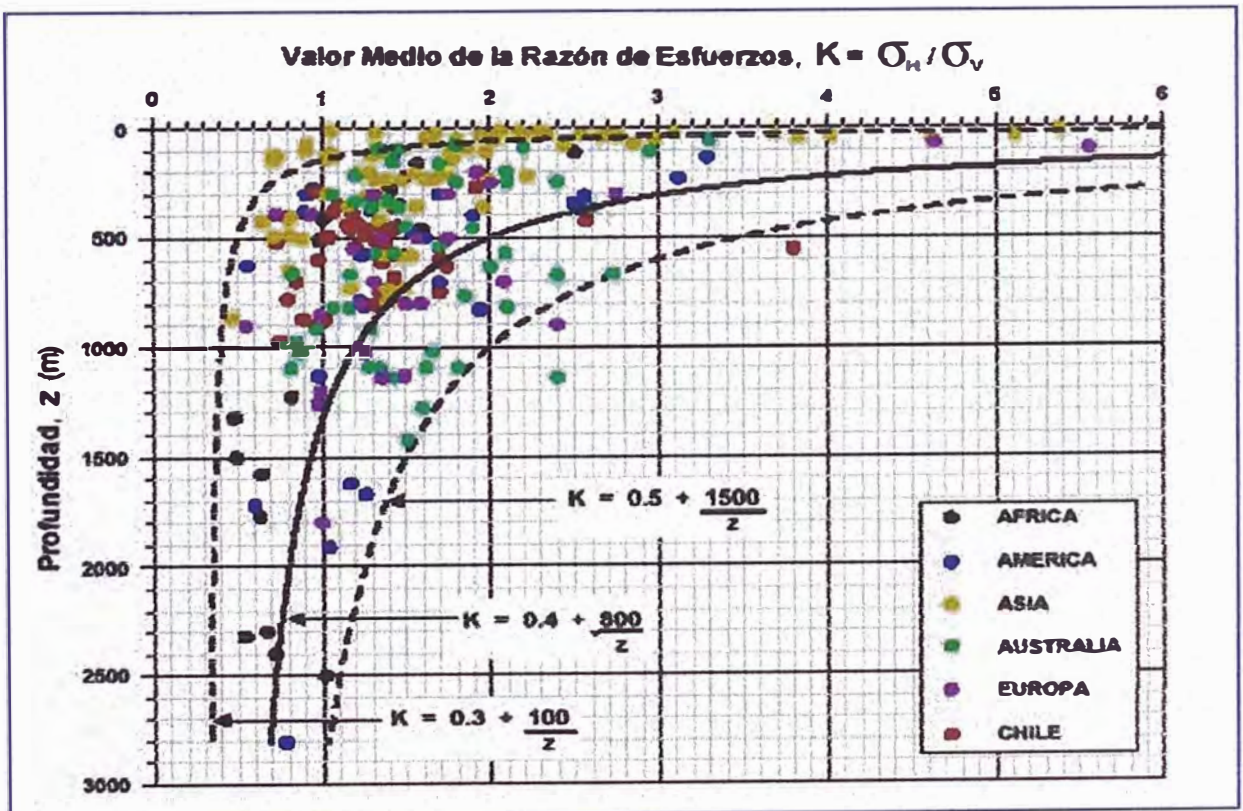
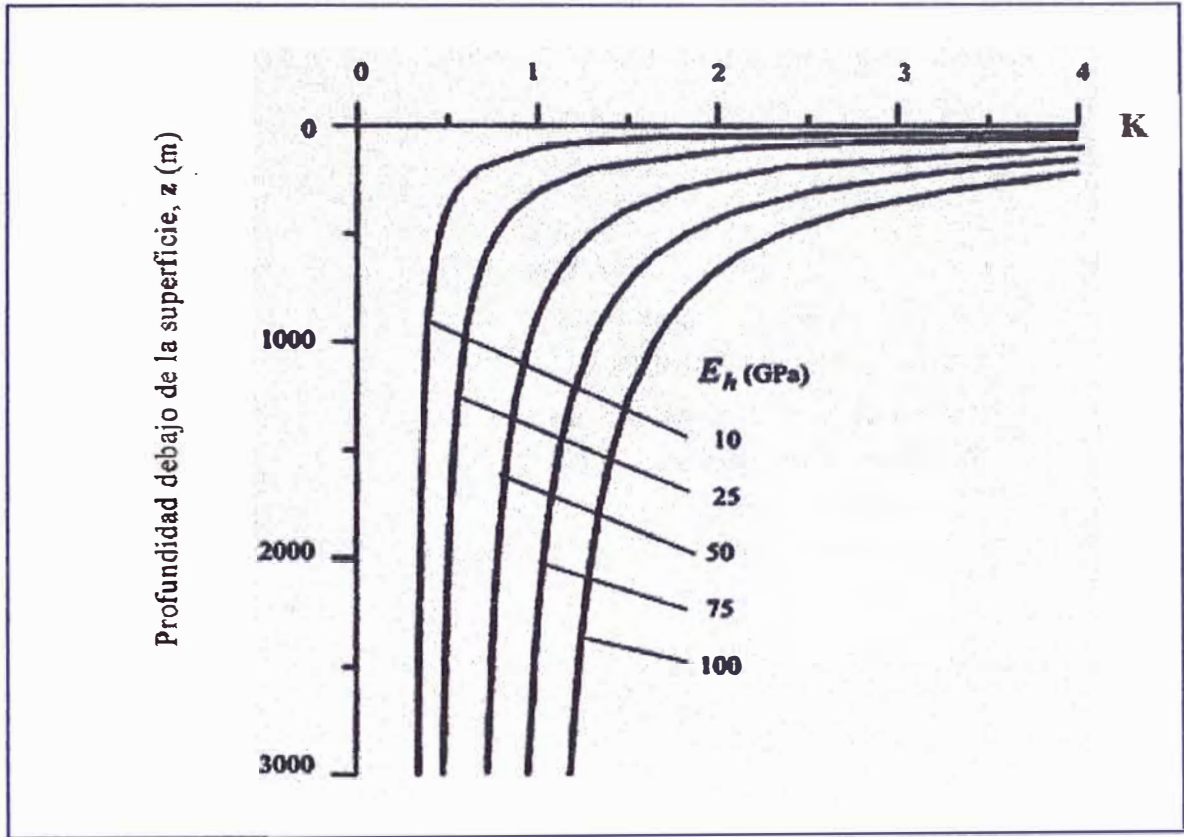
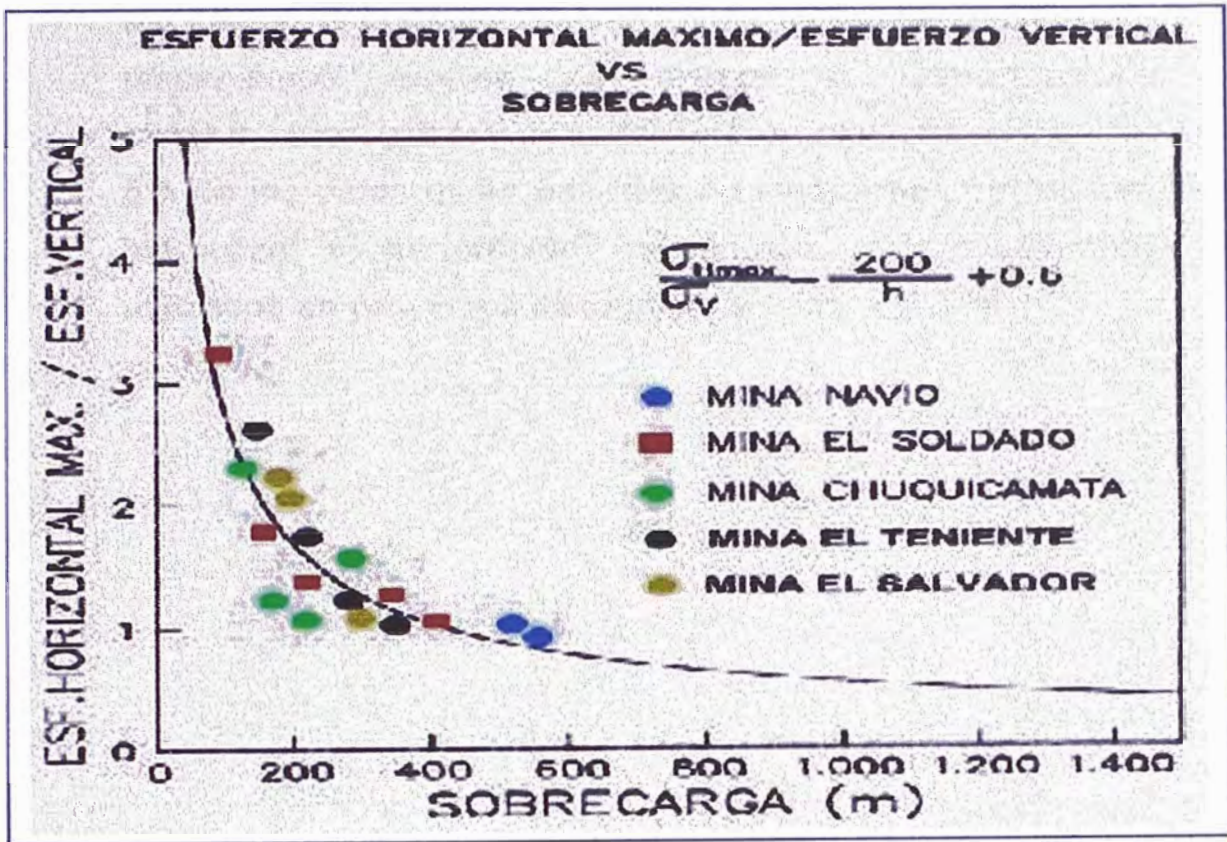


FIG. 3

MEDICIONES RELIZADAS EN LOS ANDES DE LA RAZÓN DE ESFUERZOS
HORIZONTAL / VERTICAL



1.1.2 El Mapa Mundial de Esfuerzos

Los datos incluidos en el Mapa Mundial de Esfuerzos son derivados principalmente de observaciones geológicas sobre mecanismos focales de sismos e interpretaciones de alineamientos volcánicos y de dislocaciones de fallas. Menos del 5% de los datos están basados en mediciones de fracturamiento hidráulico o perforación concéntrica que comúnmente son utilizados en proyectos de ingeniería minera y civil.

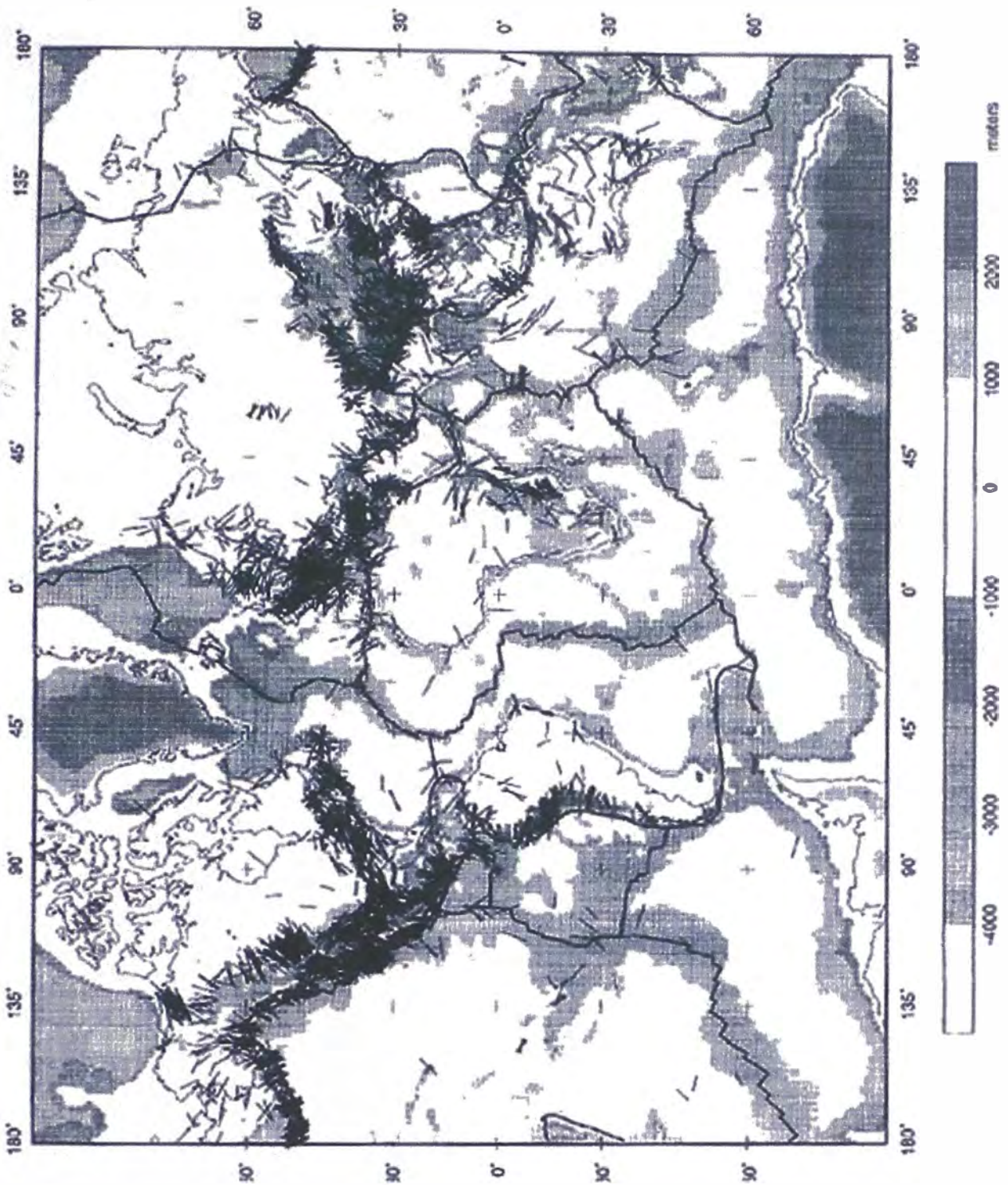


Figura 4. Mapa de mundial de esfuerzos dando las orientaciones de los esfuerzos horizontales máximos en base a una topografía promedio (indicado por el sombreado definido en la barra vertical ubicada en el lado de la figura). Mapa proporcionado por el Dr. ML. Zoback de un artículo de Zoback (1992).

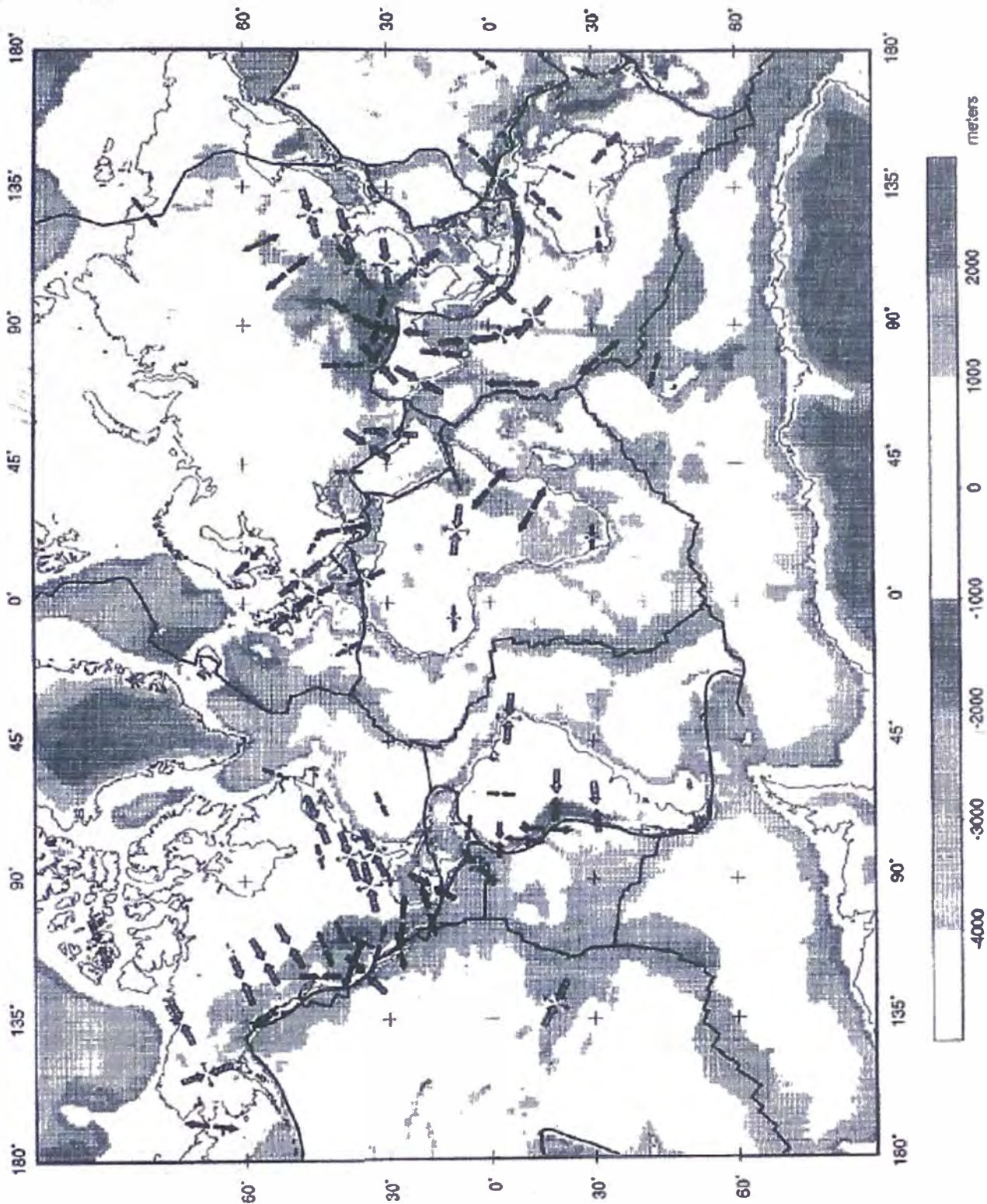


Figura 5. **Mapa generalizado de esfuerzos** mostrando las principales direcciones, basadas en un grupo promedio de datos mostrados en la figura 8. El significado de los símbolos está descrito en el texto. Mapa proporcionado por el Dr. ML. Zoback de un artículo de Zoback (1992).

La Figura 4 es una versión del Mapa Mundial de Esfuerzos, en el cual son trazadas las orientaciones de los esfuerzos horizontales máximos $\sigma_{h\max}$ en base a una topografía promedio. Los bordes de las principales placas tectónicas son mostradas como líneas gruesas sobre este mapa. La Figura 5 es una versión generalizada del Mapa Mundial de Esfuerzos, el cuál muestra las principales direcciones de esfuerzos basadas en promedios del grupo de datos mostrado en la Figura 4.

Los símbolos de esfuerzos en la Figura 5 se definen como sigue:

Un simple sistema de flechas gruesas que apuntan hacia adentro indican orientaciones de $\sigma_{h\max}$ en un régimen de esfuerzos de fallamiento inverso ($\sigma_{h\max} > \sigma_{h\min} > \sigma_v$).

Un simple sistema de flechas que apuntan hacia afuera indican orientaciones de $\sigma_{h\min}$ en un régimen de esfuerzos de fallamiento normal $\sigma_v > \sigma_{h\max} > \sigma_{h\min}$.

Flechas gruesas que apuntan hacia adentro, indicando un $\sigma_{h\max}$ junto con flechas delgadas que apuntan hacia fuera, indicando un $\sigma_{h\min}$, están ubicadas en regímenes de esfuerzos de fallamiento de rumbo (movimiento a lo largo del rumbo) $\sigma_{h\max} > \sigma_v > \sigma_{h\min}$.

Detalladas pruebas de fracturamiento hidráulico en un número de perforaciones iniciadas muy cerca de la superficie (10m-20m de profundidad), han revelado cambios marcados en las orientaciones y magnitud relativa de los esfuerzos con la profundidad en los pocos cientos de metros superiores, posiblemente relacionados a los efectos de la topografía cercana o al alto grado de fracturamiento superficial cercano.

Las versiones del Mapa Mundial de Esfuerzos presentados en las Figuras 4 y 5 sólo pueden ser utilizados para dar aproximaciones de primer orden de las direcciones de los esfuerzos que probablemente sean encontrados en un lugar específico. Debido a

que tanto las direcciones y magnitudes de los esfuerzos son críticamente importantes en el diseño de excavaciones subterráneas.

1.1.3 Análisis de esfuerzos inducidos

Cuando una abertura subterránea es excavada en una masa rocosa sometida a esfuerzos, los esfuerzos en la vecindad de la nueva abertura son redistribuidos. Considerar el ejemplo de los esfuerzos inducidos en la roca circundante a un taladro horizontal como se ilustra en la Figura 6, que muestra un corte vertical normal al eje del taladro.

Antes de que el taladro sea perforado, los esfuerzos in-situ σ_v , σ_{h1} y σ_{h2} están distribuidos uniformemente en el corte de roca bajo consideración. Después de remover la roca del taladro, los esfuerzos en la vecindad inmediata al taladro son cambiados y nuevos esfuerzos son inducidos. **Los tres esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 actuantes sobre un típico elemento de roca son mostradas en la figura 6.**

La convención utilizada en mecánica de rocas es que los esfuerzos compresivos son siempre positivos y los tres esfuerzos principales son numerados tales que σ_1 , σ_2 es el máximo y σ_3 es el mínimo (algebraicamente).

Los tres esfuerzos principales son mutuamente perpendiculares, pero ellos pueden estar inclinados en la dirección de los esfuerzos in-situ aplicados. Esto es evidente en la Figura 7, la cual muestra las direcciones de los esfuerzos en la roca circundante al taladro horizontal, sometido a un esfuerzo in-situ horizontal σ_{h1} igual a tres veces el esfuerzo in-situ vertical σ_v . Las barras más largas de esta figura representan las direcciones del esfuerzo principal máximo σ_1 , mientras que las barras más cortas dan las direcciones del esfuerzo principal mínimo σ_3 en cada elemento considerado. En este

caso particular, σ_2 es coaxial con el esfuerzo in-situ σ_{h2} , pero los otros esfuerzos principales σ_1 y σ_3 están inclinados hacia σ_{h1} y σ_v .

Los contornos de las magnitudes de los esfuerzos principales máximos σ_1 y de los esfuerzos principales mínimos σ_3 son dados en la Figura 8. Esta figura muestra que la redistribución de los esfuerzos está concentrada en la roca muy próxima al taladro y que, a una distancia por decir de tres veces el radio desde el centro del taladro, la perturbación del campo de esfuerzos in-situ es despreciable.

Una solución analítica, para la distribución de los esfuerzos en una placa, elástica sometida a esfuerzos y conteniendo un hueco circular fue publicado por Kirsch (1898) y esto constituyó la base para muchos estudios iniciales del comportamiento de las rocas alrededor de túneles y piques.

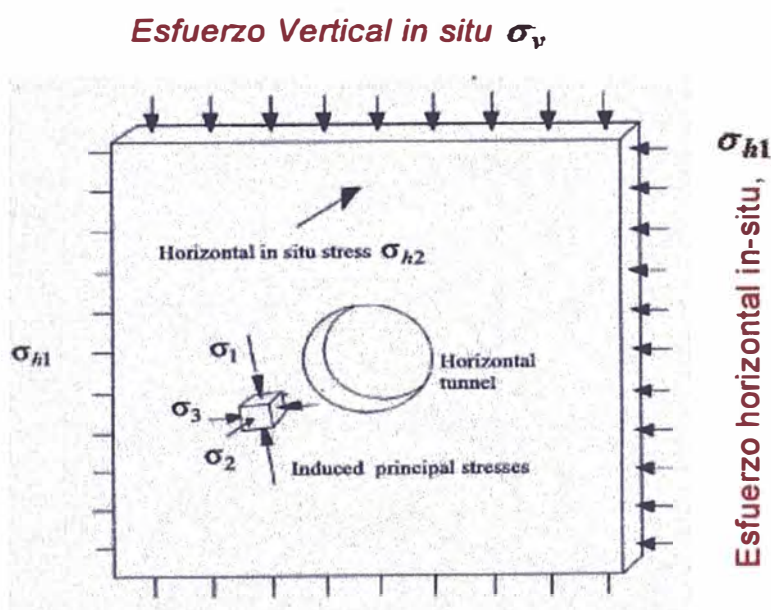


Figura 6. Ilustración de los esfuerzos principales $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ inducidos en un elemento de roca cercano a un taladro horizontal sometido a un esfuerzo vertical in-situ σ_v , a un esfuerzo horizontal in-situ σ_{h1} en un plano normal a un eje del taladro y a un esfuerzo horizontal in situ σ_{h2} paralelo al eje del taladro.

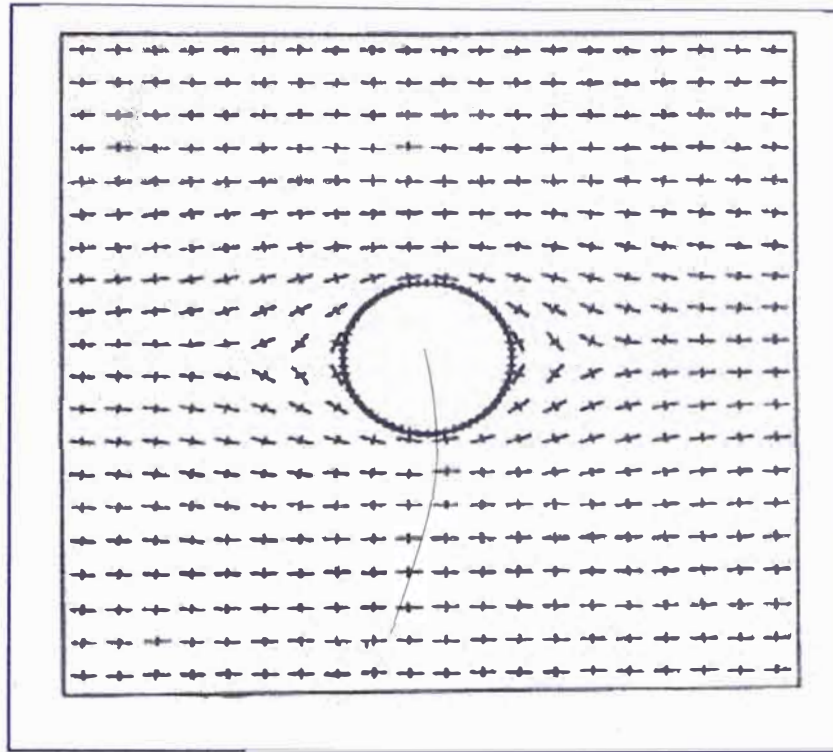


Figura 7. Direcciones de los esfuerzos principales en la roca circundante al taladro horizontal sometido a un esfuerzo horizontal in-situ σ_{H1} igual a $3 \sigma_v$, donde σ_v es el esfuerzo vertical in-situ.

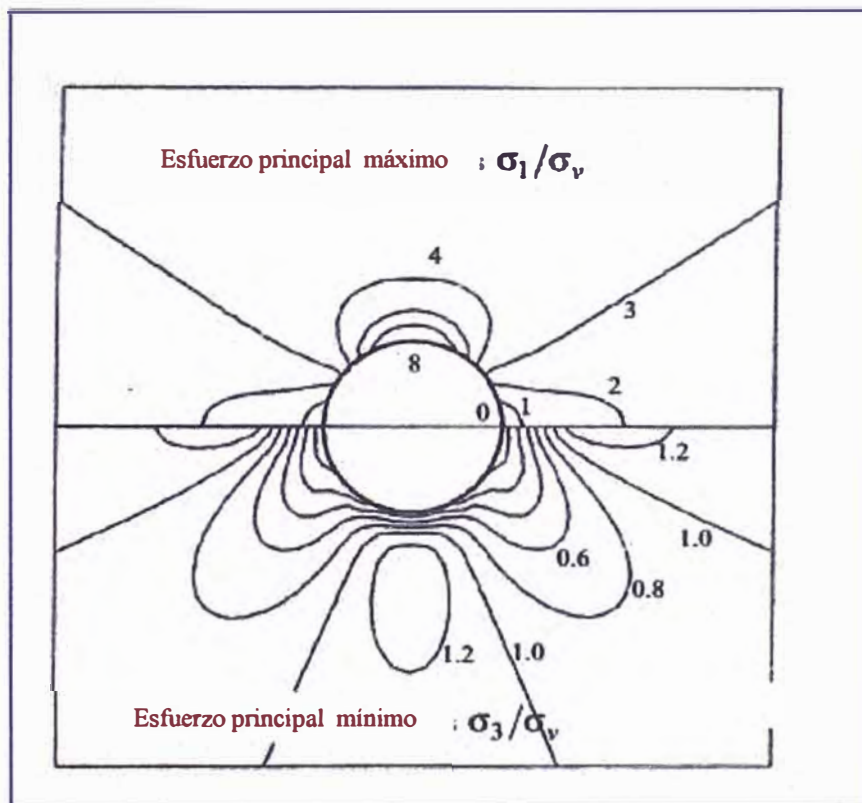


Figura 8. Contornos de magnitudes de los esfuerzos principales máximo y mínimo en la roca circundante al taladro horizontal sometido a un esfuerzo vertical in-situ σ_v y a un esfuerzo horizontal in-situ de $3 \sigma_v$.

CAPITULO II

CONDICIONES GEOMECÁNICAS DE LA MASA ROCOSA

2.1 ESTRUCTURA DE LA MASA ROCOSA

El comportamiento de la masa rocosa requiere un estudio del material rocoso intacto y de las superficies de discontinuidades individuales, los cuales juntos van a constituir el sistema. La Tabla 1 ilustra el rango del problema a ser considerado.

Tabla 1: Resumen de las características de la masa rocosa, métodos de ensayo y consideraciones teóricas

Descripción		Característica de resistencia	Ensayos de resistencia	Consideraciones teóricas
	Roca intacta	Comportamiento frágil, elástico y generalmente isotrópico	Ensayos triaxiales de especímenes cilíndricos, relativamente simples y bajo costo, los resultados son usualmente confiables	el comportamiento de rocas elásticas e isotrópicas es adecuadamente entendida en la mayoría de aplicaciones prácticas
	Roca intacta con una discontinuidad inclinada simple	Altamente anisotrópico dependiendo de la resistencia al corte de las discontinuidades.	Ensayos triaxiales difíciles y costosos. Preferible ensayos de corte directo. Requiere cuidadosa interpretación de resultados.	Adecuado entendimiento del comportamiento de las discontinuidades, en la mayoría de las aplicaciones prácticas
	Roca masiva, con pocos sistemas de discontinuidades	Anisotrópico, dependiendo de la resistencia al corte de las Discontinuidades.	Ensayos de laboratorio muy difíciles a causa de la perturbación de la muestra y limitaciones de tamaño del equipo.	El comportamiento de la interacción de bloques complejos en masas rocosas realmente diaclasadas es pobremente entendida
	Masa rocosa severamente diaclasada	Razonablemente isotrópica, altamente dilatante a bajos niveles de esfuerzos con rotura de partículas a altos nivel de esfuerzos	Ensayos triaxiales de muestras representativas extremadamente difíciles a causa la perturbación de la muestra.	Pobre entendimiento del comportamiento del interlazamiento angular de piezas rocosas.
	Relleno rocoso compacto o conglomerado débilmente cementado	Razonablemente isotrópica, menos dilatante y menor resistencia que la roca in-situ debido a la destrucción de la fábrica	Ensayos triaxiales simples pero costosos debido al equipo grande requerido para acomodar la muestra.	Comportamiento razonablemente bien entendido a partir de los estudios de mecánica de suelos con materiales granulares.
	Roca estéril suelta o gravas	La mala compactación y graduación permite el movimiento de las partículas resultando en movilidad y baja resistencia.	Ensayos triaxiales o de corte directo, simples pero costosos, debido al gran tamaño del equipo	Para la mayoría de las aplicaciones, el comportamiento de la roca estéril y gravas flojamente compactadas, es entendida adecuadamente.

2.2 CLASIFICACION GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

Durante las etapas de factibilidad y diseño preliminar de un proyecto, cuando muy poca información detallada sobre la masa rocosa y sus esfuerzos y sobre las características hidrológicas se tienen disponibles, el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa puede ser considerablemente beneficioso. En el caso mas simple, esto puede involucrar la utilización de un esquema de clasificación como un chequeo para asegurar que toda la información relevante ha sido considerada en el otro extremo del espectro, uno o más esquemas de clasificación de la masa rocosa pueden ser utilizados para desarrollar una idea de la composición y características de una masa rocosa, a fin para proporcionar estimados iniciales de los requerimientos de sostenimiento y de las propiedades de resistencia y deformación de la masa rocosa.

Es importante entender que el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa no reemplaza a los procedimientos mas elaborados de diseño. Sin embargo, el uso de estos procedimientos de diseño requiere el acceso a información relativamente detallada sobre los esfuerzos in-situ, las propiedades de la masa rocosa y la secuencia de excavación planeada, los cuales no se tienen disponibles en la etapa inicial del proyecto. Conforme esta información llega a estar disponible, el uso de los esquemas de clasificación de la masa rocosa deberán ser actualizados y utilizados en conjunto con los análisis específicos del lugar en que se ubica la mina.

2.2.1 Clasificación de la masa rocosa en Ingeniería

La mayoría de los esquemas de clasificación multi -parámetros (Wickham et al, 1972, Bieniawski, 1973, 1989, y Barton et al., 1974) fueron desarrollados a partir de casos históricos de la ingeniería civil, en los cuales fueron incluidos todos los componentes de las características ingeniero- geológicas de la masa rocosa. Sin embargo, en el minado subterráneo en roca dura, especialmente en niveles profundos, el intemperismo de la

masa rocosa y la influencia del agua, usualmente no son importantes y pueden ser ignorados. Los diferentes sistemas de clasificación ponen diferente énfasis a los distintos parámetros, por lo que es recomendable que por lo menos se utilicen dos métodos en cualquier lugar durante la etapa inicial de un proyecto.

2.2.2 Clasificación de la masa rocosa de Terzaghi

Las descripciones según Terzaghi son:

- La roca intacta no contiene ni diaclasas ni grietas delgadas. Por lo tanto, si esta se fractura, lo hace a través de roca sana. Por el daño de la roca debido a la voladura, pueden desprenderse materiales astillados del techo varias horas o días después de la voladura. Esto es conocido como condición de "astillamiento".
- La roca intacta dura, también puede ser encontrada en la condición de pequeños "estallidos de rocas", los cuales involucran la separación violenta y espontánea de bloques rocosos de las paredes o del techo.
- La roca estratificada consiste de estratos individuales con poca o ninguna resistencia contra la separación a lo largo de los límites entre los estratos. Los estratos pueden o no estar debilitados por diaclasas transversales. En tales rocas la condición de "astillamiento" es bastante común.
- La roca moderadamente diaclasada contiene diaclasas y grietas delgadas, pero los bloques entre las diaclasas están desarrollados tan juntos o tan íntimamente entrelazados que las paredes verticales no requieren de sostenimiento lateral. En rocas de este tipo pueden ser encontradas ambas condiciones: tanto el "astillamiento de las rocas" como los pequeños "estallidos de rocas" (rock bursting).
- La roca con fracturamiento en bloques y grietas consiste de fragmentos de roca intacta o casi intacta, los cuales se encuentran completamente separados unos de otros e

imperfectamente entrelazados. En tales rocas, las paredes verticales pueden requerir de sostenimiento lateral.

- La roca triturada pero químicamente intacta tiene la característica de seguir triturándose. Si varios o todos los fragmentos son tan pequeños como granos de arena fina y la recementación no ha ocurrido, **la roca triturada bajo el nivel freático exhibe las propiedades de una arena portadora de agua.**
- La roca altamente deformable avanza lentamente en el túnel sin un incremento perceptible de volumen. **Un prerequisite para la alta deformabilidad es un alto porcentaje de partículas microscópicas y submicroscópicas de minerales micáceos o minerales arcillosos con una baja capacidad de expansión.**
- El hinchazón de las rocas avanza en el túnel principalmente a favor de la expansión, **la capacidad para hincharse parece ser limitada en aquellas rocas que contienen minerales de arcilla tales como la montmorillonita, con una alta capacidad de hinchazón o engrosamiento.**

Clasificaciones que involucran el tiempo de auto-sostenimiento

Lauffer (1958) propuso que el tiempo de auto-sostenimiento para una abertura sin sostenimiento **está relacionada a la calidad de la masa rocosa en la cual la abertura es excavada. En un túnel, la abertura sin sostenimiento es definida como el ancho del túnel o la distancia entre el frente y el sostenimiento más cercano, si esta distancia es mayor que el ancho del túnel.**

La importancia del concepto del tiempo de auto-sostenimiento radica en que un incremento en la abertura del túnel conduce a una reducción importante del tiempo disponible para la instalación del sostenimiento. **Por ejemplo, un túnel piloto pequeño puede ser exitosamente construido con un sostenimiento mínimo,**

mientras que un túnel de gran abertura en la misma masa rocosa puede ser inestable sin la instalación inmediata de un sostenimiento.

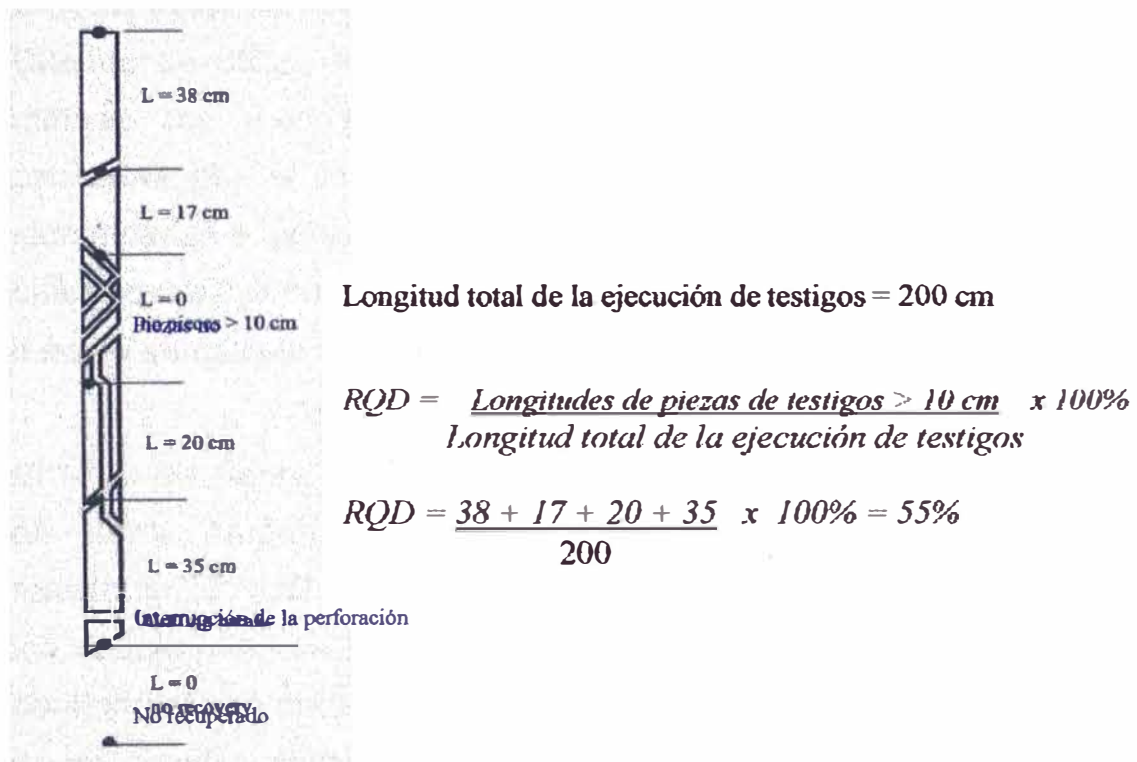
El Nuevo Método Austríaco de Tunelería incluye un número de técnicas para una tunelería segura en condiciones de roca en las cuales el tiempo de auto-sostenimiento es limitado antes de que ocurra la falla o caída de rocas. Estas técnicas son aplicables en rocas blandas tales como esquistos, filitas y arcilla esquistosa, en las cuales los problemas de alta deformación e hinchazón, descritos por Terzaghi, pueden ocurrir. Estas técnicas también son aplicables cuando se excava en rocas excesivamente fracturadas, pero se debería tener mayor cuidado en el intento de aplicar estas técnicas a excavaciones en rocas duras, en las cuales pueden ocurrir diferentes mecanismos de caídas de rocas.

En el diseño del sostenimiento para excavaciones en rocas duras, es prudente asumir que la estabilidad de la masa rocosa circundante a la excavación no depende del tiempo. Por lo tanto, si una cuña estructuralmente definida queda expuesta en el techo de una excavación, esta caerá tan pronto como la roca que la sostiene sea removida. Esto puede ocurrir durante la voladura o durante la operación de desatado. Si se requiriera mantener la cuña en su lugar, o aumentar el margen de seguridad, es esencial que el sostenimiento sea instalado tan pronto como sea posible, preferiblemente antes de que el sostenimiento rocoso de la cuña sea removido. Por otro lado, en una roca altamente esforzada, la caída de rocas será generalmente inducida por algunos cambios en el campo de esfuerzos circundantes a la excavación. La caída de rocas puede ocurrir gradualmente y manifestarse como "astillamientos" o "desprendimientos" pueden ocurrir repentinamente en forma de "estallidos de roca". En ambos casos, el diseño del sostenimiento debe tomarse en cuenta, al

El índice de Designación de la Calidad de la Roca (RQD)

Fue desarrollado por Deere (Deere et al., 1967) para proporcionar el cálculo aproximado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los registros de testigos de la perforación diamantina. El RQD es definido como el porcentaje de piezas de testigos intactos mayores de 100 mm (4 pulgadas) en la longitud total del testigo. El testigo debería ser menor al tamaño Nw (54.7 mm o 2.15 pulgadas de diámetro) y debería ser perforado con un cilindro de testigo doble tubo. El procedimiento correcto para medir las longitudes de las piezas de los testigos y el cálculo del RQD son resumidos en la Figura.

Figura 2. Procedimiento de medición y cálculo del RQD (Deere, 1989)



Cuando los testigos no están disponibles pero las trazas de las discontinuidades son visibles en afloramientos superficiales o en socavones exploratorios, el RQD puede ser estimado desde el

número de discontinuidades por unidad de volumen. La relación sugerida para masas rocosas libres de arcillas es:

$$\mathbf{RQD = 115 - 3.3 J_v} \quad \mathbf{(Ec.1)}$$

Donde J_v es la suma del número de discontinuidades o juntas por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo de juntas volumétricas de discontinuidades. El RQD es un parámetro dependiente direccionalmente y su valor puede cambiar significativamente, dependiendo sobre todo de la orientación del taladro. El uso del conteo de juntas volumétricas puede ser muy bastante útil en la reducción de esta dependencia direccional.

El *RQD* pretende representar la calidad del macizo rocoso in situ. Cuando se utiliza testigos de perforación diamantina, debe ser tomado con mucho cuidado para asegurar que las fracturas causadas por el manipuleo o el proceso de perforación sean identificadas e ignoradas cuando se determine el valor del *RQD*. Las fracturas inducidas por voladura no deberían ser incluidas en cuando se calcula el J_v .

El *RQD* de Deere ha sido ampliamente utilizado, particularmente en Norte América, en los últimos 25 años. Han intentado relacionar el *RQD* a los factores de carga rocosa de Terzaghi y a los requerimientos del empernado de rocas en túneles. En el contexto el uso más importante del *RQD* es como un componente de las clasificaciones del macizo rocoso bajo los sistemas RMR y Q.

2.2.3 Criterio RMR de Bieniawski (1973)

Bieniawski (1976) publicó los detalles de la masa rocosa denominada sistema de Clasificación Geomecánica o clasificación de la Masa Rocosa RMR (Rock Mass Rating) a través de los años, este sistema ha sido refinado sucesivamente conforme se han estado examinando más casos registrados, y se advierte al Sector que Bieniawski hizo cambios significativos en las clasificaciones asignadas a los diferentes parámetros. La discusión que sigue está basada en la versión de 1989 de la clasificación (Bieniawski, 1989).

Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar una masa rocosa con el sistema RMR:

- 1. Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso**
- 2. Designación de la calidad de la roca (*RQD*)**
- 3. Espaciamiento de las discontinuidades**
- 4. Condición de las discontinuidades**
- 5. Condiciones del agua subterránea**
- 6. Orientación de las discontinuidades**

El sistema *RMR* es presentado en la Tabla 1, dando las clasificaciones de los seis parámetros listados. **Estas clasificaciones son sumadas para dar un valor de RMR.** El siguiente ejemplo ilustra el uso de estas tablas para llegar a un valor de RMR.

Un túnel es conducido a través de un granito ligeramente intemperizado con un sistema dominante de diaclasas con un buzamiento de 60° contra la dirección de avance. Los ensayos índices y el registro de los testigos de las perforaciones diamantinas, dan valores típicos de resistencia a la Carga Puntual de 8 MPa y un valor promedio de *RQD* de 70%. **Las diaclasas que son ligeramente rugosas y están ligeramente intemperizadas con una separación menor de 1 mm, son**

espaciados en 300 mm. Las condiciones de tunelería son anticipados a ser húmedos.

El valor de RMR es determinado como sigue:

Tabla	Item	Valor	clasificación
1:A.1	Índice de carga puntual	8 Mpa	12
1:A.2	RQD	70%	13
1:A.3	Espaciamiento de las discontinuidades	300mm	10
1:A.4	Condición de las discontinuidades	Nota 1	22
1:A.5	Agua subterránea	húmedo	7
1:B	Ajuste por orientación de las diaclasas	Nota 2	-5

Total: 59

Nota 1. Para superficies de discontinuidades Ligeramente rugosas y alteradas con una separación de < 1 mm, la Tabla 2.A.4 da una valoración de 25. Cuando se dispone de una información mas detallada, se puede utilizar la Tabla 2.E para obtener una valoración mas refinada. De aquí, en este caso, la clasificación es la suma de: 4 (longitud de discontinuidades de 1 - 3 m), 4 (separación de 0.1 - 1.0 mm), 3 (ligeramente rugoso), 6 (sin relleno) y 5 (ligeramente intemperizado) = 22.

Nota 2. La Tabla 2.F da una descripción de 'Regular' para las condiciones asumidas, donde el túnel esta avanzando contra el buzamiento de un sistema de diaclasas con un buzamiento de 60°. Usando esta descripción para 'Túneles y Minas', la Tabla 2.B da un ajuste en la clasificación de - 5.

Tabla 2. Sistema de Clasificación de la Masa Rocosa - RMR (Según Bieniawski, 1989)

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de resistencia carga puntual	> 10 Mpa	4 - 10 Mpa	2 - 4 Mpa	1 - 2 Mpa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	> 250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5 - 25 Mpa	1 - 5 Mpa	< 1 Mpa
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad testigo de perforación		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
		Valoración	20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm		
		Valoración	20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficie muy rugosa. No continua. Cerrada sin apertura. Paredes raras o escasas.	Superficie áspera. rugosa. Apertura < 1mm. Paredes regularmente intemperizadas.	Superficie lisa. rugosa. Apertura < 1mm. Paredes altamente intemperizadas.	Espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor o apertura de 1 - 5 mm. Juntas continuas.	Panizo suave > 5mm de espesor o Apertura > 5mm. Juntas continuas.		
		Valoración	30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10m de longitud de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / o principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
		Valoración	15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA VALORACIÓN POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientaciones rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable			
Valoraciones	Túneles & Minas	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50				
C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES									
Valoración	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21				
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala				
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA									
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15m	1 año span 10m	1 semana span 5 m	10 hrs span 2.5 m	30 minutos span 1m				
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100				
Angulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°				
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES									
Longitud de discontinuidades - persistencia	< 1m	1 - 3 m	3 - 10m	10 - 20 m	> 20 m				
Valoración	6	4	2	1	0				
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm				
Valoración	6	5	4	3	0				
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla				
Valoración	6	5	3	1	0				
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5 mm	Releco suave < 5mm	Releco suave > 5mm				
Valoración	6	4	2	1	0				
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1					
F. EFECTO DEL RUMBO DE LA DISCONTINUIDAD Y ORIENTACION DEL BUZAMIENTO EN TUNELERIA **									
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel					
Avance con el buzam. Buzam. 45-90°		Avance con el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°			
Muy favorable		Favorable		Muy favorable		Moderado			
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°		Avance contra el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 0-20°. Independiente del rumbo					
Regular		Desfavorable		Regular					

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno está presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del panizo. En tales casos A.4 directamente.

** Modificado por Wickham et. al (1972)

Bieniawski (1989) publicó un conjunto de pautas para la selección del sostenimiento de túneles en roca, para lo cual el valor del RMR ha sido determinado. Estas guías son reproducidas en la Tabla 3. **Observar que estas pautas han sido publicadas para un túnel en forma de herradura de 10 m de ancho (span), construido utilizando métodos de perforación y voladura, en una masa rocosa sometida a un esfuerzo vertical < 25 MPa, (equivalente a una profundidad debajo de la superficie < 900 m).**

Para el caso considerado al inicio, con $RMR = 59$, la Tabla 3 sugiere que el túnel podría ser excavado por el tope del techo tope y banqueo, con avances de 1.5 a 3 m en el tope del techo. El sostenimiento debería instalarse después de cada voladura, y ser colocado a un máximo de 10 m de distancia del frente de avance. Se recomienda usar para el sostenimiento, pernos de roca sistemáticos, de 4 m de longitud, 20 mm de diámetro, completamente inyectados, espaciados a 1.5m - 2 m, en la corona y en las paredes. También se recomienda el uso de malla de alambre, con 50 a 100 mm de shotcrete para la corona y 30 mm de shotcrete para las paredes.

El valor $RMR = 59$ indica que la masa rocosa está entre los límites de las categorías 'roca regular' y 'roca buena'. En la etapa inicial de diseño y construcción, es aconsejable utilizar el sostenimiento sugerido para la roca regular. Si la construcción progresa bien, sin problemas de estabilidad, y el sostenimiento tiene buen rendimiento, podría ser posible reducir gradualmente los requerimientos de sostenimiento, a lo indicado para la masa rocosa buena. Adicionalmente, si la excavación es requerida para ser estable solo para un corto tiempo, es aconsejable probar el sostenimiento menos costoso y extenso sugerido para la roca buena. Sin embargo, si se espera que la masa rocosa circundante a la excavación es afectada a grandes cambios en los esfuerzos inducidos por el minado, deberá instalarse un sostenimiento más

rigido, apropiado para la roca regular. Este ejemplo indica que una gran distribución de criterio es necesario en la aplicación de la masa rocosa para el diseño de sostenimiento.

Tabla 3. Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR (Según Bieniawski, 1989)

Clase de masa rocosa	Excavación	Pernos de roca (20 mm de diámetro, completamente inyectados)	Shotcrete	Cimbras
I. Roca muy buena	Frente completo 3m de avance	Generalmente no se requiere ningún sostenimiento excepto pernos esporádicos.		
II. Roca buena RMR: 61-80	Frente completo 1-1.5 m de avance. Sostenimiento completo a 20 m del frente	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciados a 2.5 m con malla de alambre ocasional.	50 mm en la corona donde sea requerido.	Ninguno
III. Roca regular RMR: 41-60	Socavón en el tope del techo y banquetes 1.5 - 3 m de avance en el socavón Iniciar el sostenimiento después de cada voladura. Completar el sostenimiento 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5-2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambres en la corona.	50-100 mm en la corona y 30 mm en las paredes.	Ninguno
IV. Roca más débil RMR: 21-40	Socavón en el tope y banquetes 1-1.5 m de avance den el socavón Instalar el sostenimiento con el avance de la excavación, 10 m del frente de avance.	Pernos sistemáticos 4-5 m de longitud espaciados a 1-1.5 m en la corona y en las paredes, con malla de alambres.	100-150 mm en la corona y 100 mm en las paredes.	Arcoas ligeros a medianos nervados espaciados a 1.5 m donde sean requeridos.
V. Roca muy mala RMR: < 20	Galerías múltiples 0.5-1.5 m de avance en el socavón de tope. Instalar el sostenimiento con el avance de la excavación. Shotcrete tan pronto como sea posible después de la voladura.	Pernos sistemáticos de 5-6 m de longitud espaciados 1-1.5 m en la corona y en las paredes. Pernos en el piso.	150-200 mm en la corona, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Arcoas medianos o pesados espaciados a 0.75 m con nervado de acero y listones de avance si es requerido.

Se debe observar que en la Tabla 3 no ha habido mayores revisiones desde 1973. En muchas aplicaciones de ingeniería minera, se puede considerar el shotcrete reforzado con fibras de acero en lugar de shotcrete y malla de alambres.

Modificaciones del RMR para minería

Destaca el resumen comprensivo compilado por Bieniawski (1989), Laubscher (1977, 1984), Laubscher y Taylor (1976) y Laubscher y Page (1990) han descrito un sistema de Valoración de la Masa Roca Modificada para la minería.

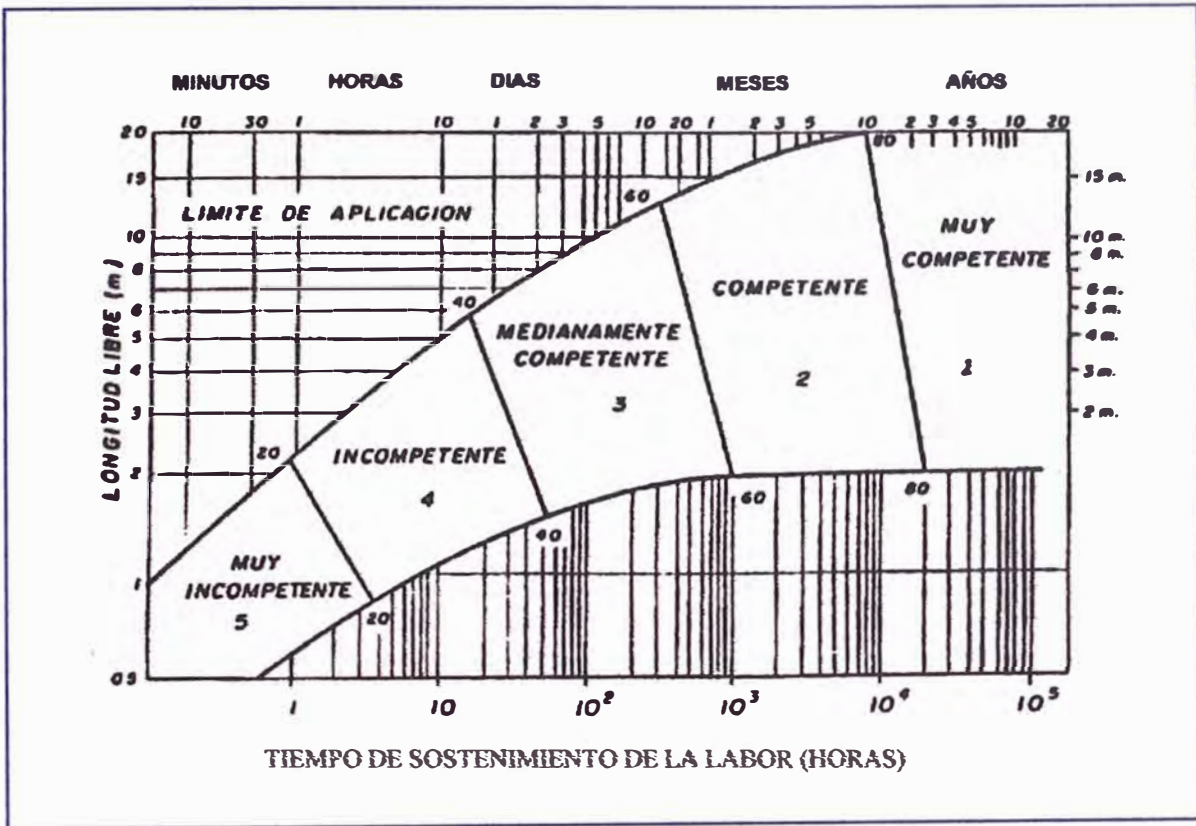
Este sistema *MRMR* toma como base el valor de *RMR*, definido por Bieniawski, y este es ajustado tomando en cuenta los esfuerzos in-situ e inducidos, los cambios en los esfuerzos y los

efectos de las voladuras y la intemperización. Un conjunto de recomendaciones sobre el sostenimiento están asociados con el valor resultante MRMR, En el uso del sistema MRMR de Laubscher, se debe tener en mente que varios de los casos históricos en el que esta basado este sistema han sido extraídos de operaciones de hundimiento, originalmente, el hundimiento en bloques en minas de asbesto en África, formó la base para las modificaciones, subsecuentemente se han añadido a la base de datos otros casos históricos de otras partes del mundo.

Cummings et.al. (1982) y Kendorski et.al. (1983) también han modificado la clasificación RMR de Bieniawski, para producir el sistema **MBR (RMR básico modificado)** para la minería. Este sistema fue desarrollado para operaciones de hundimiento en bloques en los Estados Unidos de Norteamérica. Involucra el uso de diferentes valoraciones para los parámetros originales usados para determinar el valor de *RMR* y el subsecuente ajuste del valor resultante **MBR** por daños de la voladura, esfuerzos inducidos, rasgos estructurales, distancia desde el frente del hundimiento y tamaño del bloque de hundimiento. Se presentan recomendaciones sobre el sostenimiento para galerías aisladas o desarrolladas, así como también para el sostenimiento final de intersecciones y otras galerías.

Fig. 3

**RELACION ENTRE EL TIEMPO DE SOSTENIMIENTO DE UNA EXCAVACIÓN
SUBTERRANEA SIN SOSTENIMIENTO Y LA VALUACION RMR**



2.2.4 Índice de calidad tunelera de la Roca, Q

Barton et. al. (1974), del Instituto Geotécnico de Noruega, propusieron un índice de Calidad Tunelera (Q) para la determinación de las características de la masa rocosa y de los requerimientos de sostenimiento de los túneles. El valor numérico de este índice Q varia sobre una escala logarítmica desde 0.0001 hasta un máximo de 1 000, y está definido por:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (\text{Ec.2})$$

Donde:

RQD es la Designación de la Calidad de la Roca, según Deere et al.

J_n es el número de sistemas de juntas

J_r es el número de rugosidad de las juntas

J_a es el número de alteración de las juntas

J_w es el factor de reducción de agua en las juntas

SRF es el factor de reducción de los esfuerzos

El primer cociente (**RQD/J_n**): Representa la estructura da la masa rocosa, es una aproximada medida del tamaño del bloque o de la partícula, con los dos valores extremos (100 /0.5 y 10/20) que se diferencian por un factor de 400. Si el cociente es interpretado en unidades de centímetros, los extremos del "tamaño de partículas" de 200 a 0.5, son visualizados como una aproximación bruta pero regularmente realista.

Probablemente los bloques mas grandes sean varias veces este tamaño y los fragmentos mas pequeños sean menos de la mitad de este tamaño. (Las partículas de arcilla por supuesto son excluidas).

El segundo cociente (J_r / J_s): Representa la rugosidad y características fricciónales de las paredes de la junta o de los materiales de relleno. Este cociente pone un peso a favor a la rugosidad, juntas sanas en contacto directo, se dilataran fuertemente cuando son cizalladas, y por consiguiente ellas serán especialmente favorables para la estabilidad del túnel.

Cuando las Juntas rocosas tienen una cubierta delgada de mineral arcilloso y relleno, la resistencia se reduce significativamente.

Los ángulos de fricción (dados en la Tabla 4) están un poco por debajo de los valores de resistencia residual de la mayoría de las arcillas, y posiblemente son rebajados por el hecho de que estas bandas de arcilla o rellenos pueden tender a consolidarse durante el corte al mínimo si una consolidación normal o si el aflojamiento e hinchamiento ha ocurrido. Aquí, también puede ser un factor, la presión de hinchamiento de la montmorillonita.

El tercer cociente (J_w / SRF): Consiste de dos parámetros de esfuerzos. SRF es una medida de: 1) la carga de aflojamiento en el caso de una excavación a través de zonas de corte y rocas portadoras de arcillas, 2) esfuerzos rocosos en roca competente 3) Cargas de alta deformación en rocas plásticas incompetentes. Esto puede ser considerado como un parámetro de esfuerzo total. El parámetro J_w es una medida de la presión del agua, la cual tiene un efecto adverso sobre la resistencia al corte de las Juntas debido a la reducción en el esfuerzo normal efectivo. En adición, el agua puede causar el ablandamiento y posible lavado en el caso de las juntas que tienen relleno de arcilla. Se ha probado que es imposible combinar estos dos parámetros en términos de esfuerzo efectivo entre los bloques, a causa de que paradójicamente un alto valor del esfuerzo normal efectivo puede algunas veces significar una condición menos estable que un

valor bajo, a pesar de que la resistencia al corte es mas alta. El cociente (J_w / SRF) es un factor empírico complicado describiendo el "esfuerzo activo". Parece que la calidad tunelera de la roca Q puede ahora ser considerada como una función de solo tres parámetros, los cuales son medidas brutas aproximadas:

- | | | |
|---|--|-----------------|
| 1 | Tamaño de bloques | (RQD / J_n) |
| 2 | Resistencia al corte entre los bloques | (J_r / J_a) |
| 3 | Esfuerzo activo | (J_w / SRF) |

Los parámetros J_w , J_r , J_a parecen jugar un rol mas importante que la orientación, a causa de que el número de sistemas de juntas determina el grado de libertad para el movimiento de los bloques, y las características friccionales y dilatación, pueden variar mas que la componente gravitacional de deslizamiento hacia debajo de las juntas desfavorablemente orientadas.

La Tabla 4 da la clasificación de los parámetros individuales usados para obtener el Índice de Calidad Tunelera Q de una masa rocosa. El uso de esta tabla es ilustrado en el siguiente ejemplo:

Una cámara de chancado de 15 m de ancho para una mina subterránea, está para ser excavada en una norita, a una profundidad de 2100 m. La masa rocosa contiene dos sistemas de juntas que controlan la estabilidad. Estas juntas son onduladas, rugosas y no intemperizadas con muy pocos óxidos superficiales. Los valores de RQD están en el rango de 85% a 95% y los ensayos de laboratorio sobre muestras de testigos de roca intacta dan una resistencia compresiva uniaxial promedio de 170 MPa. Las direcciones de los esfuerzos principales son aproximadamente vertical y horizontal, y la magnitud del esfuerzo principal horizontal es aproximadamente 1.5 veces el esfuerzo principal vertical. La masa rocosa esta húmeda en el lugar, pero no hay evidencias de flujos de agua.

El valor numérico de RQD es usado directamente en los cálculos de Q . y para esta masa rocosa se usará un valor promedio de 90. La Tabla 4.2 muestra que para dos sistemas de juntas, el número de sistemas de juntas $J_n = 4$. Para juntas, rugosas o irregulares que son onduladas, la Tabla 4.3 da un número de rugosidad de junta de $J_r = 3$. La Tabla 4.4 da un número de alteración de juntas de $J_a = 1.0$, para paredes no alteradas de las juntas y con solo unos óxidos superficiales. La Tabla 4.5 muestra que para una excavación con flujos menores, el factor de reducción de agua en las juntas $J_w = 1.0$. Para una profundidad de 2100 m, el esfuerzo por la sobrecarga rocosa será aproximadamente 57 MPa, y en este caso, el esfuerzo principal máximo $\sigma_1 = 85$ MPa. Desde que la resistencia compresiva uniaxial de la norita es aproximadamente 170 Mpa, esto da una relación de $\sigma_c / \sigma_1 = 2$. La Tabla 4.6 muestra que para roca competente con problemas de esfuerzos en la roca, este valor de $\sigma_c / \sigma_1 = 2$, **podría producir condiciones de severos estallidos de rocas** y que el valor de SRF estaría entre 10 y 20. Para los cálculos se asumirá un valor de $SRF = 15$. Usando estos valores tenemos:

$$Q = \frac{90}{4} \times \frac{3}{1} \times \frac{1}{15} = 4.5$$

Relacionando el valor del índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de excavaciones subterráneas. Bartón et. al. Definieron un parámetro adicional al que lo denominaron:
DIMENSIÓN EQUIVALENTE (De) DE LA EXCAVACIÓN.

Esta dimensión es obtenida dividiendo el ancho (span), diámetro o altura de la pared de la excavación por una cantidad llamada **Relación de Sostenimiento de la Excavación ESR**. De aquí:

$$D_e = \frac{\text{Ancho, diámetro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación } ESR}$$

El valor de **ESR**, está relacionado al uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que esta demande del sistema de sostenimiento instalado para mantener la estabilidad de la excavación. Barton et.al. (1974) sugirieron los siguientes valores:

Categoría de la excavación

	<i>ESR</i>
A Excavaciones minerales temporales	3-5
B Abertura mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6
C Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D Estaciones de potencia, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales.	1.0
E Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, instalaciones deportivas y públicas, fábricas.	0.8

La estación de chancado discutido arriba cae dentro de la categoría de una excavación minera permanente y es asignada una relación de sostenimiento de la excavación de **ESR = 1.6**. De aquí, para un ancho de excavación de 15 m, la dimensión equivalente $D_e = 15/1.6 = 9.4$

La dimensión equivalente D_e graficada contra el valor de Q, es usado para definir un número de categorías de sostenimiento, a su vez para reflejar el incremento uso del shotcrete reforzado con fibras de acero en el sostenimiento de excavaciones

subterráneas. En la Figura 4 se reproduce este diagrama actualizado.

A partir de la Figura 4, un valor de D_e de 9.4 y un valor de Q de 4.5, colocan a esta excavación de chancado en la categoría (4), la cual requiere la colocación de pernos de roca (espaciados cada 2.3 m) y shotcrete no reforzado de 40 a 50 mm de espesor.

A causa de la moderada a severa condición de estallidos de roca que son anticipados, podría ser prudente desforzar la roca en las paredes de esta cámara de chancado. Esto puede lograrse usando voladuras de producción relativamente severas para excavar la cámara y omitiendo la voladura suave usualmente usada para cortar las paredes de una excavación tal como una estación generadora subterránea a poca profundidad. La precaución es recomendada en el uso de las voladuras sin esfuerzo (voladura cuidadosa).

Loset (1992) sugirió que para rocas con $4 < Q < 30$, los daños de la voladura resultará en la creación de nuevas "juntas" con una consecuente reducción en el lugar del valor de Q de la roca circundante a la excavación. El sugirió que este puede ser calculado para reducir el valor de RQD en la zona dañada por la voladura.

Asumiendo que el valor de RQD para la roca no esforzada alrededor de la cámara de chancado cae al 50%, el valor resultante de $Q = 2.9$ de la Figura 3, este valor de Q , para una dimensión equivalente $D_e = 9.4$, coloca a la excavación justo en la categoría (5), la cual requiere de pernos de roca con espaciamiento aproximado de 2 m, y una capa de 50 mm de shotcrete reforzado con fibras de acero.

Barton et. al. (1980) proporcionaron información adicional sobre la longitud de los pernos de roca, espacios máximos sin sostenimiento y presiones del sostenimiento en techos, para complementar las recomendaciones del sostenimiento.

La longitud L de los pernos de roca puede ser estimada a partir del ancho de la excavación B y la Relación de Sostenimiento de la Excavación ESR .

$$L = \frac{2 + 0.15B}{ESR} \quad (\text{Ec. 3})$$

El máximo espacio sin sostenimiento puede ser calculado a partir de:

$$\text{Máximo espacio (sin sostenimiento)} = 2 ESR Q^{0.4} \quad (\text{Ec. 4})$$

Basado en el análisis de casos registrados, Grimstad y Bartón (1993) sugirieron que la relación entre el valor de Q y la presión del sostenimiento del techo permanente P_{techo} es calculado a partir de:

$$P_{techo} = \frac{2\sqrt{J_n} Q^{\frac{1}{3}}}{3J_r} \quad (\text{Ec. 5})$$

Tabla 4. Clasificación de parámetros individuales usados en el Índice de Calidad Tunelera Q (Según Barton et. al. 1974)

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. DESIGNACIÓN DE LA CALIDAD DE LA ROCA A. Muy pobre B. Pobre C. Regular D. Buena E. Excelente	RQD 0-25 25-50 50-75 75-90 90-100	1. Cuando se reporta o mide un RQD ≤ 10 (incluyendo 0) se usa el valor nominal de 10 para evaluar Q. 2. Intervalos de RQD de 5, es decir 100, 95, 90, etc. son suficientemente precisos.
2. NUMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS A. Masivo, con ninguna o pocas juntas. B. Un sistema de juntas C. Un sistema de juntas más juntas aleatorias D. Dos sistemas juntas E. Dos sistemas de juntas más juntas aleatorias F. Tres sistemas juntas G. Tres sistemas de juntas más juntas aleatorias. H. Cuatro o más sistemas de juntas, juntas aleatorias, fracturamiento severo tipo "cubos de azúcar", etc. I. Rocas trituradas, material terroso	Jn 0.5-1.0 2 3 4 6 9 12 15 20	1. Para intersecciones usar $(3.0 \times Jn)$ 2. Para portales usar $(2.0 \times Jn)$
3. NUMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS a. Paredes rocosas en contacto b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte A. Juntas discontinuas B. Rugoso e irregular, ondulado C. Liso ondulado D. Espejos de falla ondulado E. Rugoso o irregular planar F. Liso, planar G. Espejo de falla, planar c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte H. Zona conteniendo minerales arcillosos, es espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas. I. Zona arenosa, gravosa o triturada, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas.	Jr 4 3 2 1.5 1.5 1.0 0.5 1.0 (nominal) 1.0 (nominal)	2. Adicionar 1.0 si el espaciamiento medio del sistema de juntas relevantes es mayor que 3 m. 3. $Jr = 0.5$ puede ser usado para juntas con espejos de falla que tienen alineaciones planares; se estipula que las alineaciones son orientadas para una resistencia mínima.
4. NUMERO DE ALTERACION DE LAS JUNTAS a. Paredes rocosas en contacto A. Escaso recubrimiento, duro, relleno, endurecido e impermeable. B. Juntas con paredes no alteradas, solo con coloración superficial. C. Juntas con paredes ligeramente alteradas, capas de mineral no blandas, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla. D. Capas de limo o arcillas arenosas, pequeñas fracciones de arcilla (no blandos) E. Capas de materiales arcillosos blandos o de baja fricción, es decir caolinita, mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas turgentes (capas discontinuas, 1-2 mm o menos de espesor)	Ja 0.75 1.0 2.0 3.0 4.0	ϕ aproximado 1. Los valores Adicionar ϕ o ángulo de fricción residual, constituyen una guía aproximada a las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que estuvieran presentes. (25° - 35°) (25° - 30°) (25° - 25°) (8° - 16°)

Tabla 4 (Continuación)

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
4. NUMERO DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte	Ja	ϕ aproximado
F. Partículas arenosas, libre de arcilla, roca desintegrada, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Relleno de mineral de arcilla, fuertemente sobreconsolidada, no blando (continuo, < 5 mm de espesor).	6.0	(16° - 24°)
H. Relleno de mineral arcilloso, de media a baja sobreconsolidación, blando (continuo, < a 5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
J. Relleno de arcillas turgentes, es decir montmorillonita (continuo, < 5 mm). Los valores de Ja depende de la arcilla turgente y del acceso al agua.	8.0 - 12.0	(6° - 12°)
c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte		
K. Zonas o bandas de roca desintegrada, o triturada	6.0	
L. Roca y arcillas (Ver G, H, J)	8.0	
M. Para condiciones arcillosas	8.0 - 12.0	(6° - 24°)
N. Zonas o bandas de limo o arcilla arenosa, fracciones pequeñas de arcilla (no blandas).	5.0	
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla.	10 - 13	
P. y R (Ver G, H, J para condiciones de arcilla).	6.0 - 24	
5. REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS JUNTAS	Jw	Presión aprox. Del agua (Kgf/cm ²)
A. Excavaciones secas o flujo menor, es decir < 5 lt/min, ubicadamente	1.0	< 1.0
B. Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas.	0.66	1.0 - 2.5
C. Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5 - 10.0
D. Grandes flujos o altas presiones.	0.33	2.5 - 10.0
E. Flujo excepcionalmente alto o presiones en la voladura, decayendo con el tiempo.	0.2 - 0.1	> 10
F. Flujo o presión excepcionalmente alto	0.1 - 0.05	> 10
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	
a. Zonas de debilidad que intersecan la excavación las cuales pueden causar el aflojamiento del macizo rocoso cuando se excava el túnel.		
A. Ocurrencias múltiples de zonas de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada, muy suelta circundante a la roca (a cualquier profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores de SRF en 25 - 50% solo si la influencia en zonas de corte relevante no hacen intersección a la excavación.
B. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación < 50 m).	5.0	
C. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50 m).	2.5	
D. Zonas de corte multiple en roca competente (libre de arcilla), aflojamiento de la roca circundante (a cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación < 50m).	5.0	
F. Zonas de corte simple en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación > 50m).	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, severamente diaclasada o "cubos de azucar" (a cualquier profundidad)	5.0	

Tabla 10 (Continuación)

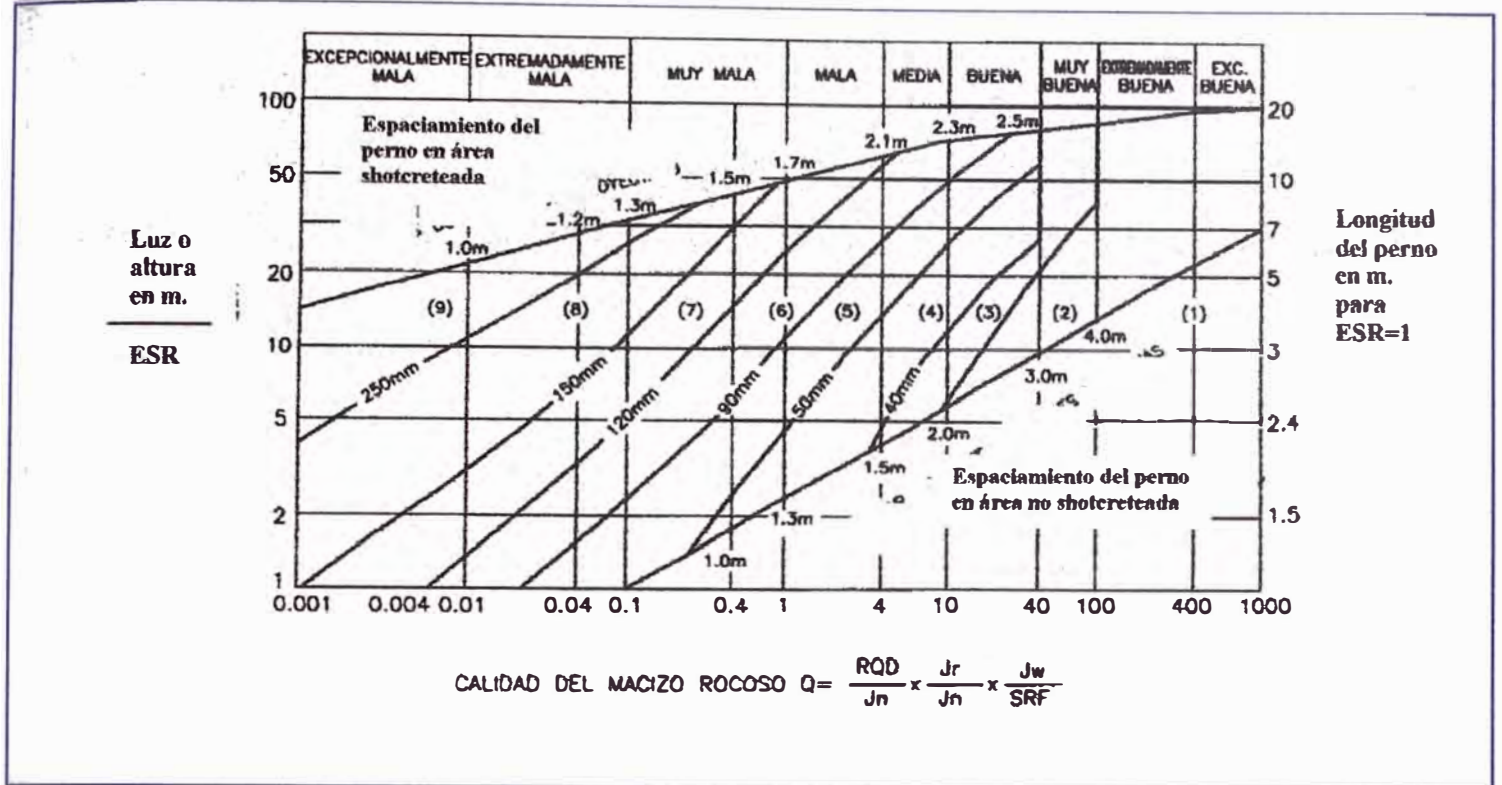
DESCRIPCIÓN VALOR		VALOR	NOTAS		
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS		SRF			
b. Roca competente, problemas de esfuerzos en la roca.					
	$\sigma_c \sigma_t$	σ_t / σ_c			
H	Esfuerzos bajos, cerca de la superficie	> 200	> 13	2.5	2. Para campos de esfuerzos vírgenes fuertemente anisotrópicos (si fueran medidos): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reduce, σ_c a $0.8 \sigma_c$, y σ_t a $0.8 \sigma_t$, cuando $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, reduce σ_c y σ_t a $0.6 \sigma_c$ y $0.6 \sigma_t$, donde: σ_c = resistencia compresiva uniaxial. (no confinada) σ_t = resistencia a la tracción (carga puntual) σ_1, σ_3 esfuerzos principales mayor y menor
J	Esfuerzos medianos	200 – 10	13 – 0.66	1.0	
K	Esfuerzos altos, estructuras muy rígidas (usualmente favorables para la estabilidad, pueden ser desfavorables para la estabilidad de las paredes).	10 – 5	0.66 – 0.33	0.5 – 2.0	
L	Estallidos leves (roca masiva).	5-2.5	0.33 – 0.16	5 – 10	
M	Estallidos severos (roca masiva).	< 2.5	< 0.16	10 – 20	
c. Roca muy deformable, flujo plástico en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones rocosas.					
N	Presiones rocosas de compresión leve.			5 – 10	3. se disponen de pocos casos registrados, donde la profundidad de la corona, debajo de la superficie es menor que el ancho (span). Se sugiere para tales casos incrementar SRF de 2.5 a 5. Para tales casos (ver H)
O	Presiones rocosas de compresión severa.			10-20	
d. Expansión de rocas, actividad de expansión química dependiente de la presencia de agua.					
P	Presiones rocosas de hinchazón leve.			5 – 10	
R	Presiones rocosas de expansión, severa.			10 – 20	

NOTAS ADICIONALES SOBRE EL USO DE ESTAS TABLAS:

Cuando se estima la calidad de la masa rocosa (Q), las siguientes guías deberán ser seguidas para las notas listadas en las tablas:

1. Cuando los testigos de los taladros no estén disponibles, el RQD puede ser calculado a partir del número de juntas por unidad de volumen, al cual el número de juntas por metro para cada familia de juntas son añadidas. Una simple relación puede ser usada para convertir este número a RQD para el caso de macizos rocosos libres de arcillas:
 $RQD = 115 - 3.3 J_v$ (aprox.) donde J_v = número total de juntas por m^3 ($0 < RQD < 100$ para $35 > J_v > 4.5$)
2. El parámetro J_n que representa el número de familias juntas, frecuentemente será afectado por la foliación, esquistocidad, estratificación, clivaje desarrollados fuertemente. Si estas "juntas" fueran muy pronunciadas, obviamente deberían ser consideradas como un sistema (set). Sin embargo, si hubieran pocas juntas visibles o solo roturas ocasionales en los testigos debido a estos rasgos, será mas apropiado considerar a ellas como "juntas aleatorias" cuando se evalúe el J_n .
3. Los parámetros J_r y J_a (que representan la resistencia al corte) deberán ser relevantes para los sistemas de juntas significativamente más débiles o discontinuidades rellenas de arcilla, en la zona dada. Sin embargo, si el sistema de juntas o discontinuidades con el valor mínimo de (J_r / J_a) esta favorablemente orientado por estabilidad, se puede usar mayores valores para evaluar el Q. En efecto el valor de J_r / J_a debe relacionarse a la superficie donde es más probable que se inicie la falla.
4. Cuando un macizo rocoso contiene arcillas, el SRF apropiado para las cargas de aflojamiento debería ser evaluado. En tales casos, la resistencia de la roca intacta es de poco interés. Sin embargo, cuando el diaclasamiento es mínimo y no hay presencia de arcilla, la resistencia de la roca intacta puede llegar a ser el enlace más débil, y la estabilidad dependerá de la relación roca-esfuerzo/roca-resistencia. Un campo de esfuerzo fuertemente anisotrópico es desfavorable para la estabilidad, y es explicado en la nota 2 de esta tabla para la evaluación del Factor de reducción de esfuerzos.
5. Las resistencias de tensión y compresión la roca intacta σ_t y σ_c , deberían ser evaluadas en las condiciones saturadas si es que esto es apropiado para el presente y futuro de las condiciones in-situ. Un cálculo muy conservador de la resistencia debería ser hecho para aquellas rocas que se deterioren cuando están expuestas a condiciones saturadas humedad.

Figura 4. Categoría de sostenimiento calculada, basada en el índice de calidad tunelera.



CATEGORÍAS DE REFORZAMIENTO

1. Sin sostenimiento
2. Empernado puntual
3. Empernado sistemático
4. Empernado sistemáticos con 40 – 100 mm de Shotcrete sin refuerzo
5. Shotcrete reforzado con fibras, 50-90 mm y emperrado.
6. Shotcrete reforzado con fibras, 90-120 mm y emperrado.
7. Shotcrete reforzado con fibras, 120-150 mm y emperrado.
8. Shotcrete reforzado con fibras > 150 mm con refuerzo de cerchas, Shotcrete y emperrado.
9. Revestimiento de concreto armado.

LUZ MÁXIMA DE EXCAVACIÓN ESTABLE

El análisis de numerosos casos de excavaciones sin refuerzo en roca con diferente índice RMR, ha definido una fórmula para la luz máxima de excavación sin refuerzo según la siguiente expresión:

$$\text{luz (m)} = \text{ESR} \times 0.035 \times \text{RMR} \quad \text{RMR} < 60$$

$$\text{luz (m)} = \text{ESR} \times (0.4 \times \text{RMR} - 22) \quad \text{RMR} > 60$$

Donde:

luz : luz máxima de excavación estable (m)

RMR : rating del macizo rocoso

ESR : parámetro de seguridad según el tipo de excavación

Categoría de la excavación

	<i>ESR</i>
A Excavaciones minerales temporales	3-5
B Abertura mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6
C Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D Estaciones de potencia, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales.	1.0
E Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, instalaciones deportivas y públicas, fábricas.	0.8

2.2.5 Uso de los sistemas de clasificación de la masa rocosa

Las dos clasificaciones de la masa rocosa mas ampliamente utilizadas son *RMR* de Bieniawski (1976, 1989) y el *Q* de Barton et. al. (1974). **Ambos métodos involucran parámetros geológicos, geométricos y diseño/ingeniería.**

Para llegar a valores cuantitativos de la calidad de la masa rocosa. La similitud entre *RMR* y *Q* radica en el uso de parámetros idénticos o muy similares para el cálculo de la clasificación final de la calidad de la masa rocosa. Las diferencias entre ambos sistemas está en el peso que se da a parámetros similares y en el uso de distintos parámetros en uno u otro esquema.

El *RMR* usa directamente la resistencia compresiva, mientras que *Q* sólo considera la resistencia como una relación al esfuerzo in-situ en roca competente. Ambos esquemas tratan con la geología y la geometría de la masa rocosa, pero de modos ligeramente diferentes. Ambos consideran el agua subterránea y ambos incluyen algún componente de la resistencia del material rocoso. Algún calculo de la orientación puede ser incorporado en *Q* usando las pautas presentadas por Barton : los parámetros J_r y J_u deberían relacionar a la superficie mas comúnmente para permitir fallas a iniciar. La diferencia más grande entre los dos sistemas es la falta de un parámetro de esfuerzo en el sistema *RMR*.

Cuando se usa cualquiera de estos métodos, se pueden adoptar dos aproximaciones, uno es evaluar la masa rocosa específicamente para los parámetros que están incluidos en los métodos de clasificación; el otro es caracterizar precisamente la masa rocosa y luego atribuir clasificaciones a los parámetros en un tiempo posterior. Es recomendable el último método desde que

este da una completa descripción de la masa rocosa, la cual puede ser fácilmente traducida en sus índices de clasificación.

En muchos casos es apropiado dar un rango de valores para cada parámetro en una clasificación de la masa rocosa y para evaluar la significancia del resultado final. Un ejemplo de esta aproximación es dado en la Figura 5, que ha sido reproducida de las notas de campo de un proyecto, preparada por el Dr. N. Barton.

En este caso particular, la masa rocosa está seca y sometida a una condición de esfuerzos 'medios' (Tabla 4.6.K), por lo que $J_w = 1.0$ y $SRF = 1.0$. Los histogramas que muestran las variaciones en el RQD, J_a, J_r y J_s a lo largo de la galería exploratoria mapeada, son presentadas en esta figura. El valor promedio de $Q = 9.8$ y el rango aproximado de Q es $1.7 < Q < 20$. El valor promedio de Q puede ser usado en la selección del sistema de sostenimiento mientras que el rango da una indicación de los posibles ajustes que serán requeridos para satisfacer las diferentes condiciones encontradas durante la construcción.

Fig. 5

TIEMPO DE AUTOSOPORTE

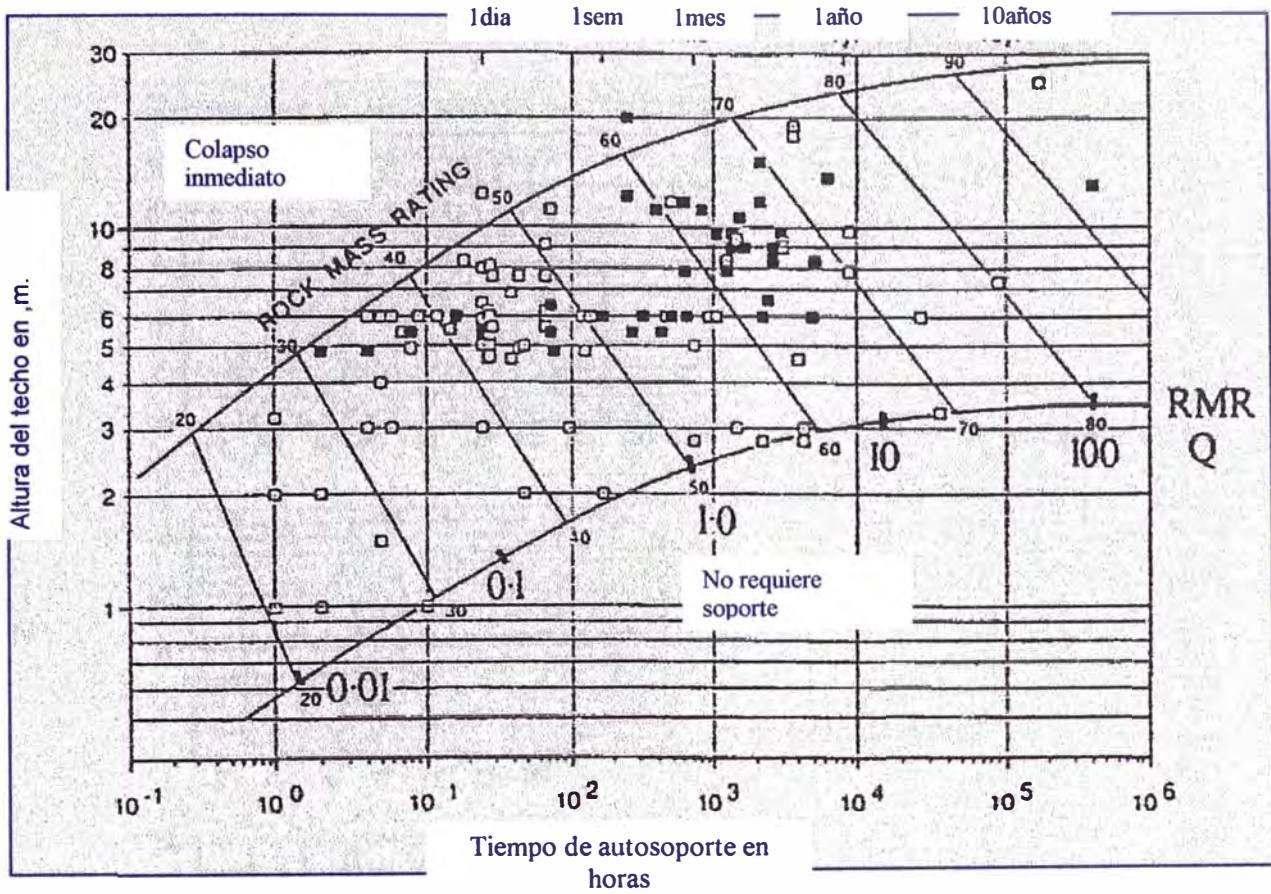
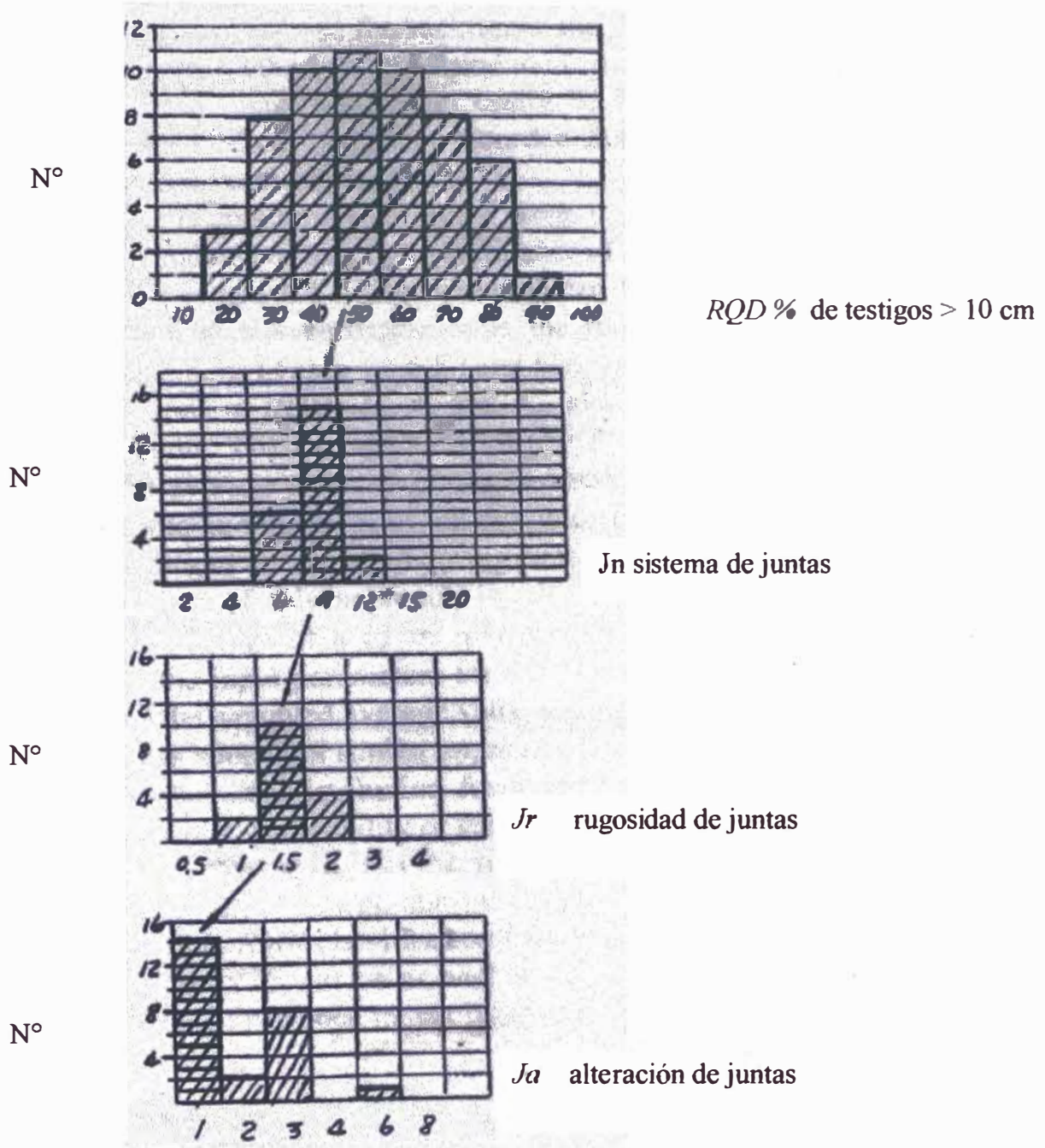


Figura 6. Histogramas mostrando variaciones en RQD , J_n , J_r y J_a para una arenisca diaclasada bajo condiciones de esfuerzo "medio", reproducido de las notas de campo preparado por el Dr. N Barton

Arenisca diaclasada



$J_w = 1.0$, $SRF = 1.0$

Típico
$$Q = \frac{50}{9} \times \frac{1.5}{1} \times \frac{1}{1} = 8.3$$

Rango aproximado:
$$\frac{30-80}{6-9} \times \frac{1.5}{1.3} \times \frac{1}{1} = 19.3$$
, (Valoración correcta por estar en el rango de 1.7 a 20)

CAPITULO III

CAIDA DE ROCAS:

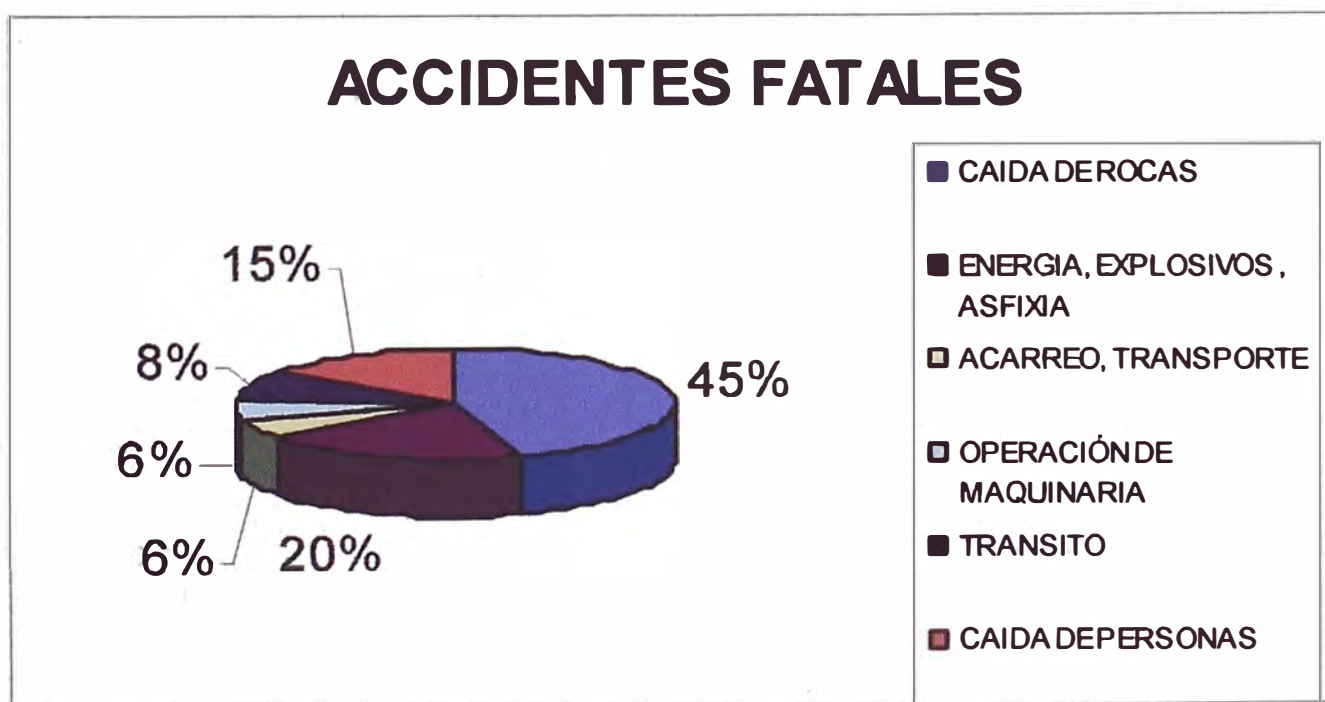
3.1 ESTADISTICA DE ACCIDENTES

La gran mayoría de Compañías Mineras en el Perú han implementado un Sistema de Gestión de Seguridad con el objetivo principal de evitar y/o disminuir pérdidas; pero vemos que el registro de accidentes fatales sigue aumentando; existen aún flaquezas en los Sistemas de Gestión de Seguridad, debemos revertir esta mala performance y lograr que Nuestra Minería sea Competitiva, Productiva y Segura.

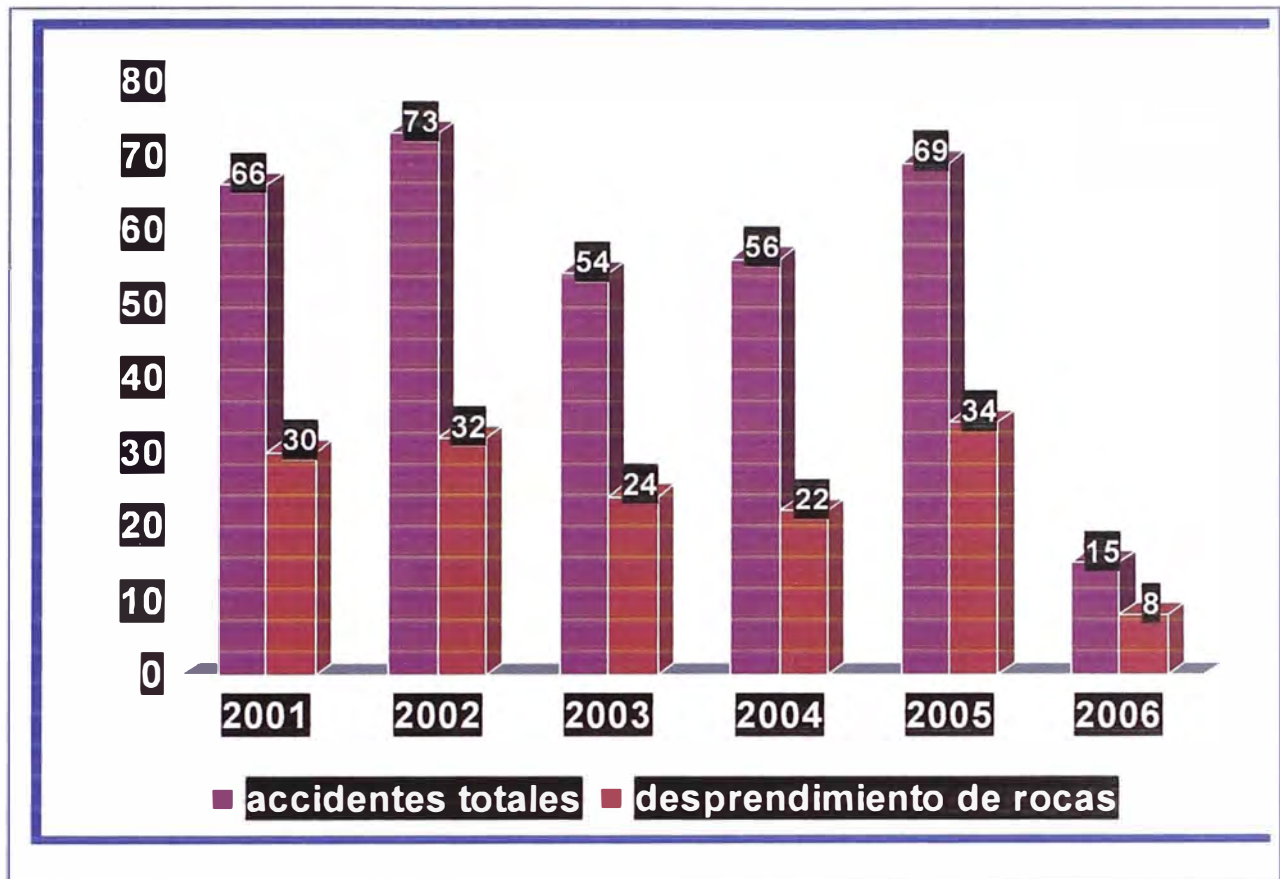
Un accidente tiene un costo generalmente alto; además del daño a la persona, a la familia, que muchas veces es irreparable, también está el daño a la organización, ya que un accidente cuesta tanto, debemos obtener una enseñanza de él, un beneficio por ese costo. Ese beneficio es evitar que el accidente vuelva a ocurrir y además promover la seguridad.

En el año 2004 la principal causa de accidentes fatales en las diversas Compañías Mineras subterráneas fue por caída de rocas con el 45%.

ACCIDENTES FATALES EN MINERIA



ACCIDENTES POR DESPRENDIMIENTO DE ROCAS EN AÑOS



SEGURIDAD:

Hoy en día la Minería Peruana ya comenzó a entender que invertir en seguridad es también invertir en la calidad y en la productividad, todo accidente es evitable si toda la organización que lleva a cabo la operación minera esta capacitada, entrenada y motivada.

Los actos inseguros, el incumplimiento de las procedimientos y la menor supervisión, son algunos de los factores comunes de accidentes, a ello se suman peligrosamente el exceso de confianza, las comunicaciones inapropiadas, la falta de entrenamiento y la planificación inadecuada del trabajo.



El problema de fondo radica en los valores, creencias, costumbres, percepciones y actitudes de los gerentes y trabajadores; es decir aquello que se ha venido a denominar cultura de seguridad, aspecto que juega un rol fundamental, determinando el éxito o el fracaso de las políticas de seguridad de manera tal que se logre tener una cultura que equilibre el factor económico con el correcto manejo del sistema de seguridad.



LUGARES MAS FRECUENTES DE ACCIDENTES POR CAIDA DE ROCAS

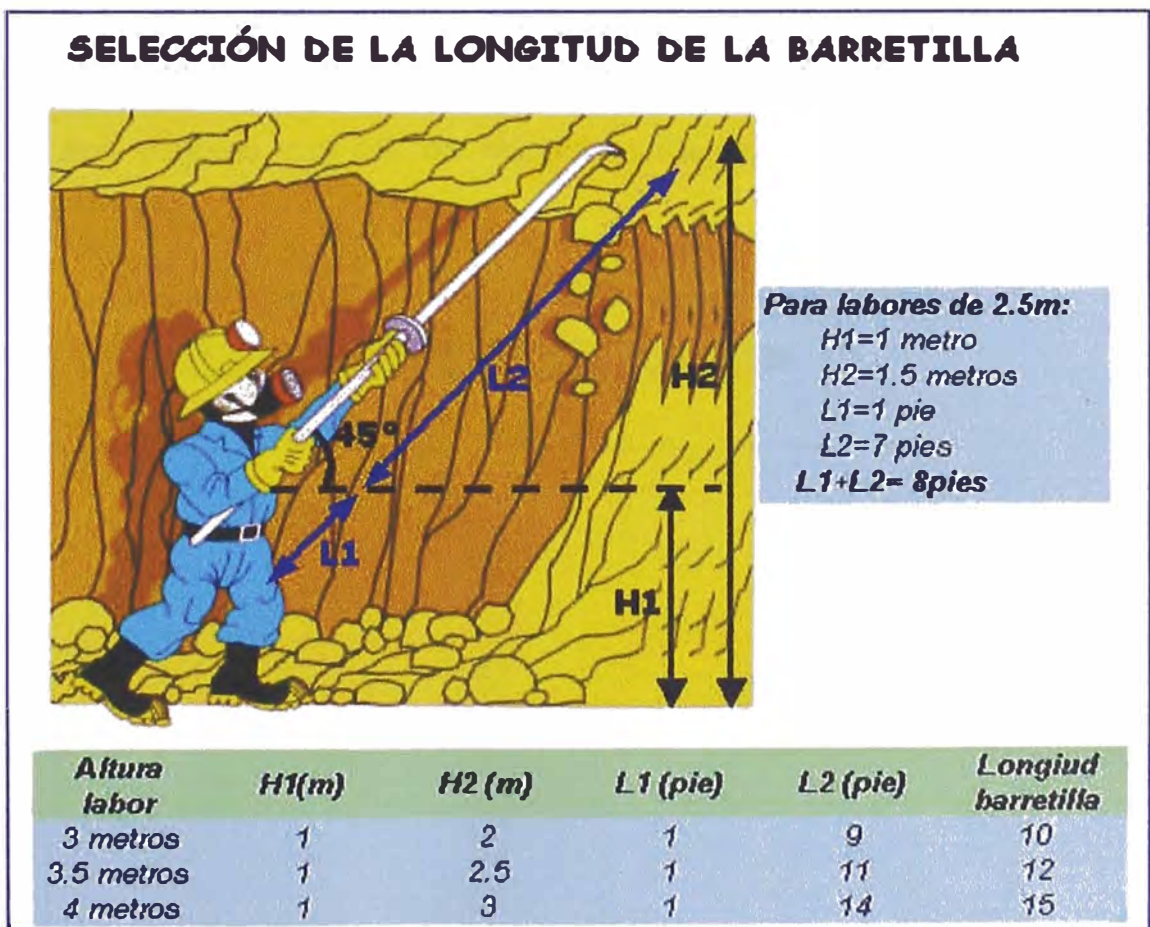
- Tajeos de producción
- Frentes de desarrollo y avances.

3.2 VERIFICACIÓN Y CONTROL DE TERRENOS SUELTOS

El desatado de roca o control del terreno suelto con una barretilla constituye uno de los métodos de fortificación del terreno más importante. Se puede emplear para controlar el terreno suelto y asegurar un área para la instalación del sostenimiento. Durante este procedimiento de verificación del lugar de trabajo, no se debe realizar labor alguna, ya que podrían ocurrir desprendimientos de rocas.

El control de terrenos suelto con una barretilla se debe cumplir con las siguientes pautas:

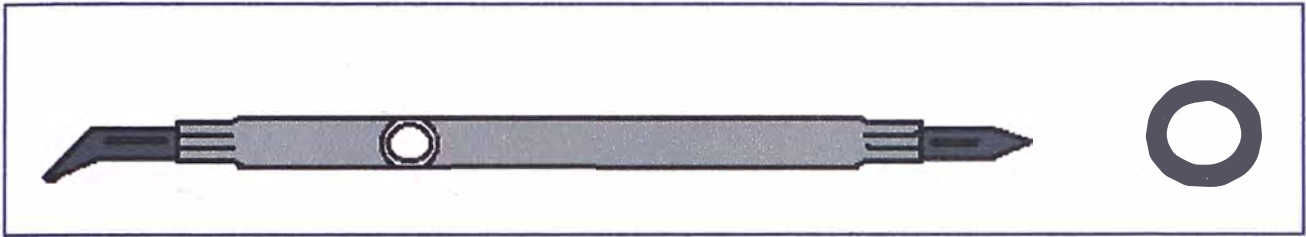
1. Las barretillas deben estar ubicado al lado del trabajador
2. Mantener una base limpia y pareja
3. Mantener una vía de escape despejada
4. Sondear el terreno meticulosamente
5. Adelantar desde el terreno bueno al malo



BARRETILLAS PARA DESATAR - HECHO DE ALUMINIO REFORZADO

Longitudes: 04 ft (1,2 M), 07 ft (2, 2 M), 08 ft (2, 4 M), 10 ft (3, 0 M), 12 ft (3, 7 M), 15 ft (4, 6 M)

Hecho con un tubo de aluminio circular de \varnothing 30 mm reforzado con un tubo de acero en el centro, puntas de acero 3/4" de Grado 60 ubicadas en ambos extremos de la barretilla bien presionadas. La barretilla de aluminio reforzado es más ligero y más fácil de manejar que las de acero (peso aprox. 0.5 kg / 305 mm de barretilla)



BARRETILLAS PARA DESATAR - ACERO HEXAGONAL

Longitudes; 6 ft (1,83 M), 8 ft (2,44 M)

Hecho de acero hexagonal 3/4". Las barretillas tienen una punta de cincel plano y el otro de palanca. Las barretillas de acero, aún cuando son más pesadas, son mejores que las de aluminio para desatar la roca suelta y sondear el terreno.



En el desatado, además de la barretilla, La iluminación en la labor minera es necesaria para inspeccionar y reconocer las condiciones del terreno, y poder identificar las áreas más peligrosas.



Los supervisores (ingenieros de minas, jefes de guardia, ingenieros de seguridad, capataz etc) tienen que mantener altos estándares de seguridad, en la prevención de caídas de rocas.



3.3 POR QUE CAE LA ROCA

La caída de rocas se produce cuando alguna masa rocosa se encuentra inestable (suelta) y cae por acción de la gravedad. Además, la roca cae porque alrededor de ella van produciéndose micro fracturas, que sucesivamente van agrietándose hasta dejar que la roca se afloje y llegue a caer por su propio peso.

OBJETIVOS:

- Instruir al personal que realiza excavaciones subterráneas, detectar a tiempo que roca va a caer, aunque la roca no haya caído, deberíamos considerarla como una roca que "esta a punto de caer".
- Identificar, diseñar y construir **formas** de sección de la excavación; en función a la calidad de roca, tipo de terreno (masiva ó estructural) y presiones In Situ en el lugar de la excavación.

INSPECCIONES:

- La detección de rocas sueltas en una excavación subterránea es de vital importancia; este procedimiento nos permite identificar los lugares posibles donde podrían ocurrir incidentes por **caída de rocas**.

□ Una herramienta fundamental para detectar la roca suelta lo constituyen las

INSPECCIONES, las cuales se desarrollan de las siguientes maneras:

- Inspección **Visual**.
- Inspección **Física**.
- Inspección de **formas**

INSPECCION VISUAL:

- Con la inspección visual, se identifican las fallas, fracturas, fisuras, cuñas y "pechos", éstas son condiciones favorables para la "caída ó desprendimiento de rocas".

INSPECCION FISICA:

La barretilla es una herramienta eficaz para detectar la roca suelta, el procedimiento es golpeando a la roca con la punta de la misma localizando los sonidos "bombo", en este caso esta roca detectada esta lista para caer en cualquier momento.

INSPECCION DE FORMAS.

La forma de la excavación está muy relacionada a las presiones ejercidas y a su formación estructural en el lugar de la excavación. Es decir tener en cuenta si la excavación se sitúa en roca masiva ó en roca estructural (dos o más familias de estructuras).

SECUENCIA DEL DESATADO

DETECCIÓN



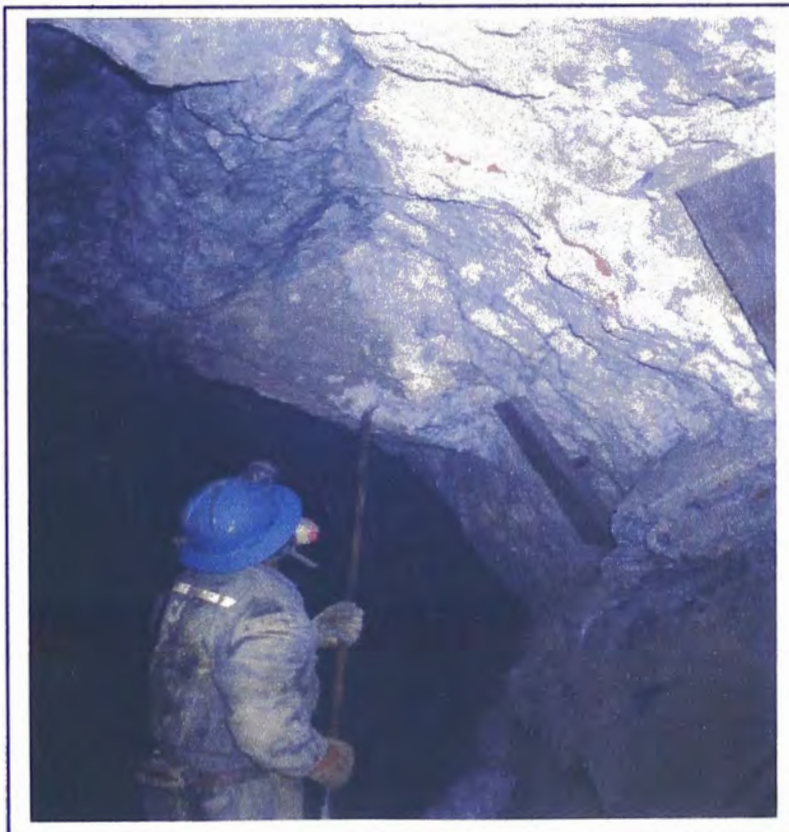
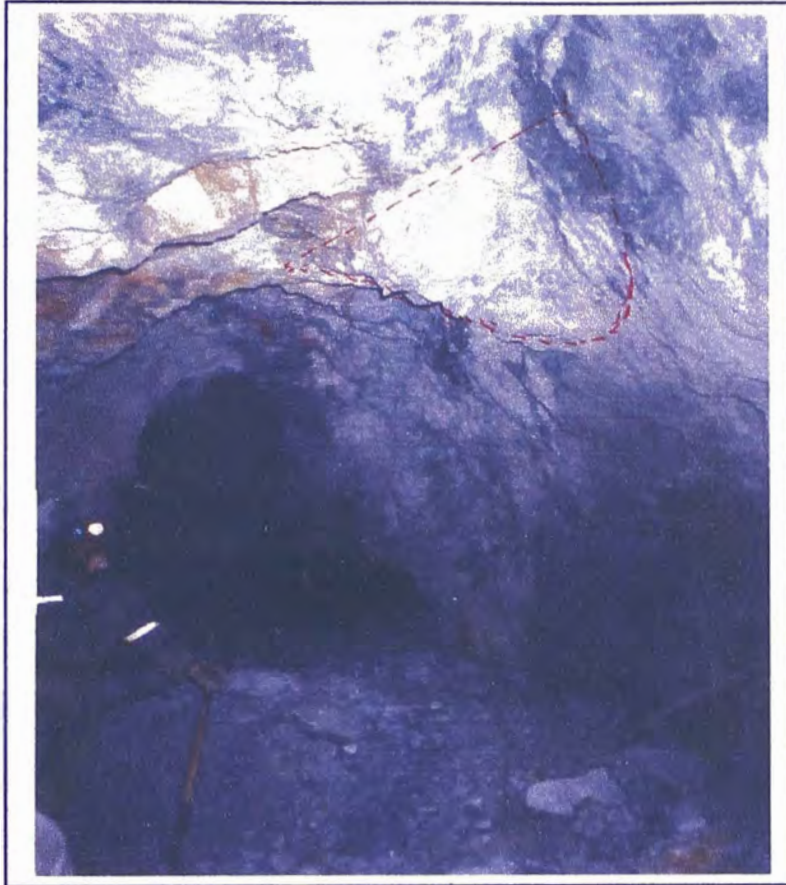
DESATADO



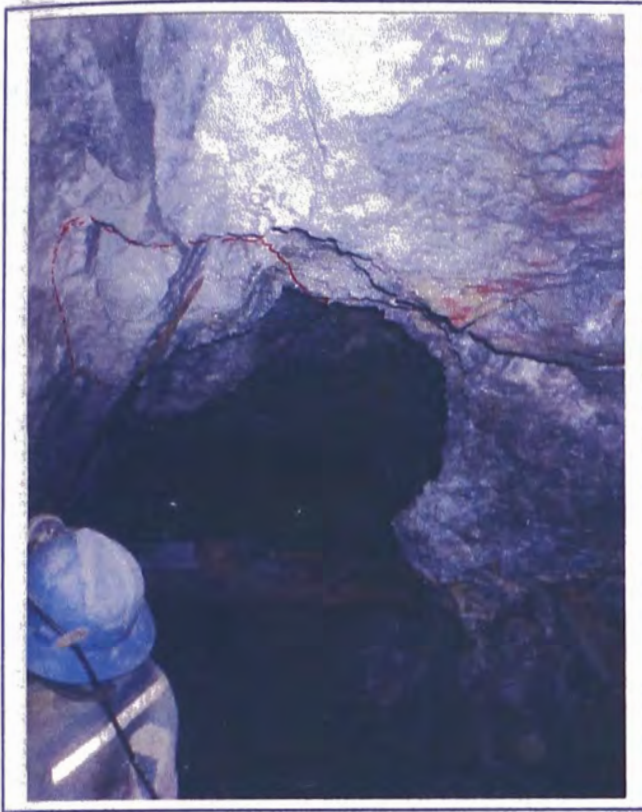
CAÍDA DE ROCA



LUGARES "BOMBO" PARA UNA POSIBLE CAIDA DE ROCA



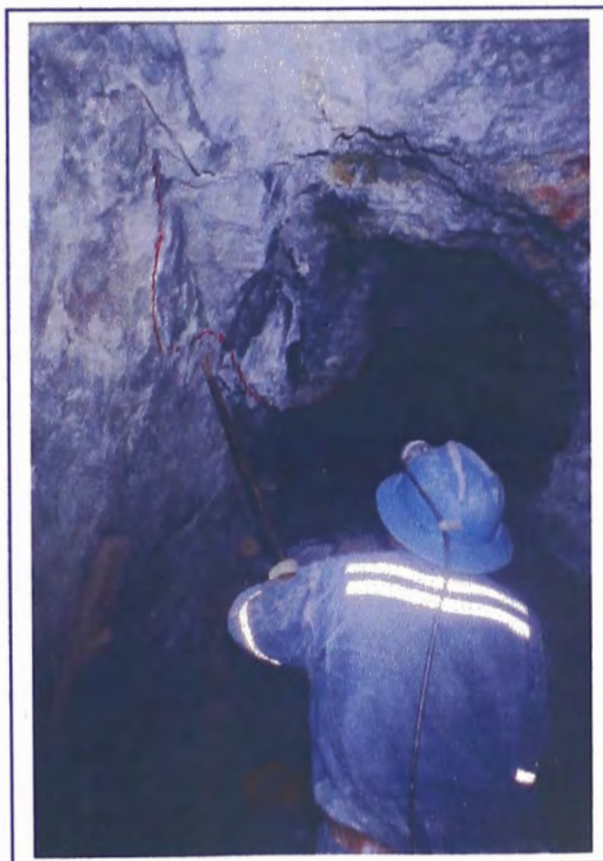
DETECCION DE LA ROCA SUELTA Y EL DESATADO INMEDIATO



Detección

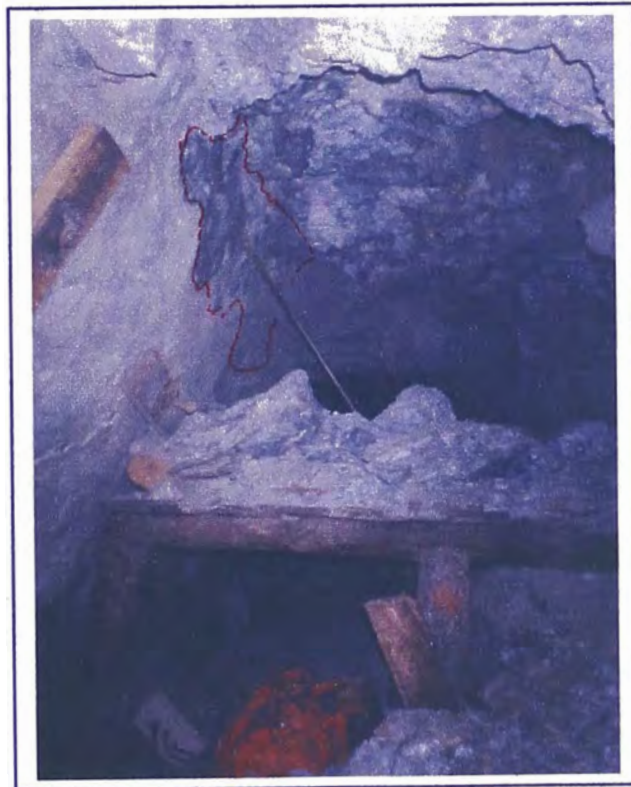


Preparación del terreno del terreno



Desatado

DESATADO Y RESULTADOS DEL DESATADO



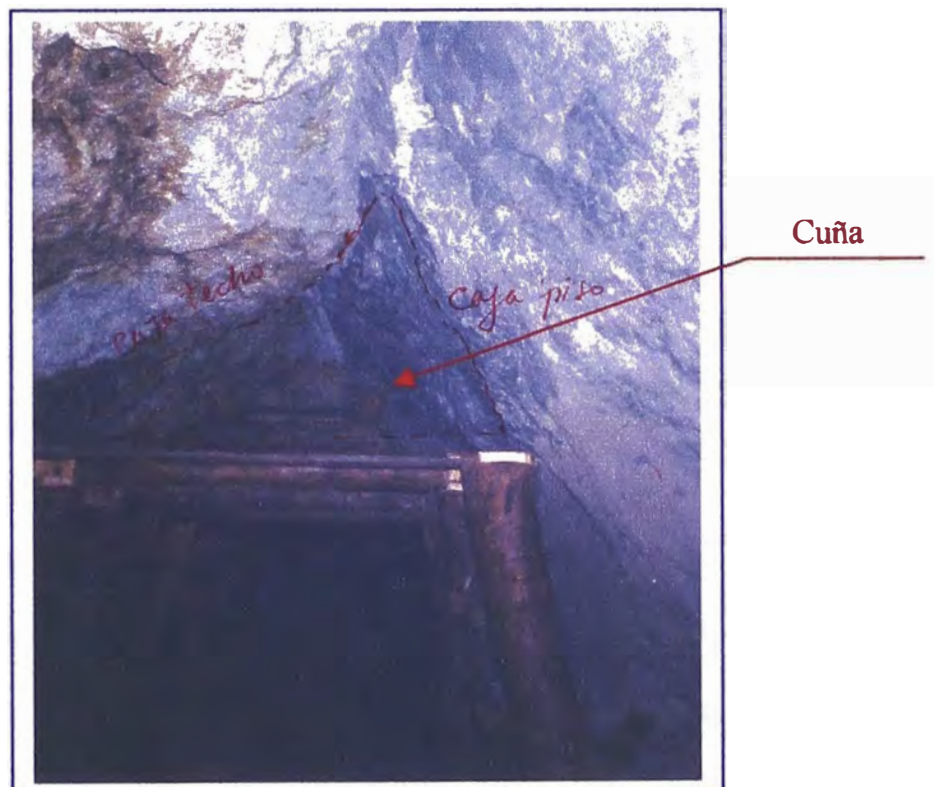
ANÁLISIS DE LA ROCA QUE CAERÁ

CUÑAS:

Los depósitos minerales se formaron relleno de fallas, fisuras, etc.; todos ellos dentro de las cajas de techo y piso, pero ambas cajas no son uniformes, tienden a unirse o separarse en horizontal y vertical.

ORIGEN:

- El fluido mineralizante encontrará resistencia de paso justamente cuando las cajas "tratan de unirse".
- En ese lugar se acumulará el contenido metálico, con un peso específico mayor, entonces ahí ya está la cuña.
- Si hay filtración de agua, el peligro se acrecienta más.

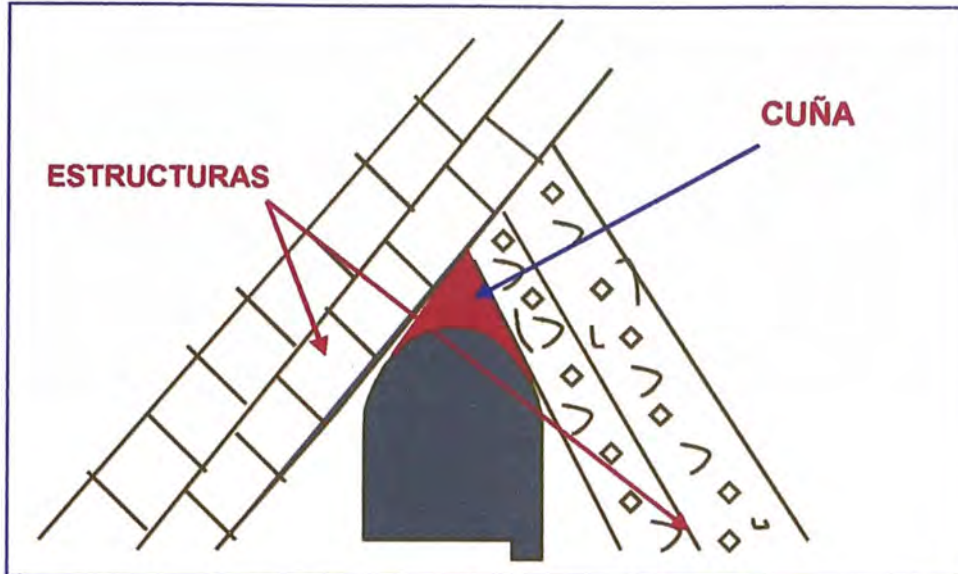


CONTROL DE CUÑAS:

Del resultado de la inspección visual se detecta esta cuña, lo más prudente es alejarse de ese lugar y realizar los siguientes procedimientos:

- Momentáneamente colocar soportes de madera ó gatas hidráulicas.
- Desde fuera del ámbito de la cuña realizar los taladros.
- La cuña debe ser eliminada, inmediatamente después de ser detectada. La cuña es muy peligrosa, puede caer en cualquier momento.

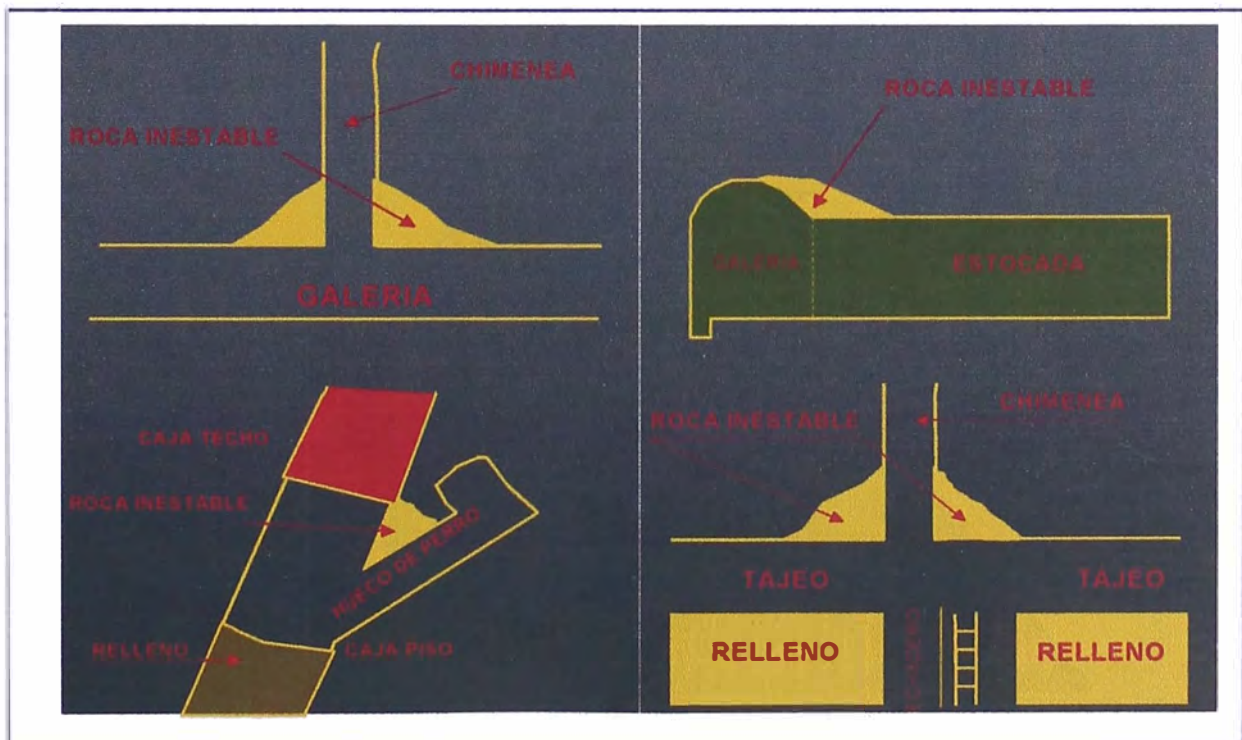
CUÑAS EN ESTRUCTURAS DE DIFERENTE DIRECCION



CAUSAS QUE ORIGINAN LA CAIDA DE ROCAS

CAMBIO DE DIRECCIÓN DE LA EXCAVACIÓN.

También por necesidades operativas, se realizan diversos tipos de aberturas a partir de galerías, cruceros, tajeos. Algunos ejemplos son: estocadas, refugios, bodegas, salas de encapsulado, comedores, cámaras, by-pass, chimeneas, etc. En este caso los lugares críticos son las intersecciones entre esos tipos de aberturas.



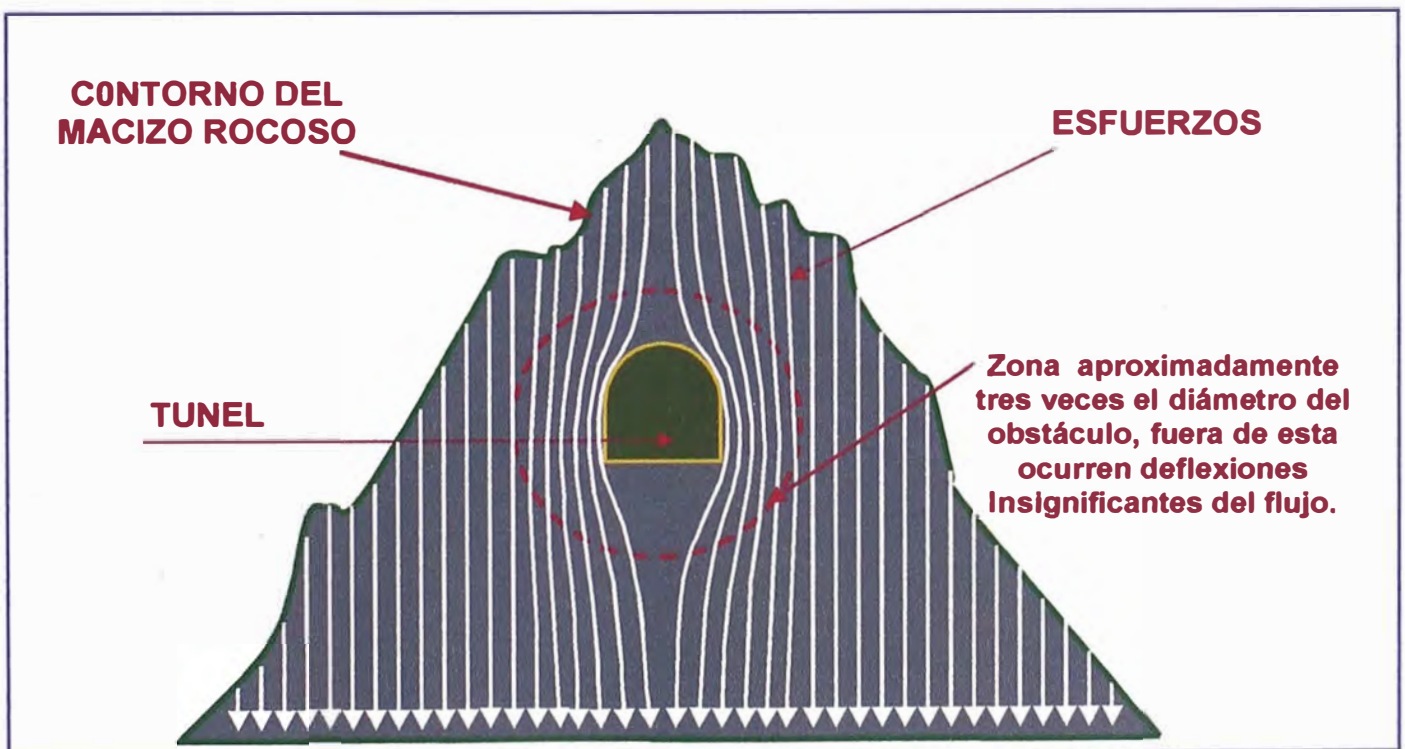
RECOMENDACIONES

- Para evitar la caída de rocas, conviene considerar:
- Desatado de rocas sueltas al momento de ingresar y durante el trabajo, como una primera etapa.
- Campañas de desate como consecuencia de las formas de sección inadecuada y de las presiones inducidas, también considerado como una segunda etapa.
- Por lo tanto, el desatado es bueno, las campañas mejor, pero mucho mejor es darle a la sección desde un inicio la forma correcta de la excavación.

3.4 FORMA IDEAL DE LA EXCAVACIÓN

- Se afirma que la mejor forma de la excavación que otorga buena estabilidad es la forma redonda o circular.
- Quiere decir, si queremos romper una piedra redonda con una comba, esta no se quebrará fácilmente.
- En cambio, si queremos quebrar una piedra cuadrada plana, ésta se romperá muy fácil.

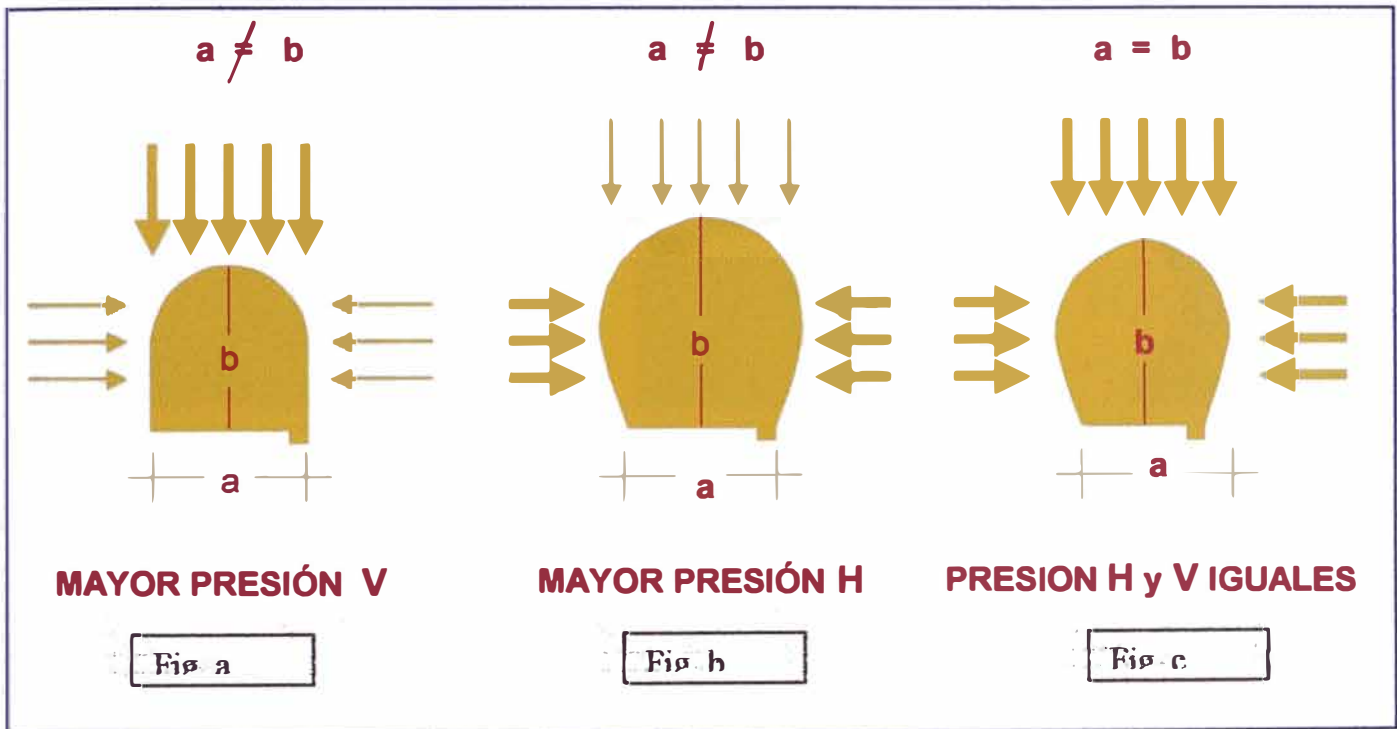
RELACION: ESFUERZOS / TUNEL



FORMAS O SECCIÓN DE LA EXCAVACIÓN EN ROCA MASIVA

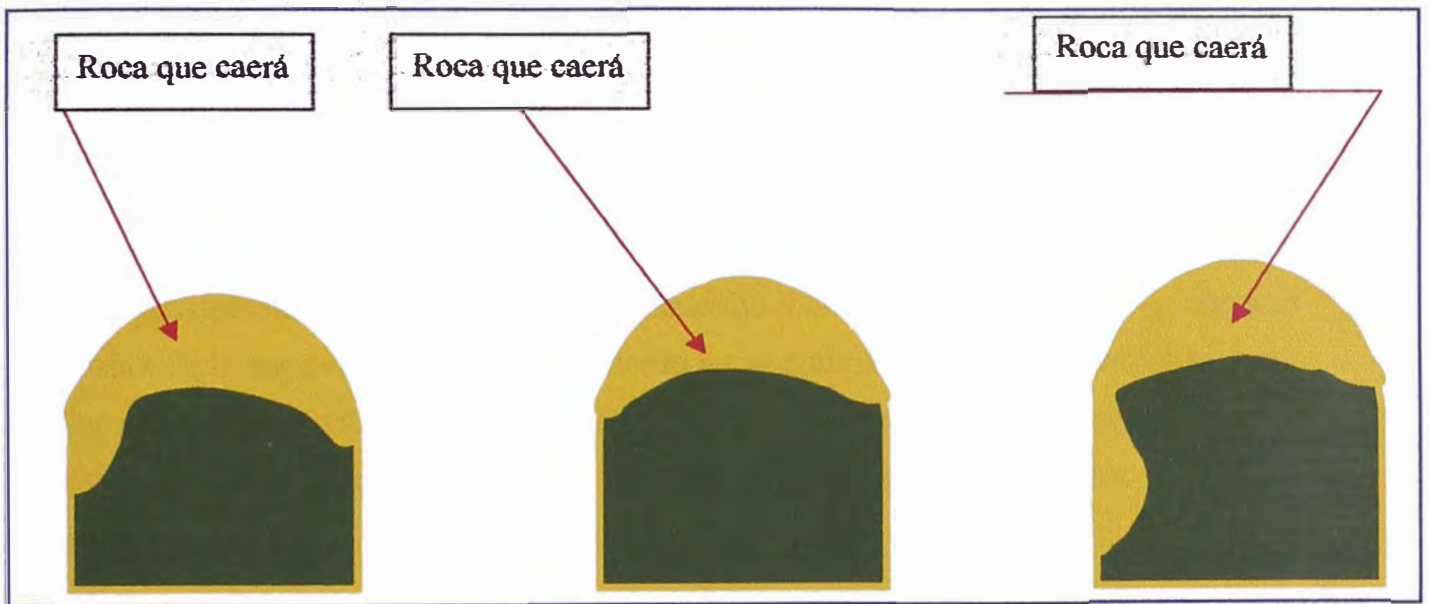
De lo expuesto se deduce que la forma o sección correcta de la excavación tiende a la figura geométrica circular condicionado por los esfuerzos principales presentes en el macizo rocoso, donde:

- Si el esfuerzo principal es vertical, entonces la sección será de tipo baúl.
- Si el esfuerzo principal es horizontal se aconseja la forma de herradura.
- Si el esfuerzo principal vertical es igual al horizontal; se recomienda excavar el ancho y altura de igual dimensión.

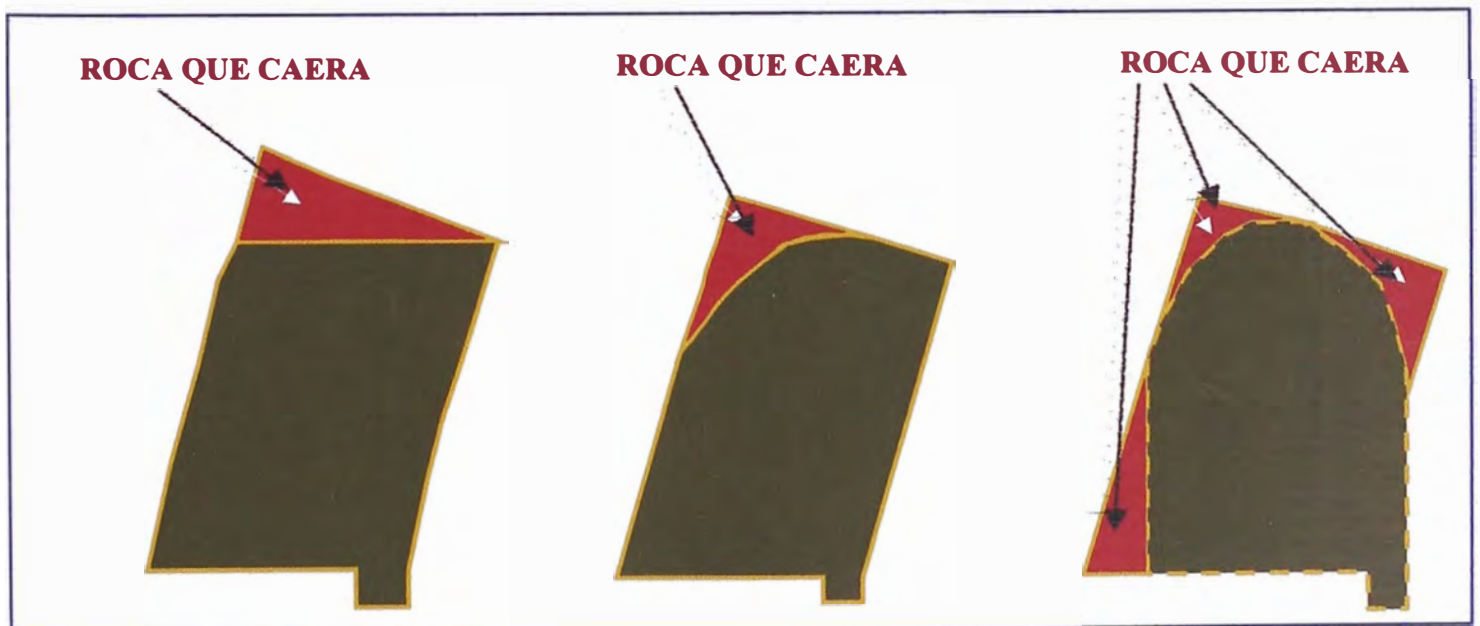


FORMAS O SECCIONES INCORRECTAS EN ROCA MASIVA

- Algunos casos de formas incorrectas donde se producirían caída de rocas se muestran en las siguientes figuras:
- Los "pechos" ubicados en el techo o corona y los hastiales caerán en cualquier momento causado por acción de los esfuerzos presentes en el macizo rocoso.
- Si las secciones son diferentes (cuadrada, rectangular etc) a la forma de sección correcta se generan caída de rocas.



CAIDA DE ROCAS POR EXCAVACION INCORRECTA



RECOMENDACIONES

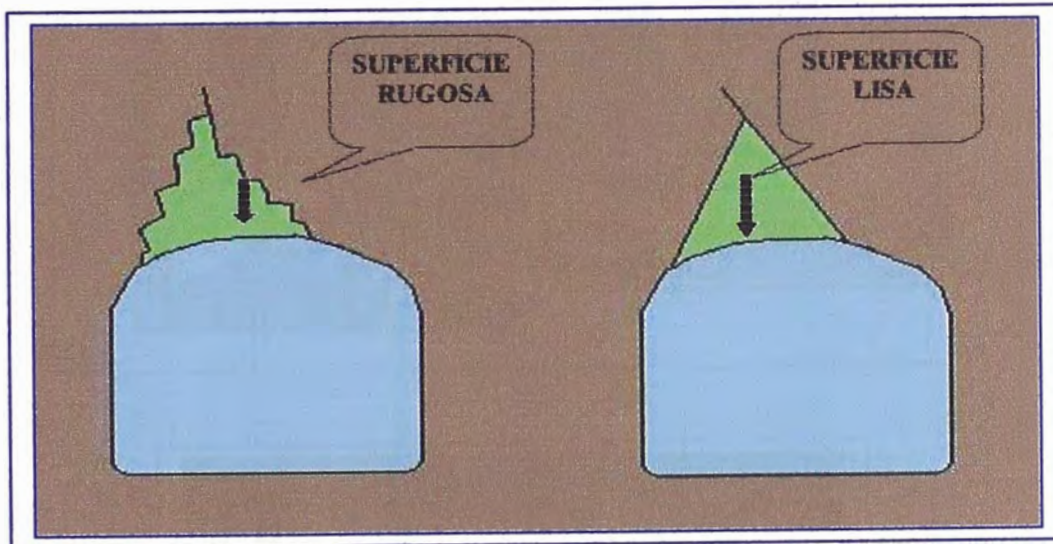
- En roca masiva se recomienda excavar con la sección de FORMA tipo baúl, si las tensiones son máximas en el techo. Y si las tensiones son máximas en los hastiales de forma herradura.
- Por lo tanto; el desatado es bueno, las campañas mejor, pero mucho mejor es darle a la sección desde un inicio la forma correcta de la excavación.
- Cuando la roca mineral ó estéril no puede autosostentarse a pesar de crearle la forma y sección adecuada, se diseña el tipo de sostenimiento y el material que será empleado. Es así, el sostenimiento debe "hacer frente" a las presiones ejercidas en la excavación, es decir todo el conjunto del soporte debe estar dirigida hacia la dirección del esfuerzo principal mayor presente en el macizo rocoso. En esas condiciones el macizo rocoso y la excavación estarán en equilibrio.
- El autosostenimiento debe diseñarse teniendo como base la forma y sección correcta de la excavación. El sostenimiento es el complemento para mantener una labor estable. En ambos casos, sostenimiento y autosostenimiento se relacionan mutuamente ofreciendo buena estabilidad y como consecuencia mayor seguridad, otorgando estabilidad en la excavación.

3.5 PRINCIPALES CAUSAS DE LOS ACCIDENTES POR CAIDA DE ROCAS

a) Alto nivel de Fracturamiento



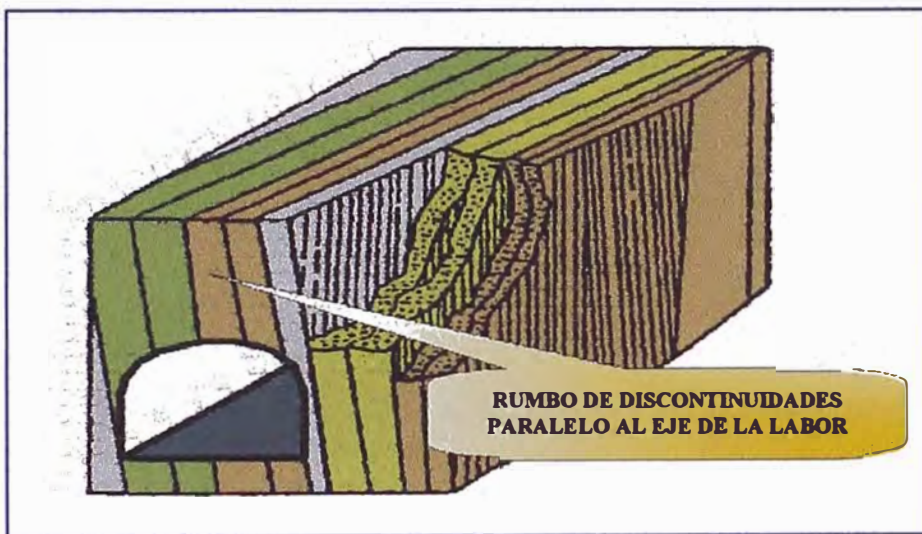
b) Superficies de discontinuidades lisas o pocas rugosas



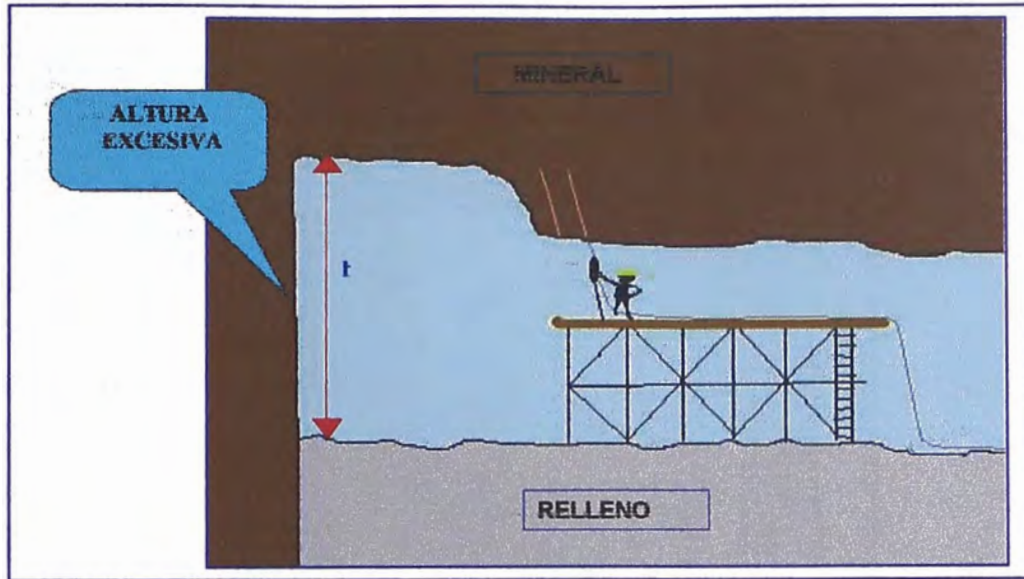
c) Relleno de discontinuidades limosas o arcillosas



d) orientación desfavorable de las discontinuidades respecto de las labores



e) Altura inapropiada de tajeos sin relleno



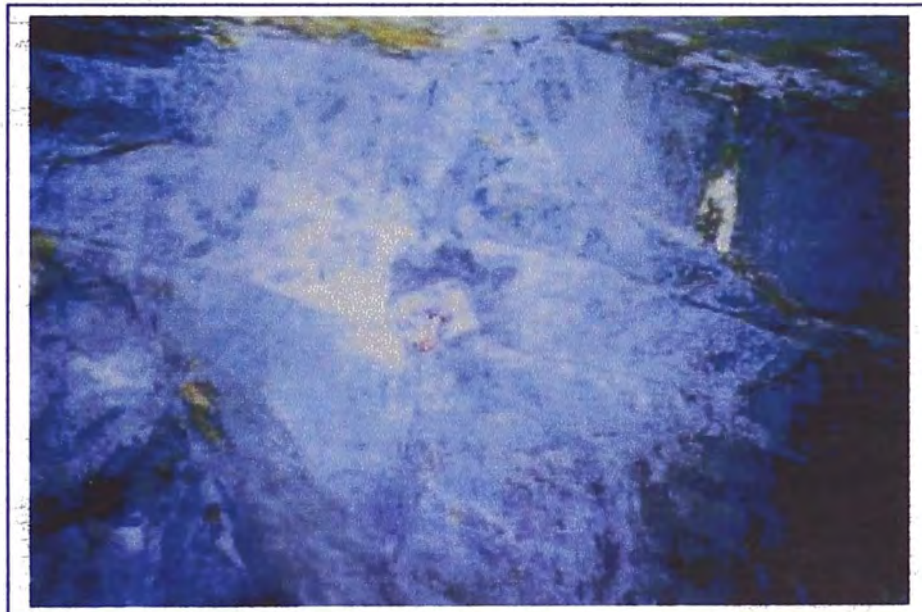
f) Voladura sobredimensionada



g) Mala instalación del soporte



h) Mala orientación del empernado



i) Mala colocación del perno



En la figura se puede observar la acción del alto torque que se da al perno lo que se evidencia por la rotura del mismo

CAPITULO IV

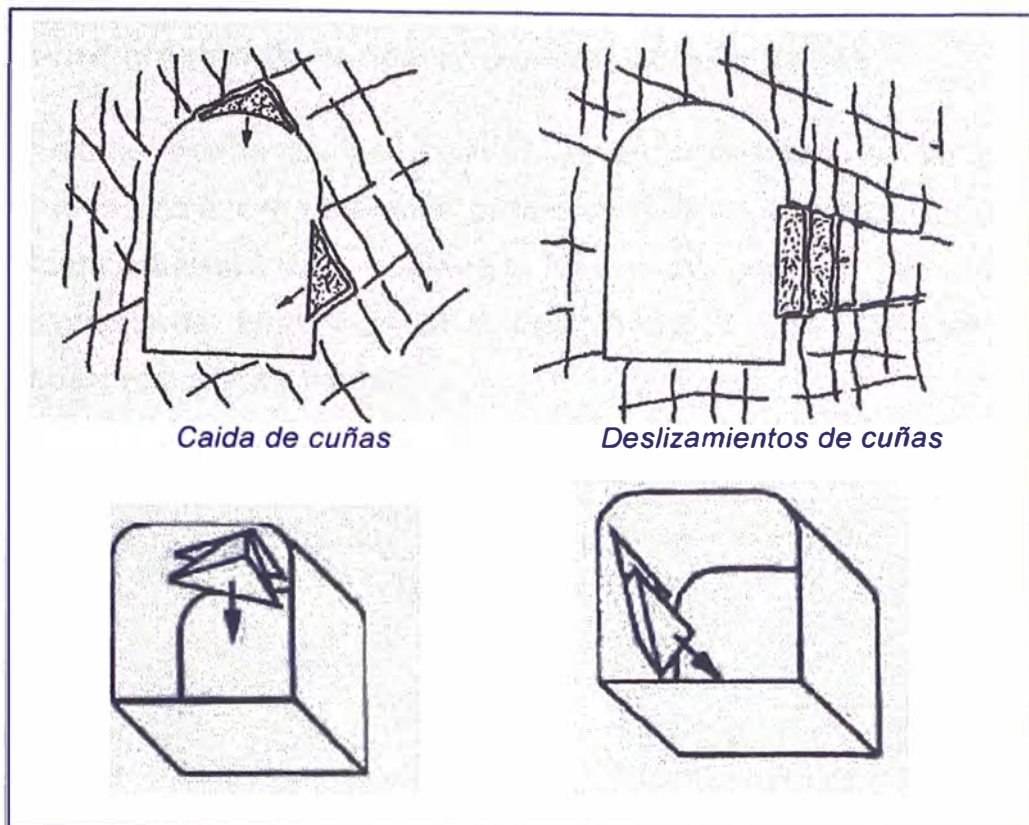
ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS

4.1 ANÁLISIS DE INESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA

En aberturas mineras excavadas en masas rocosas diaclasadas que relativamente están a poca profundidad, los tipos de fallas mas comunes son aquellas que conciernen a la caída de cuñas del techo o un deslizamiento desde las paredes de la excavación.

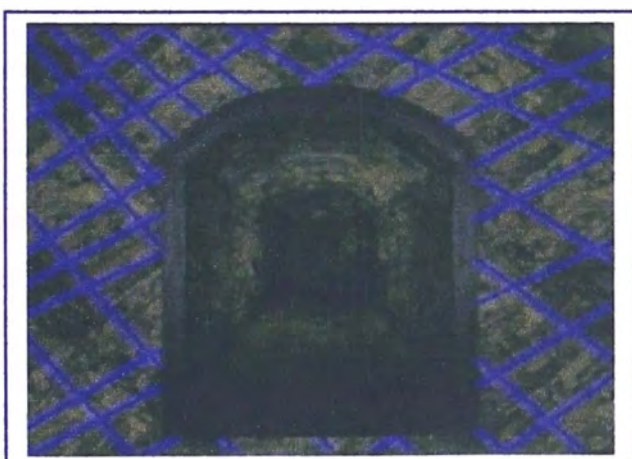
Estas cuñas están formadas por la intersección de rasgos estructurales tales como planos de estratificación y diaclasas, las cuales separan al macizo rocoso en piezas discretas, pero interlazadas. A menos que se tomen provisiones para soportar estas cuñas aflojadas, la estabilidad de las paredes y del techo pueden deteriorarse rápidamente. Cada cuña que puede caer o deslizarse, causará una reducción en la restricción y la interconexión del macizo rocoso y esta cuña, a su vez permitirá la caída de otras cuñas. Este proceso de caída de cuñas continuará hasta que el arco natural del macizo rocoso evite mas caídas de rocas o hasta que la abertura sea completamente rellena por los materiales caídos. Los pasos que son requeridos para determinar el problema son:

1. Determinación del buzamiento y dirección de buzamiento, promedios de los sistemas de las discontinuidades significantes del macizo rocoso.
2. Identificación de las cuñas potenciales las cuales pueden caer o deslizarse desde el techo y las paredes de la excavación.
3. Cálculo del factor de seguridad de estas cuñas, dependiendo sobre el modo de la caída de rocas.
4. Cálculo de la cantidad de refuerzo requerido, para llegar al factor de seguridad de cuñas individuales hasta un nivel aceptable.



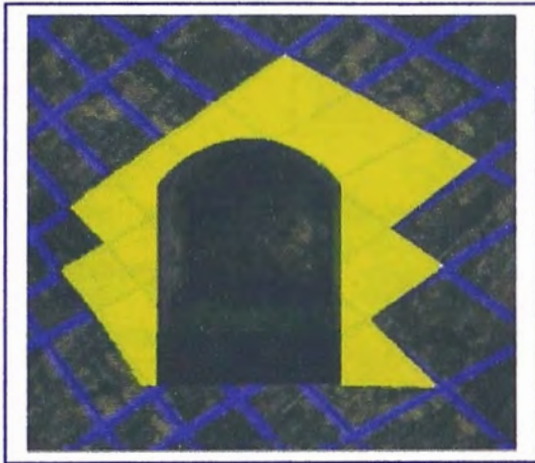
Deslizamientos de cuñas en excavaciones pequeñas:

- Muchas fracturas y familias de juntas crean pequeñas piezas o cuñas de rocas. El resbalamiento y la caída de esos fragmentos causan aberturas de variados tamaños fáciles de desatar y caer.



Deslizamientos de cuñas en excavaciones grandes

En áreas donde cuñas grandes están presentes, en el techo y las paredes, tienen tendencia a presionarse uno contra otro y permanecer autosoportados. Sin embargo en mas grandes y mas anchas excavaciones, esta siempre la posibilidad de que esas grandes cuñas pueden resbalarse y caer.

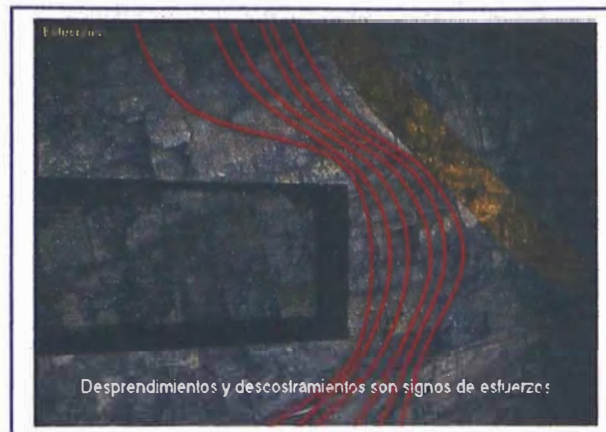


Formas de las excavaciones (aberturas subterráneas)

Irregularidades indican problemas potenciales, Caída de rocas en las paredes, (cajas laterales) conducen a la caída de rocas en el techo.



El minado causa que los esfuerzos varíen por eso se altera la estabilidad de las excavaciones, Desprendimientos y descostramientos son signos de esfuerzos.



Las fallas de los esfuerzos pueden empezar despacio y acelerarse rápidamente.



Al desarrollarse las excavaciones, los esfuerzos generan mayor perturbación a la masa rocosa, y La envolvente de los esfuerzos se forma alrededor de la excavación.



La presión actuando desde las paredes, es por lo general mayor a la presión desde abajo

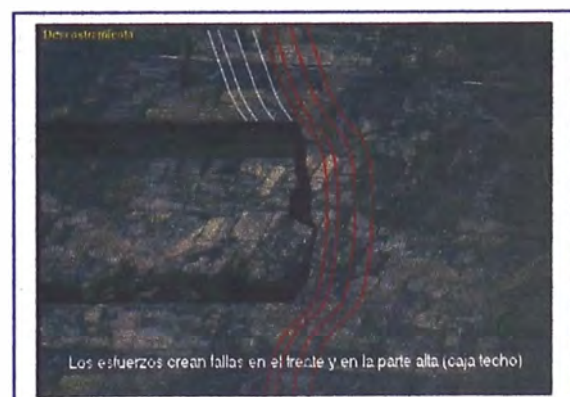
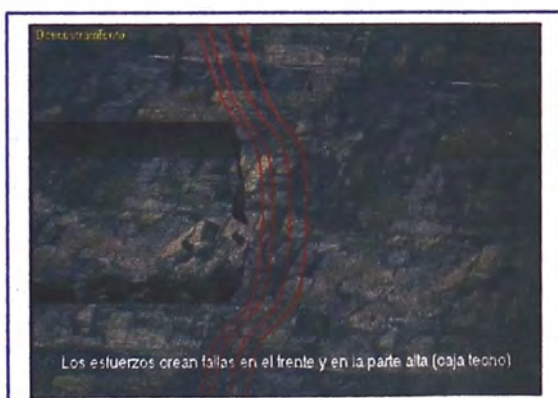


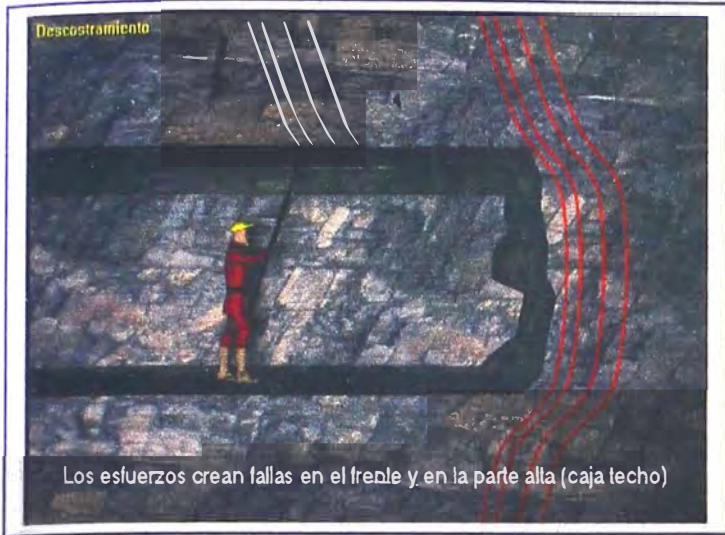
Desprendimiento de rocas debido a los esfuerzos en las cajas y en la parte alta (caja techo)

Una excavación, la cual es dirigida hacia rocas de altos esfuerzos, va a ocurrir desprendimientos de rocas en las paredes y el techo. Antes que ocurran estos desprendimientos, pueden ser reconocidos por piezas finas y delgadas de roca que están descostrándose desde el frente de avance, al ir la galería avanzando, los altos esfuerzos del frente crean fracturas en el techo. Los esfuerzos fracturan la corona del frente y tienden a inclinarse hacia las paredes, empezando a dificultar el desatado. Se debe tomar especial atención en esta área ya que la roca está más propensa a desprenderse de la que sería bajo condiciones normales.

Secuencia de la caída de rocas, causando accidente fatal al Perforista.

Los esfuerzos crean desprendimientos de roca en las paredes y en la parte alta (caja techo).





Ruido en la roca

- Cuando la roca esta fallando o cediendo, esta genera un ruido, si existe ruido en la roca en un área que es normalmente silenciosa se debe de estar muy alerta, ya que la roca puede colapsar.
- Caso contrario si no hay ruido en un área normalmente ruidosa, se debe de estar en alerta y tomar todas las precauciones ante la posibilidad de que la roca colapse.



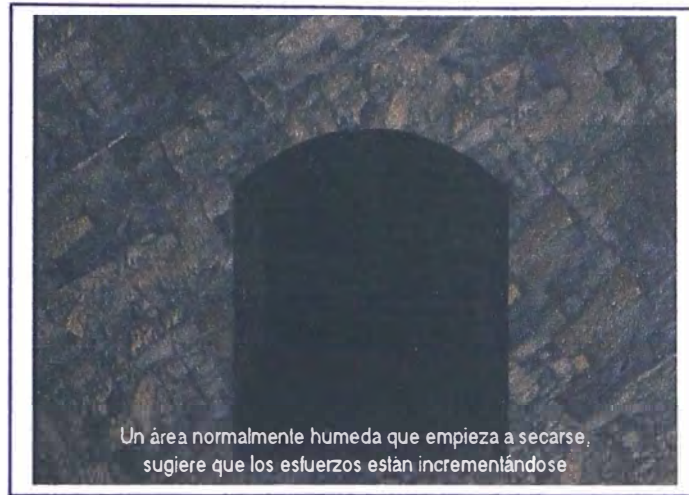
La presencia de esfuerzos se indica por el descostramiento de la roca



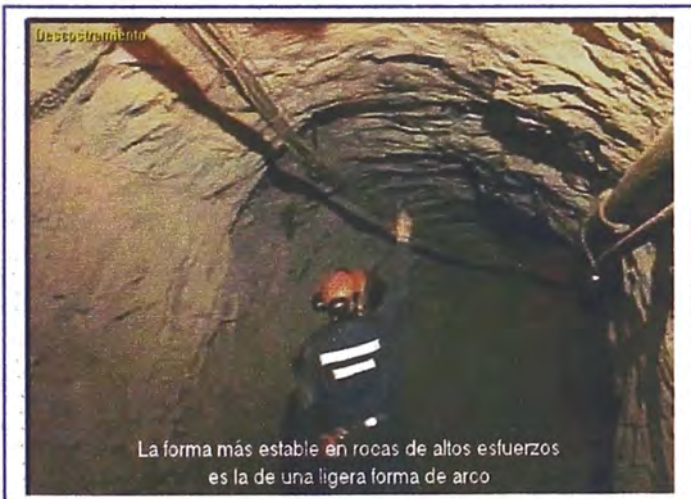
Cuando el agua se filtra en un área normalmente seca, quiere decir que esta ocurriendo un alivio de esfuerzos



Un área normalmente húmeda que empieza a secarse, quiere decir que los esfuerzos se están incrementando.



Una excavación con forma de arco es generalmente bastante estable, ya que otorga mayor estabilidad al macizo rocoso, y da mayor seguridad en la caída de rocas.



4.2 IDENTIFICACIÓN DE LAS CUÑAS POTENCIALES

El tamaño y forma de las cuñas potenciales en la masa rocosa circundante a una abertura, depende sobre todo del tamaño, forma y orientación de la abertura y también de la orientación de los sistemas de discontinuidades significantes. Mediante el programa UNWEDGE, el cual fue desarrollado especialmente para ser usado en excavaciones mineras subterráneas en roca dura.

Considerar un macizo rocoso en el cual ocurren tres sistemas de diaclasas fuertemente desarrollados. El buzamiento y la dirección de buzamiento promedios de estos sistemas son mostrados como círculos mayores en la Figura 1 y son como sigue:

Sistema	Buzamiento	Dirección de Buzamiento
J1	70° ±5°	036° ±12°
J2	85° ±8°	144° ±10°
J3	55° ±6°	262° ±15°

Se asume que todas estas discontinuidades son planares y continuas y que la resistencia al corte de las superficies pueden ser representadas por un ángulo de fricción $\phi = 30^\circ$ y una resistencia cohesiva cero. Estas propiedades de resistencia al corte son estimados muy conservadores, pero proporcionan un punto de partida razonable para mayores análisis de este tipo.

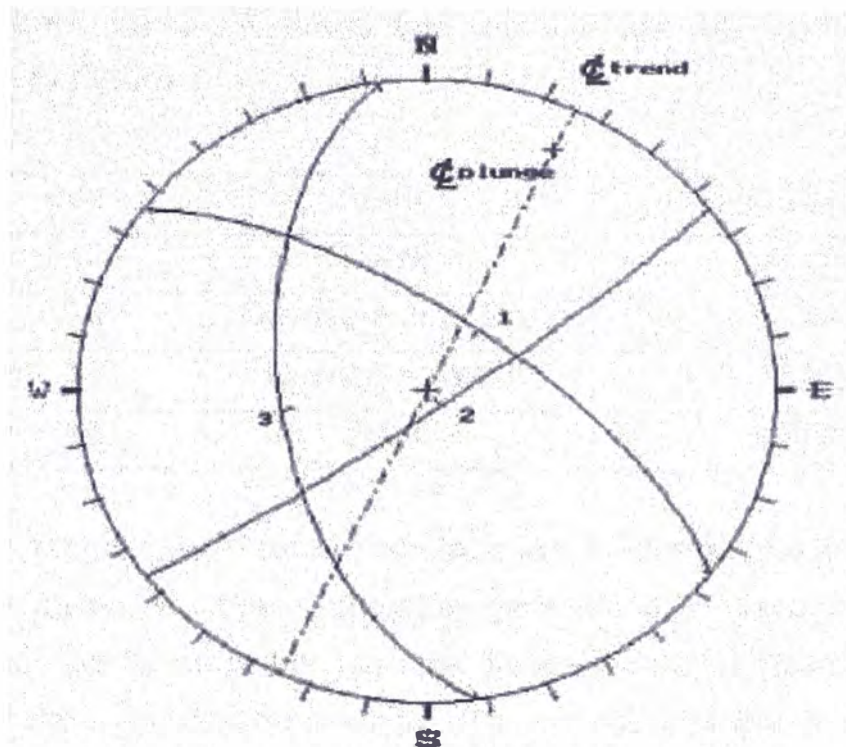
Una rampa es ha ser excavada en este macizo rocoso y la sección transversal de la rampa es dada en la figura 2. El eje de la rampa tiene una inclinación de 15° con respecto a la horizontal, o usando la terminología asociada con el análisis de la geología estructural, el eje de la rampa tiene un plunge (buzamiento) de 15°.

En la porción de la rampa, el eje se ejecuta a 25° NE, el azimut (trend) del eje es 25°.

El eje de la rampa es mostrado como una línea punteada en el estereograma en la Figura 1. El azimut del eje es mostrado como 25°, medido en sentido horario desde el norte: El buzamiento del eje es de 15° y es mostrado como una cruz sobre la línea punteada que

representa el eje. El ángulo es medido hacia el interior desde el perímetro del estereograma, este perímetro representa el plano horizontal de referencia.

Figura 1. Gráfico de círculos mayores de igual área en el hemisferio inferior, representando direcciones de buzamiento y buzamientos promedios de tres sistemas de discontinuidades en una masa rocosa. También se muestra con líneas discontinuas la dirección (trend) del eje de la rampa excavada en esta masa rocosa. La inclinación (plunge) de la rampa está marcada con una cruz.



Los tres sistemas de discontinuidades estructurales, representados por círculos mayores, graficados en la Figura1, son introducidos al programa UNWEDGE, junto con la sección transversal de la rampa el azimut y buzamiento del eje de la rampa. El programa determina la ubicación y dimensión de las cuñas que pueden ser formadas en el techo, piso y en las paredes de la excavación como se muestra en la Figura 2.

El máximo número de cuñas tetraédricas simples, que pueden ser formadas por tres discontinuidades en el macizo rocoso circundante a un túnel circular es 6. En el caso de un túnel cuadrado y rectangular, este número se reduce a 4, Para, la rampa bajo consideración en

este ejemplo, el techo arqueado permite la formación de una cuña adicional, dando un total de 5 cuñas. Sin embargo, la cuña adicional es muy pequeña, por lo que se le ignora en el análisis siguiente.

Observar que estas cuñas son las mas grandes, las cuales pueden ser formadas por las condiciones geométricas dadas. Los cálculos utilizados para determinar estas cuñas, asumen que las discontinuidades son ubicuas, en otras palabras pueden ocurrir en cualquier lugar del macizo rocoso.

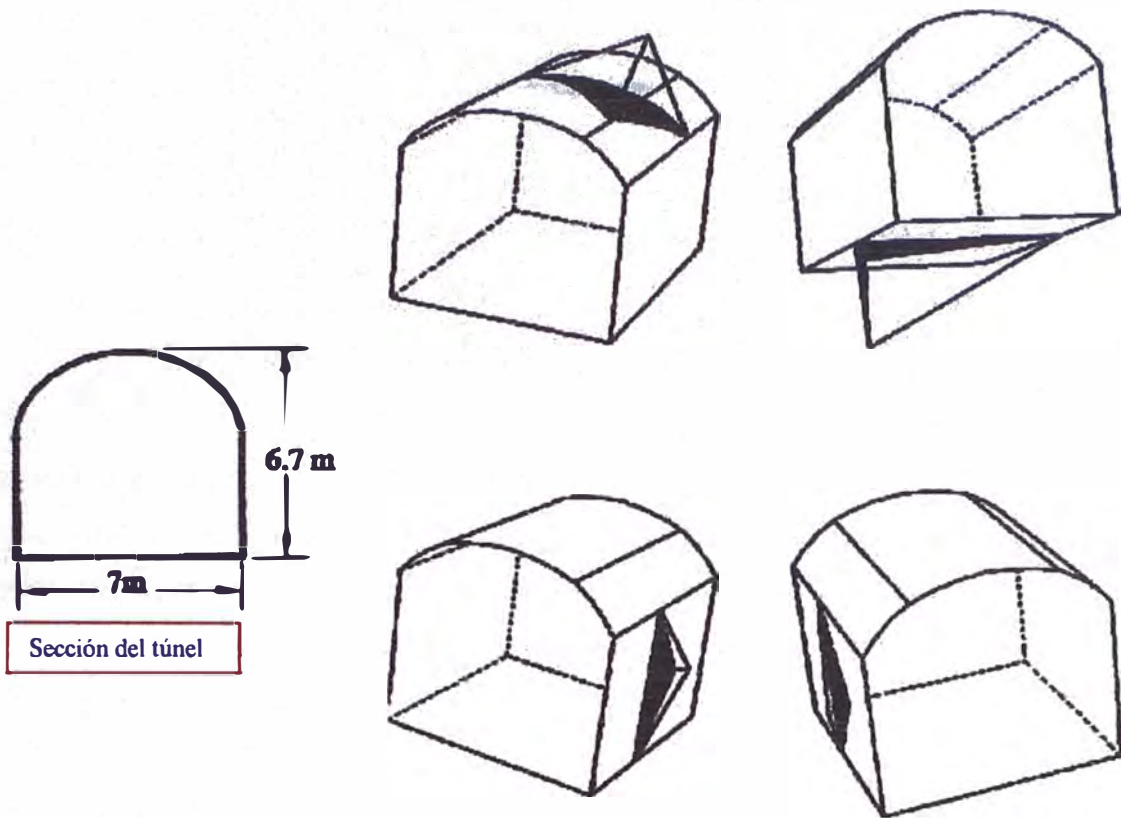
En la siguiente tabla se presentan, detalles de las cuatro cuñas ilustradas en la Figura 2:

Cuña	Peso	Ton. Modo de falla	Factor de seguridad
Techo	13	Cae	0.00
Pared 1	3.7	Desliza sobre J1/J2	0.36
Pared 2	3.7	Desliza sobre J3	0.52
Piso	43	Estable	Infinito

La cuña del techo caerá como resultado de la carga gravitacional, y debido a su forma, no hay restricción para las tres discontinuidades límites del cuerpo formado por las tres discontinuidades. Esto significa que el factor de seguridad de la cuña, una vez liberada por la ejecución de la excavación de la rampa, es cero. En algunos casos, el deslizamiento sobre un plano o a lo largo de la línea de intersección de dos planos, puede ocurrir en una cuña de techo, esto resultará en un valor finito para el factor de seguridad.

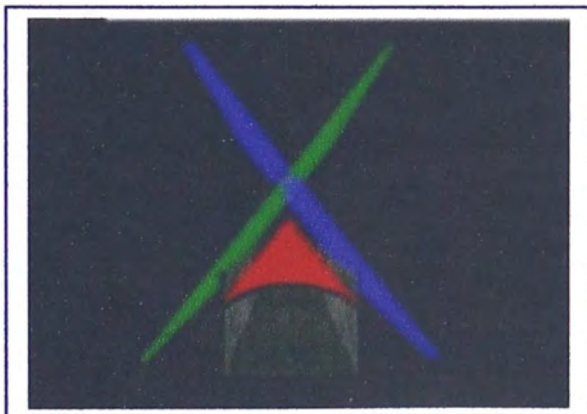
Las dos cuñas de las paredes son consideradas como imágenes similares una de otra, tienen la misma forma pero con una disposición espacial diferente. Consecuentemente, los pesos de estas cuñas son idénticos. Los factores de seguridad son diferentes, por que los deslizamientos ocurren sobre diferentes superficies en los dos casos. La cuña del piso es completamente estable y no requiere mayor consideración.

Figura 2. Cuñas formadas en el techo, piso y paredes de una rampa excavada en una masa rocosa diaclasada, en la cual la dirección de buzamiento y buzamiento promedio de las tres características estructurales dominantes están definidos por los círculos mayores graficados en la figura 1.

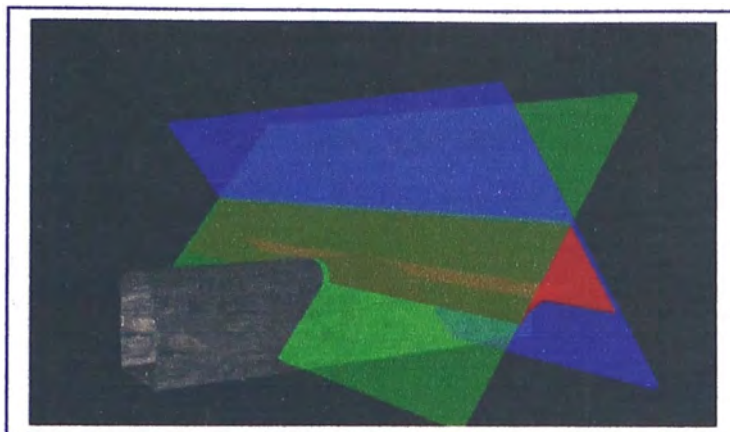


Minado paralelo para cruzar la falla geológica

Minar en la dirección menos favorable puede significar debilitar o alterar la estabilidad de la roca durante la vida de la mina. La cuña en rojo no tiene soporte sobre la excavación y puede desplomarse inesperadamente.

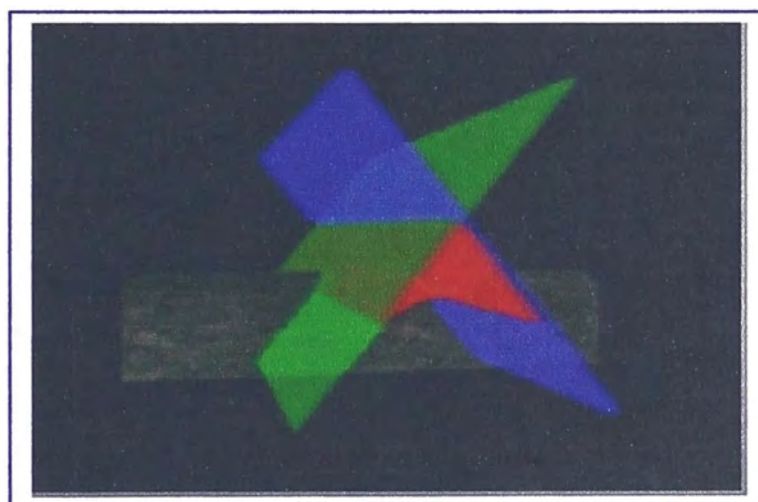


La dirección más segura para Minar es determinada por la estructura dominante, donde sea posible, minar en ángulos rectos, perpendiculares a las fallas geológicas.



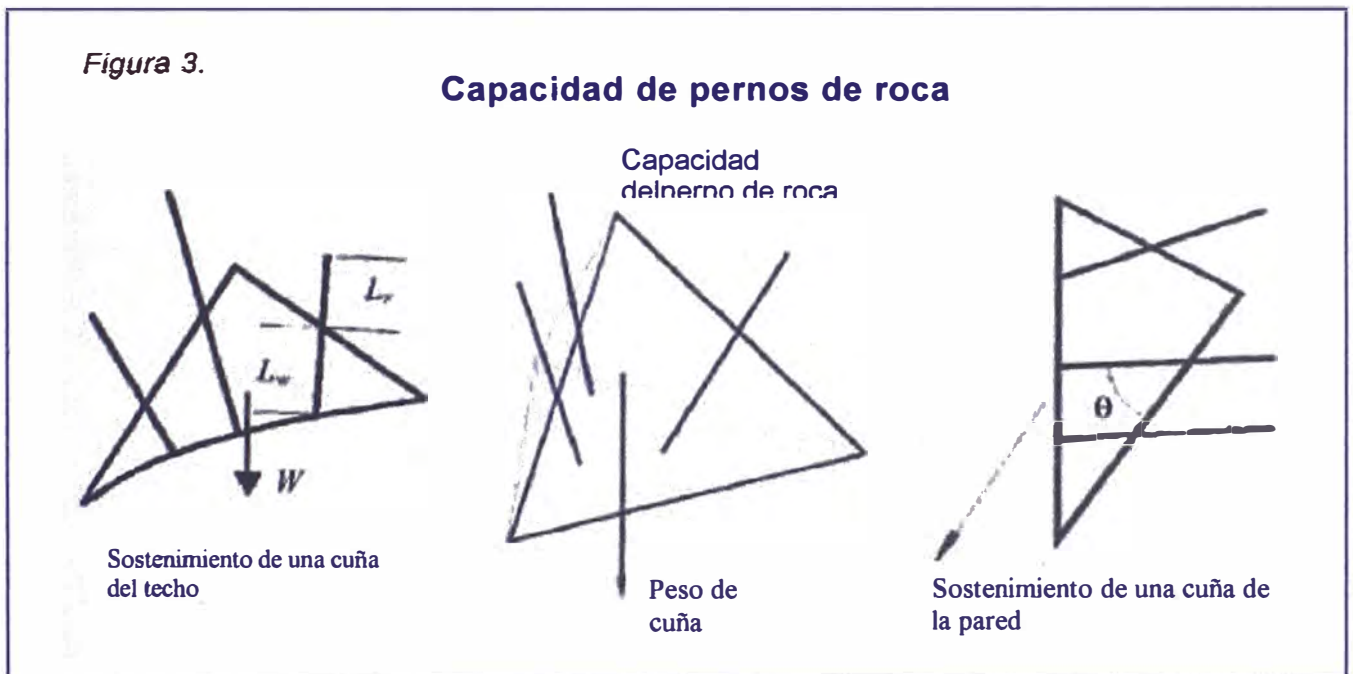
Minado a 90° para cruzar la falla geológica

Una forma de minimizar el riesgo de este tipo de falla geológica es asegurar que el minado donde sea posible, progrese en ángulos rectos, perpendiculares a las fallas geológicas. La misma familia de juntas permitirá entonces el autosoporte de la cuña.



4.3 SOSTENIMIENTO PARA CONTROLAR LA CAÍDA DE CUÑAS

Un rasgo característico de la caída de cuñas, es que ocurren muy pocos movimientos en la masa rocosa antes de la caída de la cuña. En el caso de una cuña del techo que cae, la caída puede ocurrir tan pronto como la base de la cuña sea completamente expuesta por la abertura de la excavación. Para las cuñas de las paredes, el deslizamiento de unos pocos milímetros, a lo largo de un plano o de la línea de intersección de dos planos, es generalmente suficiente para vencer la resistencia pico de estas superficies. Esto indica que los movimientos a lo largo de las superficies deben ser minimizados. Consecuentemente, el sistema de sostenimiento tiene que proporcionar una respuesta de "rigidez" al movimiento. Esto significa que los pernos de roca mecánicamente anclados necesitan ser tensionados, mientras que los pernos de roca totalmente inyectados u otros continuamente con dispositivos acoplados pueden estar sin tensionar.



4.3.1 Cuñas con pernos de roca

Para cuñas del techo, la fuerza total la cual debería ser aplicada por el refuerzo deberá ser suficiente para soportar el peso muerto de la cuña, mas un adicional para compensar los errores y la instalación de calidad pobre. Para la cuña del techo ilustrado, en la figura 3, la tensión total aplicada a los pernos de roca deberá ser 1.3 a 1.5 x W (peso), dando factores de seguridad de 1.3 a 1.5. El mas bajo factor de seguridad sería aceptable en aberturas mineras de acceso temporal, tales como la conducción de la perforación, mientras que el mas alto factor de seguridad sería usado en aberturas de acceso mas permanente, tal como una rampa.

Cuando la cuña es claramente identificable, se debería hacer para distribuir los elementos de sostenimiento uniformemente alrededor del centro de la cuña. Esto prevendrá cualquier rotación la cual pueda reducir el factor de seguridad.

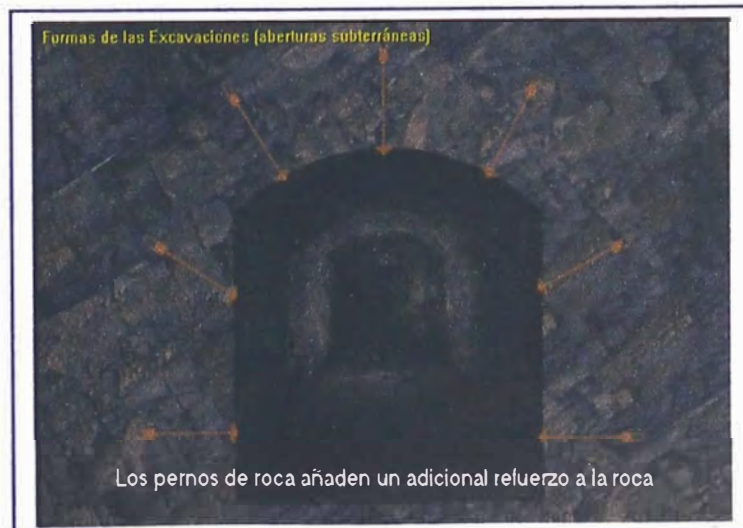
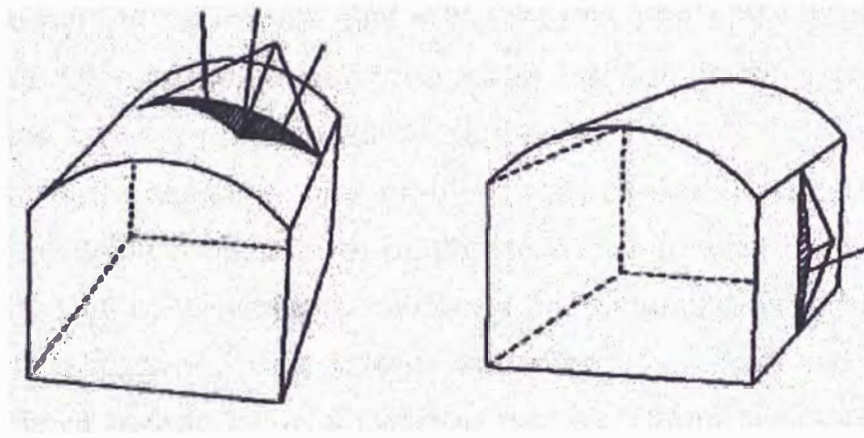
En la selección de los pernos de roca a ser usados, se debe poner atención a la longitud y ubicación de estos pernos. Para los pernos cementados, la longitud L_w a través de la cuña y la longitud L_r en la roca detrás de la cuña, deberían ambos ser suficientes para asegurar que el adecuado anclaje es disponible, como se muestra en la figura 3. En el caso de pernos correctamente inyectados, estas longitudes deberían generalmente estar aproximadamente a un metro. Cuando haya incertidumbre sobre la calidad de la inyección, deberán ser usadas la mas grande longitud de anclaje. Cuando los pernos de roca mecánicamente anclados con platinas son usadas, las longitudes deberían ser suficientes para asegurar que suficiente cantidad de roca esté disponible para distribuir adecuadamente las cargas desde estos acoplamientos. Estas condiciones son automáticamente verificadas en el programa UNWEDGE.

En el caso de las cuñas de las paredes laterales, los pernos pueden ser colocados de tal modo que la resistencia al corte de la superficie de deslizamiento sea incrementado. Como se ilustra en

la figura 3, esto significa que mayor cantidad de pernos que son colocados para atravesar los planos de deslizamiento que atraviesan los planos de separación, donde es posible que estos pernos deberían ser inclinados, de tal manera que el ángulo θ esté entre 15° y 30° , desde que esta inclinación se inducirá la mas alta resistencia al corte a lo largo de la superficie de deslizamiento.

La Figura 4 muestra el diseño de los pernos de roca para la cuña del techo y para la cuña de pared lateral, correspondientes a la rampa del ejemplo inicial. Para la cuña del techo, tres pernos de roca anclados mecánicamente de 10 toneladas de capacidad, cada uno aproximadamente de 3m de longitud, producen un factor de seguridad de 1.63. La cuña de la pared lateral, la cual solo pesa 3.7 toneladas, requiere solamente un perno de roca de 10 toneladas para un factor de seguridad de 4.7.

Figura 4. Diseño de los pernos de rocas para la cuña del techo y para una cuña de la pared en la rampa.



4.3.2 Sostenimiento con shotcrete para cuñas

El shotcrete puede ser usado para sostenimiento adicional de cuñas en terrenos que forman bloques rocosos, y puede ser muy efectivo si son aplicados correctamente. Esto es porque la base de una cuña típica tiene un gran perímetro y por tanto, siempre para una capa relativamente delgada de shotcrete, el área significativa de sección transversal del material tiene que ser golpeado antes de que la cuña pueda caer.

En la Figura 2. La base de la cuña del techo (mostrada como área achurada en el lado superior izquierdo del diagrama), tiene un perímetro de 16.4m. Una capa de shotcrete de 50 mm de espesor, significará una área total de sección transversal de 0.8 m² que esta disponible para proporcionar sostenimiento a la cuña. Si asumimos una resistencia al corte relativamente modesta de la capa de shotcrete de 2 MPa (200 toneladas/m²), esto significa un peso de cuña de 164 toneladas puede ser sostenido. En el caso de la rampa discutida anteriormente, el peso de la cuña de 13 toneladas, con una capa de 50mm de espesor de shotcrete, daría un alto factor de seguridad.

Es importante asegurar que el shotcrete esté bien adherido a la superficie de la roca, con el objeto de evitar una reducción en la capacidad de sostenimiento mediante el descascaramiento de la capa de shotcrete. Una buena adhesión a la roca es lograda mediante el lavado de la superficie rocosa, usando solamente el agua que es suministrada a la máquina shotcretera, antes que el shotcrete sea aplicado.

La dificultad de usar shotcrete para el sostenimiento de cuñas es que éste tiene muy poca resistencia en el momento de su aplicación y se requiere un periodo de varios días antes que alcance su total resistencia. Desde que las cuñas requieren sostenimiento inmediato, el uso de shotcrete para estabilización a corto plazo es claramente inapropiado. Sin embargo, si un número mínimo de pernos son colocados para asegurar la

estabilidad a corto plazo de la masa rocosa, una capa de shotcrete suministrara seguridad adicional a largo plazo.

En una roca muy competente con grandes cuñas, el uso de shotcrete es inútil, desde que éste solo cubre el perímetro de la cuña para suministrar alguna resistencia. La aplicación ideal del shotcrete es en masas rocosas con discontinuidades más cercanas, como la ilustrada en la Figura 5. En tales casos la caída de cuñas ocurriría como un proceso progresivo, empezando con las cuñas pequeñas expuestas en la superficie de la excavación y gradualmente avanzando hacia el interior de la masa rocosa. En estas circunstancias, el shotcrete proporciona sostenimiento muy efectivo y merece ser usado mas ampliamente.

Figura 5. Desmoronamiento de pequeñas cuñas en una masa rocosa cercanamente diaclasada. El shotcrete puede proporcionar sostenimiento muy efectivo e la masa rocosa.



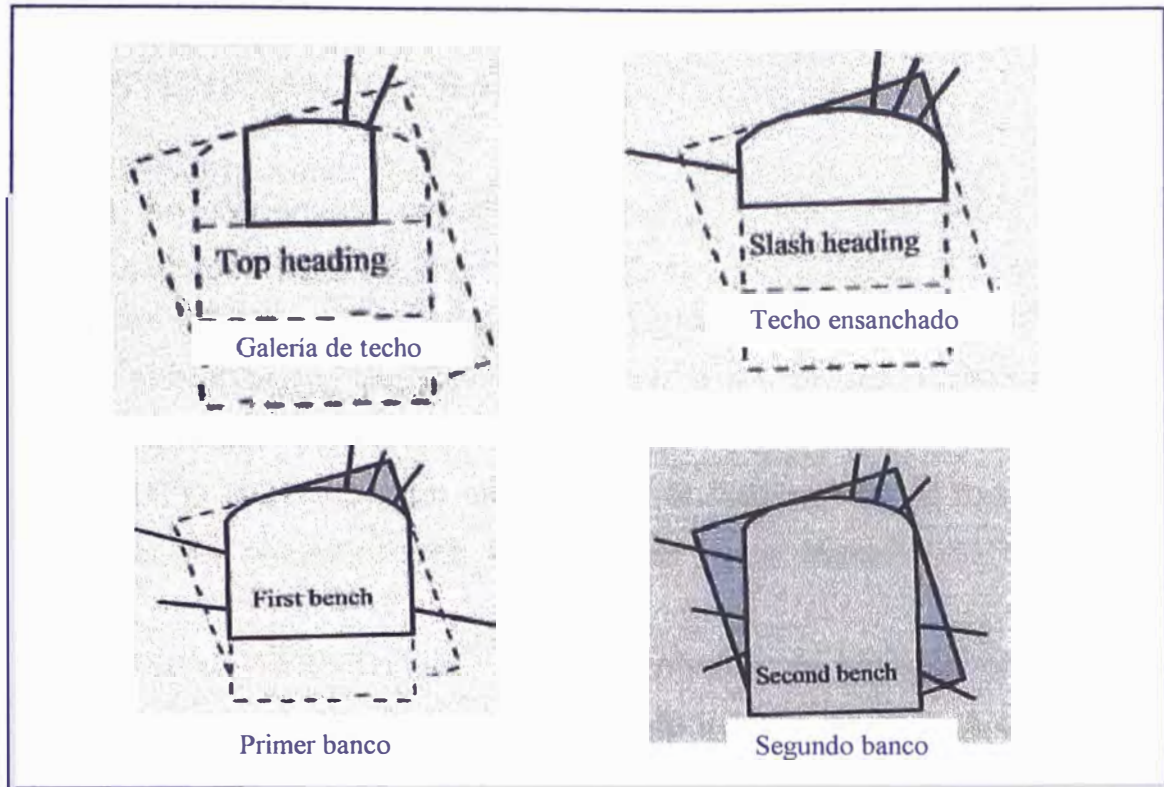
4.4 CONSIDERACIONES DE SECUENCIA DE EXCAVACIÓN

Las cuñas tienden a caer o deslizar tan pronto como son expuestas en un frente excavado. Consecuentemente, requieren sostenimiento inmediato con el objeto de asegurar la estabilidad. La colocación de este sostenimiento es un caso práctico importante a ser considerado cuando se trabaja en terrenos formados por bloques rocosos, el cual es propenso a la caída de cuñas. Cuando se trata de excavaciones grandes tales como tajeos, cámaras subterráneas para chancado o estaciones de piques, el problema de la secuencia de la instalación de sostenimiento es un poco más simple, porque estas excavaciones son generalmente realizadas en etapas.

El esquema muestra una gran abertura excavada en cuatro etapas, con pernos de roca instalados en cada etapa, para sostener las cuñas, las cuales son progresivamente expuestas en el techo y en las paredes de la excavación. La longitud, orientación y espaciamiento de los pernos son escogidos para asegurar que cada cuña sea adecuadamente sostenida antes que sea totalmente expuesta en la superficie de la excavación.

Cuando se trata de excavaciones grandes de este tipo, la geología estructural de la masa rocosa circundante habrá sido definida a partir de testigos de perforación diamantina, de tal manera que se tenga disponible una proyección razonable de las cuñas potenciales.

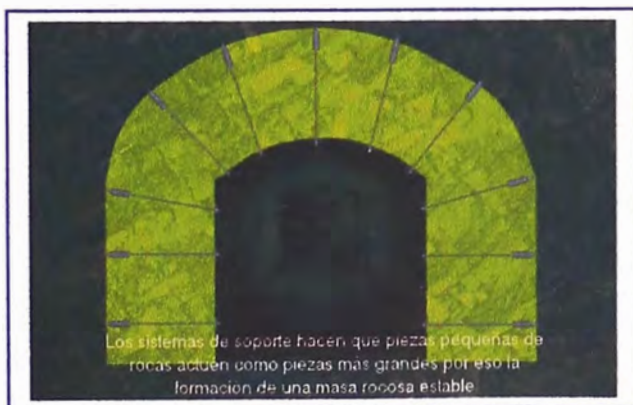
Estas cuñas pueden algunas veces formarse en la masa rocosa con superficies de discontinuidades muy persistentes, tales como planos de estratificación en rocas sedimentarias. En muchas rocas metamórficas o ígneas, las superficies de las discontinuidades no son continuas y el tamaño de las cuñas que pueden formarse es limitado por la persistencia de estas superficies.



Donde la roca presenta caída de rocas, se requiere estrategias especiales de sostenimiento.



Los sistemas de sostenimiento hacen que piezas pequeñas de rocas actúen como piezas mas grandes por eso la formación de una masa rocosa estable.



CAPITULO V

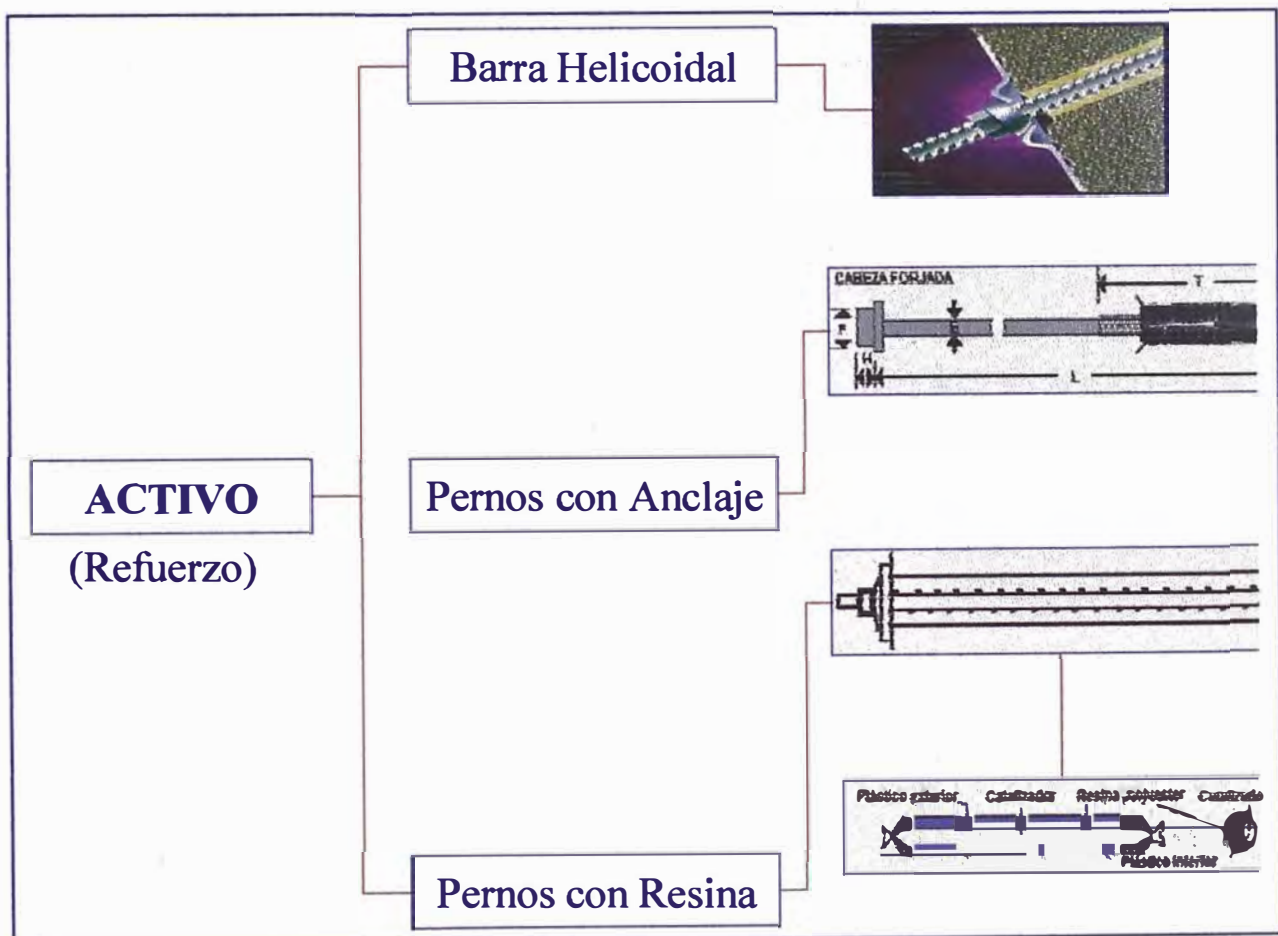
SOSTENIMIENTO EN MINAS SUBTERRÁNEAS

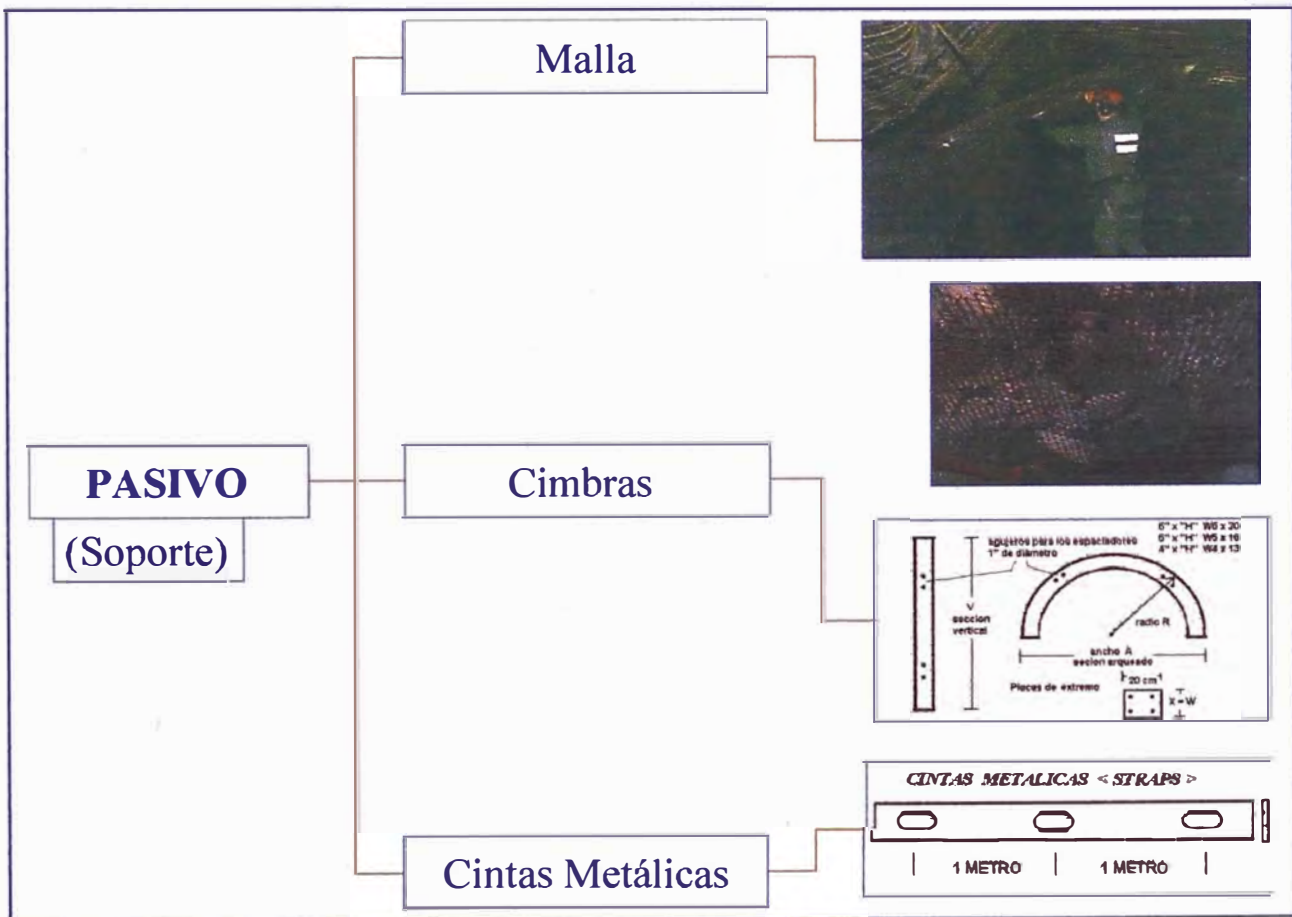
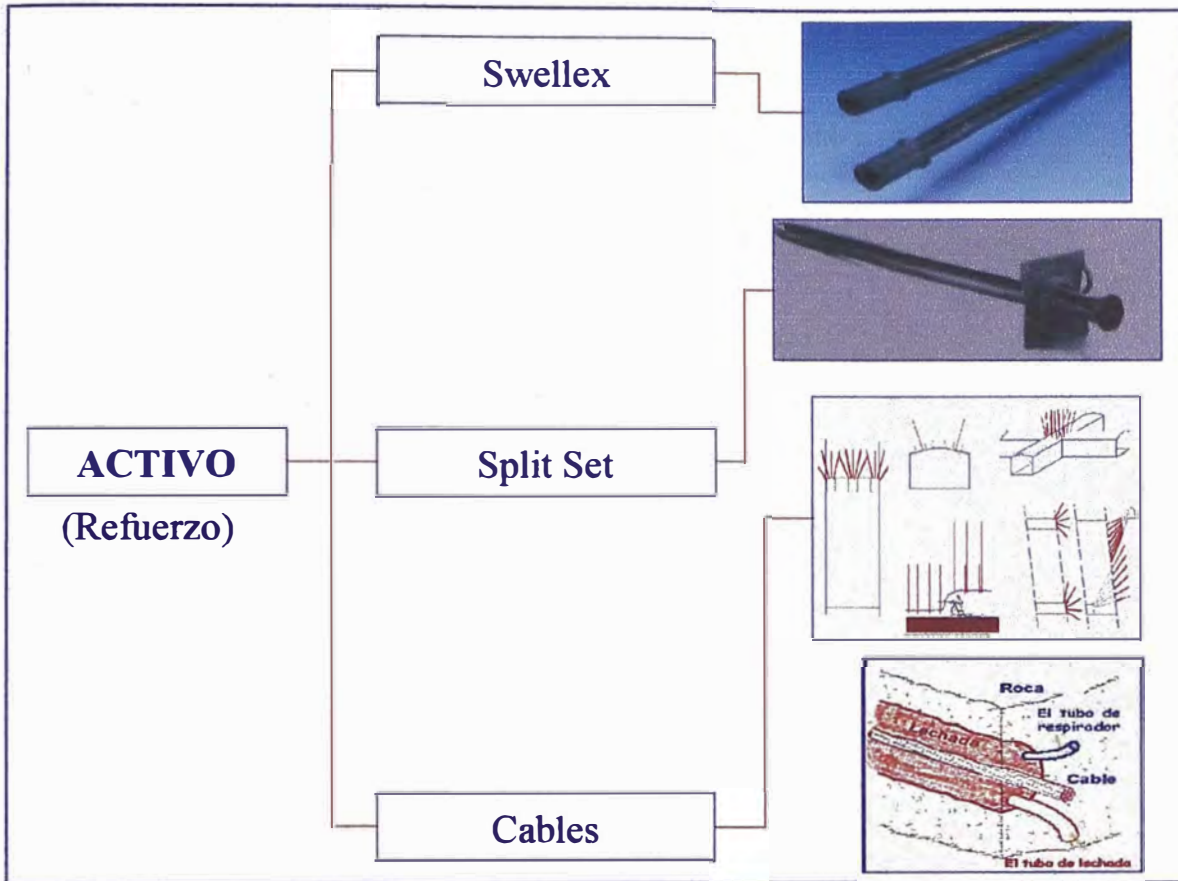
5.1 Sistemas de sostenimiento:

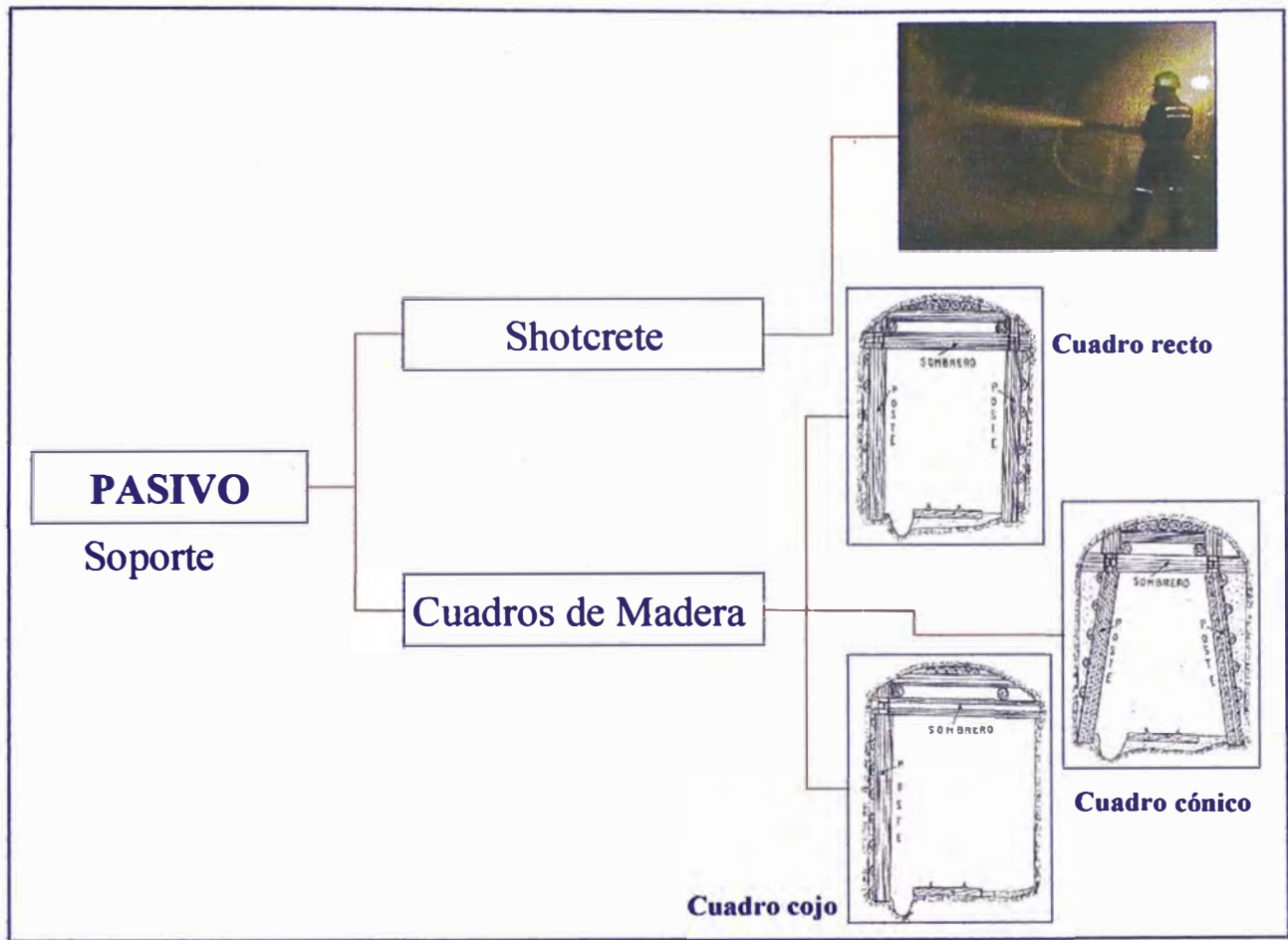
Usualmente se denomina soporte de rocas a los procedimientos y materiales utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad de resistir las cargas que producen las rocas cerca al perímetro de la excavación subterránea. Se puede clasificar a los diversos sistemas en dos grandes grupos:

LOS DE APOYO ACTIVO; que viene a ser el refuerzo de la roca donde los elementos de sostenimiento forman una parte integral de la masa rocosa.

LOS DE APOYO PASIVO; donde los elementos de sostenimiento son externos a la roca y dependen del movimiento interno de la roca que está en contacto con el perímetro excavado.







5.2 SISTEMA DE PERNOS DE ROCA

La historia del perno de roca data de los fines del siglo 19. Sin embargo los pernos de roca no fueron usados ampliamente antes de 40 o 50 años después. Desde luego el uso de los pernos de roca en minería tal como en excavaciones subterráneas, para aplicaciones en ingeniería civil que han llegado a ser empleadas en todo el mundo y cientos de millones de pernos son instalados anualmente.

En años recientes el rango de aplicaciones para pernos de roca se ha ampliado debido al avance en mecánica de rocas y el incremento en uso del refuerzo de rocas en excavaciones subterráneas, como una alternativa para más formas tradicionales de sostenimiento. También el desarrollo de nuevos conceptos de pernos de roca han aventajado el uso de pernos de roca en aplicaciones no tradicionales.

Generalmente los pernos de roca consisten de una barra de acero con un anclaje mecánico en un extremo y una platina o placa de sujeción y tuerca en el otro extremo. Son siempre tensionados después de la instalación.

Para aplicaciones de corto tiempo, los pernos son generalmente dejados sin lechada de cemento, para aplicaciones de más permanencia en la roca en la cual presenta agua subterránea corrosiva, el espacio entre el perno y la roca puede ser rellenado con lechada de cemento o resina.

El ingeniero quien debe de diseñar hoy en día sistemas de reforzamiento de roca está enfrentado con un incremento en la demanda para optimizar su diseño con respecto a ambas consideraciones, seguridad y economía.

La variedad de pernos de roca usadas en diferentes minas en todo el mundo, es casi ilimitado; como es la variedad de las condiciones de roca en la cual los pernos son usados, para el sostenimiento.

El principal objetivo en el diseño de un sistema de sostenimiento es ayudar a la masa rocosa ha sostenerse así misma. Esto aplica los sistemas de reforzamiento de roca por ejemplo: donde los pernos de

roca realmente forman parte de la masa rocosa, del mismo modo para sistemas de soporte de roca por ejemplo, juegos de acero los cuales no forman parte de la masa rocosa pero soportan externamente. El perno de roca refuerza y moviliza la resistencia inherente de la masa rocosa. Los juegos de acero o sistemas de soporte como shotcrete, actúan para restringir los movimientos de la masa rocosa externamente.

Los pernos de roca y sistemas para el sostenimiento externo son frecuentemente usados en combinación para obtener el mejor efecto posible en la estabilización de la masa rocosa. En realidad muchas veces una combinación de pernos de roca y por ejemplo mallas de alambre y/o shotcrete para lograr el sostenimiento a la superficie rocosa entre los pernos de roca, proporciona el sistema óptimo de estabilización para la masa rocosa. Un sistema que puede ser usado tanto para soporte de la masa rocosa temporal del mismo modo permanente de la masa rocosa.

Hay algunas razones para el amplio uso de sistemas de refuerzo de pernos de roca. Algunas de éstas son las siguientes:

- Versátil, puede ser usado en cualquier geometría de excavación, previamente programada y diseñada.
- Simple, y rápido de aplicar.
- Relativamente de bajo costo.
- Instalación que puede ser completamente mecanizada.

Usando pernos de roca, la densidad de refuerzo (espacio entre pernos y longitud del perno) puede ser modificada. Esto es frecuentemente requerido por las condiciones de la masa rocosa. Otra ventaja es que los pernos de roca pueden fácilmente ser combinados con sistemas de soporte externos adicionales, como mallas de alambre, shotcrete, etc.

En muchos métodos para excavaciones subterráneas y sostenimiento como el New Austrian Tunnelling Method (NATM) los pernos de roca sistemáticos son combinados con shotcrete, para el refuerzo permanente de la roca, además después de la voladura, desatado, limpieza; la rápida instalación de los pernos de roca es de importancia clave para mantener la integridad de la masa rocosa. Muchos sistemas

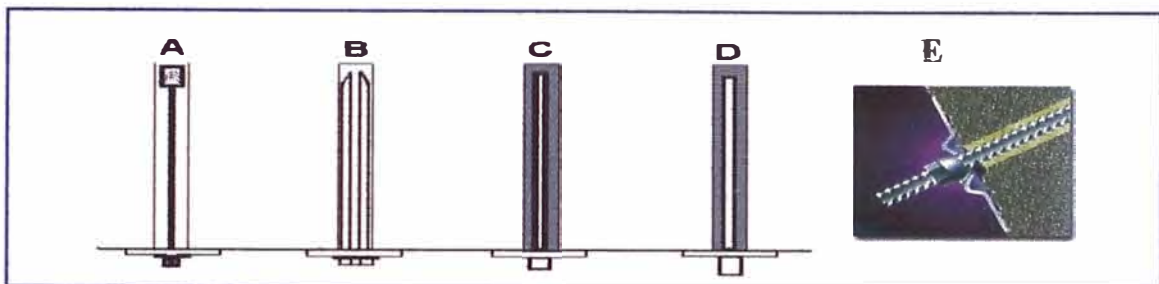
de pernos de roca ofrecen la ventaja de una acción de soporte inmediato después de la instalación.

Destacan:

- Pernos de roca anclados mecánicamente.
- Pernos de roca inyectados.
- Pernos de roca anclados mediante fricción.

ELEMENTOS UTILIZADOS PARA EL SOSTENIMIENTO DE TERRENOS

Tipos Comunes de elementos para sostenimiento de Terrenos



A-Perno con anclaje, B-Estabilizadores de Fricción (split Set), C- Barra de Construcción D-Cable de Acero , E- Barra Helicoidal

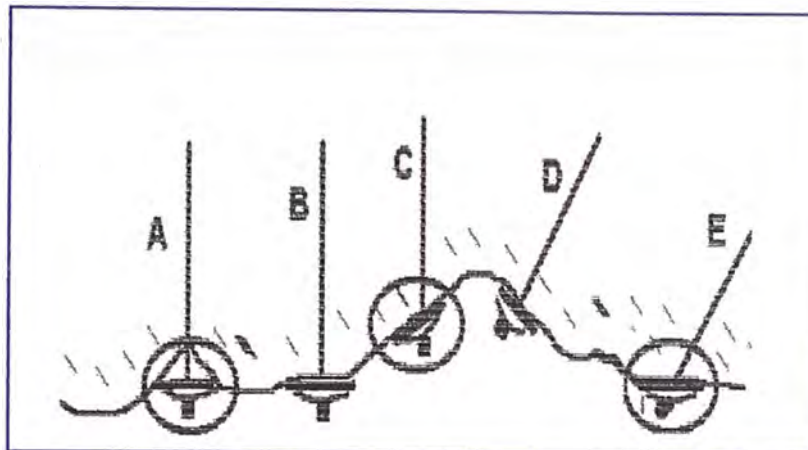
En la selección de los elementos para sostenimiento es muy importante tener un conocimiento de las funciones y las resistencias de cada elemento, toma en cuenta la altura y ancho de las labores, el tipo de roca y su clasificación, el tipo de maquinaria disponible, el tiempo de vida útil de la labor, etc.

En resumen, el diseño de una excavación subterránea, que es una estructura de gran complejidad, es en gran medida el diseño de los sistemas de fortificación. Por lo tanto, el objetivo principal del diseño de los sistemas de refuerzo para las excavaciones subterráneas, es de ayudar al macizo rocoso a soportarse, es decir, básicamente están orientados a controlar la "caída de rocas" que es el tipo de inestabilidad que se manifiesta de varias maneras. Controlar los riesgos de accidentes a personas, equipos y pérdidas de materiales producto de la inestabilidad que presenta una labor durante su abertura, constituye una preocupación primordial que debe ser considerada en la planificación de las labores mineras.

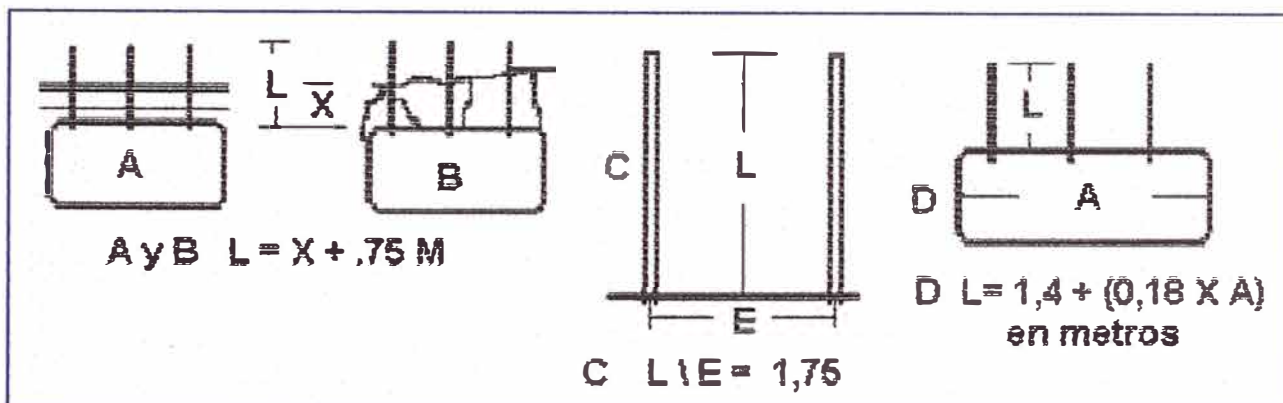
Ángulos de Instalación:

Los ángulos de un perno con la superficie de la roca deben tener 90 grados con un máximo de inclinación de 10 grados de la vertical y la platina debe colocarse completamente sobre la superficie de la roca.

Ejemplos buenos (B y D), ejemplos no aplicables (A, C y E).



LONGITUD Y ESPACIAMIENTO DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO



A	Profundidad de las capas (X) a soportar	Longitud del perno (L) = $X + 0.75 \text{ m}$
B	Dimensión de los bloques (X) a soportar	Longitud del perno (L) = $X + 0.75 \text{ m}$
C	$L/E = 1.75$	L = longitud del perno, E = espaciamento de los pernos.
D	$L = 1.4 + (0.18 * A)$	L = longitud del perno, A = ancho de la apertura en metros.

En la instalación de pernos de roca, la función principal del empernado es evitar la caída de bloques o pianchones evitando así la desintegración del macizo, la Instalación de Pernos es una Técnica que, en esencia, consiste en anclar una barra de material resistente que aporta una resistencia a la tracción y confinando al macizo rocoso, permite aprovechar las características resistentes propias de las rocas facilitando así su sostenimiento.

5.2.1 Pernos de roca anclados mecánicamente

La expansión del perno de roca anclado en la cubierta, de tipo normal, estándar o tipo agarradero, es la forma mas común de pernos de roca mecánicamente anclados. El anclaje de cubiertas de expansión opera básicamente en la misma manera si es del tipo estándar o agarradero. Una cuña acoplada al perno (barra lisa) es esforzada dentro de una cubierta de expansión cónica, a medida que el perno es girado. Este esfuerzo de la cubierta amplía contra y dentro las paredes del taladro. Los dos mecanismos por los cuales la cubierta es anclada contra las paredes del taladro son: fricción, e interconexión. El segundo de los dos es el mas significativo en el perno de roca, para proporcionar una acción de sostenimiento óptimo.

La acción de la cubierta anclada de los pernos de roca tienen una amplia aplicación en la minería, particularmente en minería de carbón. Para aplicaciones en sistemas de reforzamiento permanente, el vacío entre el perno y el taladro puede ser inyectado. **Con sólo uno o dos excepciones, los anclajes mecánicos son diseñados para su uso en condiciones medianamente duras a rocas duras.** No son recomendados para su uso en rocas muy duras, que evitará la expansión de la cubierta para apretar la roca y el anclaje se deslizará o se desprenderá bajo la carga.

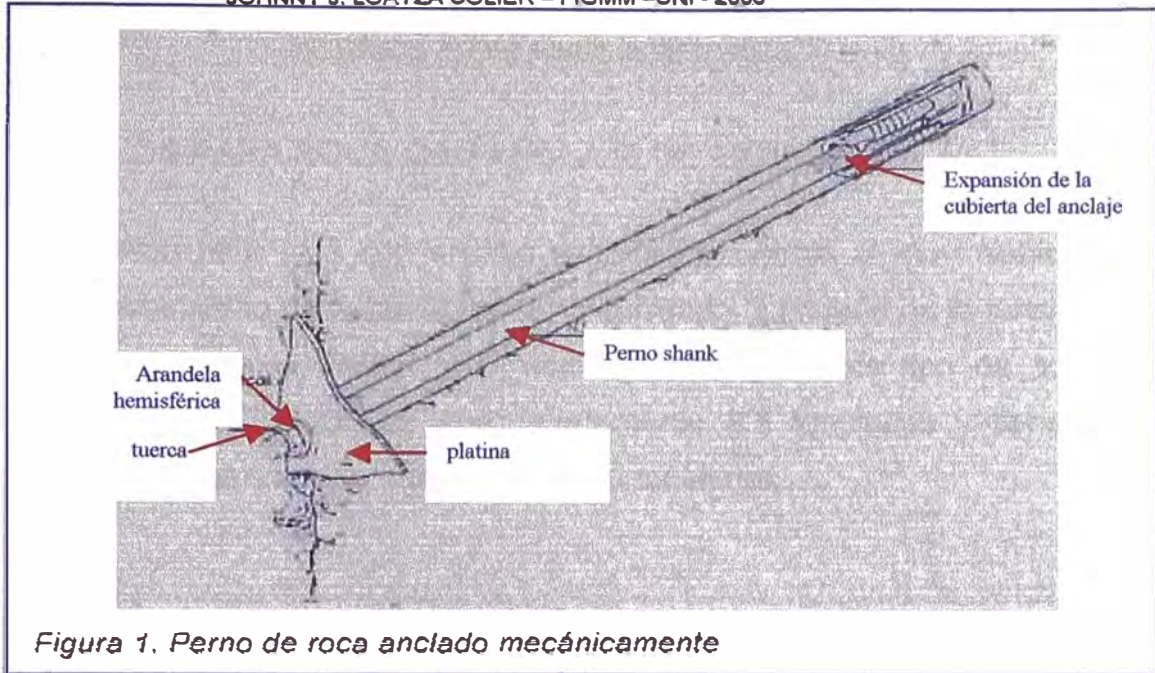


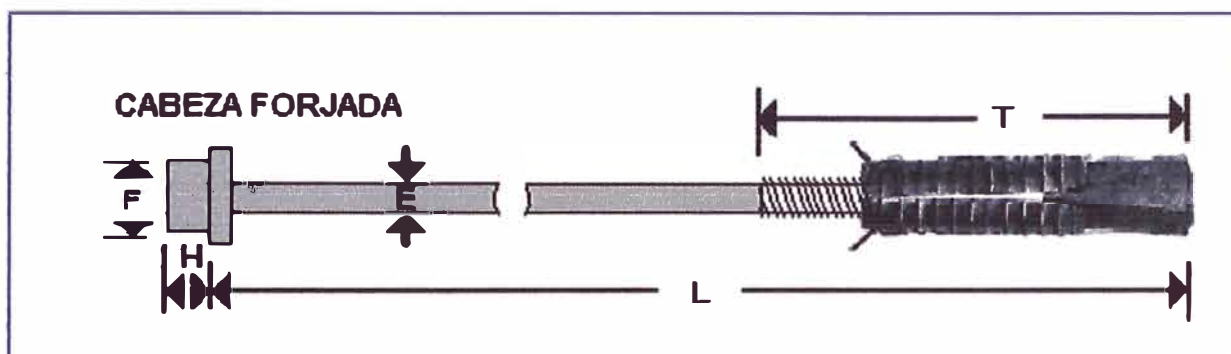
Figura 1. Perno de roca anclado mecánicamente

Datos Técnicos Típicos	SI -Unit	Metric	US
Designación de la calidad del acero	700 N/mm ²	70 kp/mm ²	102 kpsi
Diámetro del acero	16 mm	16 mm	5/8 in
Acero y rendimiento de carga	140 kN	14tons	15.5 tons
Acero, carga final	180 kN	18 tons	20 tons
Acero de tensión axial final	14%	14%	14%
Peso del perno sin la platina y tuerca	2 kg/m	2. kg/m	1.34 lb/ft
Longitud del perno.	Cualquier longitud requerida		
Diámetro del taladro recomendado	35 - 38 mm	35 - 38 mm	1 3/8

PERNOS CON ANCLAJES

PERNOS PARA ROCA CON ANCLAJE DE EXPANSIÓN 5/8"

Un perno para roca con anclaje expansión controla el movimiento o el desplazamiento de la masa rocosa induciendo la presión de la tensión de la barra entre el anclaje y la platina de apoyo. Este tipo de soporte produce una tensión de aproximadamente 3.5 toneladas y tiene una resistencia en tracción máxima de 12.5 toneladas.



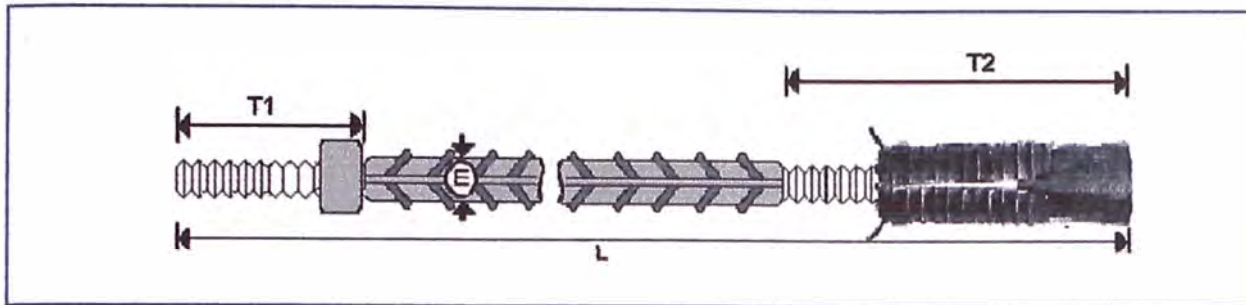
L	Longitud según especificaciones	+/- 6,4mm
T	Roscas 139,7mm (5 1/2")	5/8" - 11 N.C. redondo
H	Altura de la cabeza, min.,	0,476"
F	Espesor de la cabeza,	1,088" á 1,125"
E	Diámetro de la barra,	9/16" 0,559" +/- ,007"

ACERO – C1060 9/16" (14.3 mm)

Sección	Fluencia	Ruptura
mm ²	KN	KN
161	60.4	100.4

NOTA: Las propiedades mecánicas y físicas están de acuerdo con las normas
ASTM F-432 y CAN CSA M430-90

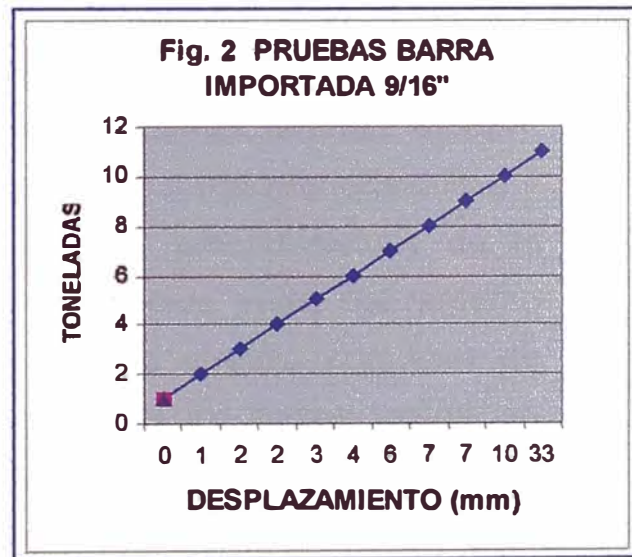
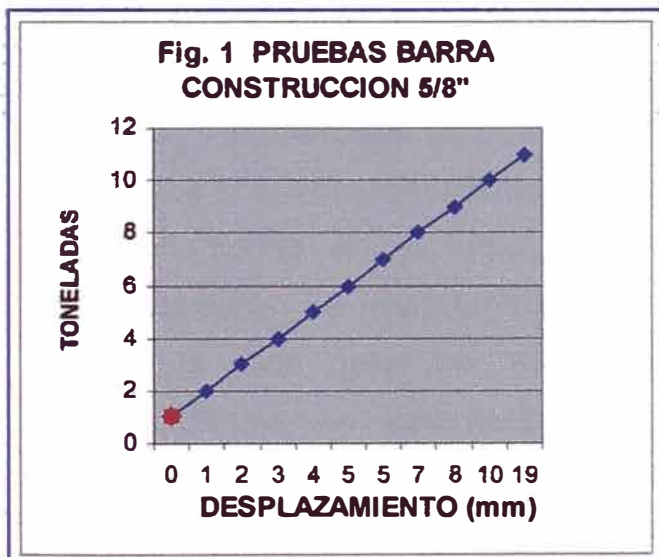
Hecho de Barra de Construcción, Grado 60, Diámetro Nominal 5/8"



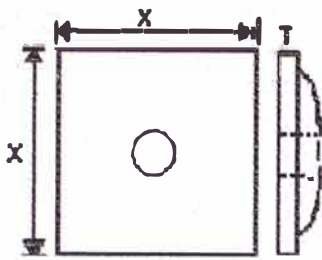
E	Diámetro nominal 5/8" (15.8 mm)
T1	Longitud de roscas 5/8" extremo de la tuerca 25 – 100 mm (1 – 4 pulgadas)
T2	5/8" x 140 mm (5 ½ pulgadas)
L	Longitud del perno en pies o metros + - 6.4 mm
Tuerca	Grado 2, roscas 5/8" NC. x 1 1/8" cuadrada

Sección mm ²	Peso Kg/M	Fluencia KN	Ruptura KN
199	1.552	82.1	123.2

Comparación del Acero de Barra de Construcción De 5/8" y Barra Lisa de 9/16"



NOTA 1: En el gráfico Fig. 1 se puede apreciar un desplazamiento total de 19 mm, ante una carga de 11 toneladas, en el gráfico Fig. 2 para una carga de 11 toneladas se produce un desplazamiento total de 33 mm. NOTA 2: Estas pruebas fueron realizadas sólo con la barra de acero (sin anclajes). Las pruebas demostraron que la barra de construcción es más rígida que la barra lisa, por lo tanto, tiene menor elongación por su longitud.



Platina De Apoyo;

Acero A36, 6.35 mm x 5" x 5", Tipo cúpula, hueco de 9/16 "

T = 6.35 mm (1/4"), X = 127 mm (5")

INSTALACIÓN DE PERNOS DE ROCA

La instalación de pernos de roca debería ser organizados en tal forma como un camino a la instalación que viene a ser parte integral del ciclo de la excavación y logra temporalmente el sostenimiento de la roca. Desde muchos tipos de pernos de roca pueden ser usados en sistemas de reforzamiento permanente. El tipo de perno de roca debería ser elegido con el completo sistema de sostenimiento del terreno. La instalación debería ser realizada por personal experimentado, capacitado y apropiadamente calificado.

Existen muchas variedades diferentes de pernos de roca que están en uso, y numerosas técnicas de diferentes instalaciones también existen. Estos son frecuentemente desarrollados para encontrar requerimientos y limitaciones en el lugar. Antes de revisar los procedimientos de la instalación, la importancia de la medición apropiada antes del refuerzo de la roca debe ser establecida. Una de las causas comunes de accidentes en excavaciones subterráneas que involucran caída de rocas, es la inadecuada instalación después de una voladura.

5.2.1.1 Instalación de pernos de roca ancladas mecánicamente

El diámetro del taladro es crítico para la instalación de la expansión de la cubierta de pernos anclados.

El perno no puede ser instalado en un taladro de diámetro pequeño o sobre dimensionado. Para instalar el perno es presionado dentro del taladro hasta que la platina esté en

contacto con la roca, la tuerca sobre el perno es luego rotado hasta que un torque pre instalado es ajustado. Esto puede ser realizado por el uso de una herramienta la cual cierra automáticamente, en una presión correspondiente al torque preinstalado. El torque aplicado recomendado para un rango de 135 a 340 Nm (100-250 ft-lb) o 4.5 KN (1000 lb) de carga sobre o bajo el 50% del limite del perno que produce carga o capacidad de anclaje que es baja.

Como el torque es aplicado al perno, una tensión que desarrolla en el perno, proporcionó la expansión de la cubierta firmemente que sujeta contra las paredes del taladro. La relación torque-tensión puede variar considerablemente para un torque específico aplicado; sin embargo, una relación lineal entre la tensión del perno y la existencia del torque, puede ser escrito:

$$P = CT$$

- Donde.**
- P : es la tensión del perno en N (lb)**
 - T : es el torque aplicado en Nm (ft lb)**
 - C : es la constante de proporcionalidad entre la tensión del perno y el torque aplicado.**

Como una "regla de Thumb, (mano derecha)". C es igual al 50 para 16mm (5/8") de perno y 40 para un perno de 19mm (3/4").

C : debería ser dado en las unidades apropiadas. Factores que afectan el valor de la constante C , son el empuje hacia arriba aplicado sobre el perno durante la instalación y el ángulo de instalación.

La eficacia de un perno de roca anclado en la capa o cubierta de expansión depende básicamente sobre 2 puntos, la grampa (grip) de la capa o cubierta contra la pared del taladro, y el contacto entre la roca y la platina.

Además del tamaño del taladro en tipo de roca y la integridad de la roca en la zona de anclaje afectará la fuerza o presión de la grampa. En condiciones de roca dura cargas altas del perno pueden ser alcanzados, Sin embargo si el perno es colocado dentro de $10m - 20m$ (30 - 60ft) de una voladura, el perno puede perder tensión y debe ser retensionado. En rocas mas débiles la eficacia del perno es reducida por el chancado en el lugar de la roca mediante la moldura sobresaliente de la cubierta. **Las juntas rellenadas con arcilla pueden en otras buenas condiciones, causar serios problemas en rocas muy débiles como pizarras fracturadas o arenisca en barro,** el uso de pernos de roca mecánicos en general no es recomendado.

La instalación y la efectividad del perno es independiente de las condiciones de agua en el taladro cuando el perno es usado para sostenimiento temporal. La post-inyección es realizada cuando el perno forma parte de un sistema de reforzamiento permanente.

El tiempo de instalación, para un perno de roca anclado con cubierta de expansión de 2 m (6,5 ft) longitud (excluyendo el tiempo para la perforación del taladro) es típicamente de 75 seg.

Longitud = 7 pies

Diámetro del Perno = $5/8"$

Cabezal = $1 \frac{1}{4}"$



RELACIÓN ENTRE TORQUE (TORCIÓN) Y LA TENSION DE UN PERNO PARA ROCA:

$$P = C \times T$$

Tensión del perno KN = P = Tensión del perno en libras

Constante métrico = C = Constante estándar

"Torque" en NM = T = "Torque" en libra pies (Lb-Ft.)

(Tipo de perno)	Constantes -	MÉTRICO	ESTANDAR
Perno de 5/8" tipo cabeza forjada		0.147	45
Perno de 5/8" punta roscada		0.165	50
Roscas de 3/4" (barra corrugada)		0.179	55
Roscas de 3/4" y asiento esférico		0.196	60

Ejemplos :

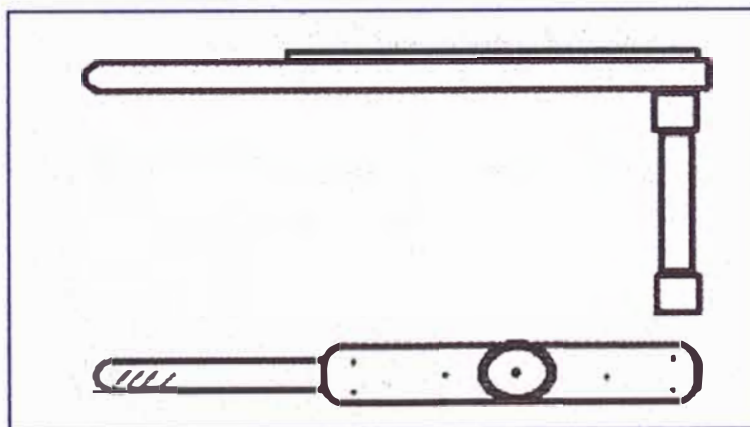
$$7\,750 \text{ Lb (3.5 TN)} = 50 \times 155 \text{ Ft. - Lb}$$

$$6,975 \text{ Lb} = 45 \times 155 \text{ Ft. - Lb.}$$

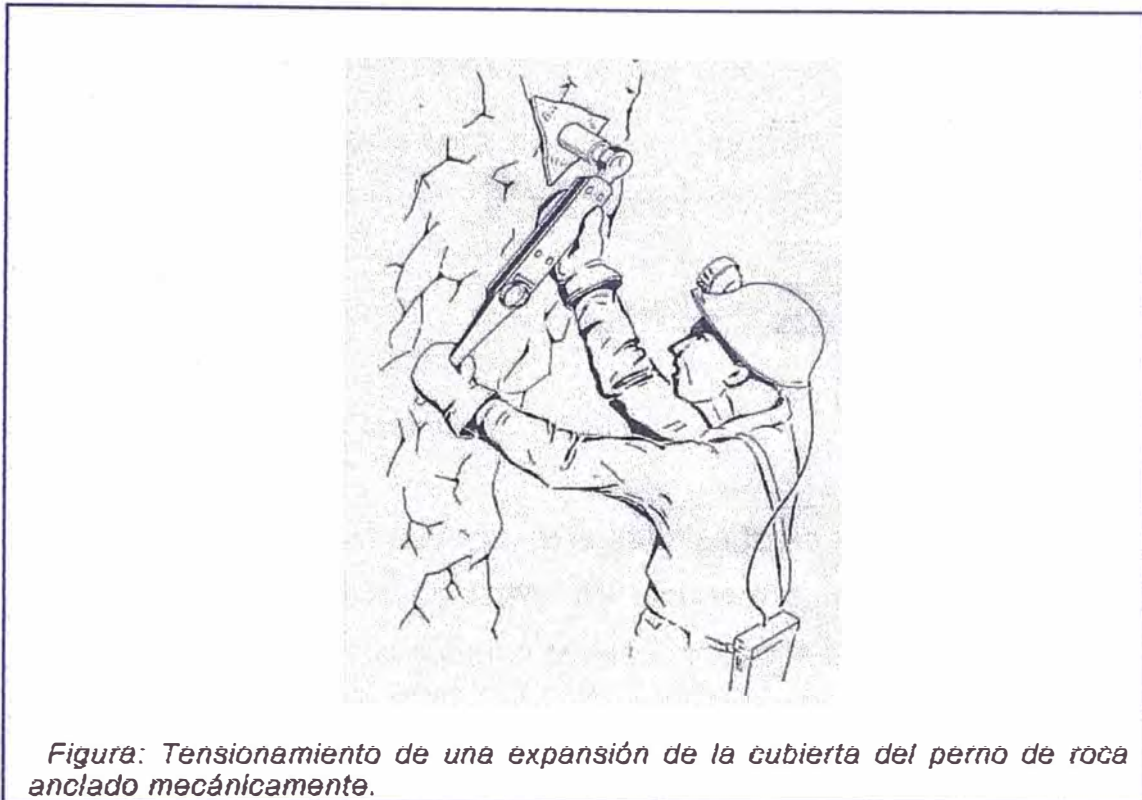
$$31 \text{ KN} = 0.147 \times 211 \text{ Nm (Perno de 5/8" con cabeza forjada)}$$

$$35 \text{ KN} = 0.165 \times 211 \text{ Nm (perno de 5/8" con punta roscada y tuerca)}$$

"Un perno tensado con una aplicación de presión en la placa de apoyo, controla mejor el movimiento del terreno en el área de la placa y ayuda en la prevención de caída de rocas."



La verificación del "torque" de un perno tensado para sostenimiento de terrenos es recomendable con la llave de esfuerzo "torquimetro". El Torque recomendado es de 136 - 272 NM (100 - 200 Ft. Lb.) --- Torquimetro 0-250 Ft - Lb.



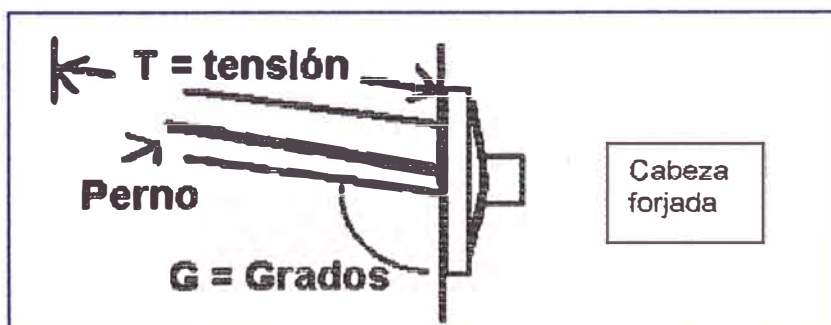
RECOMENDACIÓN DE LA TENSIÓN AL MOMENTO DE LA INSTALACIÓN:

ACERO DIÁM.	FLUENCIA (ELASTICIDAD)		TENSIÓN INSTALADA			
	MIN.		MIN.		MAX.	
	(LBS)	(KN)	(LBS)	(KN)	(LBS)	(KN)
C1080 5/8"	13,600	60.5	6,80	30.25	10,880	48.4
C1045 5/8"	19,615	88.3	4,903	22	9,807	44

$KN \times 225 = Lbs$, $Lbs \times 0.00445 = KN$

Nota: Tensión del perno instalado = 50% - 80% de fluencia del acero.

PERDIDA DE LA TENSIÓN Y LA RESISTENCIA MEDIANTE EL ÁNGULO DE INSTALACIÓN:



Ejemplo:

Tensión de la instalación = 180 Ft. - Lbs.

Acero C1060

Cabeza forjada

Diámetro de 5/8"

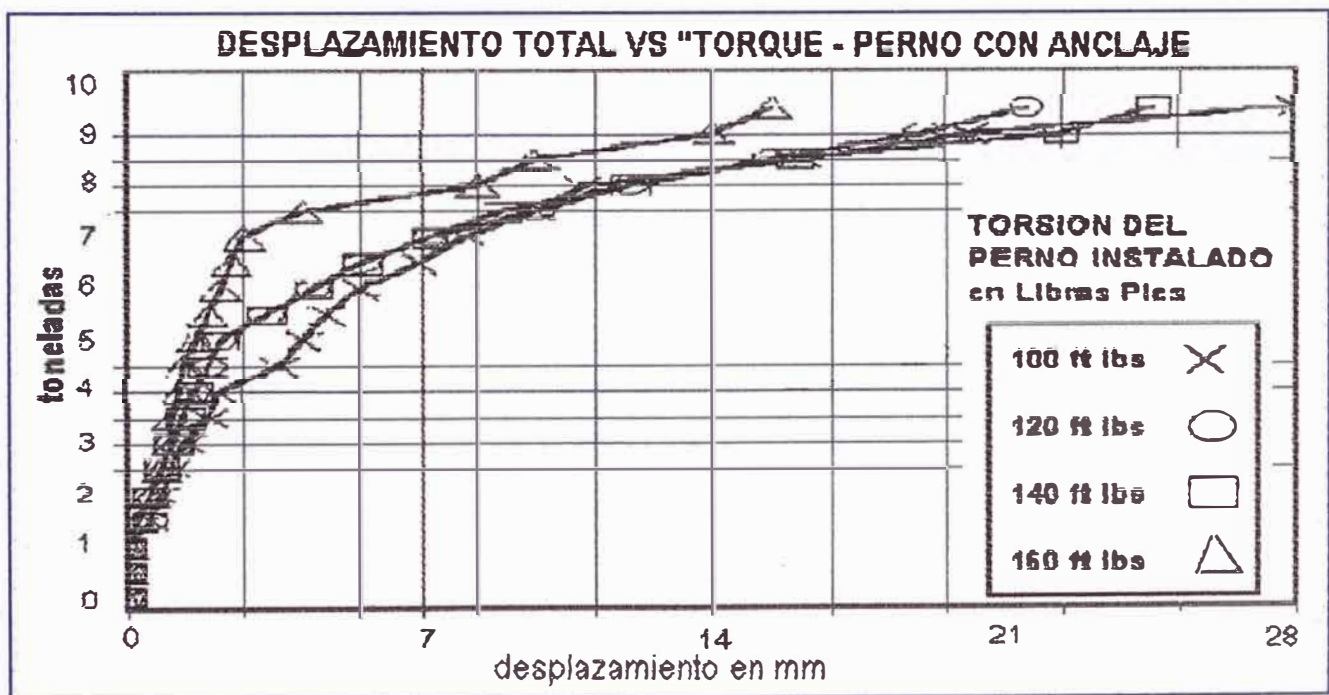
ANGULO (G)		TENSIÓN APLICADA (T)		ÚLTIMA RESISTENCIA	
		(LBS)	(KN)	(LBS)	(KN)
0°		13 030	57.9	26,780	119.1
10°		10 280	45.7	25,690	114.3
20°		5 230	23.3	25,060	111.5
30°		3 280	14.6	23,050	102.6

Ejemplo según STELCO (L. Lachapelle 1981)

Un perno para roca con anclaje mecánico está trabajando en tensión (mínimo de 2.5 - 3.5 Toneladas), medimos su resistencia y elongación del acero durante la prueba. Respecto a una instalación con una tensión inferior (menos que 100 libras pies) tendrá más elongación total.

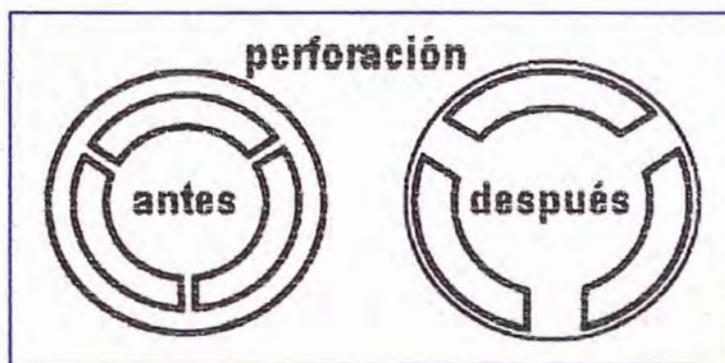
La medida de la elongación total del perno es importante para estar seguro que no existe movimiento del anclaje durante la prueba.

El Gráfico siguiente muestra unas pruebas típicas del desplazamiento total de pernos con anclaje mecánico, comparada con el torque de la instalación.



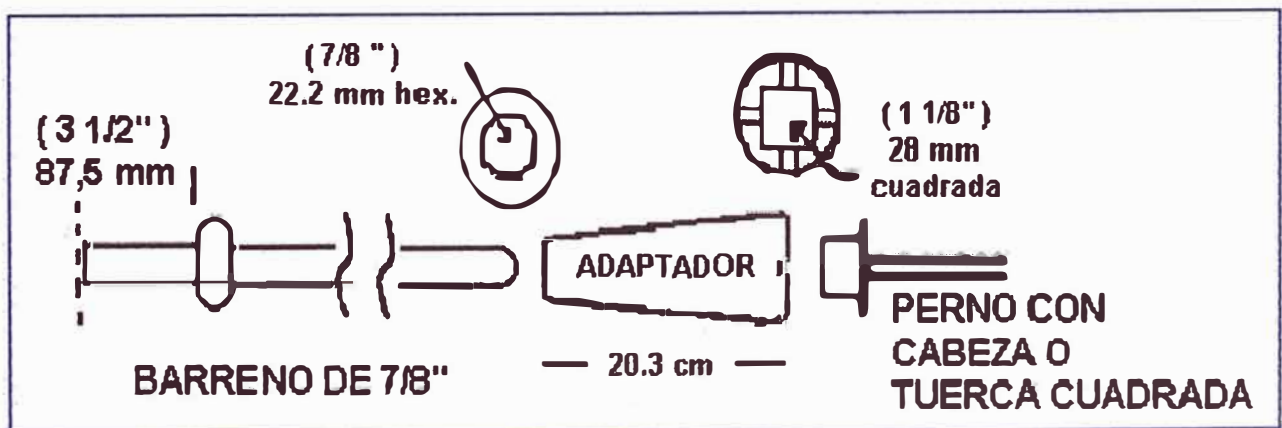
La acción de dar vuelta a la tuerca del perno hace que la cuña roscada se mueva a lo largo de la porción extrema roscada del perno, además de forzar las hojas laterales del anclaje hasta ampliar su diámetro y entrar en contacto con la pared del agujero perforado. Esto da lugar a una resistencia de fricción en el extremo del anclaje y produce así una tensión en el perno. Esta tensión es relativa a la cantidad de esfuerzo de torsión (torque) aplicada y del tipo de roca en que se apoyará.

Los pernos para roca con anclajes se utilizan generalmente en las estructuras de roca masiva con bloques o estratificado. Se usa un adaptador con una caja de 28mm cuadrada (1 1/8") y un barreno hexagonal de 7/8" para la rotación del perno para roca con anclaje.



ADAPTADOR PARA LA INSTALACIÓN DE PERNOS CON ANCLAJES

Se emplea para la instalación de los pernos con cabezas cuadradas o con tuercas de 29mm*29mm (1 1/8- cuadrada) trabaja con un barreno corto de 7/8" hexagonal. Es muy importante cortar el colatin del barreno a 87 mm (3.5") para evitar el contacto con el martillo de la perforadora, evitando así la posibilidad de dañar los anclajes o tuercas de los pernos. Los pernos deben ser instalados con solamente la rotación del adaptador.



Adaptador:

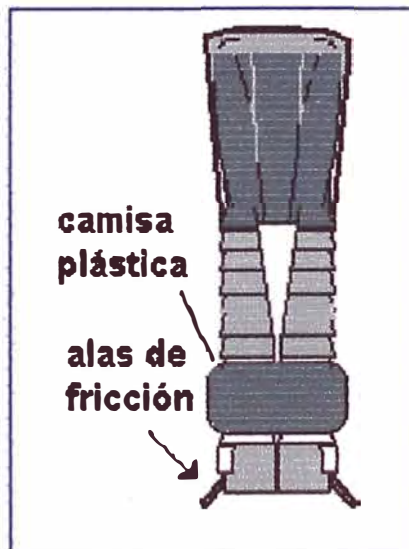
Para la instalación de pernos con anclajes, el extremo mandril cortado a 3.5" (88mm).

INSTALACIÓN TÍPICA:

Diámetro de la perforación: 32 a 38 mm
Profundidad de la perforación: - Longitud del perno más 50 mm
"Torque" torsión instalada: 136 - 272 Nm (100 - 200 Ft. Lbs.)

AL INSTALAR LOS PERNOS DE EXPANSIÓN:

- Revisar el estado del perno, las roscas y el anclaje,
- Asegurar que los anclajes giren libremente
- Ajustar el anclaje al diámetro del taladro
- Sacar la camisa plástica del anclaje antes de insertarlo
- Se recomienda un "torque" y tensión adecuada para la instalación



PERNOS DE ROCA DE ANCLAJE MECÁNICOS



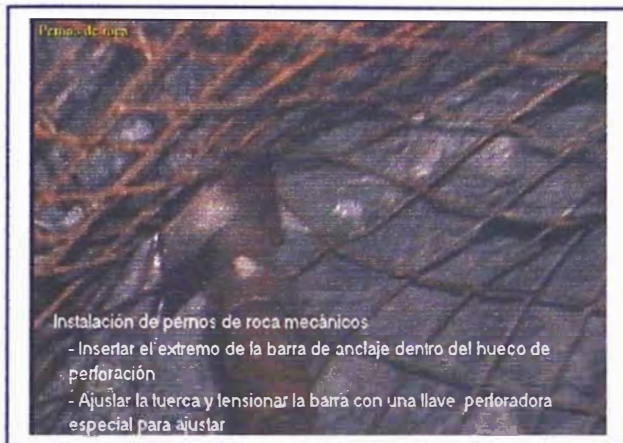
El perno consiste de una barra de acero un anclaje, una placa de base y una tuerca



Insertar el extremo de la barra de anclaje dentro del taladro de perforación.



Ajustar la tuerca y tensionar la barra con una llave perforadora especial para ajustar.



PASOS PARA LA INSTALACIÓN DEL PERNO DE ROCA ANCLADO MECÁNICAMENTE

Chequear el diámetro de la Broca y limpiar el taladro si es necesario



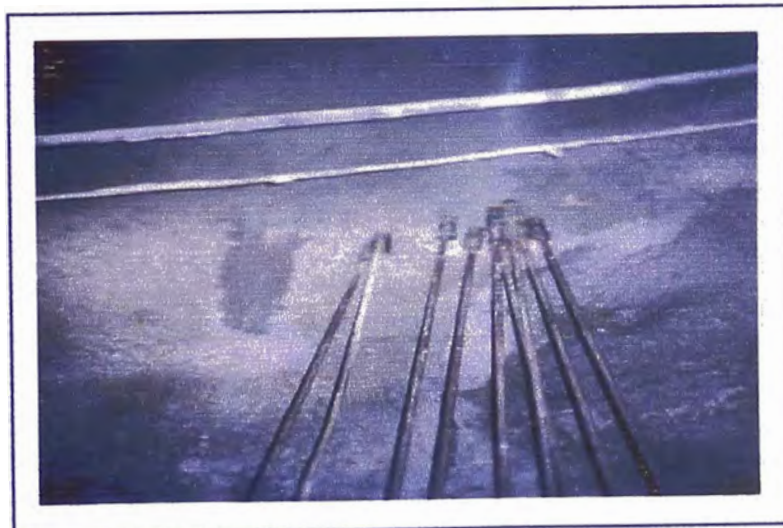
Colocar la Platina



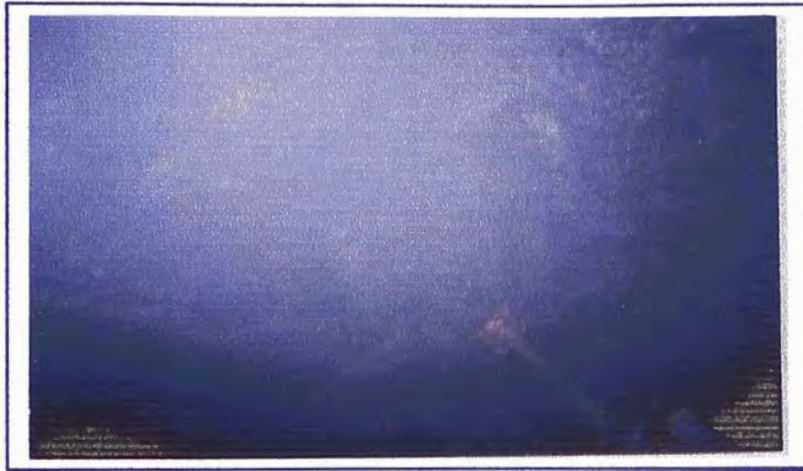
Se coloca la Cabeza Expansiva



Pernos correctamente armados



Se coloca el perno con la Perforadora



Se empuja con la mano



Se da Torque de 90 a 150 lb.



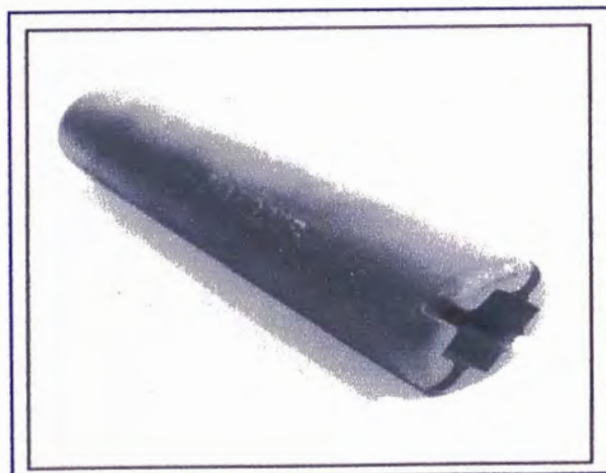
Verificar el ajuste del Perno



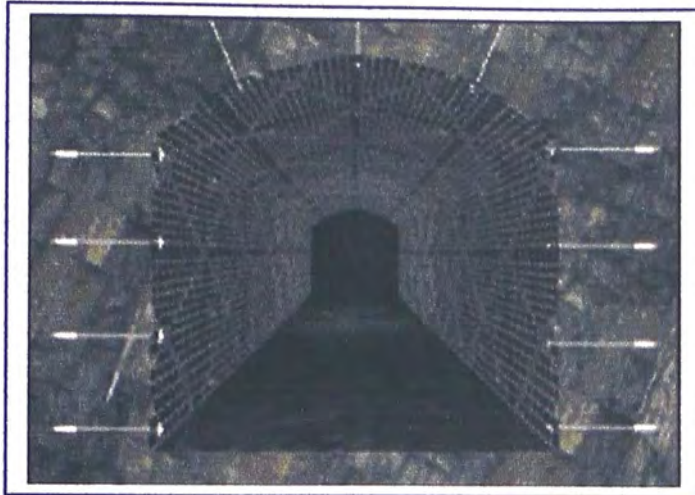
Revisar el colocado de Pernos



Adaptador al de Perno Anclaje



Sostenimiento mediante pernos de roca anclados mecánicamente



En el caso de desprendimientos de rocas, es fundamental el sostenimiento mediante pernos de roca, con anclaje mecánico.



Los sistemas de soporte hacen que piezas pequeñas de rocas actúen como piezas mas grandes por eso la formación de una masa rocosa estable



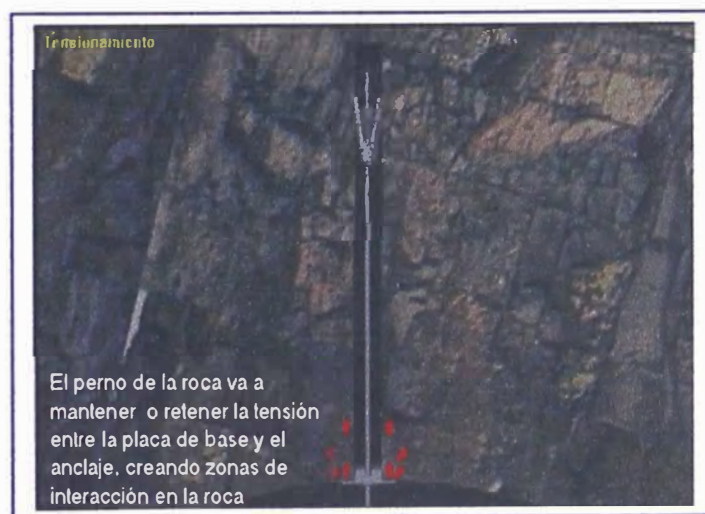
La fuerza que ejercen los pernos, la longitud de los pernos, colocación de los anclajes, y el contacto de la placa de base con la roca, todos son importantes para crear la interacción.



Los pernos con anclaje mecánico:

Consiste en un perno con rosca izquierda en una de las puntas (o ambas), que a medida que rota, la rosca cónica va abriendo las alas de la capa de expansión o anclaje. Esta fuerza abre las alas del anclaje en el fondo de taladro y lo ancla.

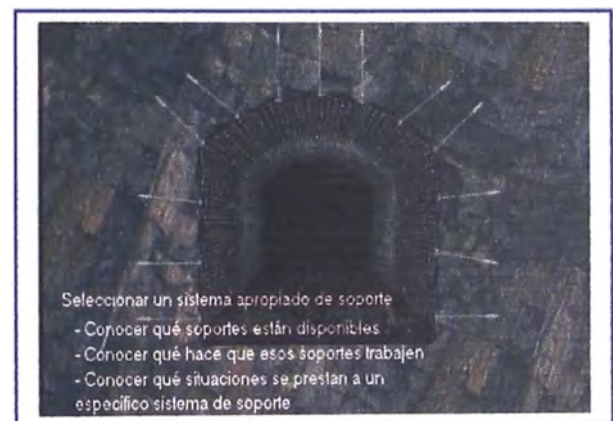
El perno de roca va a mantener o retener la tensión entre la placa de base y el anclaje, creando zonas de interacción en la roca



En áreas donde existen desprendimientos de fragmentos de roca, la malla soldada de eslabones son empleadas frecuentemente.



El enmallado sujeta las piezas de roca



Ventajas:

Relativamente barato el perno logra la acción del sostenimiento inmediato después de la instalación. Por rotación del perno, un torque es aplicado a la cabeza o extremo del perno y la tensión se acumula en el perno, Tiene una alta deformación. En rocas medianamente duras llega a soportar grandes cargas. En roca dura, las altas cargas en el perno pueden ser obtenidas.

Desventajas:

- Es limitado para el uso en roca medianamente dura a roca dura, no es aconsejable en rocas muy duras.
- Es difícil para instalar con seguridad.
- Debe ser controlado y verificado para tensionamientos apropiados.
- La gran sensibilidad de la calidad del anclaje al diámetro de perforación.
- Pierde capacidad de refuerzo como un resultado de vibraciones de voladura o desprendimiento de fragmentos de roca en la platina debido al alto esfuerzo de contacto.
- Puede solo ser usado por reforzamiento temporal, a no ser que se protegido contra la corrosión y en posteriores inyecciones de lechada.

5.2.1.2 Consideraciones sobre instalación de pernos

Si un taladro no es perforado a un ángulo de 90° sobre la superficie de la roca, entonces la tuerca no va a estar perpendicular a la placa. Como resultado la tuerca se hundirá a una esquina de la placa y el máximo torque deseado no será logrado, mas aun cuando se intenta hacer un torque en la placa de base, la barra tiende a flexionarse ligeramente, la barra tiende a doblarse un poco; esta frágil deformación resulta en una reducción significativa en la carga límite de el perno. Es también posible que la tuerca y la huacha se vayan a romper mas fácilmente, particularmente en áreas de alta carga, si los pernos no han sido propiamente instalados. Este problema sin embargo, puede ser parcialmente resuelto si se introduce una placa cóncava, y una huacha esférica. Estos aparatos pueden ayudar a asegurar una instalación efectiva del perno.

Problemas que ocurren al momento de la instalación de pernos de roca anclados mecánicamente en excavaciones subterráneas

Los problemas resultan si el taladro no es perforado a un ángulo de 90° sobre la superficie de la roca. Observar las figuras.

1



2



3



4



5

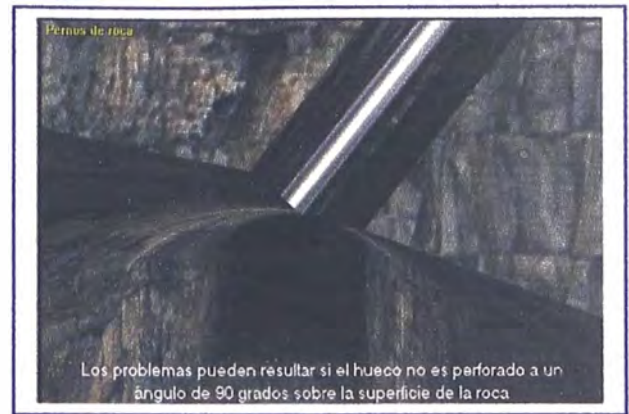


6



7

8



Corrección:

Usando placas cóncavas y huachas esféricas en esas situaciones va a asegurar una efectiva instalación de los pernos

1

2



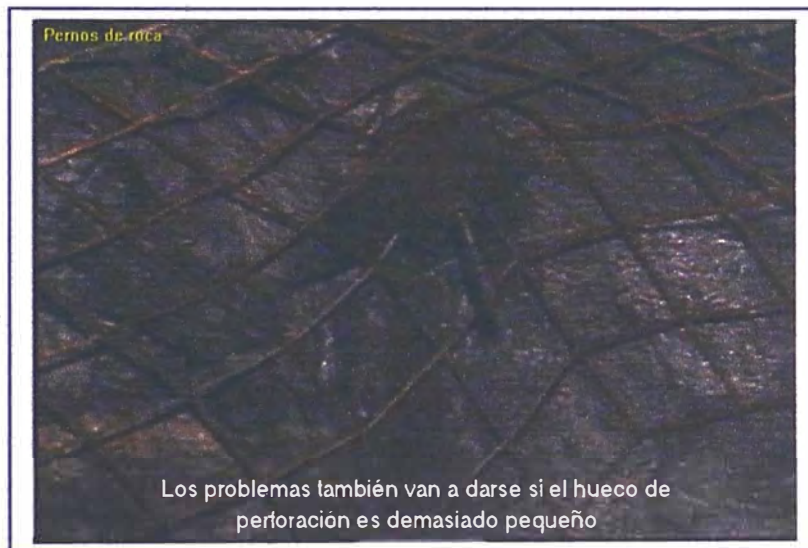
3



Los problemas también van a darse si el tamaño del taladro es demasiado pequeño.



En cualquier momento en que una porción larga de perno de roca sea visible, debería esto tomarse como una indicación de una deficiente instalación.



5.2.1.3 Resultados con comentarios:

Sin prestar asimismo algún desarrollo matemático es importante distinguir entre deformación de pernos de roca y desplazamiento del perno de roca. La deformación del perno de roca es un cambio de tamaño y forma del perno de roca que ocurre como un resultado de carga. Este cambio puede también ser definido como una deformación. El desplazamiento del perno de roca ocurre cuando el interior y/o exterior extremo del perno de roca se mueve relativo a la roca como un resultado de carga. Prácticamente para el desplazamiento del perno de roca, uno está principalmente involucrado solo con el interior extremo que mueve desde el exterior extremo es impedido para moverse por la platina.

Uno de las dos, deformación o desplazamiento, pueden teóricamente ocurrir independiente del otro, sin embargo, en la práctica el desplazamiento del perno de roca esta siempre asociado, con la deformación del perno.

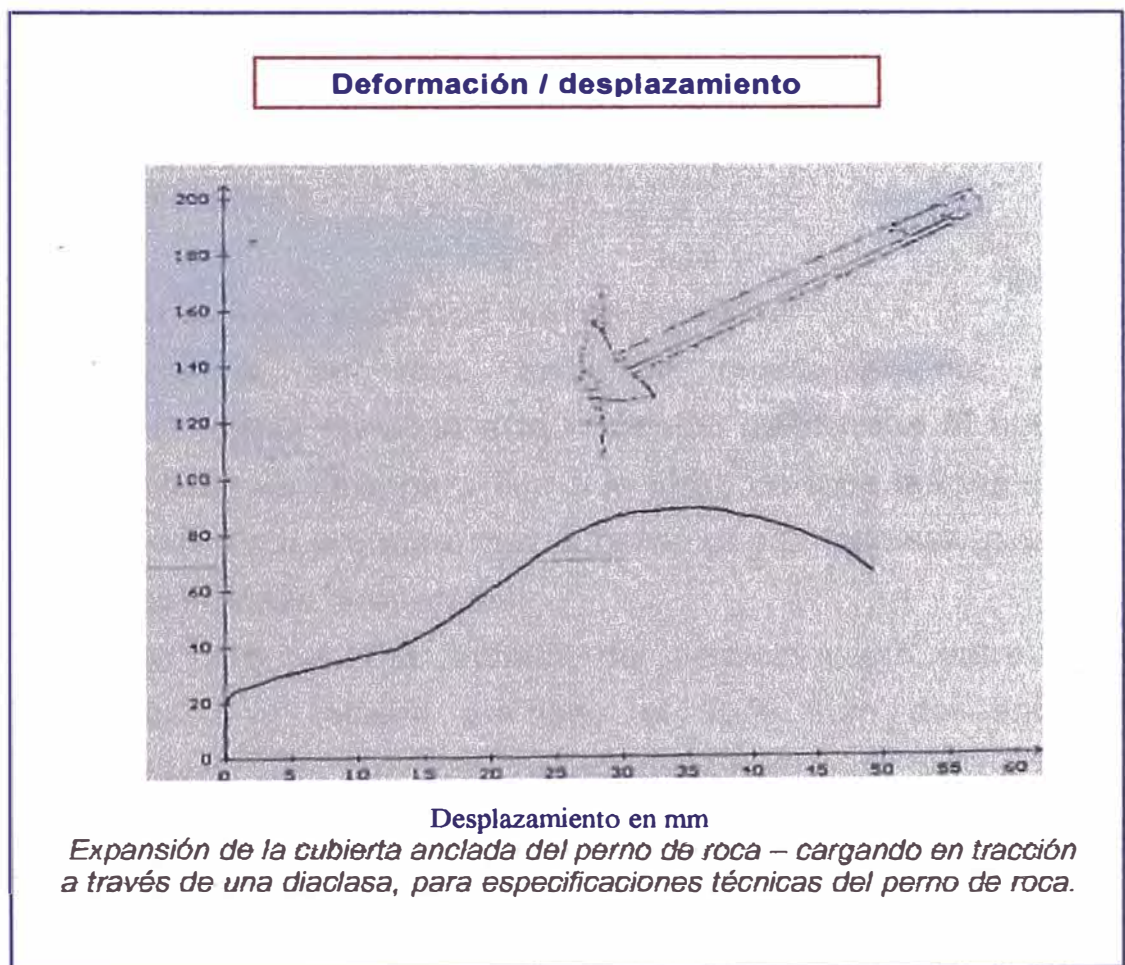
PERNOS DE ROCA ANCLADOS MECÁNICAMENTE

Expansión de la cubierta anclada en el perno de roca

Antes que la carga del perno alcance el nivel de pretensionamiento 22,5 KN, no ocurre la deformación en el perno de roca. En 22,5 KN la platina empieza a deformarse, en un nivel de carga de 30 KN la platina es deformada 4,5 mm, y en una carga de 40 KN la deformación de la platina es 9,5 mm. La barra lisa del perno se ha deformado un adicional de 3,5 mm en la carga de 40 KN. Esto logra una deformación total del perno de roca aproximadamente 13 mm en el nivel de carga de 40 KN.

En una carga de 40 KN, es completamente plano y solo se deforma la barra lisa del perno. En una carga aproximadamente 80 KN y 25 mm de deformación del perno de roca, la expansión de la cubierta del anclaje falla progresivamente cuando la cuña, acoplada a la barra lisa del perno es esforzada a través de la cubierta de anclaje cónico. La falla del perno de roca es completamente en una carga de aproximadamente 90 KN. El perno se acomoda en un total de aproximadamente 35 mm. Este es una combinación de la deformación de la platina, la deformación de la barra lisa y el "deslizamiento del anclaje" bajo un incremento carga para la capacidad de sostenimiento de aproximadamente 90 kN.

Observar el sgte gráfico:



5.2.1.4 Reforzamiento temporal y permanente

El refuerzo del perno de roca moviliza la resistencia inherente de la masa rocosa por comprimir los movimientos de bloques individuales de roca. Movimientos de bloque son comprimidos principalmente por pernos de roca que interceptan las diaclasas entre los bloques.

Libre el agua subterránea en las juntas y su composición química es considerada a ser la fuente principal para la corrosión del perno de roca. Sin embargo, los gases de voladura agresivos, el alto contenido de humedad en el aire, algunas veces juegan un rol muy importante.

Permanentemente y temporal en el contexto de la aplicación de pernos para dos diferentes aspectos de la tecnología de reforzamiento:

- Técnicas y prácticas diferentes entre los sistemas de pernos de roca, y
- El total sistema de reforzamiento en consideraciones de diseño.

Pernos de roca anclados mecánicamente

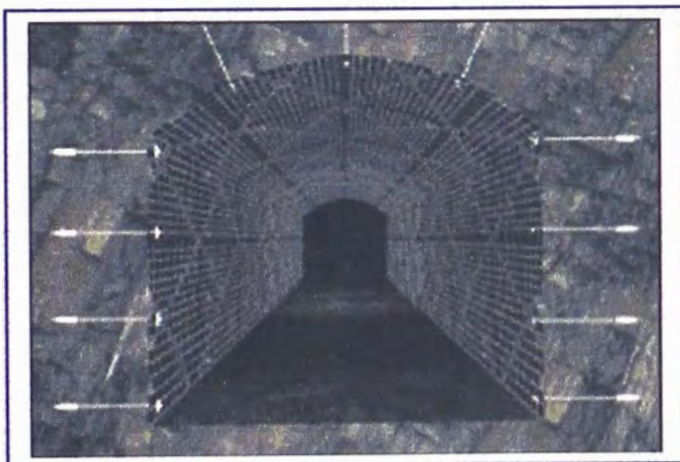
Los pernos de roca anclados mecánicamente es particularmente sensible a la corrosión desde que el agua subterránea es libre para fluir a lo largo de toda la longitud del perno. Esto pretende que el perno pueda solo ser usado en instalaciones temporales.

La post inyección de lechada del espacio vacío entre el barrenado y el taladro previene el libre flujo del agua subterránea a lo largo del perno. El galvanizado del perno de roca da una buena protección a la corrosión en mas condiciones de agua subterránea. Una post – inyección de un perno de roca anclado mecánicamente galvanizado puede ser usado en permanentes instalaciones.

No son recomendados para usar bajo las siguientes condiciones:

- En condiciones de roca débil, donde el tipo de roca o el material relleno en la diaclasa puede afectar la fuerza del agarradero del anclaje.
- Cerca de las actividades de voladura, donde la tensión en un perno puede ser perdida.
- En sistemas de reforzamiento permanente, a menos que el perno sea cubierto con un protector de corrosión elástico revestimiento y posterior inyectada de lechada.
- En áreas de grandes esfuerzos de roca donde los problemas de desprendimiento o estallidos de roca pueden ser hallados.
- En aplicaciones donde la tensión de pernos de roca no pueden ser chequeadas (revisadas).
- Para resistir movimientos de esfuerzos cortantes de la roca.
- En rocas muy duras.
- En rocas muy fracturadas.

Pernos de roca anclados mecánicamente



5.2.2 Pernos de roca inyectados

Los pernos de roca están confinados dentro del taladro por medio de lechada de cemento o resina. El anclaje (unión) entre los pernos y la roca es proporcionada a lo largo de toda la longitud del elemento de refuerzo por medio de tres mecanismos: adhesión química, fricción y seguro.

El segundo y tercer mecanismo son hasta ahora el más significativo.

La unión o adhesión debido a la acción química puede a menudo ser despreciada.

Lo mas comúnmente usado en pernos de roca inyectados es la barra totalmente inyectada o barra roscada fabricada de acero.

Cemento o resina son usados como agentes inyectantes; la barra roscada usada con lechada de resina crea un sistema para pernos de roca tensionados, lo mas común sin embargo, es la barra roscada usada como pernos no tensionados. Hace pocos años fue predecido que la resina en general reemplazaría al uso de cemento como agente inyectante en pernos de roca inyectados, sin embargo por un número de razones (principalmente el costo), esto no ha ocurrido.

Pernos de roca inyectados con lechada de cemento:

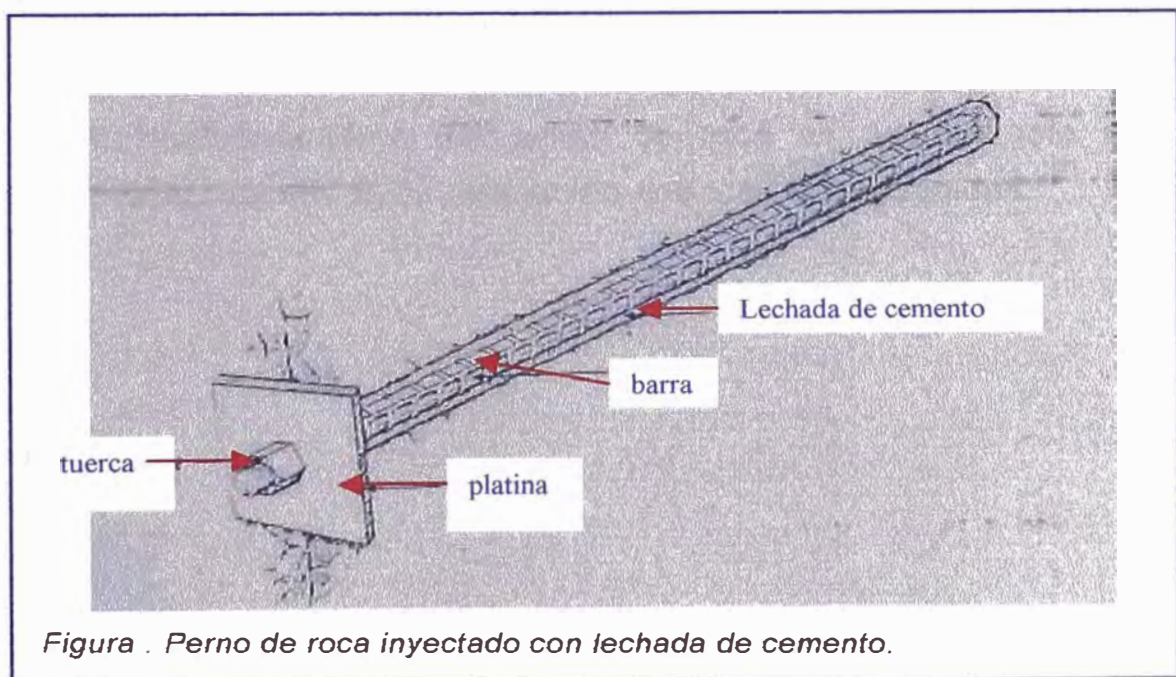


Figura . Perno de roca inyectado con lechada de cemento.

Datos Técnicos Típicos	SI -Unit	Metric	US
Designación de la calidad del acero	570 N/mm ²	58 kp/mm ²	83 kpsi
Diámetro del acero	20 mm	20 mm	7/9 in
Acero y rendimiento de carga	120 kN	12 tons	13 tons
Acero, carga final	180 kN	18 tons	20 tons
Acero de tensión axial final	15%	15%	15%
Peso del perno sin platina y tuerca	2.6 kg/m	2.6 kg/m	1.75 lb/ft
Longitud del perno.	longitud requerida		
Diámetro del taladro recomendado	35±5 mm	35±5 mm	1 3/8 in

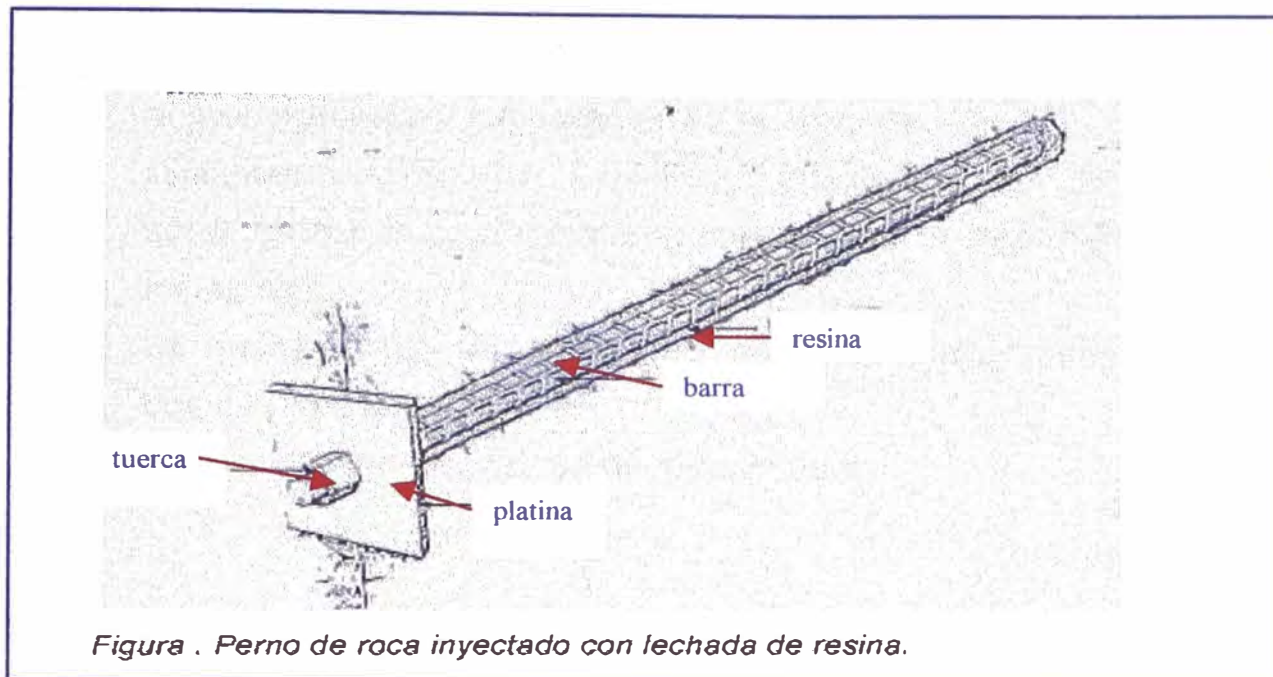
Ventajas:

- Instalados apropiadamente, es un sistema de refuerzo competente y durable.
- El sistema proporciona alta capacidad de soporte de carga en condiciones de roca dura.

Desventaja:

- Uso del cemento estándar, es lo que requiere la inyección de lechada durante varios días, antes que el perno pueda tomar la carga total. La calidad de lechada y la inyección de lechada es difícil de verificar y mantener constante.
- No puede ser usado en taladros que contienen agua.
- El tensionamiento del perno de roca es posible solo si el procedimiento de la instalación especial son seguidas.

Pernos de roca inyectados con lechada de resina:



Datos Técnicos Típicos	SI -Unit	Metric	US
Designación de la calidad del acero	570 N/mm ²	58 kp/mm ²	83 kpsi
Diámetro del acero	20 mm	20 mm	7/9 in
Acero y rendimiento de carga	120 kN	12 tons	13 tons
Acero, carga final	180 kN	18 tons	20 tons
Acero de tensión axial final	15%	15%	15%
Peso del perno sin platina y tuerca	2.6 kg/m	2.6 kg/m	1.75 lb/ft
Longitud del perno.	Cualquier longitud requerida		
Diámetro del taladro recomendado	Max. 30 mm	Max. 30 mm (crítico)	Max. 1 1/8 in

Ventajas:

- Instalados apropiadamente, ello es competente y sistema de reforzamiento durable.
- El sistema proporciona una alta carga de capacidad de sostenimiento en condiciones de roca dura. El perno logra una acción del soporte rápido, después de la instalación.
- Si una resina de fraguado rápido es usado para el fondo del anclaje de la barra, el perno total de roca inyectado con lechada puede ser tensionado.

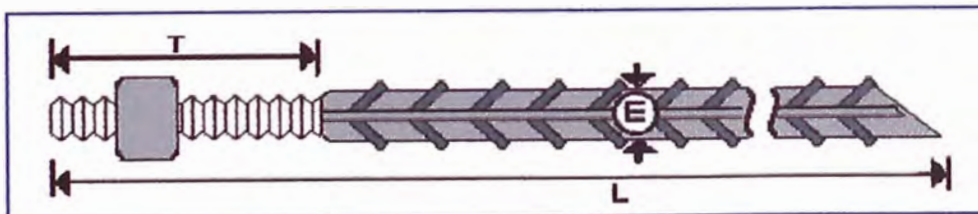
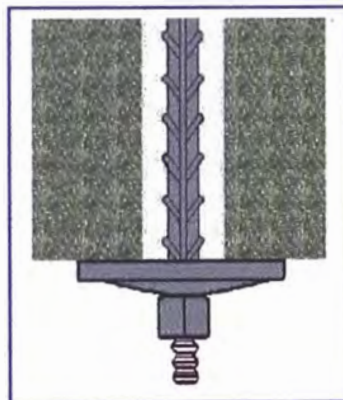
Desventaja:

- El diámetro del taladro es crucial para la mezcla apropiada, y el fraguado de la resina, tal como el llenado del espacio entre el perno de roca y las paredes del taladro.
- Dificultades con los cartuchos de resina en entornos subterráneos la cual también puede afectar la seguridad de la instalación.
- La resina puede ser revuelta y peligrosa para manipular tal como el desgaste.
- La resina tiene un periodo de vida limitado.

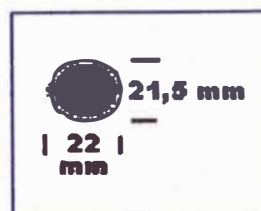
SOSTENIMIENTO CON PERNOS CEMENTADOS

PERNOS - BARRA DE CONSTRUCCION ROSCADO

Perno de barra de construcción, barras laminadas en caliente con resaltes con roscas cortadas en un extremo para aceptar una tuerca cuadrada. Las roscas conforman con 3/4" -10NC o 1" – 8NC



TUERCAS: 3/4" X 1 1/8"
Cuadrada



ASTM A615-89 GRADO 60 400 Mpa

FLUENCIA		RUPTURA		MODULO DE YOUNG
Kg/mm ²	Psi	Kg/mm ²	Psi	N/mm ²
42.2	58 016	63.3	78 321	40 000

E: Diámetro nominal de la barra 3/4" (19.05 mm)

Sección 284 mm²

L: Longitud según especificaciones + - 6,4mm

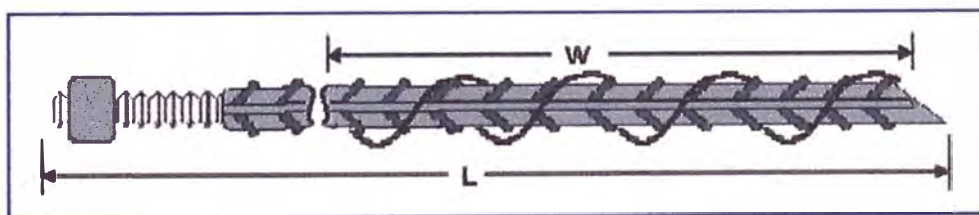
T: Roscas 3/4" - 10 N.C. X 150 mm (6")

PROPIEDADES FISICAS DEL ACERO GRADO 60

Diámetro nominal mm (")	Sección mm ²	Peso Kg/m	Fluencia KN	Ruptura KN
19.1 (3/4")	284	2.235	113.5	153.2
25.4 (1")	510	3.973	201.1	271.5

PERNOS DE BARRA DE CONSTRUCCION – ESTILO "POSI-MIX"

Es un perno hecho de barra de construcción con punta roscada a la cual se le incorpora un alambre que envuelve en un extremo del perno.



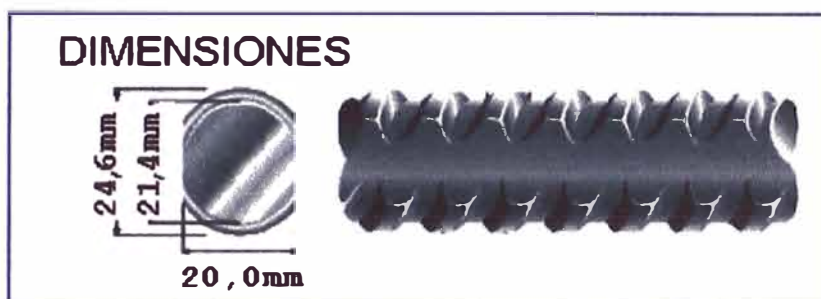
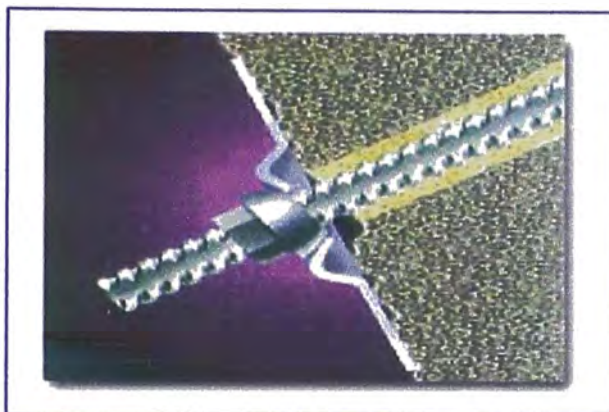
Este alambre cumple la función de mejorar el mezclado, y contribuye a incrementar la resistencia del perno.

W = 0,5 m

L = Longitud del perno

BARRA HELICOIDAL

DESCRIPCIÓN: (BH) Barras laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso. El diseño de hilo permite colocar una tuerca que puede rodar longitudinalmente por los resaltes por todo la barra.



DIAMETRO NOMINAL mm	MASA (*) kg/m	PASO DEL HILO mm	ANCHO RESALTE mm
22	2.98	11.09 +0.1 / -0.2	3.6 +0.5 / -0.3



Placa de Sujeción (para pernos de fortificación)



Tuerca de Fijación (para pernos de fortificación)

ASTM A615-89 GRADO 60 400 Mpa

FLUENCIA		RUPTURA		MODULO DE YOUNG
Kg/mm	Psi	Kg/mm	Psi	N/mm
42.2	58 016	63.3	78 321	40 000

Diámetro nominal mm (")	Sección mm ²	Peso Kg/m	Fluencia KN	Ruptura KN
22.23 (7/8")	389	2.98	157.0	211.9

Los Dos tipos de pernos utilizan una platina de apoyo en su instalación, pernos de barra de construcción de ¾" una platina tipo cúpula de 6.4*127*127mm (1/4*5*5") y pernos de barra helicoidal una platina plana de 4.7*178*178 mm (3/16*7*7") que acepta la tuerca hemisférica. Normalmente una platina de 5" * 5" seria suficiente para controlar la superficie del terreno alrededor del perno instalado y para la instalación de la malla de alambre con cuadrillas de 10 * 10cm (4" * 4").

Ventaja de los pernos roscados:

- Reducción de costo, de un promedio de 20% por el perno completo.
- Reducción del costo de transporte, por su peso menos de 25%
- Mejor resistencia
- Procedimiento de la instalación sencilla.

El cemento cumple 2 propósitos:

- Adhiere la barra roscada a la roca haciendo la parte integral de la masa rocosa y mejorando la adherencia entre los bloques de material rocoso.
- Protege a la barra contra la corrosión lo que permite su uso en sostenimiento de excavaciones permanentes.

CALCULO DE LOS PARAMETROS RESISTENTES DE PERNOS CEMENTADO (3/4", 22mm y 1")

Capacidad de Resistencia de Pernos cementados

La capacidad resistente de los pernos depende de la calidad del acero empleado y de su diámetro. Para los dos tipos de pernos el acero es adecuado a las especificaciones de los requisitos de propiedades mecánicas ASTM A615, grado 60, con resistencia a la tracción mínima de 6330 Kg/cm². Respecto a los diámetros, solo se utilizan los de 7/8" ($\Phi = 22\text{mm}$), de 3/4" ($\Phi = 19.05\text{mm}$) y de 1" ($\Phi = 25.4\text{ mm}$).

La capacidad de soporte, sea con cemento o resina se determina con la siguiente ecuación:

$P = R_c \times S = \tau \times U \times L$
$S = \pi \times d^2 / 4$
$U = \pi \times d$
$\tau = 0.25 \times R_c \times d / L$

Donde:

P = Capacidad de apoyo del perno (Kg)
Rc = Resistencia a la tracción mínima del perno = 6330 Kg/cm ²
S = Área del perno
d = Diámetro del perno (cm)
τ = Adherencia entre el perno y el cemento (Kg/cm ²)
U = Circunferencia del perno (cm)
L = Longitud del perno (cm)

Tenemos:

Pernos de Barra de Construcción de 3/4", Longitud = 1,8 m

a) Calculo del soporte con pernos de Barra de Construcción cementado
Diámetro (Φ) = 3/4"

(Diámetro Φ = 1.9cm, r=0.95cm, L= 180cm)

$$\tau = 0.25 \times R_c \times d/L = 0.25 (6330 \text{ Kg/cm}^2)(1.9\text{cm})/(180\text{cm}) = 16.7 \text{ Kg/cm}^2 = 1.64 \text{ MPa.}$$

$$S = \pi \times r^2 = 3.1415(0.95 \text{ cm})^2 = 2.835 \text{ cm}^2$$

$$U = \pi \times d = 3.1415(1.9 \text{ cm}) = 5.97 \text{ cm}$$

$$P = \tau \times U \times L = (16.7 \text{ Kg/cm}^2)(5.97 \text{ cm})(180 \text{ cm}) = 17,945 \text{ Kg} = 17.95 \text{ TN} (175.5 \text{ KN})$$

Pernos de Barra Helicoidal de 22mm, Longitud = 1.8m

b) Calculo del soporte con perno Helicoidal cementado Diámetro (Φ) = 7/8"

(Diámetro Φ = 2.2 cm, r= 1.1 cm, L= 180cm)

$$\tau = 0.25 \times R_c \times d/L = 0.25 (6330 \text{ Kg/cm}^2)(2.2\text{cm})/(180\text{cm}) = 19.34 \text{ Kg/cm}^2 = 1.89 \text{ MPa.}$$

$$S = \pi \times r^2 = 3.1415(1.1 \text{ cm})^2 = 3.8 \text{ cm}^2$$

$$U = \pi \times d = 3.1415(2.2 \text{ cm}) = 6.91 \text{ cm}$$

$$P = \tau \times U \times L = (19.34 \text{ Kg/cm}^2)(6.91 \text{ cm})(180 \text{ cm}) = 24.060 \text{ Kg} = 24 \text{ TN} (234.6 \text{ KN})$$

Pernos de Barra de Construcción de 1", Longitud = 2.0 m

c) Calculo del soporte con perno de barra de construcción cementado

Diámetro (Φ) = 1" (2.54 cm)

{Diámetro Φ = 2.54 cm, r= 1.27 cm, L= 200 cm}

$$\tau = 0.25 \times R_c \times d/L = 0.25 (6330 \text{ Kg/cm}^2)(2.54\text{cm})/(200\text{cm}) = 20.10 \text{ Kg/cm}^2 = 1.97 \text{ MPa.}$$

$$S = \pi \times r^2 = 3.1415(1.27 \text{ cm})^2 = 5.067 \text{ cm}^2$$

$$U = \pi \times d = 3.1415(2.54 \text{ cm}) = 7.979 \text{ cm}$$

$$P = \tau \times U \times L = (20.10 \text{ Kg/cm}^2)(7.979 \text{ cm})(200 \text{ cm}) = 32\,075.6 \text{ Kg} = 32 \text{ TN (312.9 KN)}$$

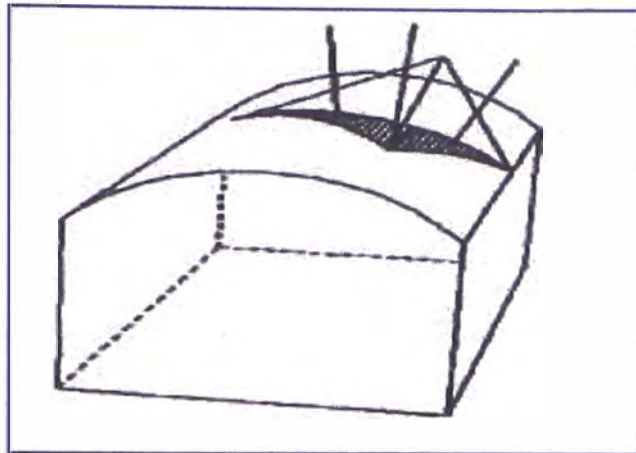
Capacidad de los pernos cementados:

Barra de Construcción de 3/4" = 17.95 TN (175.5 KN)

Barra Helicoidal = 24 TN (234.6 KN)

Barra de Construcción 1" = 32 TN (312.9 KN)

Condición Estructural de la Roca



Las cuñas o bloques son formados por la intersección de planos estructurales, así como: Planos de estratificación y por sistemas de discontinuidades, los cuales separan a la masa rocosa en bloques:

Método de Suspensión de estratos

Para el soporte de una zona potencialmente inestable en terreno estratificado laminar, el anclaje deberá colocarse por encima de la zona inestable (estrato suspendido) es soportado completamente por la fuerza desarrollada por los pernos, entonces:

$$T = y \times h \times S^2$$

Donde:

T = Peso del Bloque muerto.

Y = Densidad de la Roca (2.7 Tn/m^3)

H = Potencia de la zona inestable (1.5 m)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitudinal y transversal (1.2m x 1.2m)

Tenemos:

$T = 2.7 \text{ Tn/m}^3 \times 1.5\text{m} \times 1.2\text{m} \times 1.2 \text{ m} = 5.83 \text{ TN} =$ Peso de un bloque suspendido

Calculo del Factor de Seguridad "FS"

$$FS = P / T$$

Donde:

P = Capacidad de Apoyo del Perno.

T = Peso del Bloque muerto

FS = Factor de Seguridad.

Tenemos:

a) Perno de L = 1.8m, diámetro (\varnothing) = 7/8" (22mm) con capacidad de apoyo de 24 TN

$$FS = 24 \text{ TN} / 5.83 \text{ TN} = 4.12$$

b) Perno de L = 1.8m, diámetro = 3/4" (19.05 mm) con capacidad de apoyo de 17.95 TN

$$FS = 17.95 \text{ TN} / 5.83 \text{ TN} = 3.08$$

c) Perno de L = 2.0 m, diámetro = 1" (25.4 mm) con capacidad de apoyo de 32 TN

$$FS = 32 \text{ TN} / 5.83 \text{ TN} = 5.49$$

Factor de Seguridad para los pernos Cementados:

- Barra de Construcción 3/4" = FS = 3.08
- Barra Helicoidal 22 mm = FS = 4.12
- Barra de Construcción 1" = FS = 5.49

Diámetro del Perno

El calculo del diámetro de perno adecuado para sostener un bloque de roca de 5.83 TN (peso máximo del bloque de roca que debe sostener un perno de 1.8m de longitud), se determina con la siguiente ecuación:

$$T = \frac{\pi}{4} d^2 \times R_c / F$$

Despejando d:

$$d = \left(\frac{4}{\pi} \right) \times (T \times F) / (R_c)^{1/2}$$

Donde :

Rc = Resistencia a la tracción mínima del perno = 6330 Kg / cm²

T = Fuerza axial que debe soportar el perno (Kg)

d = Diámetro del perno (cm)

F = Factor de seguridad

Se tiene:

$$d = \left(\frac{4}{\pi} \right) \times (T \times F) / (R_c)^{1/2} = \left(\frac{4}{3.1415} \right) \times (5830 \text{ Kg} \times 2) / (6330 \text{ Kg} / \text{cm}^2)^{1/2} =$$
$$1.53 \text{ cm} = 15 \text{ mm}$$

Un perno con un diámetro de 15mm será suficiente.

Diámetro de la Perforación:

El diámetro de perforación de los taladros para alojar los pernos es un parámetro muy importante.

La utilización de un diámetro de perforación inadecuado puede producir importantes variaciones en la rigidez del perno particularmente implica un gasto innecesario de mortero (cemento o resina) y la posibilidad de un mezclado de la resina inadecuada.

Reduciendo el diámetro de perforación mediante la utilización de una broca de 32 mm para, los pernos de 19.05 mm y 22 mm va a reducir el tiempo de perforación en un promedio de 20-30% comparado a una broca de 38 mm.

Para los pernos de 25.4 mm se puede emplear brocas de 34 – 36 mm.

Con cartuchos o lechada de cemento:

Diámetro de la perforación = diámetro de la barra + 10 a 20 mm

Con cartuchos de resina:

Diámetro de la perforación = diámetro de la barra + 10 a 15 mm

Con lechada de cemento:

Diámetro de la perforación = diámetro de la barra + 10 a 26 mm

Longitud del mortero:

El diseño de la longitud del mortero mínimo de cemento inyectado que debe tener el perno, esta basada en experiencias de campo y pruebas.

$$L_m = P / (1000 \times \pi \times d \times \tau_c)$$

Donde:

L_m = Longitud del mortero (m)

P = Carga de diseño (KN)

D = diámetro de la roca (m)

τ_c = Resistencia a lo largo de la interface roca / mortero (MPa)

Considerando un FS = 3 se recomienda $\tau_c = 1.40$ MPa, dependiendo de la calidad de la roca se recomienda un valor de $\tau_c = 11.05 - 1.40$ MPa para roca regular,

Para el tipo de roca de granito a basalto el valor esta entre $\tau_c = 1.7 - 3.1$ MPa (POST TENSIONING INSTITUTE, 1996); para el caso normal en roca andina, tomaremos el valor de $\tau_c = 1.4$ MPa, el cual influye un factor de seguridad de 3.

Entonces tenemos:

a) Perno de 3/4" con diámetro taladro = 0.032 m, P= 175.6 KN (18 TN),
 $\tau_c = 1.40$ MPa.

$$L_m = 175.5 \text{ KN} / (1000 \times 3.1415 \times 0.032 \text{ m} \times 1.40 \text{ MPa}) = 1.25 \text{ m}$$

b) Perno de 22 mm" con diámetro taladro = 0.036 m, P= 234.6 KN (24 TN), $\tau_c = 1.40$ MPa.

$$L_m = 234.6 \text{ KN} / (1000 \times 3.1415 \times 0.036 \text{ m} \times 1.40 \text{ MPa}) = 1.48 \text{ m}$$

c) Perno de 1" con diámetro taladro = 0.036 m, P= 312.9 KN (32 TN), $\tau_c = 1.40$ MPa.

$$L_m = 312.9 \text{ KN} / (1000 \times 3.1415 \times 0.036 \text{ m} \times 1.40 \text{ MPa}) = 1.98 \text{ m}$$

Calculo del volumen del mortero

El volumen de mortero necesario es el que resulta del cálculo del espacio anular entre perno y taladro. Para prevenir pérdidas por grietas existentes en el terreno y debidas a una operación incorrecta, la mezcla usada para el mortero debe ser fluido pastoso pero estable, y debe tener una resistencia mayor de 21 MPa.

El volumen del mortero se calcula de:

$$V = d = \pi/4 \times (D^2 - d^2) \times L$$

Donde:

V = Volumen en litros

D= Diámetro del taladro.

d = diámetro del perno.

L = Longitud del anclaje (Longitud del perno en m. – 0.1m)

$\pi = 3.1416$

Se tiene:

Para: Perno de 3/4", diámetro del perno = 19 mm, diámetro del taladro = 32 mm, L = 1.7m

$$V = \pi/4 \times (3.2^2 - 1.9^2) \times 170\text{cm} = 885.22\text{cm}^3 = 0.88 \text{ lt.}$$

Para: Perno de 7/8", diámetro del perno = 22 mm, diámetro del taladro = 36 mm, L = 1.7m

$$V = \pi/4 \times (3.6^2 - 2.2^2) \times 170\text{cm} = 1084.16\text{cm}^3 = 1.08 \text{ lt.}$$

Para: Perno de 1", diámetro del perno = 25.4 mm, diámetro del taladro = 36 mm, L = 1.90 m

$$V = \pi/4 \times (3.6^2 - 2.54^2) \times 190\text{cm} = 971.22\text{cm}^3 = 0.97 \text{ lt.}$$

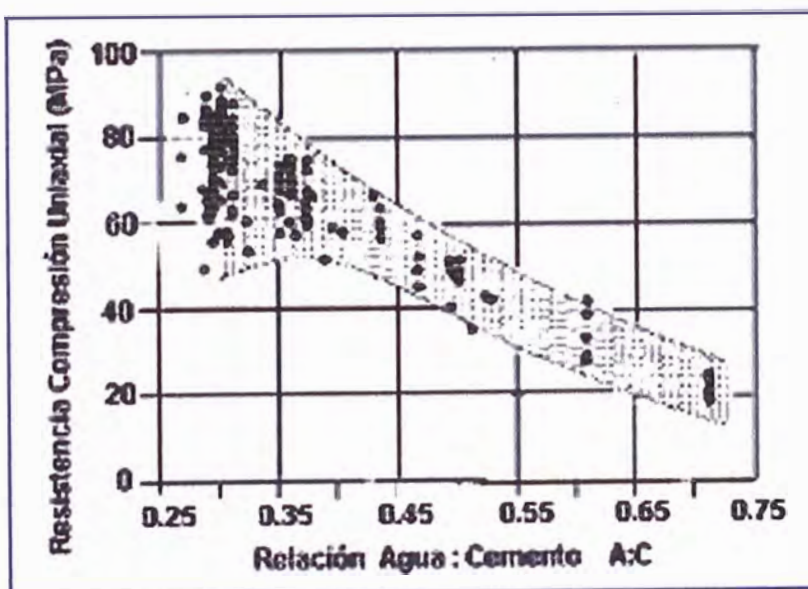
El mortero empleado será de agua y cemento (relación agua cemento a/c = 0.3 a 0.35 : 1).

Considerando la relación a/ c = 0.3, para una bolsa de cemento se requiere de 12.75 lt de agua, una bolsa de cemento pesa 42.5 kg y su densidad es de 3.1 Kg/lt.

01 bolsa de cemento requiere = 12.75 lt (agua)

42.5 Kg.de cemento = 13.71 lt. (Cemento)

Volumen del mortero = 12.75 + 13.71 = 26.46 lt. = 26 460 cm³



La Resistencia en compresión Uniaxial (MPa) respecto a la relación agua: Cemento a/c. El rango 0.35 – 0.45 resulta en una resistencia optima para el uso como lechada, para los pernos de sostenimiento (pernos cementados)

CALCULO DE VOLUMEN DE LOS CARTUCHOS DE RESINA O CEMENTO:

Calculo de la longitud del cartucho requerido para llenar una perforación.



Donde:

H: Diámetro del taladro de perforación en mm.

B: Diámetro del perno en mm.

C: diámetro del cartucho en mm.

E: Longitud del cartucho en mm.

$$\frac{(H^2 - B^2) \times E}{C^2}$$

a) perno de $\frac{3}{4}$ " (19.05 mm), cartucho (28 x 305 mm), taladro de perforación 32mm de diámetro.

Reemplazando los datos:

$$\frac{(32^2 - 19.05^2) \times 305}{28^2} = 257.2 \text{ mm de cartucho}$$

b) perno de $\frac{7}{8}$ " (22 mm), cartucho (28 x 305 mm), taladro de perforación 36mm de diámetro.

Reemplazando los datos:

$$\frac{(36^2 - 22^2) \times 305}{28^2} = 315.9 \text{ mm de cartucho}$$

c) perno de 1" (25.4 mm), cartucho (28 x 305 mm), taladro de perforación 36mm de diámetro.

Remplazando los datos:

$$\frac{(36^2 - 25.4^2) \times 305}{28^2} = 253.2 \text{ mm de cartucho.}$$

d) perno de 3/4" (19.05 mm), cartucho (28 x 305 mm), taladro de perforación 32mm de diámetro.

Remplazando los datos:

$$\frac{(32^2 - 19.05^2) \times 305}{28^2} = 257.2 \text{ mm de cartucho.}$$

d) perno de 3/4" (19.05 mm), cartucho (28 x 305 mm), taladro de perforación 38mm de diámetro.

Remplazando los datos:

$$\frac{(38^2 - 19.05^2) \times 305}{28^2} = 420.6 \text{ mm de cartucho.}$$

Pernos no tensados:

Son sistemas de refuerzo no tensados, donde la mezcla de cemento es inyectada al taladro mediante una bomba de inyección o con el uso de cartuchos de cemento.

Ventajas: sistema simple y barato.

Desventajas: No pueden ser tensados inmediatamente, por lo tanto debe instalarse antes de que se produzcan deformaciones significativas de la masa rocosa.

Pernos Tensados:

Son sistemas de refuerzo tensados, donde el perno es instalado y anclado inmediatamente.

Se dan en la mayoría de los casos la instalación de pernos tensados de manera inmediata (Debido al tipo de roca, proximidad a voladuras etc.) Mediante la utilización de cartuchos de resina rápida; los cartuchos de resina pueden ser utilizados conjuntamente con cartuchos de cemento, donde los cartuchos de cemento reemplazan a los cartuchos de resina lenta reduciendo así los costos. Después del tiempo de fragua de los cartuchos de resina rápida se puede ajustar la tuerca para aplicar una presión sobre la platina de apoyo.

Para obtener el diámetro del taladro óptimo, para pernos de 19mm de diámetro, con cartuchos de resina, se recomienda utilizar brocas de 32mm – 34 mm; para los pernos de 1" de diámetro, se recomienda utilizar brocas de 34mm – 36mm.



Para controlar la formación de de la roca suelta es necesario tener una buena presión de la platina contra la superficie de la roca. Citando una diferencia entre pernos de Barra de construcción con roscas de ¾" y la barra helicoidal podemos hablar de los hilos de rosca. Los pernos roscados de ¾" tienen 10hilos por pulgada; la barra helicoidal 2 hilos por pulgada; con el mismo torque tenemos 5 veces mas presión.

La relación entre torque (torsión), y la tensión de un perno para roca, es:

$$P = C \times T$$

P: Tensión del perno en libras. 1KN = 225 lb.

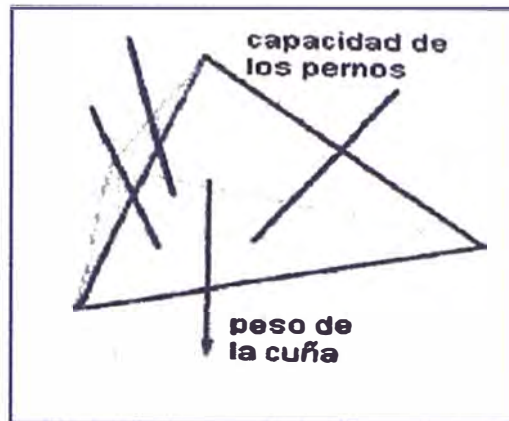
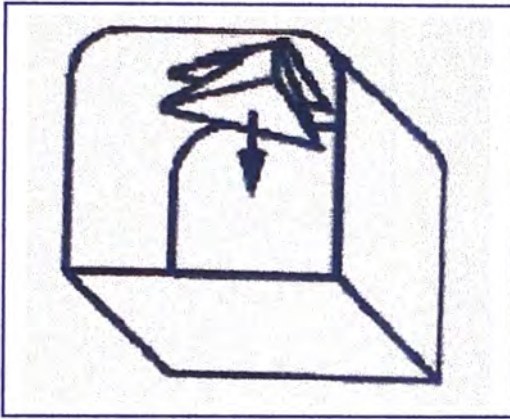
C: Constante estandar.

T: Torque en libras (Ft lb) 1Nm = 0.74 lb.

Constantes (tipo de perno)	Estándar
Barra de construcción roscas de ¾" con tuerca	55
Barra helicoidal 22 mm de diámetro	11
Barra de construcción roscas de 1" con tuerca	65

Sostenimiento de cuñas o bloques con Pernos Tensados

Peso de la cuña: dimensiones en m^3 x peso de la roca in situ x Kg / m^3 = Peso del bloque



Tensión de los pernos instalados (Total) = 1.3 a 1.5 del valor del peso W.

Ejemplo: Peso de la cuña (W) = 6 TM, sostenido con 3 pernos.

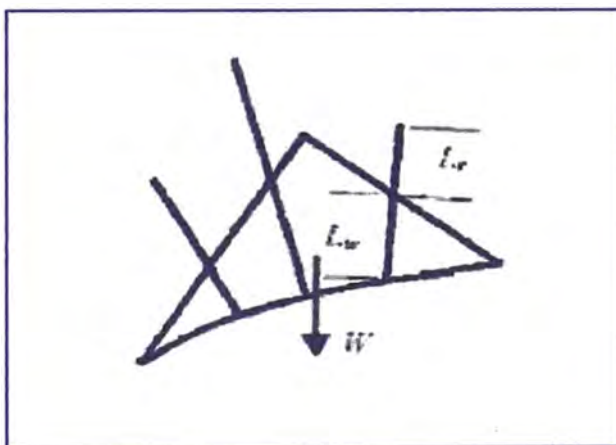
Tensión por cada perno = 2.7 TM (24.8 Kn)

"Presión total": $3 \times 2.7 = 8,1$ TM.

Perno con roscas $\frac{3}{4}$ ", Torque en lb-Ft. = 100 (135 NM).

Para pernos cementados. Los valores para L_r y L_w deben ser ≥ 1 metro.

Angulo de inclinación de los pernos: (15° a 30°) con respecto al contacto para que los pernos trabajen en cizalla.



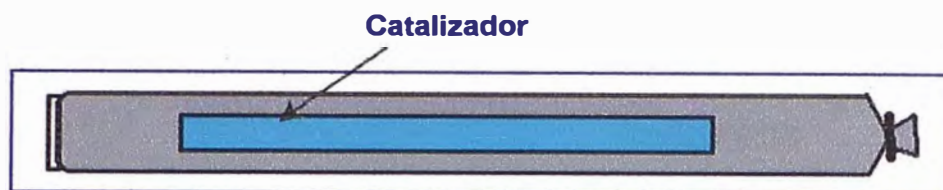
Tuercas ciegas - instalación pernos con roscas



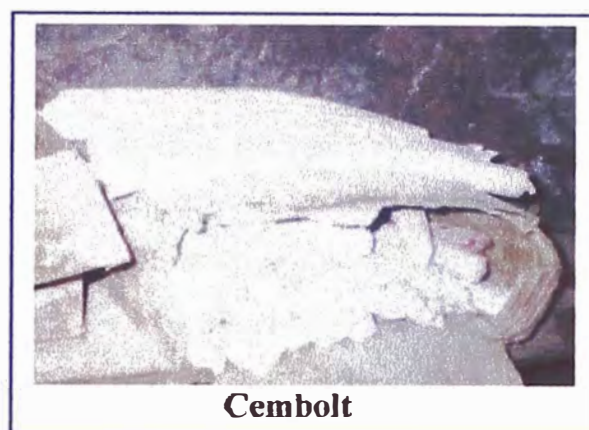
Este método de instalación consiste en colocar la tuerca del perno, una platina de apoyo y una tuerca ciega, aplicando rotación a la tuerca ciega con ayuda del adaptador y la perforadora, se logra una adecuada distribución de la resina a lo largo del taladro, posteriormente se retira la tuerca ciega quedando únicamente la tuerca y planchuela superior la que sirve para fijar de manera definitiva la planchuela de apoyo contra la superficie de la roca utilizando el mismo procedimiento.

CARTUCHOS DE RESINA

RESINA de la MARCA GROUND CONTROL FABRICADO POR CASTEM E.I.R.L.



Resina



Cembolt

TIPOS DE CARTUCHOS EN EXISTENCIA:

RAPIDA	1 minuto rojo	28mm X 305mm (1-1/8 X 12")	50 / caja
LENTA	2 – 4 minutos negro	28mm X 305mm (1-1/8 X 12")	50 / caja
36 CAJAS / PARIHUELA			

RESISTENCIAS MÍNIMAS:

Compresión uniaxial	86,9 MPa
Tracción	22,1 MPa
Cizalla	52,0 MPa
Vencimiento / Almacenaje	6 meses - 10° a 25 C°

CARTUCHOS DE RESINA – INFORMACIONES GENERAL

ALMACENAMIENTO:

Guardar los cartuchos en un lugar fresco y seco, evitar la Exposición directo a la luz del sol o a temperaturas altas

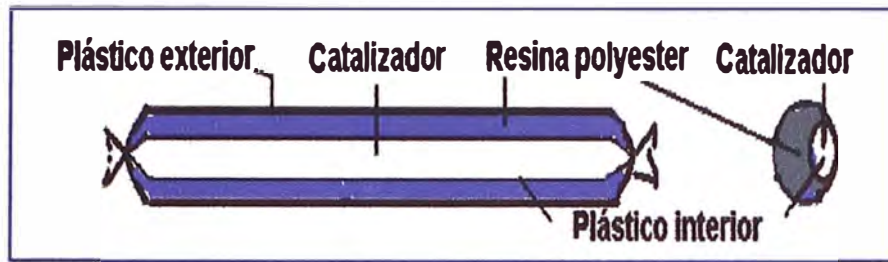
VENCIMIENTO:

Los cartuchos vencen 6 meses después de la fecha de elaboración indicado en la etiqueta

TIEMPO DE ROTACIÓN DEL PERNO:

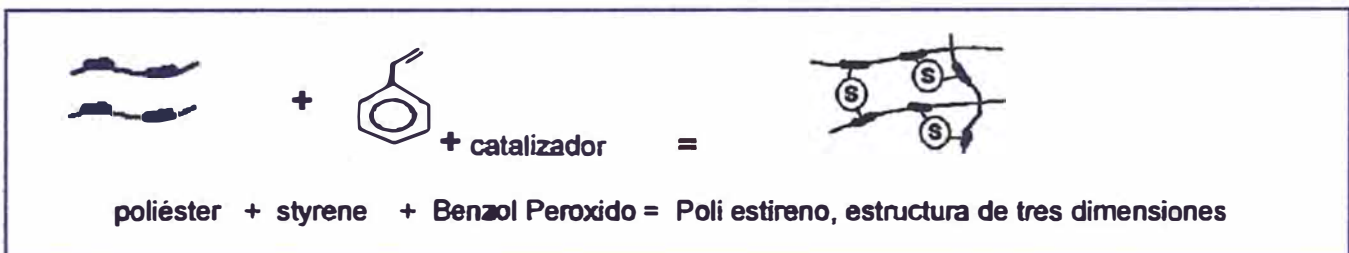
Un mínimo de 15 a un máximo de 20 segundos

CARTUCHOS DE RESINA



Fabricación de Ground Control (Canadá), cartuchos en base a resinas de alta reactividad, activados químicamente, diseñados para anclaje de pernos en la roca. Sistema poliéster de dos componentes (resina y catalizador), de velocidad variable para sostenimiento de terrenos; rápido 1 minuto (28 x 305mm) y lento 4 a 5 minutos (28 x 610 mm).

Poliéster + styrene + Benzol Peroxido = Poliestireno, estructura de tres dimensiones.



Resistencias Mínimas de los cartuchos de Resina:

- Compresión Uniaxial: 86.9MPa
- Tracción: 22.1 MPa
- Cizalla: 52.0 MPa.
- Vencimiento / Almacenaje: 6 meses,
- temperatura : 10 C° a 25 C°

Temperatura vs. Tiempo de Fragua:

El efecto de la temperatura (resina, roca y pernos) es muy importante con relación al tiempo de fragua. En condiciones de bajas temperaturas se debe realizar mas rotación para compensar esta, también guardar los cartuchos en un área a temperaturas (15 C° – 20C°).



PROCEDIMIENTOS DE LA INSTALACIÓN

PERNOS DE BARRA DE CONSTRUCCION O BARRA HELICOIDAL CON CARTUCHOS DE RESINA Y CEMENTO

Se inserta primero los cartuchos de resina rápida hasta al final del taladro perforado seguido con los cartuchos de cemento mojado para llenar el taladro perforado. Insertamos el perno y rotar el perno con alta velocidad por 15 – 20 segundos. Se puede aplicar torsión (ajuste) de la tuerca del perno después que esta haya alcanzado el tiempo inicial de fraguado de la resina (1 – 2 minutos). Las ventajas principales de este método para la instalación de pernos de sostenimiento están en la resistencia inmediata debido a su función como anclaje de la resina rápida y la reducción de costo de la lechada debido al menor costo de los cartuchos de cemento utilizado.

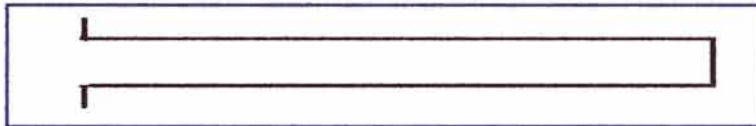
Se coloca una tuerca con tope al extremo de la punta roscada, aplicando rotación a esta tuerca para la instalación del perno con ayuda del adaptador y la perforadora, se logra una adecuada distribución de la resina a lo largo del

taladro, posteriormente se retira la tuerca con tope quedando únicamente la tuerca y planchuela o platina superior la que sirve para fijar de manera definitiva la planchuela de apoyo contra la superficie de la roca utilizando el mismo procedimiento.

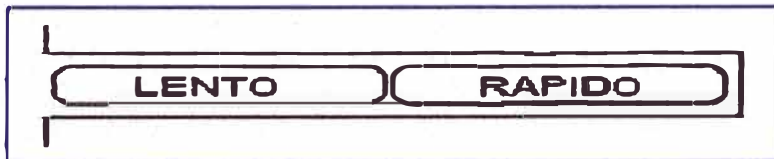
1- Preparar la barra como la muestra, con la platina y tuerca, instalar la tuerca ciega al extremo roscado.



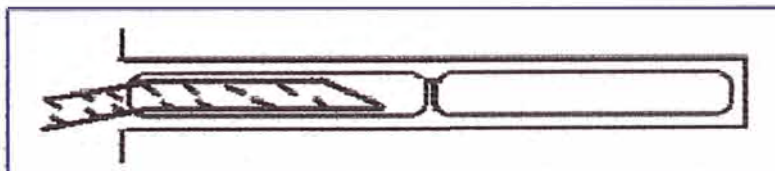
2- Perforar el taladro a un diámetro de 32-34 mm por la longitud de la barra. Diámetro óptimo de 32mm.



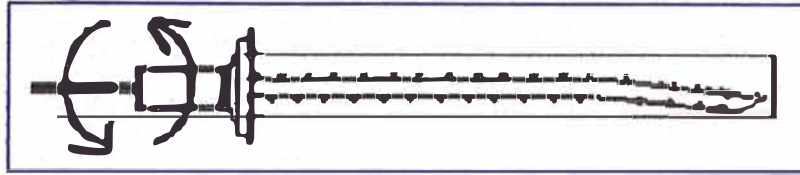
3- Insertar un mínimo de dos cartuchos de resina rápida, al fondo de la perforación seguido con cartuchos de la resina lenta o cartuchos de cemento para llenar la perforación.



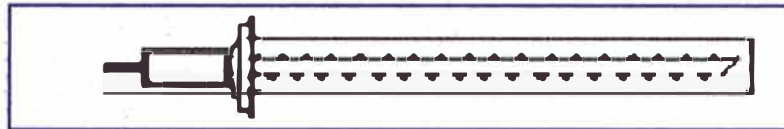
4- Insertar la punta en bisel de la barra por 0,5 m, doblar la barra 5-10 grados para mejorar la acción cementante de la resina.



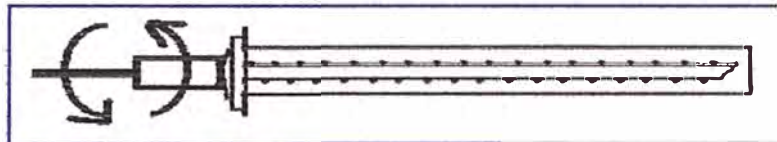
5- Empujar la barra y girar lentamente con un adaptador hasta llegar a la superficie de la roca, después girar a máxima rotación por un mínimo de 15-20 segundos.



6- Esperar el tiempo de fragua de la resina rápida sin movimiento por un mínimo de 1 minuto, remover la tuerca con tope.



7- Después del período de espera, girar la tuerca superior para pegar la planchuela o platina contra la roca y para tensar el perno.



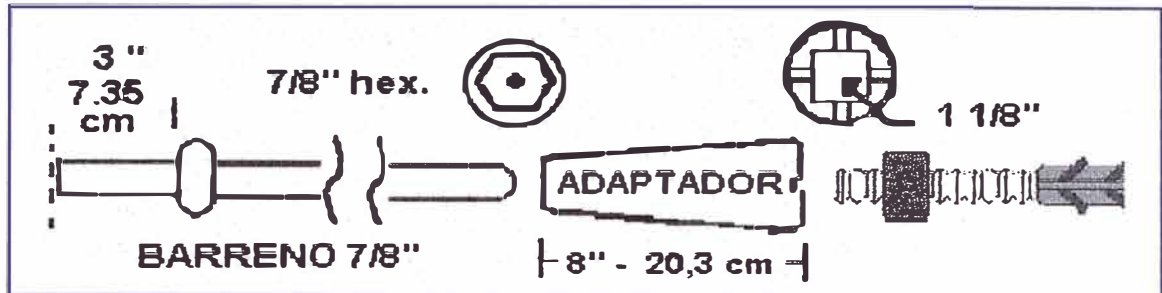
Instalación Completa



Diámetro del taladro de perforación: diámetro de la barra + 10 a 15 mm (óptimo diámetro 10mm).

ADAPTADOR PARA LA INSTALACIÓN DE PERNOS DE BARRA DE CONSTRUCCIÓN

Utiliza un barreno para perforar de 7/8", cortar el colatin por una longitud máximo de 3 pulgadas (7.35cm) para evitar contacto con el martillo de la perforadora. Utilizado para la instalación de pernos de barra de construcción instalado con cartuchos de cemento o cartuchos de resina.

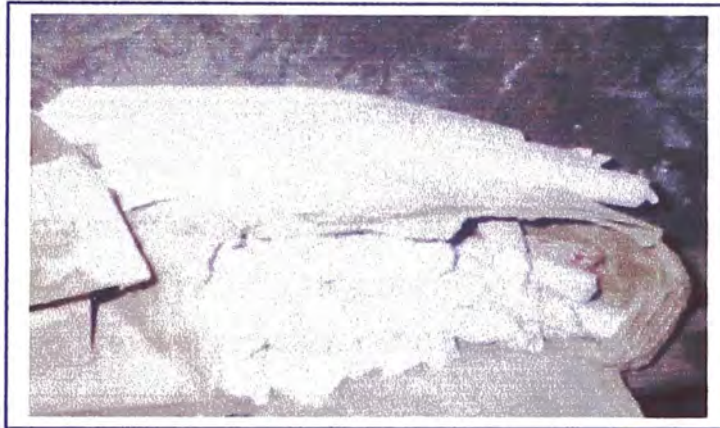
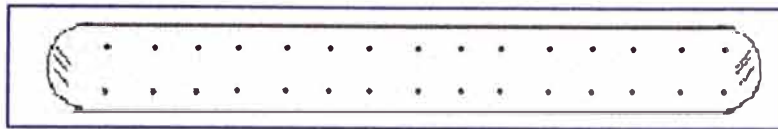


PERNOS CEMENTADOS

Para reducir el costo de este tipo de pernos cementado recomendamos nuestro perno hecho de barra de construcción. Nuestro sistema de pernos cementado incluye una tuerca cuadrada de grado 2 importada desde Canadá, una platina cúpula de 1/4 x 5 x 5" hecho de acero A-36 y un perno fabricado de acero grado 60, ASTM A-615. Todos estos partes conforme con ASTM F-432. Nuestros pernos para el sostenimiento de terrenos cuentan con las siguientes ventajas:

- Reducción de costo, de un promedio de 20%
- Reducción en costo de transporte, por su peso menor

CARTUCHOS DE CEMENTO "CEM-CON "



Cartuchos de cemento **CEM-CON** de la marca Ground Control fabricado por CASTEM E.I.R.L. . Los cartuchos CEM-CON están especialmente diseñados para la instalación de pernos de sostenimiento de roca hecho de barra de construcción o de barra helicoidal. Los cartuchos de cemento CEM-CON vienen preperforados eliminando la necesidad de una perforadora para perforar los cartuchos en cada zona de la labor resultando una utilización rápida y fácil. El cartucho contiene una base de cemento con aditivos especiales en un envase de plástico de polietileno. Para una buena instalación los cartuchos deberían estar en el lapso de 5 a 20 minutos remojados e instalados (no dejar los cartuchos en el agua por mas de 20 minutos).

Dimensiones: 30 x 305mm, 50cartuchos / caja

Diámetro de la perforación = Diámetro de la barra + 10 a 25 mm.

Resistencias mínimas de cartuchos de cemento:

Compresión uniaxial : 60MPa.

Tracción: 20MPa.

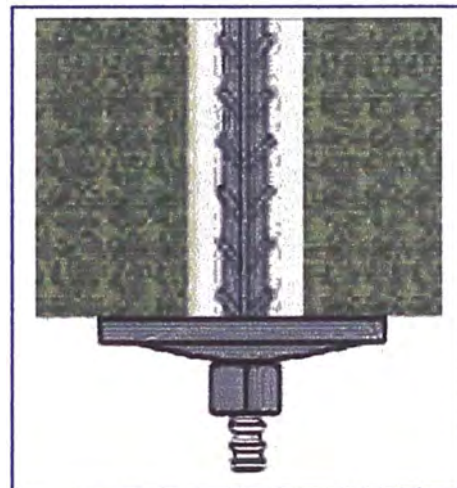
Cizalla: 50 MPa.

Vencimiento: 6 meses.

Almacenaje: En lugar fresco.

En la Instalación de los pernos Cementados con Cartuchos de Cemento, se tiene que tener en cuenta:

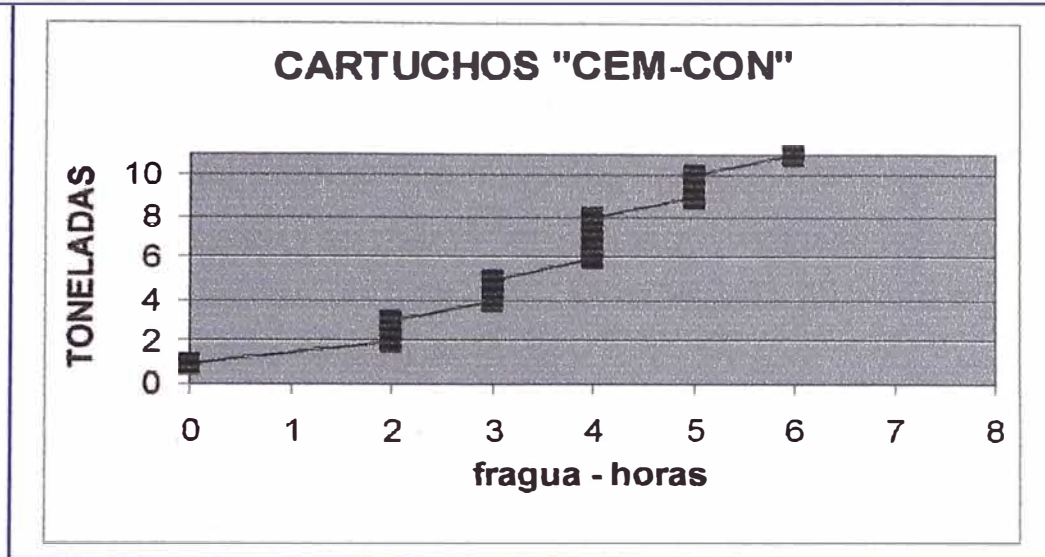
- Si los cartuchos no están perforados, se tiene que perforar para hacer los agujeros por su longitud.
- Preparar los cartuchos de cemento remojando la cantidad necesaria en el agua por un mínimo de 6 – 10 minutos.
- Insertar los cartuchos de cemento hasta llenar el taladro.
- Insertar y doblar el perno (15°) a fin de que este quede en su lugar y al mismo tiempo prevenir la salida del cemento.



Los beneficios de utilizar los cartuchos de cemento "CEM-CON" para la instalación de los pernos para el sostenimiento de terrenos son:

- Manipuleo racional
- Confiable enlechado en los pernos
- Medio ambiente de trabajo mejorado
- Costo total reducido
- No se utilizan equipos de mezclado e inyección

Tiempo de fragua 4 –8 horas **RÁPIDO**, 12 – 18 horas **NORMAL** (> 10 TN / PIE)



USO DE LOS CARTUCHOS DE CEMENTO PARA LA INSTILACIÓN DE LOS PERNOS

PROCEDIMIENTOS:

1- Verifique que las perforaciones de los diámetros de los taladros sean de 32 a 36 mm. El ángulo del perno con la superficie de la roca debe tener 90 grados con un máximo de inclinación de 10 grados de vertical y la platina debe colocarse completamente sobre la superficie de la roca.

2- Los cartuchos de cemento **CEM-CON** vienen pre-perforado en una caja de cartón empacado dentro de una bolsa de plástico. Remojar la cantidad de cartuchos requerido en el agua por un mínimo de 10 minutos antes de la instalación en la perforación.

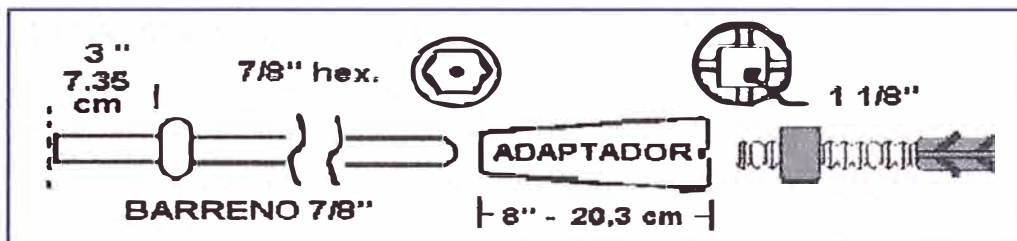
3- Se utiliza 1 cartucho por cada pie de perno. Durante la instalación cada cartucho de cemento debe estar bien acoplado dentro del taladro se emplea un atacador (cargador de madera).

4- Preparar los pernos con su planchuela y tuerca instalada, se puede utiliza un tuerca ciega para ayudar con la instalación. Por un perno hecho de barra de construcción con un diámetro de 3/4" se recomienda una planchuela de 1/4 x 5 x 5" y una tuerca de 3/4" x 1 1/8" cuadrada. Para la instalación de pernos tensado utilizamos el método de contra-tuerca, utilizando un tuerca ciega.

5- Procedemos con la instalación de un perno; cuando haya ingresado aproximadamente la mitad del perno al taladro se dobla un poco (30 grados) a fin de que éste quede en su lugar y al mismo tiempo prevenir la salida del cemento. Completar la instalación del perno empujando y rotando el perno con una perforadora equipada con un adaptador hasta que la planchuela se ponga en contacto con la superficie de la roca.

6- Después de un (1) día de fragua de los cartuchos de cemento se pueden ajustar las tuercas para asegurar un buen contacto con la superficie de la roca.

7- Preparación de un adaptador para la instalación de pernos.



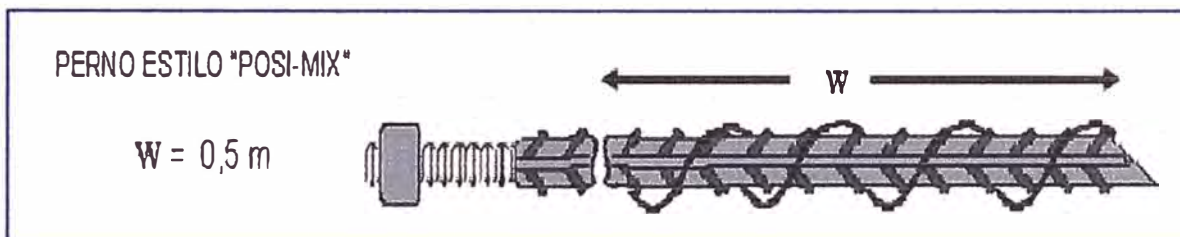
EN COMBINACIÓN CON LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

Es posible de combinar los elementos de sostenimiento en la instalación de la malla de alambre o por el sostenimiento inmediato. Por ejemplo, podemos avanzar un frente con pernos con anclajes expansivos de 5 o 7 pies (1,5 o 2,1 metros) instalado al 1,5 - 2 metros de espaciamiento siguiendo el frente y después hacer la instalación de pernos cementado al dentro de las filas de los pernos anclaje para un sostenimiento mas rígido y por largo tiempo. Pernos cementados son más resistentes pero su soporte no es inmediato debido al tiempo de fragua del cemento de 12-24 horas y pueden ser afectados por los disparos en labores cercanas. En la instalación de la malla de alambre sería recomendable de sostener la malla de alambre puntualmente con Split Sets en preparación por la instalación de los pernos cementado.



ESTILO "POSI-MIX":

Los pernos de Barra Helicoidal por su diámetro mayor y su forma oval mezclan mejor los cartuchos de resina en taladros perforados de más de 38mm, por el contrario en perforaciones de 32-36mm la diferencia en rendimiento es mínima por los dos tipos de pernos. Existe una modificación aplicable a los dos tipos de pernos conocido como "posi-mix" que se puede mejorar la resistencia por los dos tipos de pernos instalado con cartuchos de resina en taladros perforado de 36-40mm.



Es un perno hecho de barra de construcción con punta roscada a la cual se le incorpora un alambre que envuelve en un extremo del perno. Este alambre cumple la función de mejorar el mezclado, y contribuye a incrementar la resistencia del perno.

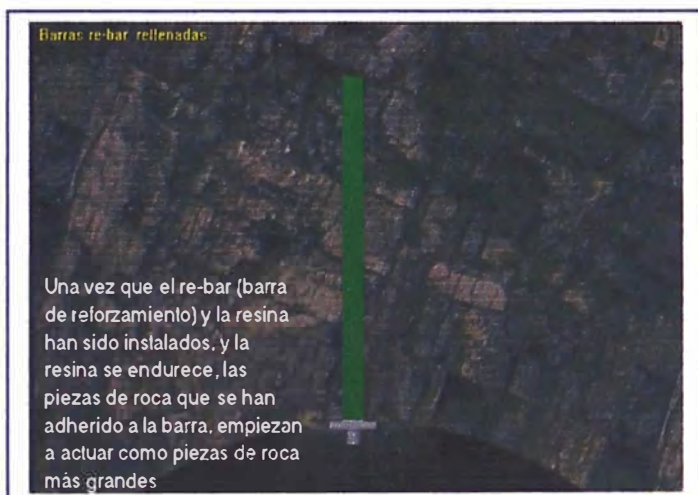
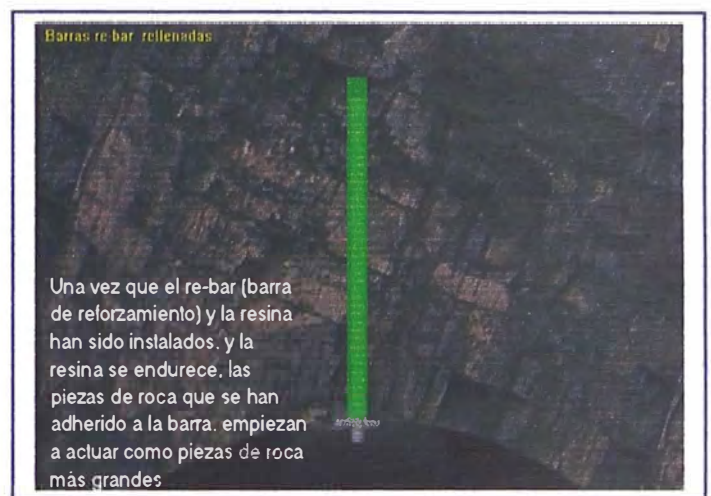
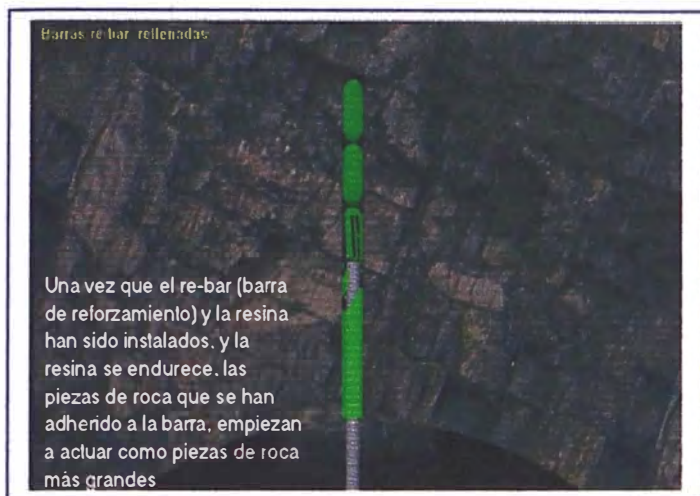
El perno de barra de construcción o barra helicoidal es usado con una placa de base o platina y una tuerca para formar un sistema de soporte.



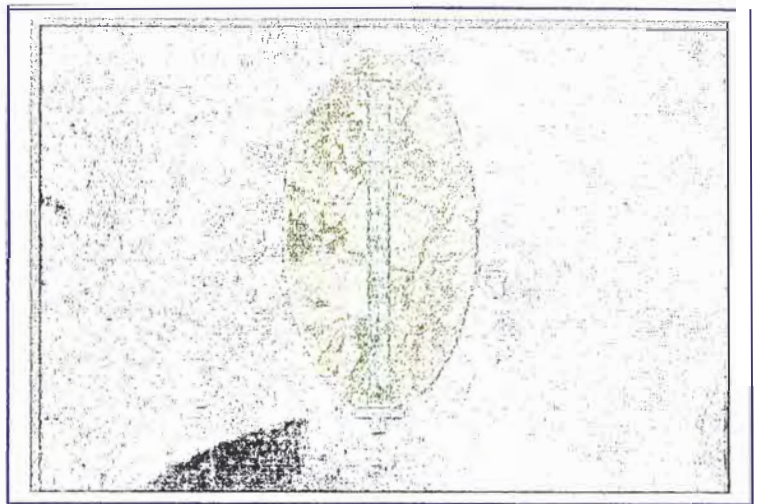
Colocación de resina y cemento en el taladro, luego se instalara el perno.



Una vez que el barreno y la resina han sido instalados, y la resina se endurece, las piezas de roca que se han adherido a la barra, empiezan a actuar como piezas de roca más grandes

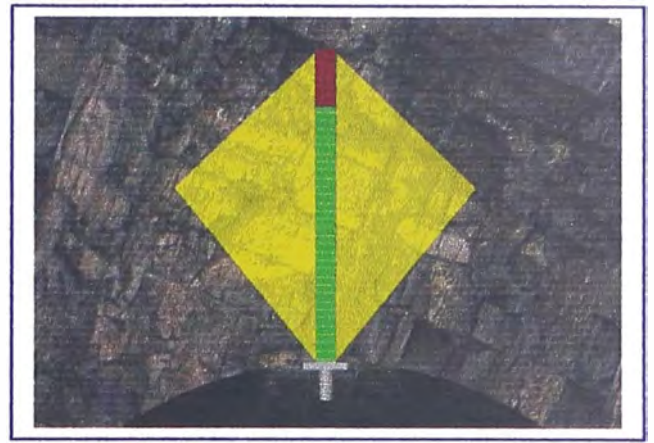
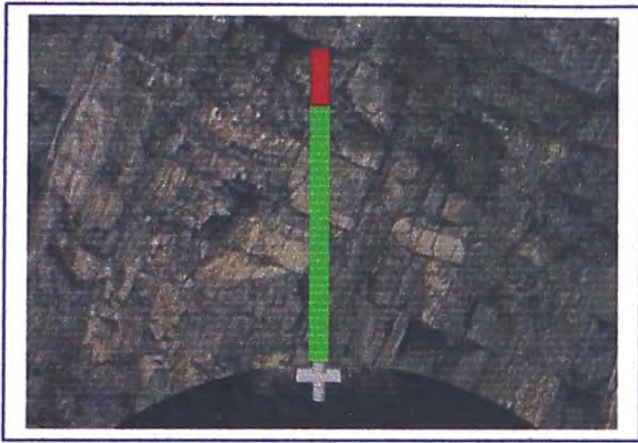


Primero: Se perfora el taladro, lo siguiente: cartuchos de resina y cemento presionados con un atacador de madera son colocados en el taladro, luego el barreno es guiado dentro del taladro. Una vez que la resina se endurece, piezas de rocas empiezan a adherirse a toda la longitud entera de la barra. La platina y las piezas de roca que se han adherido al barreno, hacen de que la roca actúe como si fuera mucho más grande su masa rocosa, dando por eso soporte al área.

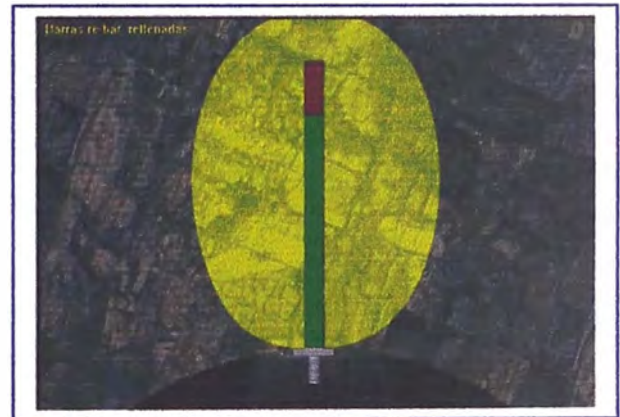
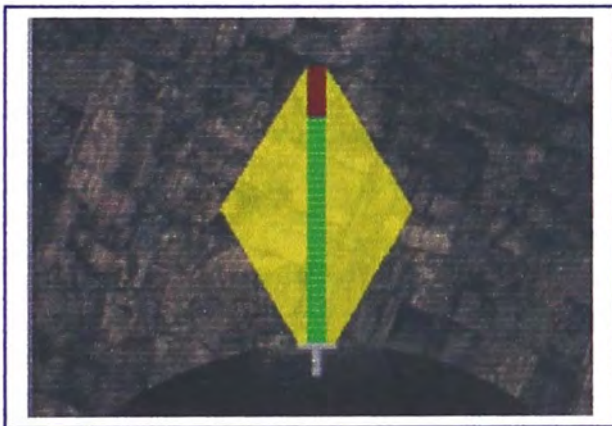


El barreno es girado en el taladro de perforación durante la instalación, así los cartuchos de resina son mezclados con un catalizador de endurecimiento rápido.





La ventaja de colocar ambos: un cartucho rápido y un cartucho lento en el mismo taladro, es que una vez que la función rápida de la resina se ha adherido el perno puede ser tensionado. Entonces cuando el cartucho lento de cemento se ha endurecido, el perno tensionado empieza a adherirse a la roca.



La resina es conveniente, tiene una calidad consistente, y se endurece mas rápidamente que el relleno de cemento.



SOPORTE DE RELLENO EN AREAS DE ALTO DESGASTE

Pernos rellenos

Relleno de cemento y resina sujeta la longitud total de la barra



Ayuda a proteger al perno de la corrosión



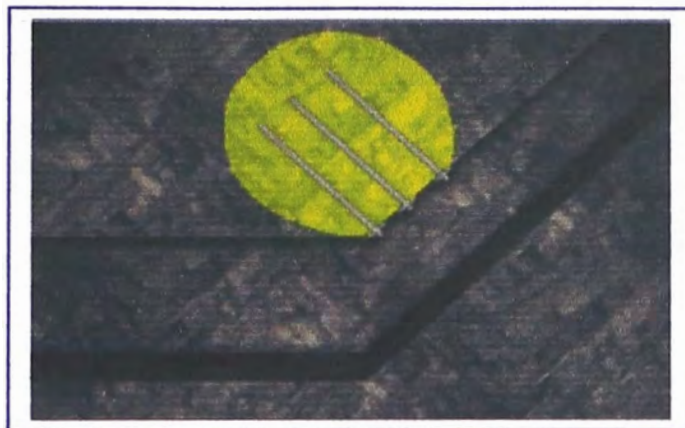
Los soportes rellenos continúan trabajando aun si las platinas fallan.



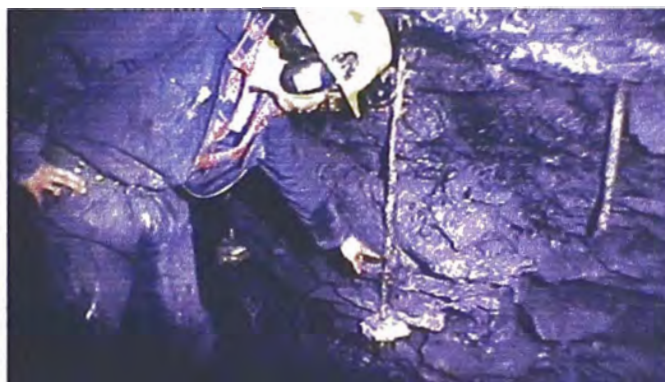
Ambos el relleno de cemento y de resina, sujetan la longitud entera del perno, y ayudan a proteger a los pernos de la corrosión.

Y en áreas de alto desgaste, los soportes de relleno los cuales están completamente adheridos continuarán trabajando aun cuando las platinas de base han colapsado o se han dañado.

La principal ventaja de usar pernos de roca rellenos se obtiene del perno proporcionando soporte o sujetando a lo largo de toda su longitud



Los pernos rellenos con resina y cemento son soportes rígidos, estos no se estiran no son elásticos.



Los soportes rellenos son soportes rígidos.
Ellos no se estiran. no son elásticos



RECOMENDACIONES PARA EL EMPLEO DE CARTUCHOS DE RESINA Y CARTUCHOS DE CEMENTO CEM-CON:

- Para el normal funcionamiento de los Cartuchos de Resina de Fabricación Nacional recomendamos realizar la perforación en función al diámetro del perno, por ejemplo:

Pernos corrugados $\varnothing 1"$ ----- Perforaciones $< 38\text{mm}$

Pernos helicoidales $\varnothing 22\text{mm}$ ----- **Perforaciones $< 36\text{mm}$**

Pernos helicoidales, corrugados $\varnothing 19\text{mm}$ ----- Perforaciones

32-34mm

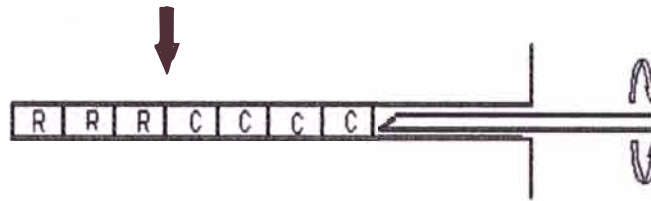
La capacidad de soporte de un perno cementado (resina y/o cemento) está en función a la adherencia entre el PERNO-ENCAPSULANTE-ROCA. Un perno de $\varnothing 22\text{mm}$ encapsulado con resinas e instalado en taladros de $\varnothing 38-41\text{mm}$ no tendrá un desempeño favorable y se producirá inevitablemente el "efecto guante" (mezclado y fraguado parcial de la resina alrededor del perno). Debemos considerar que el perno actuará como un batidor dentro del taladro para mezclar los componentes de la resina con el catalizador y así iniciar su fragua inmediata. El diámetro de perforación está supeditado al diámetro del perno, se recomienda seguir las pautas mostradas.

Por el contrario, al instalar un perno encapsulado con cartuchos de cemento, el diámetro de taladro no está supeditado al diámetro del perno pues su base como mortero es cemento, pero se elevaría el costo de la lechada al utilizar más cartuchos para llenar el taladro.



- Para un perno de $\varnothing 22\text{mm} \times 2.0-2.10-2.40\text{m}$, recomendamos emplear 2-3 cartuchos de resina como mínimo para tener resistencias mayores a 10 toneladas.
- Es necesario y suficiente dar una rotación al perno por 20 segundos para mezclar los componentes de la resina. El tiempo de rotación debe ser estimado a partir de que el perno entre en contacto con el último cartucho de resina insertado.

último cartucho de resina insertado



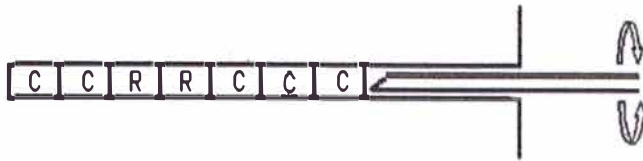
- **Al insertar 2-3 resinas en el fondo del taladro seguido de cartuchos de cemento.**
 1. Se recomienda verificar la profundidad del mismo antes de instalar los pernos (considerar que el perno debe quedarse fuera en una longitud menor a 15 cm para el acople de la tuerca, platina y malla -si fuera necesario-).
 2. Tener en cuenta que el perno debe entrar en contacto con los cartuchos de resina en su totalidad para lograr un buen batido de sus componentes.



NOTA: problema rutinario en cada operador al realizar la perforación, pues no tienen en cuenta este parámetro muy importante cuando se emplean resinas. perno de 2.40

- Para evitar inconvenientes con la profundidad de los taladros y obtener un efectivo batido de los cartuchos de resina, recomendamos insertar uno o

dos cartuchos de cemento en el fondo del taladro + 2-3 resinas + columna de cartuchos.



NOTA: método recomendado para asegurar el batido del 100% de la columna de resina encapsulados dentro del taladro.

2CEM-CON + 2-3 RESINAS + 4 CEM-CON, para un perno de $\varnothing 22\text{mm}$ x
2.0-2.10-2.40m

- Realizar un buen confinamiento de la resina dentro del taladro; con ello se elimina el espacio vacío que pueda haber entre la resina y el diámetro de taladro.
- Recomendamos emplear un adaptador de pernos adecuado para realizar la rotación e instalación del perno.
- Se recomienda seguir el siguiente procedimiento de trabajo, en la instalación de pernos con cartuchos de resina nacional:

Después de haber concluido el tiempo de rotación del perno, este debe quedarse en su colocación sin movimiento por 1-2 minutos. No olvidar que los componentes de la resina después de haber sido mezclados por 20 segundos inicia su fragua para consolidar la adherencia entre el perno, resina y la roca.

Nota: Ocurren casos en que el operador después de haber instalado el perno al sacar la máquina jala el perno. Se recomienda para ello, primero: sacar cuidadosamente la grapa de la máquina, segundo: desmontar la máquina, tercero: sacar el adaptador de pernos.

- Para realizar las pruebas de tracción con los cartuchos de resina, es suficiente realizar el mismo después de 30 minutos.

BARRA INYECTADA CON CEMENTO

El perno de roca no desliza pero es cargado para las fallas los cuales ocurren entre los bloques, en la diaclasa en aproximadamente 180 KN (18 tons) y 30 mm de deformación del perno roca. La repentina caída de la carga las cuales pueden ser vistas en el gráfico en aproximadamente 150 KN, refleja las características típicas de una barra de acero enrollada en caliente sometido a una carga en tensión.

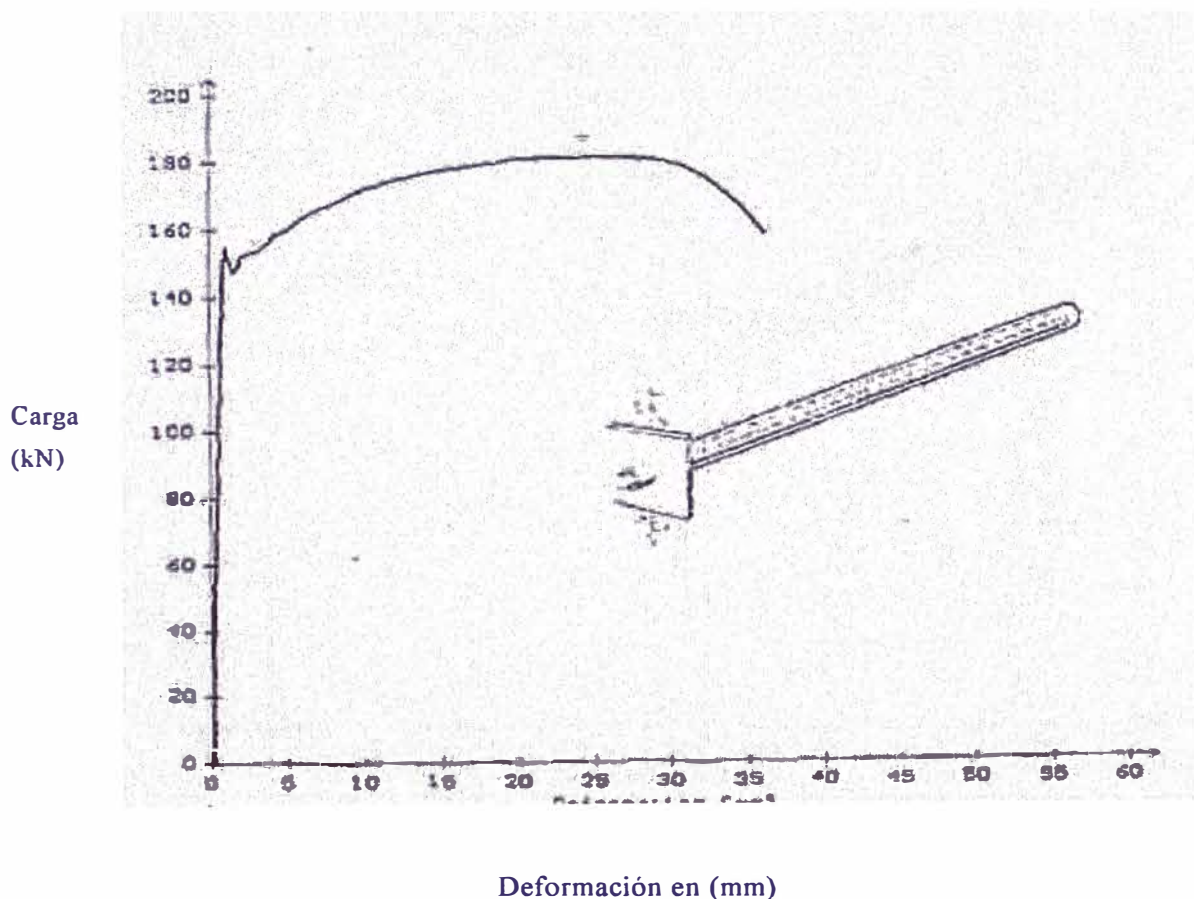


Fig. a: Barra inyectada con cemento – cargando en tracción a través de una diaclasa.

BARRA INYECTADA CON RESINA

El perno de roca no desliza pero es cargada para fallas las cuales ocurren entre los bloques, en las juntas, en aproximadamente 180 KN (18 tons) y 20 mm de deformación del perno de roca. La resina adherida es más rígida que el cemento adherido y la fracturación en el lugar así como la adhesión en las fallas y cerca de la diaclasa es limitada, resultando comparativamente más pequeño que la deformación total del perno de roca. La carga del perno de roca es concentrada sobre una corta sección del perno de roca.

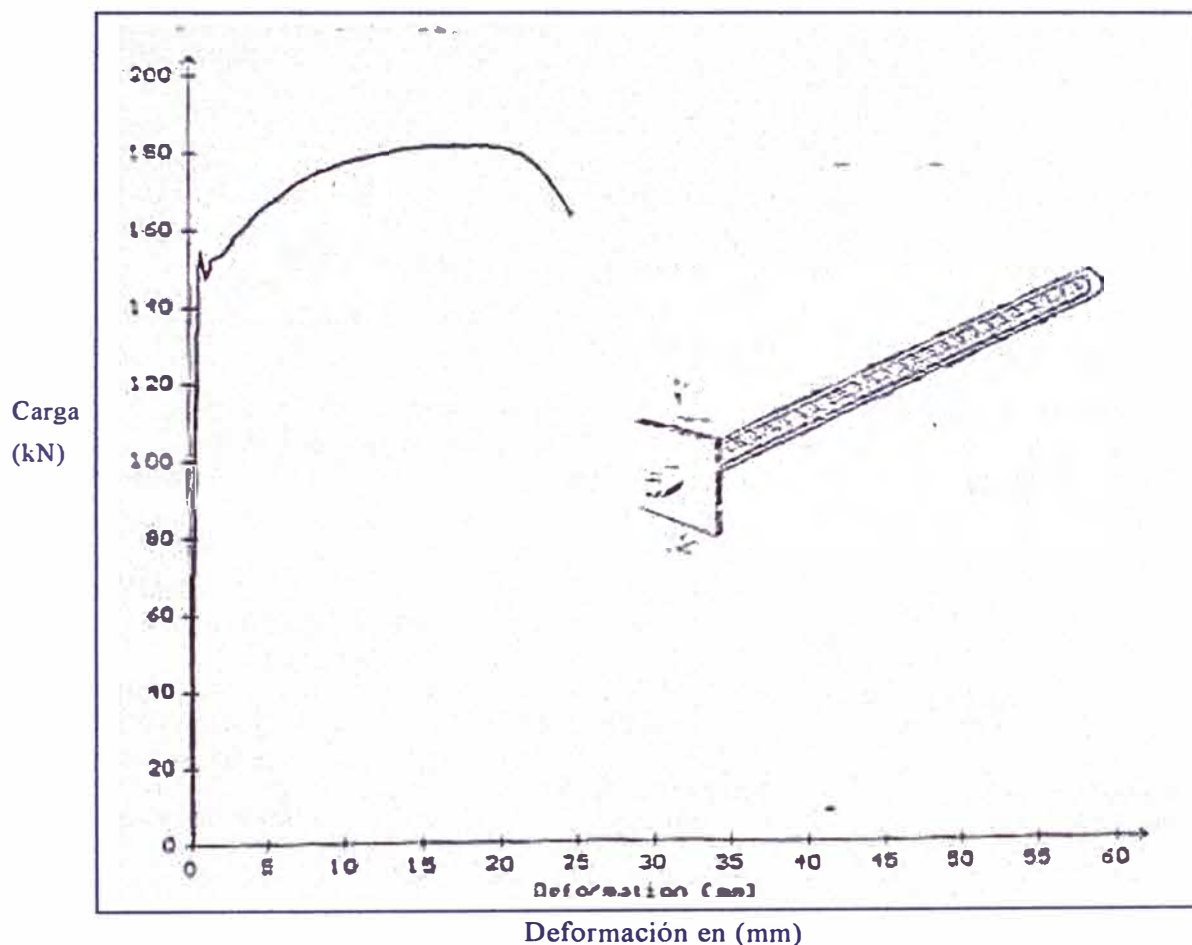


Fig. b: Barra inyectada con resina – cargando en tracción a través de una diaclasa.

CÁLCULO DE COSTO DE LECHADO DE 20 PERNOS DE 6 pies MEDIANTE BOMBA DE INYECCIÓN

COSTO DE INVERSIÓN: BOMBA INYECCIÓN + MEZCLADOR

Precio:	10000 (\$)
Depreciación:	2 (años)
Depreciación:	20 (días/mes)
Depreciación:	12 (horas/guardia)
Depreciación:	2 (guardia/día)

Total: $12h/g * 2g/d * 20 d/m * 12m/a * 2a = 11520 \text{ horas}$

N° taladros 20
Tiempo de inyección de 20 taladros de 6 pies: 1 hora

Costo bomba: $\$10000 / 11520 h = 0.87 \text{ \$/hora}$,
 $0.87/20 = 0.044 \text{ \$/taladro}$

MANO DE OBRA

N° personas requeridas: 2 (perforista + ayudante)

Perforista: 35 nuevos soles $35 / 3.33 =$
 $\$10.51$

Ayudante: 25 nuevos soles $25 / 3.33 = \$7.51$

Perforista : $\$10.51 / 12 = 0.876\text{\$/hora}$ $0.876 / 20 = 0.044 \text{ \$/taladro}$

Ayudante : $\$7.51 / 12 = 0.626\text{\$/hora}$ $0.626 / 20 = 0.031\text{\$/taladro}$

Costo mano de obra: 1.502 \\$/hora 0.075 \\$/taladro

DOSIFICACIÓN

Agua 0.3 (13-15 litros)

Cemento 1.0 (42.5 kilos)

Tiempo de mezclado: 20 minutos $20/60 = 0.33 h$

Costo mano de obra: 0.075 \\$/taladro

N° de bolsas a mezclar: 2

$0.075 * 0.33 = 0.025$
 $\text{\$/taladro}$

Total: $2 * 0.025 = 0.050$
\\$/taladro

Costo dosificación:

TRASPORTE DE BOMBA / ACCESORIOS- 2 BOLSAS DE CEMENTO

Costo mano de obra: 0.075 \\$/taladro

Trasladar bomba: 40 minutos $40 / 60 = 0.67 h$

Trasladar cemento: 25 minutos $25 / 60 = 0.42 h$

Costo trasladar bomba: $0.075 * 0.67 = 0.050 \text{ \$/taladro}$

Costo trasladar cemento: $0.075 * 0.42 = 0.032 \text{ \$/taladro}$

0.082 \\$/taladro

Costo transporte:

COSTO BOLSA DE CEMENTO

Costo bolsa de cemento: 17.00 nuevos soles : $17/3.33 = \$ 5.11$
 Costo de transporte a mina: 50% del precio : $0.5 * 5.11 = \$ 2.56$
 Total : $2 * (5.11+2.56) = \$ 15.34$
 N° bolsas de cemento: 2,
Costo bolsa de cemento: $\$15.34 / 20 \text{ tal} = 0.767 \text{ \$/taladro}$

PERDIDAS

Porcentaje de perdidas por inyección de lechada:			15%
Número de taladros a inyectar:			20
Número de taladros perdidos:			3
Costo bomba:	0.044 $\$/taladro$	$0.044 * 0.15 = 0.0066$	$0.0066 * 3 = 0.020$
Costo mano de obra:	0.075 $\$/taladro$	$0.075 * 0.15 = 0.011$	$0.011 * 3 = 0.033$
Costo bolsa de cemento:	0.767 $\$/taladro$	$0.767 * 0.15 = 0.115$	$0.115 * 3 = 0.345$
Costo trasladar cemento:	0.032 $\$/taladro$	$0.032 * 0.15 = 0.005$	$0.005 * 3 = 0.015$
Costo dosificación:	0.050 $\$/taladro$	$0.05 * 0.15 = 0.008$	$0.008 * 3 = 0.024$
Costo total perdidas:		0.437 $\\$/taladro$	

TIEMPO DE INSTALACIÓN/DESINSTALACIÓN BOMBA

Instalar bomba:	10 minutos	$10/60 = 0.17\text{h}$
desinstalar bomba:	10 minutos	$10/60 = 0.17\text{h}$
Costo mano de obra:	0.075 $\$/taladro$	
Costo instalar bomba:	0.013 $\$/taladro$	
Costo desinstalar bomba:	0.013 $\$/taladro$	
Costo total tiempo de instalación/desinstalación:	0.026 $\\$/taladro$	

COSTOS TOTALES PARA EL LECHADO DE TALADROS DE 6 PIES CON BOMBA DE INYECCIÓN

Bomba inyección:	0.044 $\\$/taladro$
Mano de obra:	0.075 $\\$/taladro$
Dosificación:	0.050 $\\$/taladro$
Transporte:	0.082 $\\$/taladro$
Costo bolsa de cemento:	0.767 $\\$/taladro$
Perdidas:	0.437 $\\$/taladro$
Tiempo de instalación/desinstalación:	0.026 $\\$/taladro$

TOTAL: 1.481 $\$/taladro$

CÁLCULO DE ENCAPSULADO DE TALADROS DE 6 pies MEDIANTE CARTUCHOS DE CEMENTO

ENCAPSULANTE:

N° de taladros:	20
Costo de c/cartucho	\$ 0.2
N° de cartuchos/taladro:	5
N° cartuchos totales:	100
N° de cartuchos/caja:	50
Costo de transporte a mina:	20%

Depreciación:	12 (horas/guardia)	
Depreciación:	2 (guardia/dia)	
Tiempo de inyección de 20 taladros de 6 pies:		1 hora

Costo encapsulante: $5 * \$ 0.2 = 1 \text{ \$/taladro} + 20\% 1\$/\text{tal} = \mathbf{1.20 \text{ \$/taladro}}$

MANO DE OBRA

N° personas requeridas:	2(perforista + ayudante)
Perforista:	35, $35 / 3.33 = \$ 10.51$
Ayudante:	25, $25 / 3.33 = \$ 7.51$

Costo perforista : $\$10.51/12 = 0.876\$/\text{hora}$, $0.876/20 = 0.044\$/\text{taladro}$

Costo ayudante : $\$ 7.51/12 = 0.626\$/\text{hora}$, $0.626/20 = 0.031\$/\text{taladro}$

Costo mano de obra: 1.502 \\$/hora, 0.075 \\$/taladro

TRANSPORTE DE 2 CAJAS DE CEMENTO

Costo mano de obra:	0.075 \\$/taladro
N° de cajas a trasladar:	2
Trasladar 2 cajas de cartuchos:	15 minutos : $15/60 = 0.25\text{h}$
Costo trasladar 2 cajas:	$0.075 * 0.25 = 0.019 \text{ \$/taladro}$

Costo transporte: $\mathbf{0.019 \text{ \$/taladro}}$

TIEMPO DE INSTALACIÓN MAQUINA

Instalar maquina:	10 minutos $10/60 = 0.17 \text{ h}$
Costo mano de obra:	0.075 \\$/taladro
Costo instalar maquina:	$0.075 * 0.17 = 0.013 \text{ \$/taladro}$
Costo instalación:	0.013 \\$/taladro

**COSTOS TOTALES PARA EL ENCAPSULADO DE TALADROS DE 6 PIES
CON CARTUCHOS DE CEMENTO**

Encapsulante :	1.200 \$/taladro
Mano de obra:	0.075 \$/taladro
Transporte:	0.019 \$/taladro
Instalación maquina:	0.013 \$/taladro
TOTAL:	1.307 \$/taladro

BOMBA INYECCIÓN: 1.481 \$/taladro
CARTUCHO DE CEMENTO: 1.307\$/taladro

ahorro: 1.481-1.307 = 0.174 \$/tal

ahorro: $(0.174 / 1.307) * 100\% = 13.31\%$

Entonces el ahorro obtenido al utilizar pernos con cartuchos de cemento en lugar de pernos con inyección de lechada de cemento es de 0.174 \$/taladro, que representa el 13.31%.

BARRA HELICOIDAL

La barra de acero para la fortificación de rocas. La Barra Helicoidal tiene como principal ventaja de haber sido diseñada específicamente para el sostenimiento y la fortificación de terrenos, ha sido concebida para incrementar los niveles de seguridad en minas subterráneas y a cielo abierto, protegiendo al personal y a los equipos y permitiéndole obtener interesantes beneficios técnicos y económicos.

La Barra Helicoidal actúa en conjunto con una placa de sujeción y una tuerca de fijación que le permiten reforzar y preservar la resistencia natural que presentan los estratos rocosos, suelos o taludes. La inyección de concreto, mortero o resinas en la perforación del estrato sobre el cual es introducida la barra, sirve de anclaje y permite que la rosca actúe como un medio para evitar el desplazamiento de la barra.

Son pernos consistentes en barras de acero helicoidales, presentan un diámetro nominal de 19.5mm y una masa de 2.275 Kg/m. Los pernos van adheridos a la roca con cemento en mortero (lechada de cemento), cartuchos de cemento y/o con resina (1-2 min. de fraguado). Se utiliza principalmente para el sostenimiento de labores permanentes y en forma eventual en stopes, gracias al material que los une a la roca (cemento y/o resina) al paso del tiempo los pernos continuarán trabajando sin disminuir su resistencia.

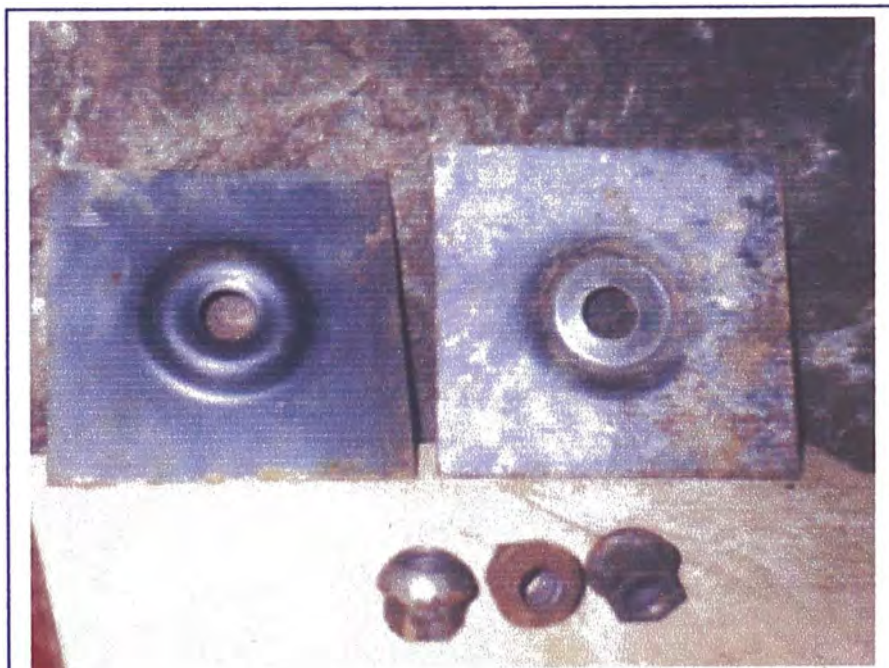
Empernado de Roca

El empernado es un procedimiento constructivo que impide, atenúa o neutraliza el fenómeno de descompresión de la roca en torno al túnel o excavación, evitando así la caída de rocas. La acción de los pernos debidamente situados en la periferia de la excavación tiene como objetivo consolidar los techos aprovechando la resistencia natural que ofrece el arco, pues la fuerza con la que se tensiona la barra del perno termina sujetando la capa y formando un bloque. Los estratos de roca débil también pueden suspenderse por medio de pernos en materiales más resistentes, del mismo modo que varios planos estratificados pueden empernarse formando una especie de grampa.

BARRA HELICOIDAL



Barra Helicoidal



Platina y tuerca

Tipos de Perno

Existen básicamente 2 tipos de pernos de fortificación: Por adhesión o por fricción.

El perno por adhesión es un perno de roca insertado en resina, en cemento (**cembolt**), o en la combinación de resina rápida al fondo del taladro y cartuchos de cemento, que resiste los esfuerzos de tensionamiento de la barra por el 'pegado' de la resina y/o cartuchos de cemento con la roca y la barra de acero.

También se puede usar lechada de cemento inyectado en la perforación mediante bombas manuales. La barra de acero utilizada y específicamente diseñada para la fortificación de rocas es la Barra Helicoidal.

El perno de roca por fricción resiste las cargas de tensionamiento sólo por las fuerzas que friccionan al contacto entre la roca y el perno, por lo tanto, no necesitan usar algún tipo de adherente.

Ventajas técnicas y económicas respecto de otros pernos

Barra Helicoidal vs. Barra Corrugada

La principal diferencia entre ambas radica en el diseño de la barra. Mientras la Barra Corrugada ha sido diseñada en principio para ser usada en la construcción de viviendas y edificios, la Barra Helicoidal ha sido diseñada para ser usada exclusivamente como perno de anclaje.

Ambos tipos de barra con el mismo diámetro pueden resistir lo mismo si están fabricadas con el mismo acero (**ASTM A615 Grado 60** por ejemplo), pero las Barras Corrugadas maquinadas resisten menos en el tramo maquinado porque su diámetro es disminuido durante la fabricación de la rosca. Esto no sucede en el caso de las Barras Helicoidales porque la rosca es parte del diseño de la barra y es elaborada por laminación en caliente durante su fabricación en la planta siderúrgica.

La Barra Helicoidal presenta los resaltes como corruga para favorecer la adherencia con la resina o concreto, y también para cumplir la función de una rosca que permita el deslizamiento de la tuerca a lo largo de toda la barra.

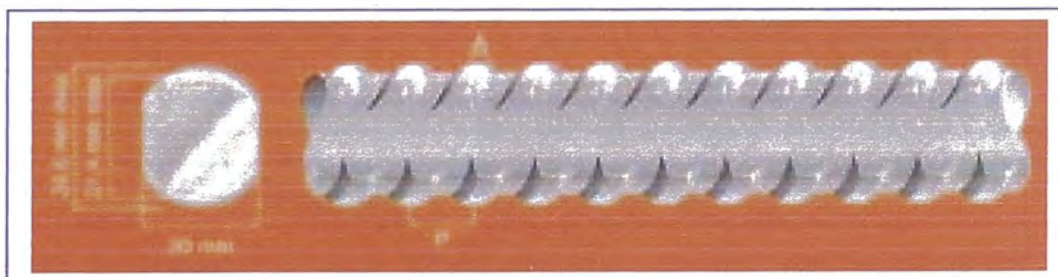
La rosca de la Barra Helicoidal, además, es robusta y prácticamente indestructible, a diferencia de las roscas maquinadas en talleres mecánicos que no ofrecen la misma garantía que puede ofrecer una empresa siderúrgica certificada bajo Normas ISO 9002.

Para llevar a cabo el maquinado de una rosca en una Barra Corrugada, ésta primero es torneada a lo largo de la sección a ser roscada. Antes del torneado, las corrugas originales son eliminadas de dos maneras: presionándolas contra la barra obteniendo una zona endurecida y frágil, o cepillando las corrugas reduciendo el diámetro de la barra y, por lo tanto, reduciendo también la carga que puede soportar la barra.

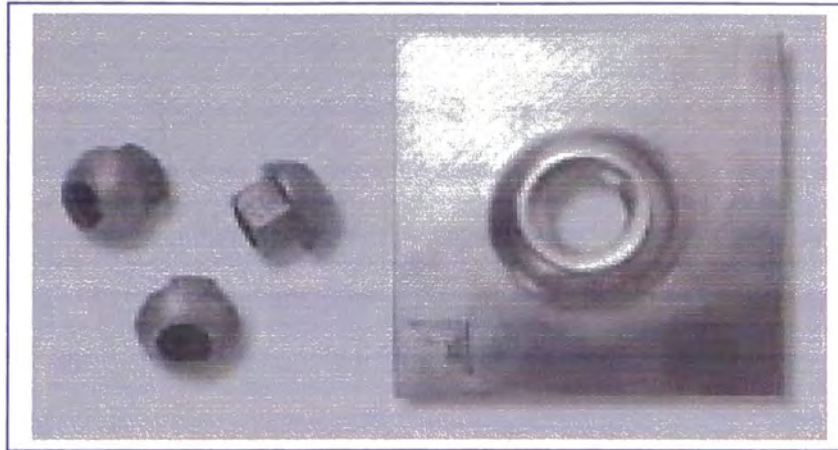
Dimensiones de la barra helicoidal

ASTM A615 (GR. 60 Y GR. 75)

DIAMETRO NOMINAL	MASA	PASO DEL HILO, P	ANCHO DE BASE, A
mm	Kg/m	mm	mm
22	2,98	11,09	3,6
25	3,85	12,50	4,6



Tuercas de Fijación y Platina

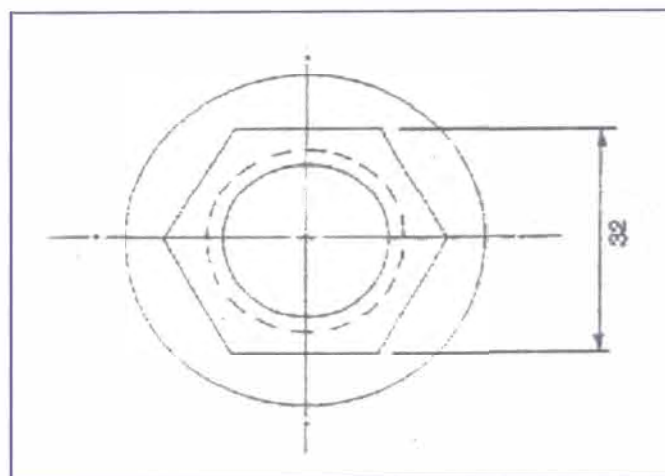
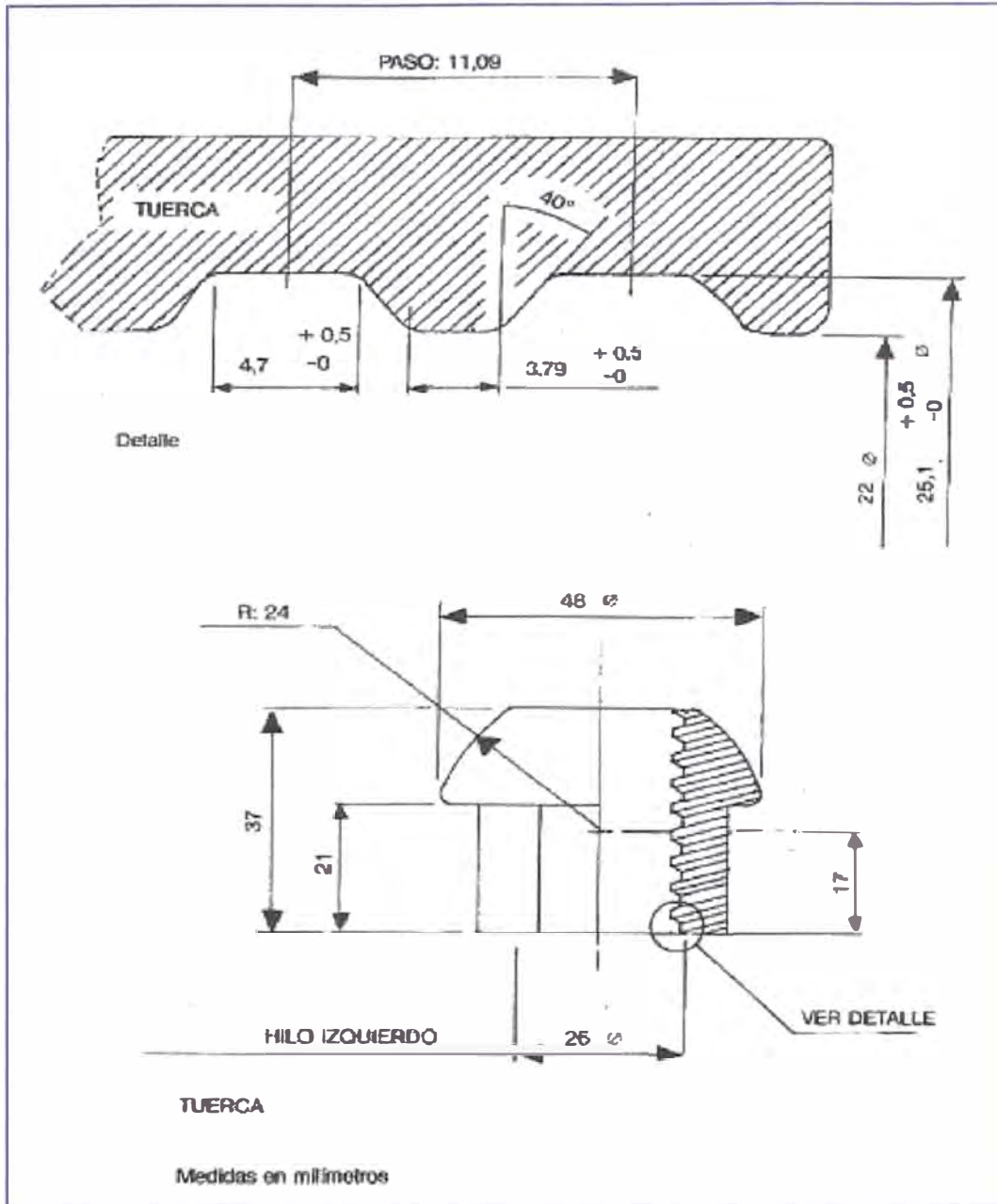


**ASTM A536
GR. 60-42-10**

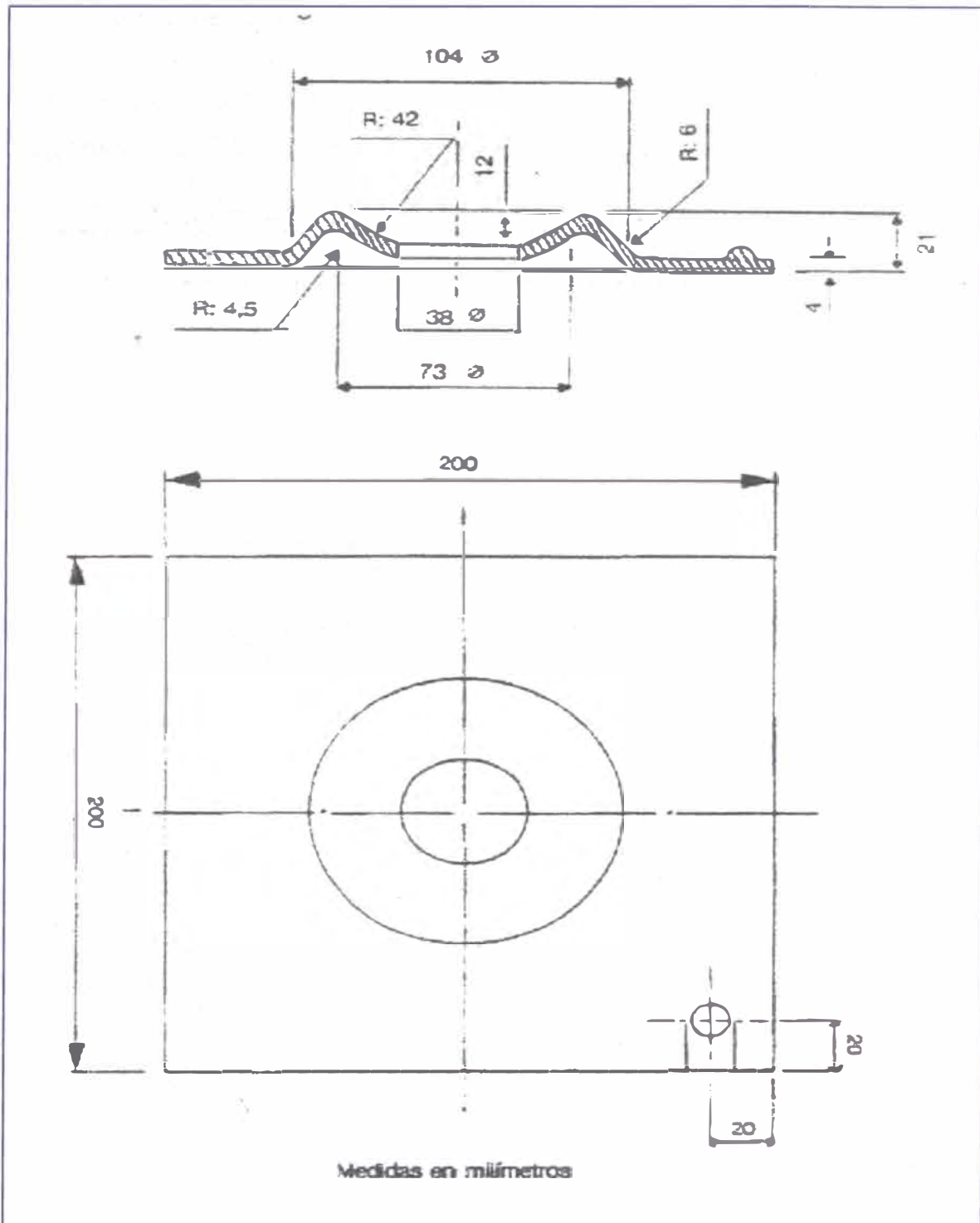
**ASTM A36
200X200X4.5**



DIMENSIONES DE LA TUERCA EN mm



DIMENSIONES DE LA PLATINA DE ACERO PARA EL CABEZAL DE APOYO EN mm



BARRA HELICOIDAL VS. BARRAS DE FRICCIÓN

La ventaja de la Barra Helicoidal con relación al perno por fricción es que la primera puede desarrollar cargas hasta de 25ton. como mínimo en el caso de las barras de diámetro de 22mm, o cargas de hasta 32ton. como mínimo si se trata de barras de diámetro de 25mm.

Los pernos por fricción, en cambio, sólo pueden soportar cargas entre 6-8ton. Por esta razón, los pernos por adhesión generalmente son usados como sostenimiento permanente (galerías y rampas en minas de uso prolongado y en túneles para trasvases de agua o en centrales hidroeléctricas sometidos a caudales de alta presión); mientras que los pernos por fricción son usados más en excavaciones de uso temporal, como es el caso de túneles secundarios en minas de corta duración o en aquellas donde la roca es muy buena y el requerimiento de soporte es mínimo.

INSTALACION DE LA BARRA HELICOIDAL

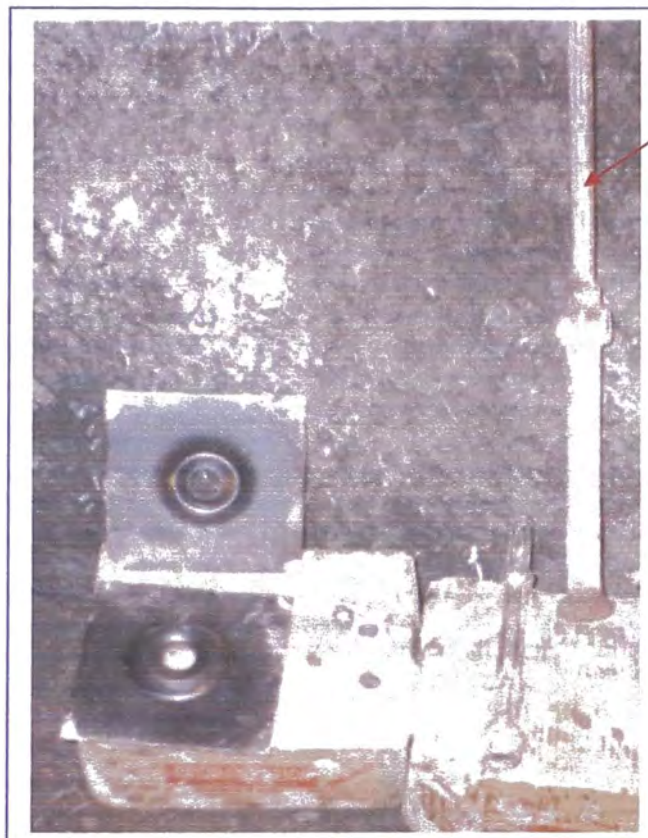
Barra Helicoidal con platina y tuerca



Adaptador



Se aprecia platinas tuercas, adaptador, y la llave de torque, para dar tensión al perno al final de la instalación.



Llave de torque

Barra helicoidal con platina y tuerca, unido al adaptador, para ser instalado en el taladro





Se introduce 2 cartuchos de resina al fondo del taladro, y se presiona con el atacador de madera, luego se introduce 4 cartuchos de cemento, y se presiona con el atacador de madera, al final se introduce la barra helicoidal de 7 pies unido al adaptador que con movimiento de rotación y presión que ejerce con la maquina perforadora jackleg es instalada al taladro, al final con la llave de torque, unido a la maquina perforadora jackleg, se obtiene la tensión final en la barra helicoidal.



Se debe de tener en cuenta que:

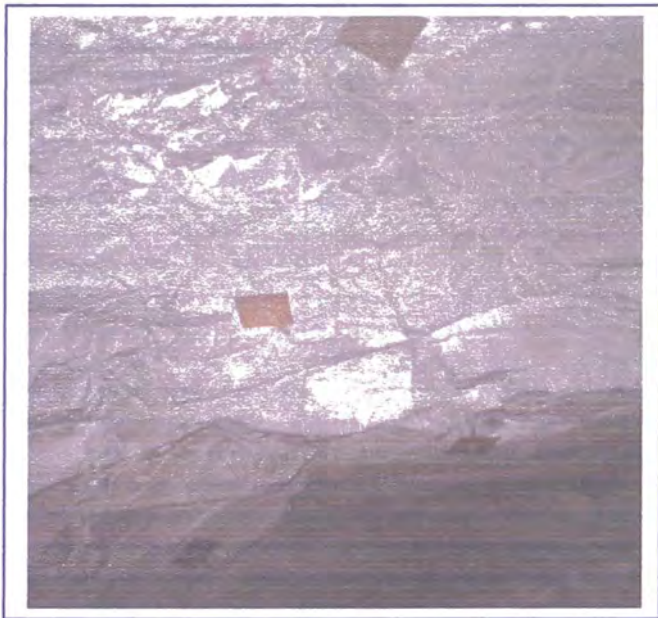
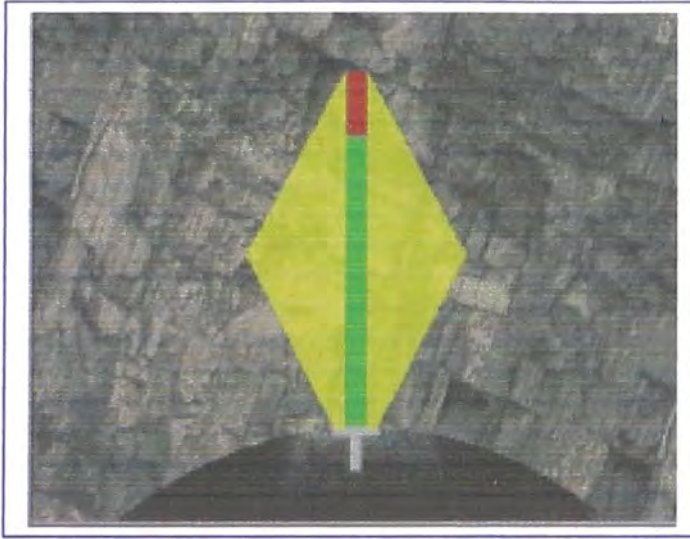
Para la instalación de barras helicoidales según longitud en pies se requiere la cantidad de cartuchos de resinas mas cemento:

Barra Helicoidal		
Longitud en pies	Cartuchos de resina	Cartuchos de cemento
7	2	4
8	2	5
10	3	6


Instalación de la barra helicoidal

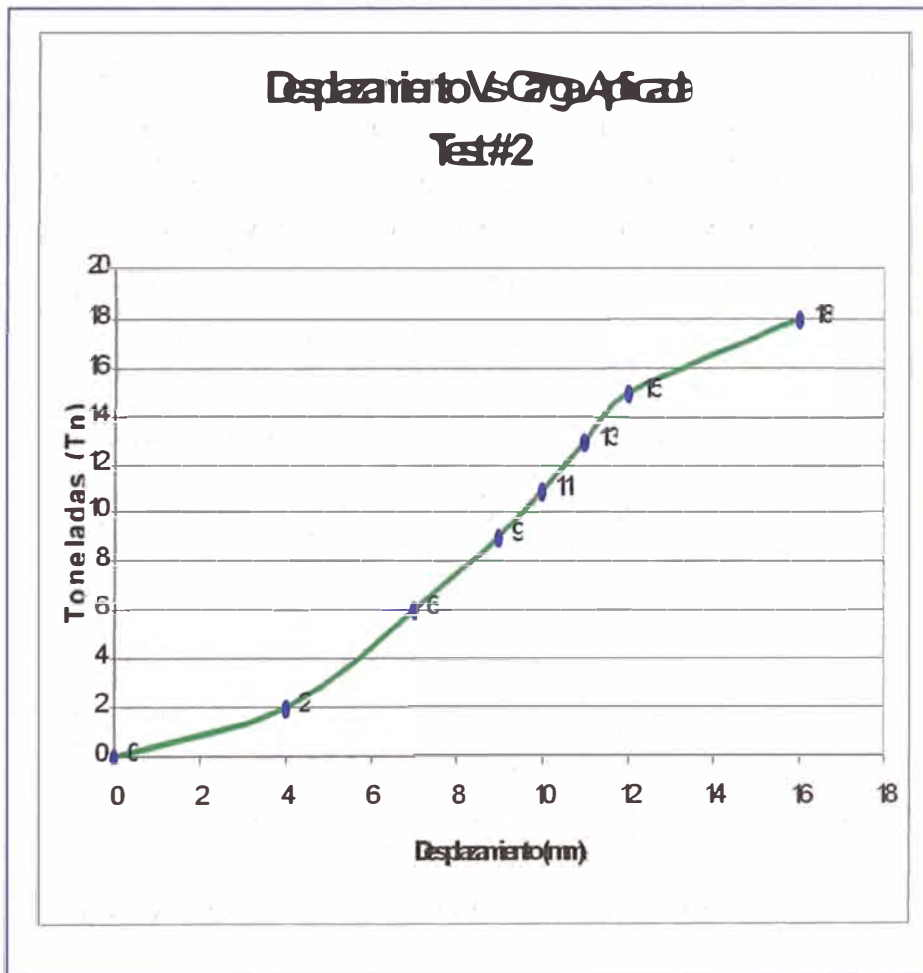


Barra Helicoidal instalados



REPORTE PARA ENSAYO DE TRACCIÓN EN TERRENO

ENSAYO N°	1
FECHA	21-11-02
UNIDAD MINERA	AMERICANA
NIVEL	4
LABOR	Galería 010 W
TIPO DE ROCA	MALA
INDICE RMR	36
UBICACIÓN DEL PERNO	
TIPO DE PERNO	BARRA HELICOIDAL
LARGO (pies)	6
DIAMETRO (mm)	22
TIPO DE ANCLAJE / N° DE CARTUCHOS	CEMBOLT / 3
CAPACIDAD DE ANCLAJE (Ton)	17
TIPO DE FALLA	NO



BENEFICIOS DEL SISTEMA BARRA HELICOIDAL

- El sistema Barra Helicoidal es muy fácil de instalar, gracias al hilo continuo de la barra, ésta puede cortarse en el terreno a la longitud deseada sin tener que preparar una provisión de barras de cada longitud a usar, lo cual reduce el manejo de stocks.
- El hilo de paso amplio permite una colocación muy rápida de la tuerca.
- Es fácil de limpiar y no se daña durante el transporte.
- Se adapta a las irregularidades de la superficie.
- La placa base de forma curva y con perforación central cónica, junto con la tuerca de base esférica, pueden adaptarse a las irregularidades de la superficie rocosa actuando como rótula. Al tener la placa de sujeción un domo semiesférico y una rondana de la tuerca también semiesférica, se logra una junta universal en la que la placa siempre quedará ajustada a la roca, sin importar el ángulo de inclinación del perno de anclaje con respecto a la roca expuesta.
- Mejor adherencia.
- La adherencia con el cemento, cembolt o con la resina es mucho mayor con la Barra Helicoidal que con la Barra Corrugada, logrando anclas de muy alta resistencia en rocas de mala calidad.

Aplicaciones de la Barra Helicoidal

La Barra Helicoidal es fundamental en el sostenimiento de bloques de roca potencialmente inestables en techos, paredes, intersecciones y esquinas.

Certificación ISO 9002 para todos sus procesos

El sistema de Fabricación de Productos de Corporación Aceros Arequipa S.A. tiene la certificación ISO 9002, emitida por la ABS Quality Evaluation Inc. de Texas - U.S.A. para sus dos plantas de fabricación localizadas en Pisco y Arequipa.

Pruebas de Tracción

Las BARRAS HELICOIDALES de Aceros Arequipa han sido sometidas a Pruebas de Transferencia de Carga en minas peruanas, obteniendo excelentes resultados.

Metodología de la Prueba

Se realiza una perforación en la roca con una Perforadora Manual Neumática. La perforación debe ser de una longitud menor al de la Barra para permitir la instalación del Sistema de Fijación Placa-Tuerca.

Se coloca la Barra Helicoidal.

Se aplica el cartucho de resina, cemento o cembolt.

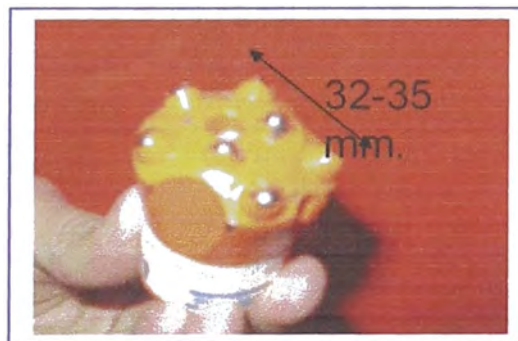
Se deja fraguar por un período de tiempo (28 días aproximadamente para el cemento, solo minutos en caso de la resina). Se procede a aplicar cargas de tracción con un equipo ENERPAC hasta tratar de que se produzca el arranque del perno de la perforación.

El cemento resiste hasta que se corte el perno.

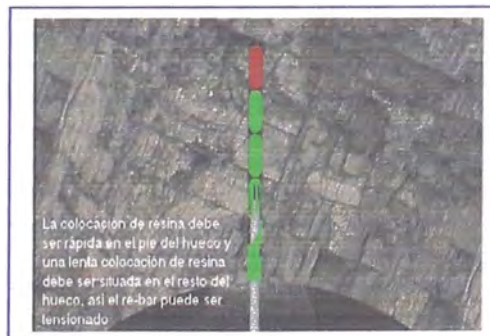
Controles en Pernos Helicoidales

Los controles que se realizan son los siguientes:

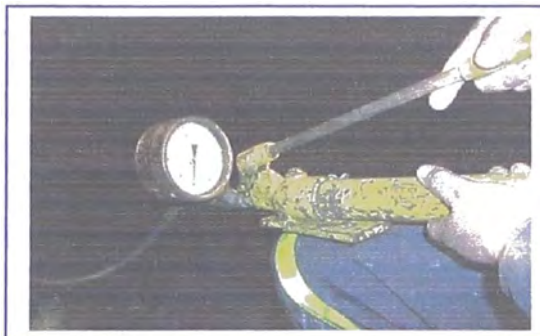
- El diámetro del taladro de perforación debe de estar entre 32 a 35 mm.



- Se coloca en el tope del taladro 2 cartuchos de resina en el caso de pernos de 7 pies y 8 pies, para pernos de 10 pies se colocan 3 resinas, luego se colocan cartuchos de cemento, 4 para pernos de 7 pies, 5 para pernos de 8 pies, 6 para pernos de 10 pies.

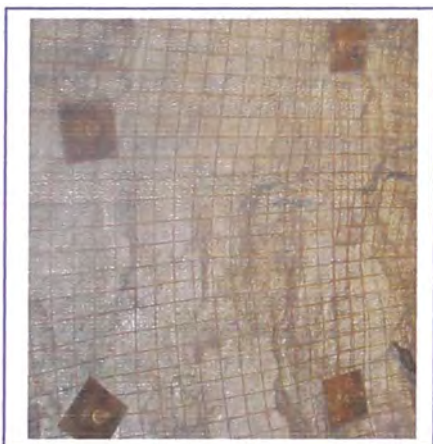


Se realizan en forma periódica pruebas con el equipo Pull Tester. El perno debe de soportar 25ton. como mínimo en el caso de las barras de diámetro de 22mm, o cargas de hasta 32ton. como mínimo si se trata de barras de diámetro de 25mm.



Sostenimiento con Malla Electrosoldada

La malla electrosoldada se usa en combinación con pernos helicoidales, tanto en labores permanentes como en stopes. Se utiliza malla metálica galvanizada electrosoldada N° 8 de cocada de 2" x2" y 4" x4" en galerías principales, cortadas, cruceros y cámaras, etc. Es adecuado para controlar terrenos de calidad regular a mala medianamente fracturadas.



La malla de alambre electrosoldada se utiliza para proteger al personal de las rocas sueltas que pueden desprenderse de la superficie del terreno.

El control en este caso se realiza diariamente y en forma visual, teniéndose en cuenta lo siguiente:

- La malla debe de estar pegada a la roca, evitando bolsonadas, de rocas sueltas en la malla.
- La malla se debe de instalar a 1.5 m. del piso.

PRE-TENSIONAMIENTO DE PERNOS DE ROCA INYECTADAS:

Para un punto del perno de roca como una expansión de la cubierta anclada del perno, la pre-tensión (la tensión aplicada en unión con la instalación) debe ser aplicada al perno como se debe para el concepto de trabajo, sin embargo la tensión puede ser muy pequeña.

Con el objeto de incrementar la rigidez del sistema la pre-tensión debe ser incrementada. Una inyección de lechada total en el empleo del perno de roca sin embargo, es bastante diferente en que el perno es encerrado dentro del taladro por medio de lechada de cemento o resina.

El anclaje entre el perno y la roca es proporcionada a lo largo de toda la longitud del reforzamiento del perno. La misma aplicación para el perno de roca anclado mediante la fricción, el Split Set, una adhesión friccional es proporcionada entre el perno y la roca a lo largo de toda la longitud del perno.

Comúnmente las siguientes dos razones son dadas para el pre-tensionamiento en pernos de roca inyectadas de lechada:

Para el pre-tensionamiento, la reacción del perno de roca fuerza introducir dentro de la roca la cual actuará para restaurar la integridad de la masa rocosa que ha sido debilitada como un resultado de la excavación.

Por pre-tensionamiento el perno de roca, el sistema de reforzamiento será activo, rígido cuando es sometido a una carga, cuando un perno de roca es inyectado, que puede ser mecánicamente anclado o anclado con resina y luego totalmente inyectado, es usada para soportar los bloques o cuñas que caerían bajo la gravedad allí no se dilatan los componentes y los bloques o cuñas pueden iniciar fracturarse tan pronto como el contacto con el plano en contacto es débil. El pre-tensionamiento de los pernos ayuda a mantener el contacto entre los planos, proporción que la precarga total excede al peso bruto del bloque.

La figura a y b pueden ser usadas con el objeto de ilustrar como la rigidez del sistema de reforzamiento viene a ser cuando el perno de roca es pre-tensionado.

Las figuras a y b muestran que un pre-tensionamiento a 72 KN afectarían sólo marginalmente la rigidez del perno de roca, (la curva carga – deformación llegaría a ser vertical al nivel del pre -tensionamiento). Expresada la deformación de la reducción en el perno de roca como un resultado del pre - tensionamiento sería menos que 0.5 mm.

El pre - tensionamiento del perno de roca puede solo actuar para cerrar las mas cercanas superficies de fracturar y en consecuencia tendrá una influencia no práctica sobre el espesor de la masa rocosa. La malla o shotcrete sería requerida para controlar los derrumbes de la roca fracturada entre la platina.

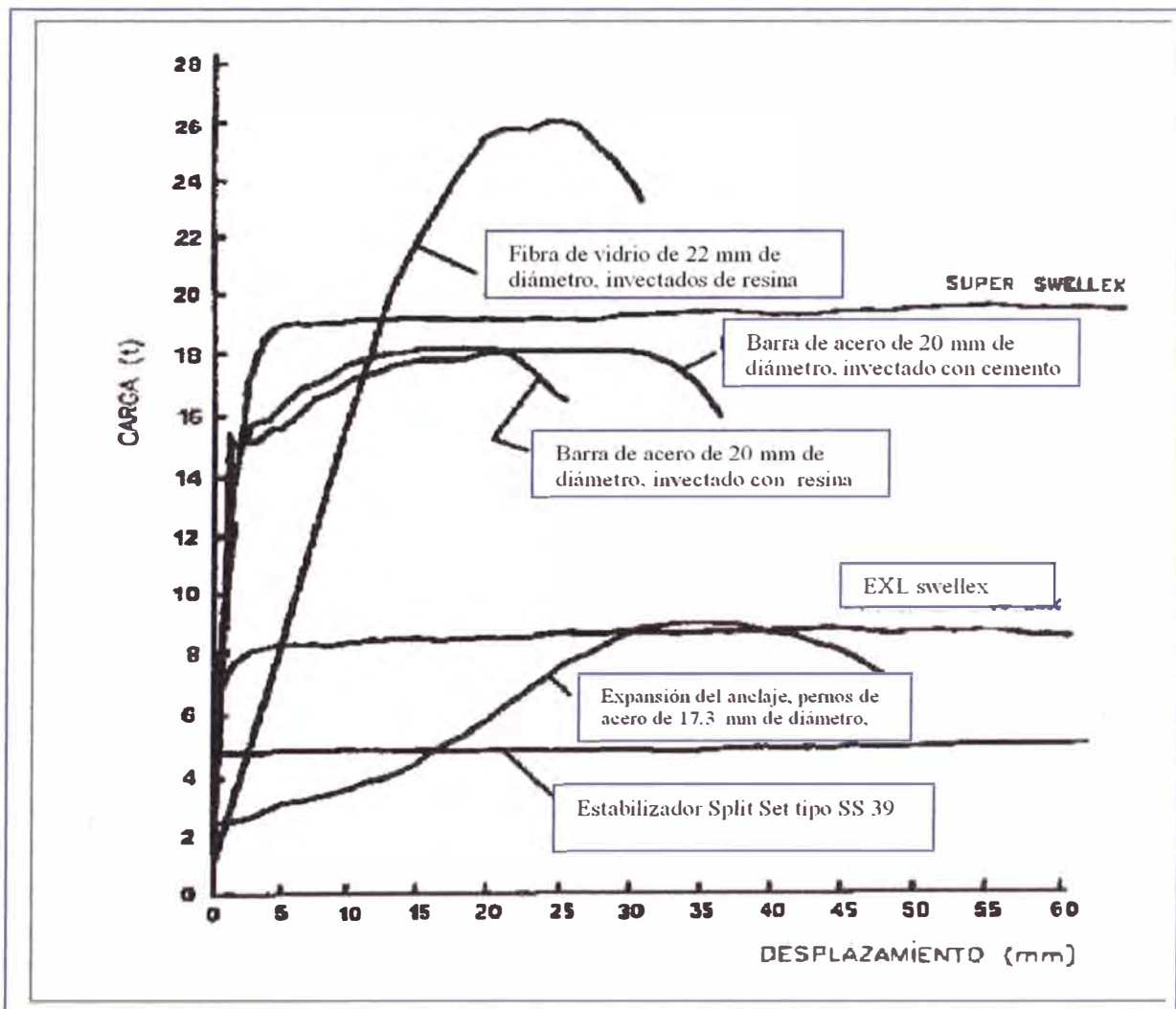
El pre- tensionamiento del perno de roca solo tendrá una influencia muy marginal sobre la rigidez de un perno de roca totalmente adherido.

Pernos de roca inyectadas de lechada:

No son recomendadas para su uso bajo las siguientes condiciones:

- Masas rocosas que han sido sometidos a grandes deformaciones.
- En áreas de grandes esfuerzos en la roca donde los problemas de desprendimientos o estallidos de roca pueden ser encontrados.

CURVA CARACTERISTICA CARGA - DESPLAZAMIENTO PARA DISTINTOS TIPOS DE PERNOS



5.2.3 PERNOS DE ROCA ANCLADOS MEDIANTE FRICCIÓN

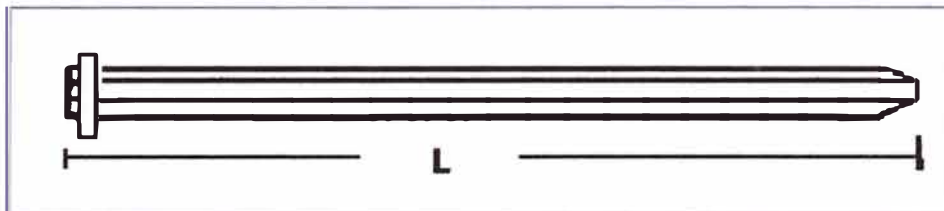
Los pernos de roca anclados mediante fricción representa el mas reciente desarrollo en técnicas de reforzamiento de roca. Dos tipos de pernos de roca anclados mediante fricción son disponibles, el split set y el swellex; para ambos tipos de sistemas de pernos de roca, la resistencia friccional para resbalar, (para el swellex combinado con la interconexión) es generada por una fuerza radial contra las paredes del taladro sobre toda la longitud del perno. Los pernos anclados mediante fricción son solo el tipo de perno donde la carga de la roca es transferida directamente al elemento de refuerzo, sin auxiliares necesarios tales como dispositivos de seguro mecánico o agentes inyectantes de lechada.

Aunque los dos sistemas son presentados bajo un encabezamiento común, ellos presentan algunas mayores diferencias. Estos son relacionados a sus mecanismos de anclaje y acciones de soporte tal como sus procedimientos de instalación. **Estrictamente hablando solo el split Set, es un verdadero perno de roca anclado con fricción y tal como ello algunas veces llamado el "split set estabilizador de roca de fricción".**

El mecanismo del anclaje del split set evitará al perno deslizarse para una carga media a la última resistencia de la tensión del tubo de acero, cuando el perno empezará a deslizarse, el perno puede en consecuencia acomodar grandes desplazamientos sin ocasionar desprendimientos.

En roca de buena calidad la función principal del empernado es evitar la caída de bloques o planchas de roca evitando así la desintegración del macizo. Se utiliza en labores permanentes y temporales.

Pernos de roca anclado mediante fricción - split set:

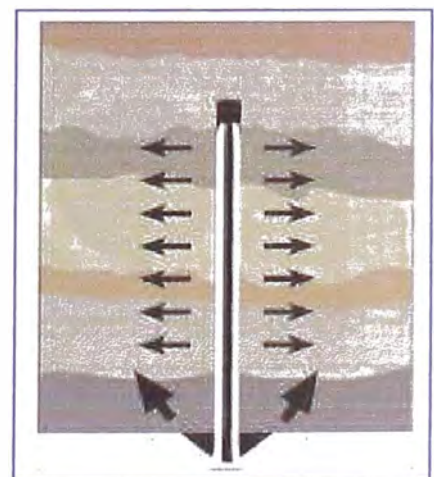
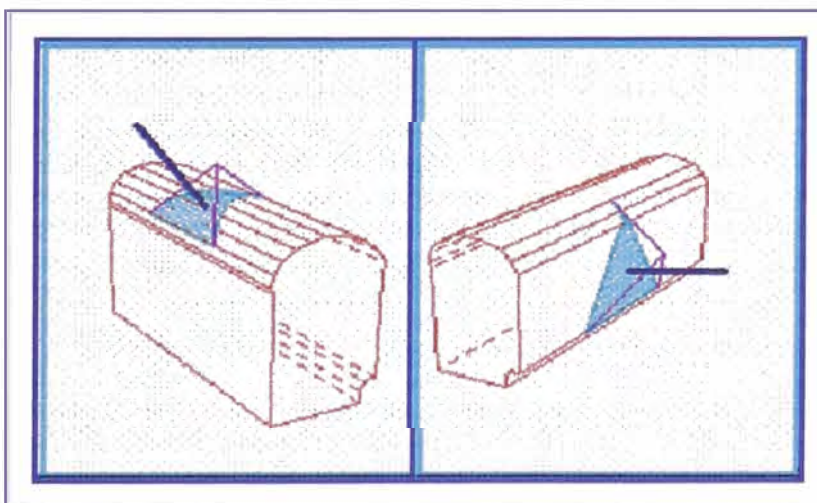


DIMENSIONES COMUNES:

D = 39.5mm

L = 1.2 m (4'), 1.5m (5'), 1.8 m (6'), 2.1m (7'), 2.4 m (8')

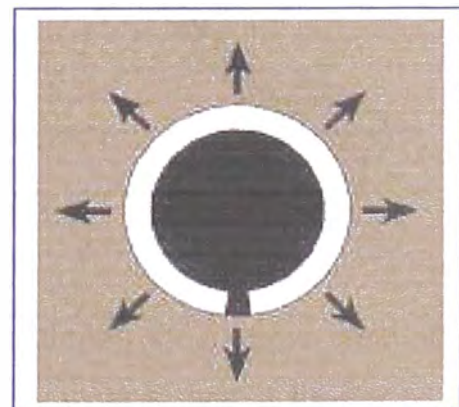
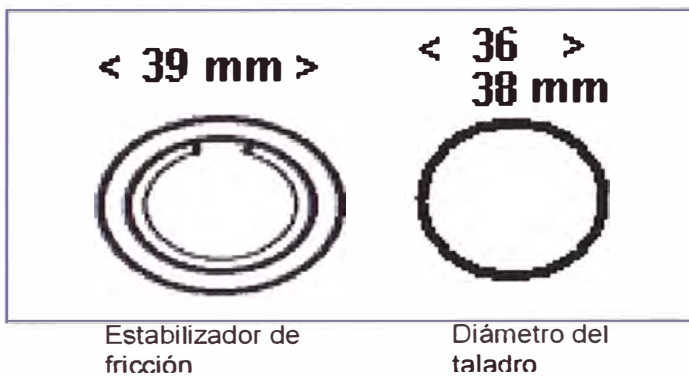
ACERO – Carga de rotura 39 mm = 11 toneladas.

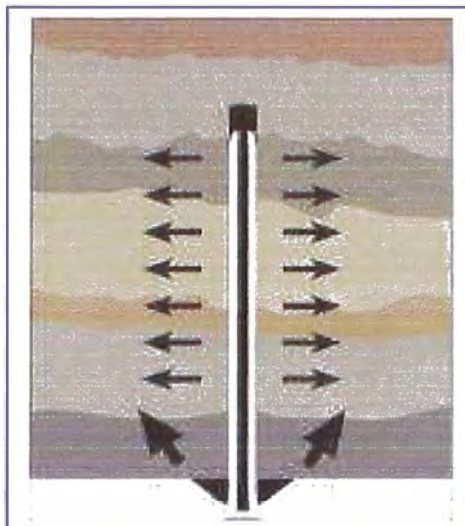


Datos Técnicos Típicos	SI -Unit	Metric	US
Diámetro del tubo	39/46 mm	39/46 mm	1 1/2 17/9 mm
Capacidad de carga del acero	90/135 kN	9/13.5 tons	10/15 tons
Carga del acero	110/163kN	11/16.3 tons	12/18 tons
Resistencia axial del tubo de acero	16/16%	16/16%	16/16%
Peso del perno sin la platina y tuerca	1.8/2.8 kg/m	1.8/2.8 kg/m	1.2/1.9 lb/ft
Longitud del perno.	0.9-3/0.9-3.6 m	0.9-3/0.9-3.6 m	3-10/3-12 ft
Diámetro recomendado en el taladro	35-38/41-45 mm	35-38/41-45 mm	13/8 – 11/2 15/8–13/4 in

PARA CONTROLAR LA CALIDAD DE LA INSTALACIÓN:

- Para un estabilizador de 39mm, se recomienda el diámetro de perforación del taladro de: 36 – 38 mm.
- Las Perforaciones son a 90 grados con la superficie de la roca
- Las Platinas deben estar bien ubicadas, que brinden soporte a la roca.
- Verificar la resistencia del "Split Set" durante la instalación
- La resistencia a la tracción: 1 – 1.5 toneladas / pie.





La resistencia de un estabilizador de fricción puede variar con:

- Diámetro del taladro perforado
- Tipo y calidad de la roca
- Presencia de fallas y fracturas

ESPECIFICACIONES;

Split set / Acero	ASTM A-283 Laminado al frío
Espesor del acero	2.3 mm
Diámetro del anillo	6 mm
Carga de Rotura, split set	39 mm = 11 toneladas



PLATINA CÚPULA :

Acero A36 - Espesor 4 mm (3/16")

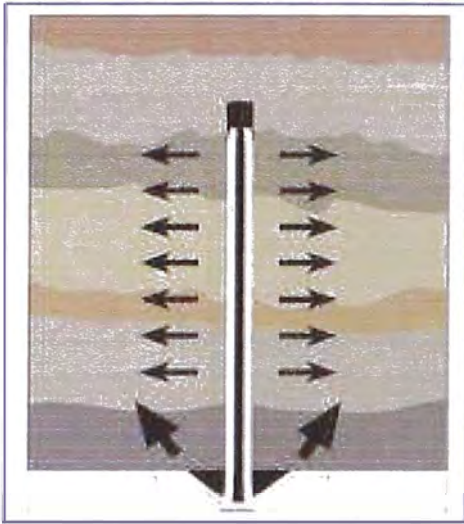
150mm x 150mm (6 x 6")



La fricción ejercida por los costados del perno lo mantienen en su lugar creando fuerzas que se extienden radialmente. Este proceso provee la fuerza de fricción que actúa previniendo el movimiento o separación del terreno.

Se alcanzan valores de anclaje de 1 á 1.5 toneladas por pie, con éstos elementos, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca.

Los split set se utilizan generalmente en roca severamente agrietada o fracturada sujeta a condiciones de baja tensión. Se usa un adaptador (empujador) para empujar el estabilizador dentro del taladro de perforación.



Adaptador Tipo "Estándar", para las perforadoras tipo jackleg o stoper con mandril de 7/8"

5.2.3.1 Instalación de pernos de roca anclados mediante fricción

Split set

El perno de roca Split Set es forzado dentro del taladro. El taladro tiene un diámetro ligeramente más pequeño que el perno.

Un stoper o perforador jackleg es frecuentemente usado. Aquí la instalación es algunas veces un problema en áreas confinadas o limitadas. Un diámetro del taladro incorrecto es la principal causa de problemas durante la instalación. **El diámetro del taladro es también de importancia crítica para la acción del soporte del Split Set después de la instalación. Si el diámetro del taladro es demasiado pequeño, el perno llega a ser difícil para instalar, si el diámetro del taladro es bastante grande la fuerza para sujetar el perno no es suficiente.**

El perno no puede ser tensionado pero logra el soporte inmediato después de la instalación, no es conveniente para el reforzamiento permanente. El perno puede ser usado en una

variedad de condiciones de roca pero no es menos apropiada en rocas que son muy fracturadas o débiles.

El tiempo de instalación para un perno de roca Split Set de 1.8 m (6ft) de longitud (excluyendo el tiempo de perforación del taladro) es típicamente de 40 seg.



Instalación del split set

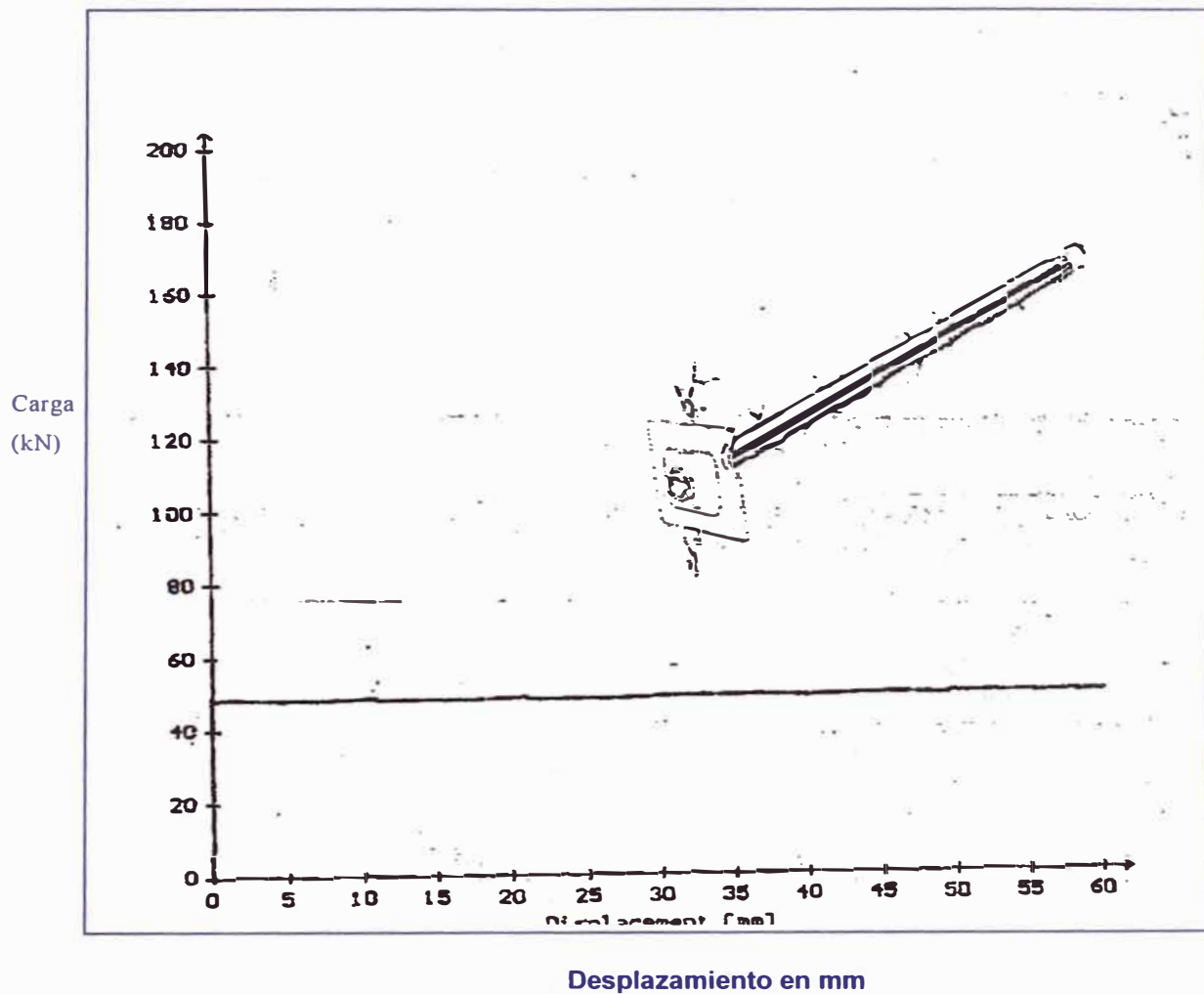
5.2.3.2 Pernos de roca anclados mediante fricción: split set

La resistencia friccional es superada y el perno empieza a deslizar en aproximadamente 50 KN (5Tn). El deslizamiento del perno es precedido por la deformación del perno de roca no medible.

El perno de roca mantiene sin embargo, una constante de capacidad de soporte de carga para la duración de la prueba, la cual es 150mm de la abertura de la junta.

Grafico:

El split set tipo SS39, cargando en tracción a través de una diaclasa



El split set tipo SS39, cargando en tracción a través de una diaclasa

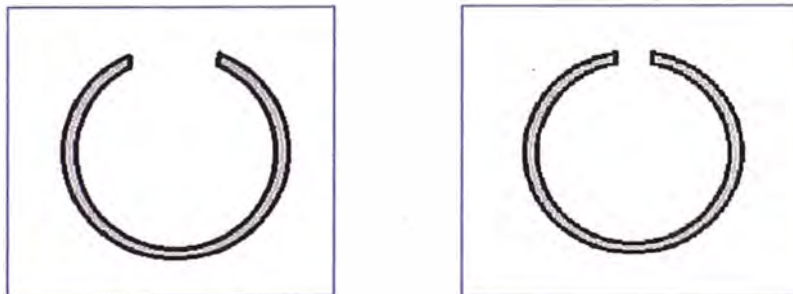
SPLIT-SET DISEÑO FÍSICO



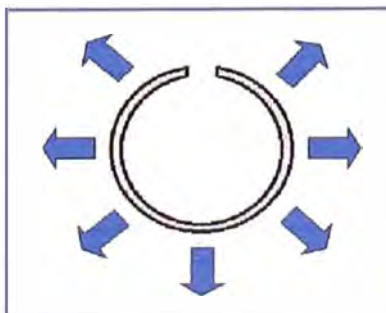
- consiste en un largo tubo compresible de acero de alta resistencia, ranurado en toda su longitud.
- en un extremo es más delgado, para facilitar su introducción en el taladro.
- en el otro extremo tiene un anillo soldado para su instalación y retener la placa.

PRINCIPIO FÍSICO MECANICO DEL FUNCIONAMIENTO

El perno estabilizador es insertado en una perforación de diámetro menor, la que actúa como una matriz comprimiendo el estabilizador al diámetro de la perforación, cerrando parcialmente la ranura durante el proceso.

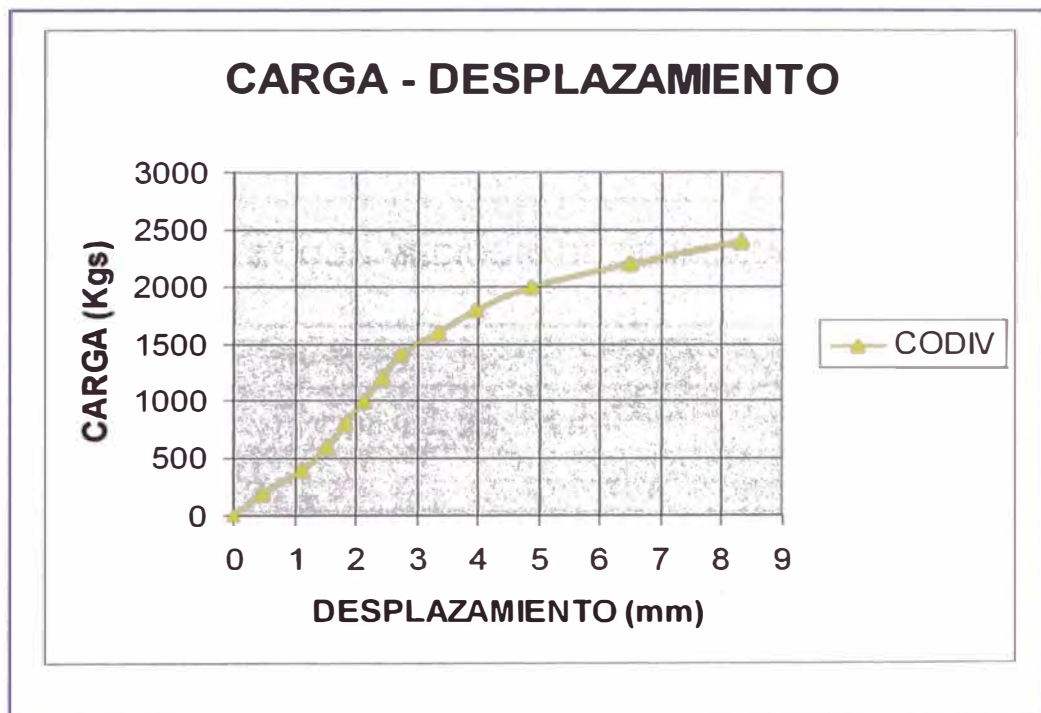
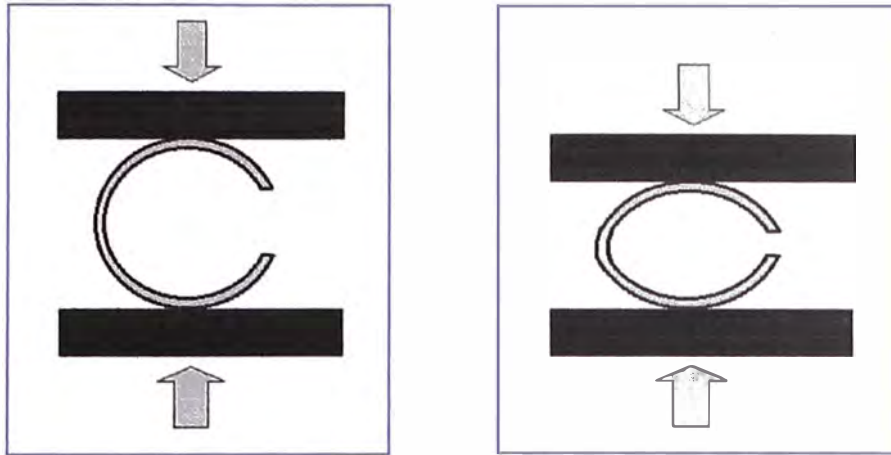


La compresión sobre el estabilizador genera fuerzas radiales de confinamiento que se extienden en toda la longitud de contacto con la roca que lo contiene.



MODULO DE EXPANSIÓN (Me) (Ton/mm)

Fuerza radial de expansión ejercida por el estabilizador por cada milímetro de disminución de su diámetro



5.2.3.3 PROCESO DE FABRICACIÓN

Más importante que la manera de fabricar el perno con forma de tubo ranurado, es el tipo de material empleado en su fabricación.

Por ejemplo el perno split-set (CODIV) o estabilizador de roca es fabricado en acero grado 60 según norma ASTM A607 de alta resistencia y aleación con un contenido intermedio de carbono.

- límite de fluencia (MPa): 410
- límite de ruptura (MPa): 520

EVALUACIÓN DEL FUNCIONAMIENTO DE LOS PERNOS

- En general los pernos pueden ser evaluados a través de pruebas de tracción en terreno o en bancos de pruebas.

ENSAYEO-TRACCIÓN DE PERNOS EN TERRENO

Consiste determinar la capacidad de anclaje del perno en la roca, aplicándole cargas de tracción en aumento.

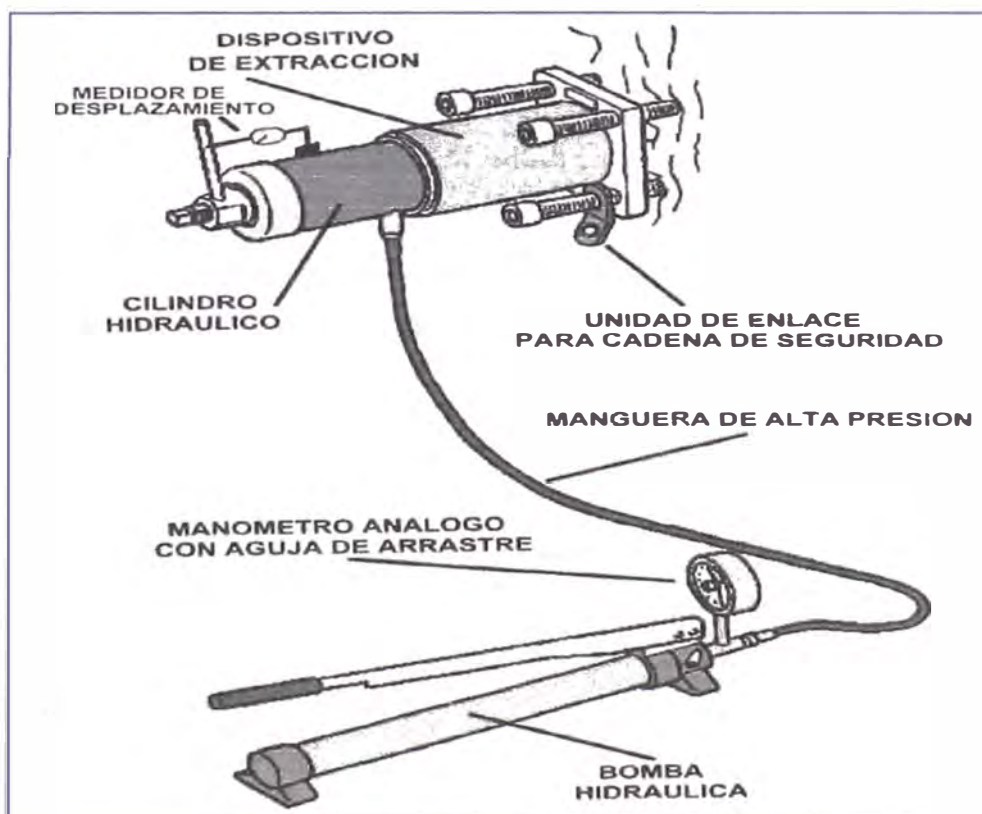
EQUIPO PULL-TEST CON MEDIDOR DE DESPLAZAMIENTO



PRUEBAS DE TRACCIÓN DE PERNOS EN TERRENO EQUIPO DE TRACCIÓN DE PERNOS (PULL-TEST)

Este equipo cuenta con los siguientes accesorios y dispositivos básicos para su operación:

- Un cilindro hidráulico de embolo hueco con una capacidad de tracción máxima hasta 30 toneladas, que es operado mediante una bomba manual hidráulica.
- Un portacabezal metálico como puente de carga, para el apoyo en la roca.
- Un reloj comparador (micrómetro) con base magnética para adherir al cilindro de émbolo hueco, con el objeto de medir el desplazamiento que experimenta el perno durante la prueba de tracción.
- Un cable de seguridad para sostener el equipo.
- Un manómetro análogo que va instalado en la bomba hidráulica para indicar el esfuerzo de tracción aplicado al perno.



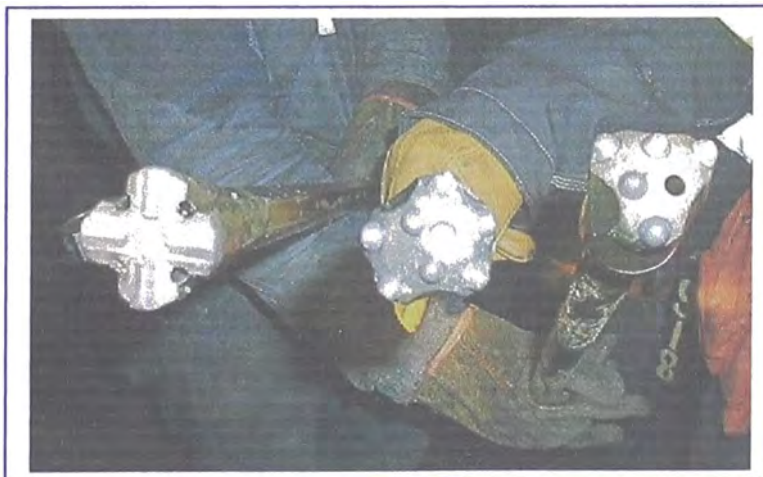
INSTALACION DEL EQUIPO PULL-TEST



CONTROLES EN SPLIT SET

Los controles que se realizan para asegurar una buena instalación de split set son:

- Control en el diámetro del taladro de perforación (35 a 38 mm).
- Se realizan pruebas periódicas con el equipo Pull Tester.
- El split set debe de soportar mínimo 0.85 Tn/Pie.





VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL PERNO SPLIT-SET

VENTAJAS

- Instalación simple, logra acción del soporte inmediato después de la instalación.
- Bajo costo unitario.
- Su funcionamiento es instantáneo.
- No requiere otros equipos que el brazo de un jackleg o jumbo para su instalación.
- Se acomoda a los desplazamientos internos de la roca, aumentando su anclaje con el tiempo.
- Fácil su aplicación en mallas de acero.

DESVENTAJAS

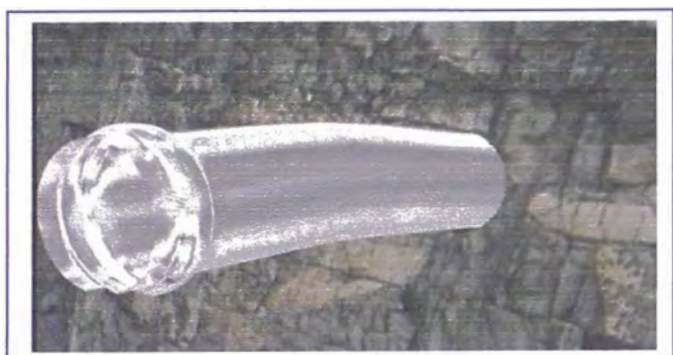
- posee baja capacidad de anclaje, en comparación a barras metálicas cementadas o con resinas.
- deben instalarse con menor espaciamiento, para casos de soporte permanente.
- en la instalación debe llevarse un estricto control del diámetro de los taladros, para asegurar su funcionamiento.
- El diámetro del taladro es fundamental durante la instalación.

PERNOS DE ROCA ANCLADOS MEDIANTE FRICCIÓN

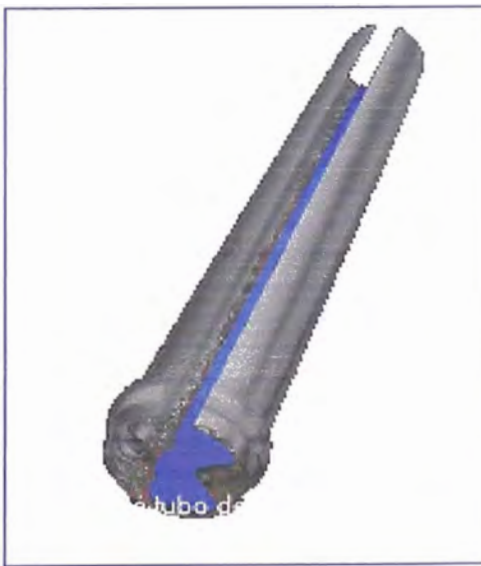
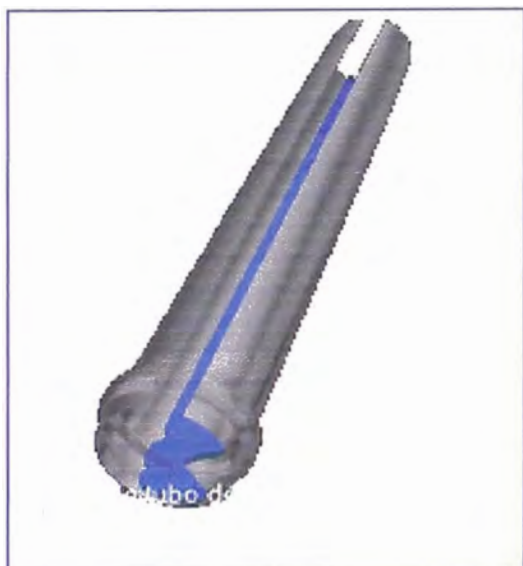
“Pernos de roca Split Set”, No son recomendados para usar bajo las siguientes condiciones:

- En sistemas de reforzamiento permanente.
- En áreas angostas o limitadas.
- Donde los diámetros del taladro son difíciles para controlar.
- En condiciones de roca débil o muy fracturada.

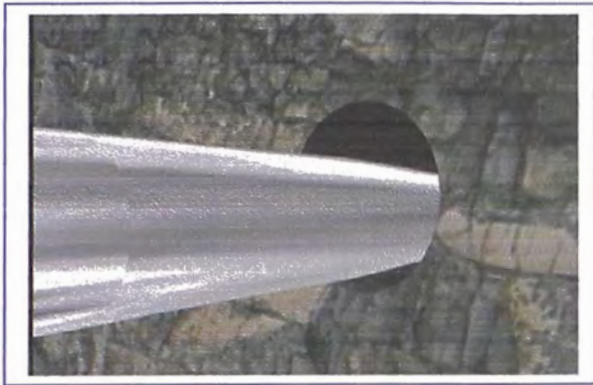
a) El factor mas critico es el diámetro del taladro



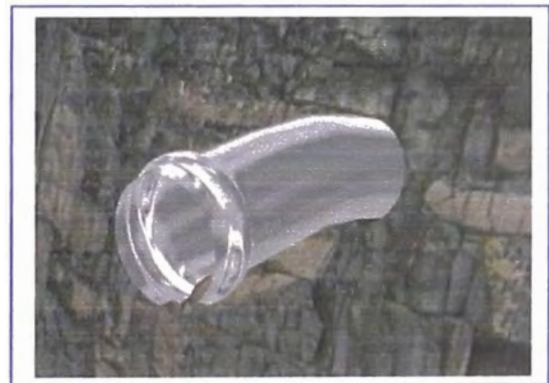
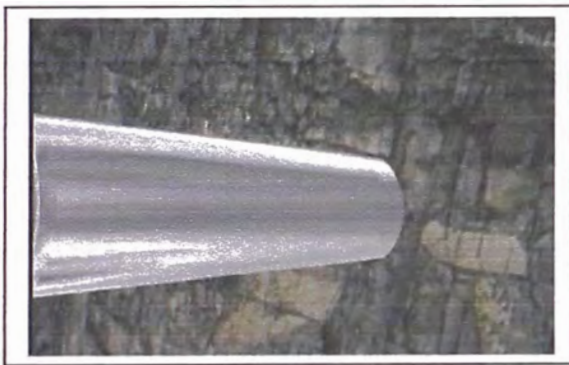
b) El split set es un blanco fijo para la corrosión



c) El factor más crítico en la instalación de un perno split set es el diámetro del taladro



Diámetro del taladro más pequeño que el diámetro del split set



INSTALACIÓN DEL SPLIT SET CON MALLA PARA SOSTENIMIENTO



El extremo delgado del perno es colocado en el taladro de perforación.

El split set es presionado para su introducción en el taladro, con la ayuda de la máquina perforadora jackleg, y el adaptador.

Las mallas ayudan a sostener el terreno debido a que es muy fragmentado, y ocurren caídas de fragmentos de roca.



INSTRUMENTACIÓN PARA EL CONTROL DE CALIDAD DE SISTEMAS DE EMPERNADO

PRUEBAS DE ARRANQUE EN LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

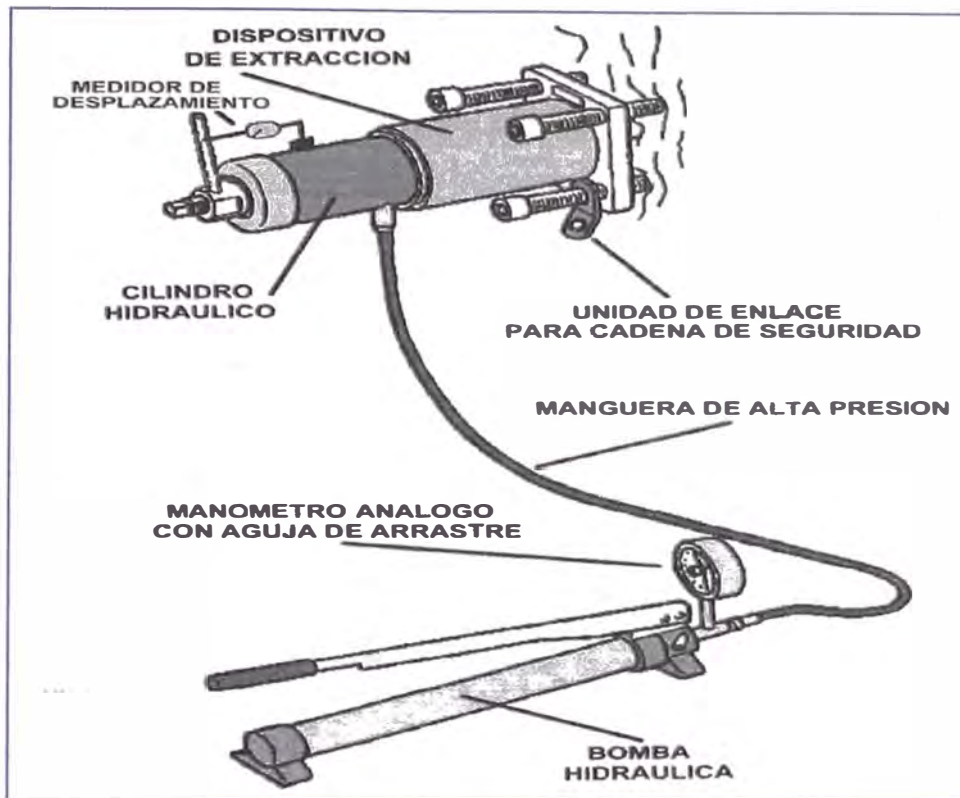
EQUIPO PULL-TEST CON MEDIDOR DE DESPLAZAMIENTO



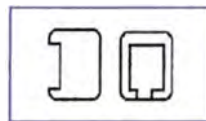
PULL-TEST

Este equipo cuenta con los siguientes accesorios y dispositivos básicos para su operación:

- un cilindro hidráulico de embolo hueco con una capacidad de tracción máxima de 34 toneladas, que es operado mediante una bomba manual hidráulica.
- un cilindro portacabezal como puente de carga, dotado de cuatro pernos para el apoyo en la roca
- un dial medidor (micrómetro) con base magnética para adosar al cilindro de embolo hueco, con el objeto de medir el desplazamiento que experimenta el perno durante la prueba de tracción
- un cable de seguridad para sostener el equipo
- un manómetro análogo que va instalado en la bomba hidráulica para indicar el esfuerzo de tracción aplicado al perno

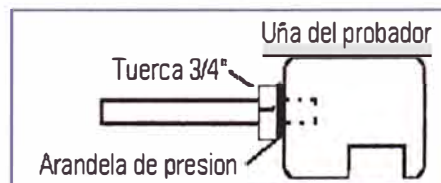


UÑA DEL PROBADOR (ADAPTADOR):



La uña del probador sirve para conectar con el elemento a probar. Para realizar dichas pruebas se requiere una arandela.

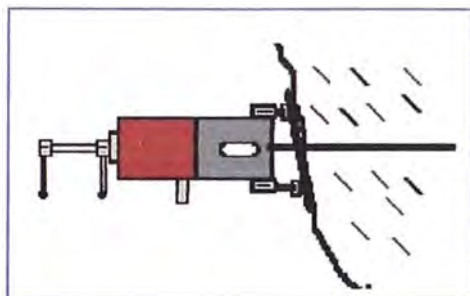
CONEXIÓN DE LA UÑA Y VARILLA DEL PROBADOR:



La uña debe estar fijada sobre la varilla del probador utilizando una tuerca 3/4" y una arandela de presión. La uña debe estar siempre instalado sobre el perno para probar en posición vertical (**las puntas de la uña por abajo**).

MANTENIMIENTO DEL PROBADOR HIDRÁULICO:

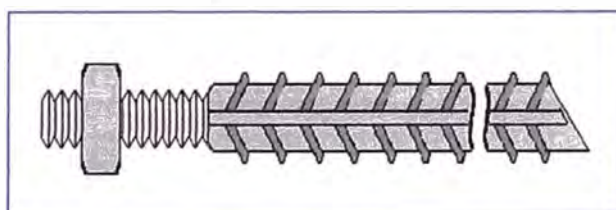
- Guardar el aceite hidráulico al nivel indicado.
- Limpiar regularmente las roscas de los pernos de ajuste y la varilla roscada con una escobita de acero.
- Regularmente echar aceite sobre todos los partes roscadas.
- Limpiar el probador después de cada uso.
- Verifica el funcionamiento del manómetro durante las pruebas.



El probador debe ser instalado siempre en línea con el elemento de sostenimiento a probar. Utilizar los pernos de ajuste para alinear la base del probador y para estar en buen contacto con la platina de apoyo, si es necesario apoyar las esquinas de la platina de apoyo del perno con otras platinas para que la platina de apoyo no se doble.

Cuando sea posible, asistir a la instalación de los elementos de sostenimiento para verifica que los procedimientos de la instalación sean los adecuados.

PARA PERNOS HECHO DE BARRA DE CONSTRUCCIÓN



Barras laminadas en caliente con resaltes, con roscas cortadas en un extremo para aceptar una tuerca cuadrada. Las roscas conformen con 3/4" – 10 N. C.

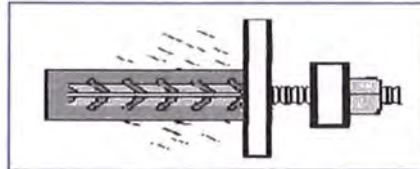
Resistencia del acero : **GRADO 60 (400 Mpa)**

Diámetro 3/4"

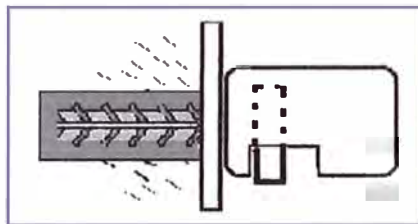
FLUENCIA	113.5 KN	(11.5 TN)
ROTURA	153.2 KN	(15.64 TN)

DIAMETRO NOMINAL mm	MASA (*) kg/m	ALTURA RESALTE, mm
19.1	2.235	0.97

El perno para probar debe estar instalado con una arandela de 2 ¼" de diámetro exterior y de un grueso de 1/2". La tuerca de soporte avanzado por un mínimo de 1" del extremo del perno. La uña instalada sobre la arandela debe estar en posición vertical y completamente en contacto con la arandela.



Un perno de 3/4" tiene una resistencia de las roscas de 15 toneladas. Es recomendable hacer pruebas de arranque hasta 10 toneladas y si no hay movimiento esperar un minuto antes de desinstalar el probador.



PARA PERNOS HECHO DE BARRA HELICOIDAL:

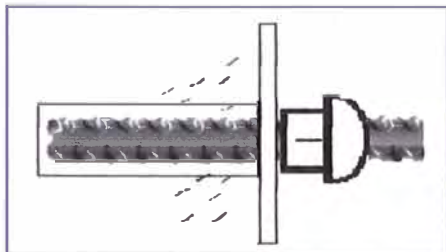
Barras laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso.

El diseño de hilo permite colocar una tuerca que puede rodar longitudinalmente por los resaltes en toda la barra.

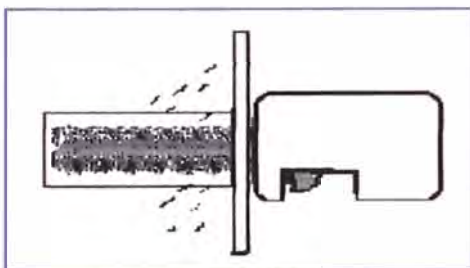


DIAMETRO NOMINAL mm	MASA (*) kg/m	PASO DEL HILO Mm	ANCHO RESALTE mm
22	2.98	11.09 +0.1 / -0.2	3.6 +0.5 / -0.3

Los procedimientos para pruebas de la Barra Helicoidal son igual a las de la Barra de Construcción con la excepción que la tuerca hemisférica debe estar instalada invertida para conectar con la uña del probador tal como se muestra en este ejemplo.

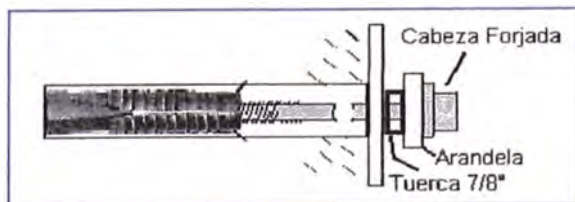


Un perno de barra helicoidal tiene una resistencia de la tuerca fundida de 10 hasta 18 toneladas. Es recomendable de hacer pruebas de arranque hasta 10 toneladas y si no hay movimiento y no se rompe la tuerca, esperar un minuto antes de desinstalar el probador. Para probar la resistencia máxima (26 toneladas) de la barra se recomienda un adaptador con roscas helicoidales y un cilindro de 20-30 toneladas.



PARA PERNOS CON ANCLAJES DE EXPANSION

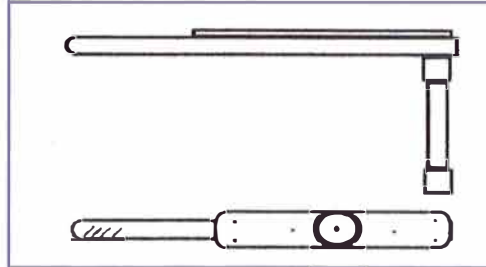
Pernos para roca con cabeza forjada están probando con la adición de una arandela y una tuerca de 7/8" utilizada como espaciador para instalar la uña del probador. El perno debe estar instalado según las normas de tensión.



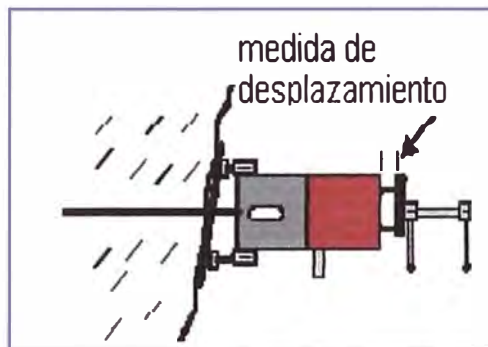
Antes de probar este tipo de perno hacer una verificación del "torque" del perno con una llave de "torquímetro" es recomendable.

Torque recomendado: 136 - 272 NM (100 - 200 Ft. Lb.)

Torquímetro 0-250 Ft – Lb.



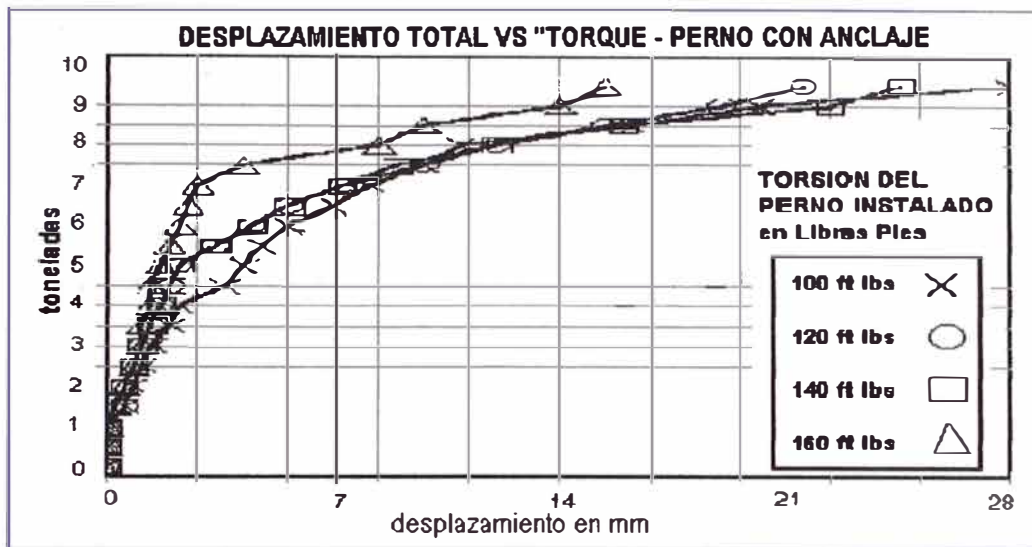
Para medir la elongación tomar la diferencia del extremo del cilindro y la arandela por cada tonelada con una wincha o un medidor. Una resistencia inicial de 2 toneladas sería necesario para evitar el movimiento del probador y la platina inicialmente. Empezar a 2 toneladas con 0.00 mm de desplazamiento y después tomar la medida por cada tonelada. Probar un perno anclaje hasta 7-9 toneladas (su límite de elasticidad) para una buena indicación de su funcionamiento.



Un perno para roca está trabajando en tensión (mínimo de 3 TN), por esto medimos su resistencia y elongación del acero durante la prueba. Respecto a una instalación con una tensión inferior (menos que 100 libras pies) tendrá más elongación total, es por eso que empezamos de tomar la medida de desplazamiento a partir de 2 toneladas.

La medida de la elongación total del perno es importante para estar seguro que no existe movimiento del anclaje durante la prueba.

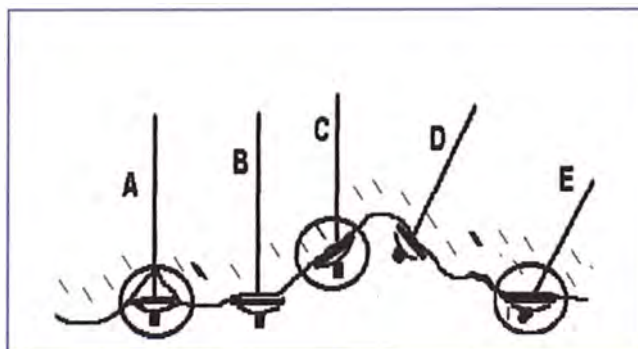
El siguiente gráfico nos muestra unas pruebas típicas del desplazamiento total de pernos para roca comparada con el torque de la instalación



SE DEBE DE TENER EN CUENTA QUE:

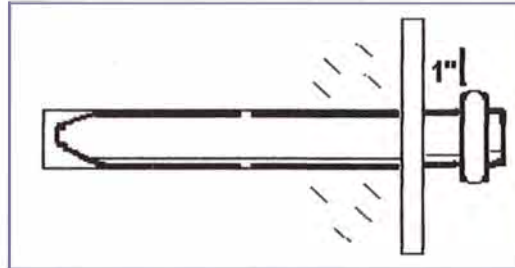
- El diámetro de la perforación en relación del tipo de anclaje.
- Tipo de roca, anclajes de expansión a veces no funciona en terrenos muy suave, muy fracturados o panizo, en rocas muy dura a veces un anclaje se puede deslizar debido al interior del taladro perforado que queda demasiado liso.
- Las perforaciones son a 90 grados con la superficie de la roca

Los ángulos de un perno con la superficie de la roca deben tener 90 grados con un máximo de inclinación de 10 grados de la vertical y la platina debe colocarse completamente sobre la superficie de la roca. Ejemplos buenos (B y D), ejemplos no aplicables (A, C y E).



PARA ESTABILIZADORES DE FRICCIÓN (SPLIT SETS)

Para hacer una prueba de arranque con un estabilizador de fricción (Split Set) hacer la instalación normal hasta que se quede en 2,5cm (1") de distancia del anillo de la platina. Instalar el estabilizador siempre con la ranura por abajo y a 90° grados con la superficie de la roca.

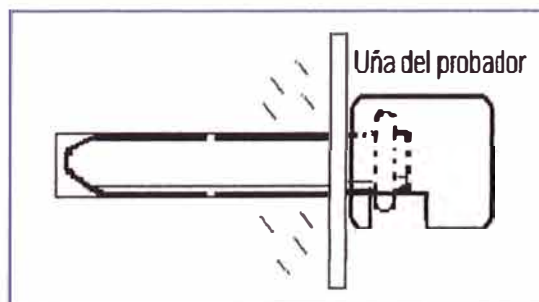


SE DEBE TENER EN CUENTA LO SIGUIENTE:

- El diámetro del taladro de perforación: 36 – 38 mm
- Las Perforaciones son a 90° grados con la superficie de la roca
- Las platina de apoyo deben estar bien ubicada en el plano y bien sostenido a la roca
- Instalar los estabilizadores de fricción con un empujador diseñado y adecuado para este trabajo

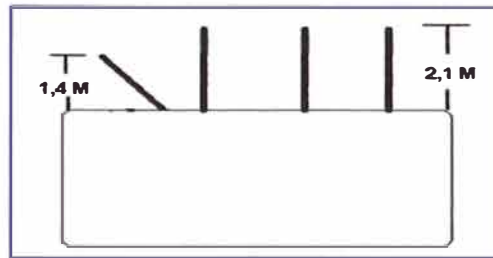


Un estabilizador de fricción debe tener una resistencia de 1 – 1,5 toneladas por pie (promedio). El anillo del perno tiene una resistencia de 11 toneladas. Es recomendable de hacer pruebas de arranque hasta que hay desplazamiento del estabilizador. Tomar nota de la última resistencia y la resistencia después del movimiento.



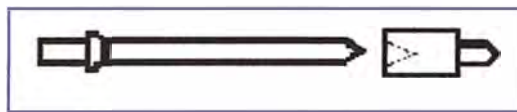
ÁNGULO DE LA INSTALACIÓN

Debe tener 90 grados con un máximo de inclinación de 10 grados

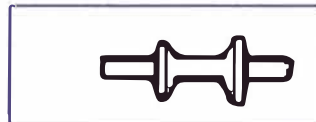


EMPUJADORES PARA LA INSTALACIÓN DE "SPLIT SETS":

Tipo "Hembra", utiliza con Barreno Cónico - 7/8" Se puede cambiar la longitud del barreno para techos altos



Tipo "Estándar", para Perforadora - 7/8" mandril



INSTALACION DEL EQUIPO PULL-TEST



PRUEBAS DE TRACCIÓN CON SPLIT SET MARCA GROUND CONTROL, EN COMPAÑÍA MINERA ATACOCHA

SPLIT SET 7 pies (diámetro externo 39.0mm -39.5mm)

TIPO DE ROCA: REGULAR A MALA (muy fracturada pobre)

N°	HASTIAL (H) TECHO (T)	DIÁMETRO PERFORACIÓN (mm)	RESISTENCIA TRACCIÓN (ton)	RESISTENCIA TRACCIÓN (ton/pie)	OBSERVACIONES
1	H	37.5mm (6 pies) 37mm (1 pie)	6,5	0,93	Acero 2.3mm
2	H	37.5mm (6 pies) 37mm (1 pie)	7	1,00	Acero 2.3mm
3	H	37.5mm (6 pies) 37mm (1 pie)	6,5	0,93	Acero 2.3mm
4	H	37.5mm (6 pies) 37mm (1 pie)	8,5	1,21	Acero 2.7mm

CAPACIDAD DE ANCLAJE DE LOS PERNOS DE ROCA EN MINAS PERUANAS

Compañía	Ubicación	Características del perno			Capacidad de anclaje
		Material	Longitud	diámetro	
Cia Minera Milpo	Piq. Picaso Tajeo	Fe/cemento	7 pies	¾" – 1"	1.4 Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Fe con resina	7 pies	¾" – 1"	1.0 Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Split set	7 pies	40.5 mm	0.8 Ton/pie lineal ancl. Rep.
Cia Minera San Ignacio de Morococha	San Vicente Nv. 1870	Split set	7 pies	40.5 mm	0.84Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Split set	5 pies	40.5 mm	0.93Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Split set	3 pies	40.5 mm	1.08Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Fe/cemento	7 pies	1"	2.00Ton/pie lineal ancl. Rep.
Cia Minera Nor Perú S.A	Quiruvilca	Mariposa	6 pies	¾"	2.00Ton de anclaje puntual
PERUBAR S.A.	Juanita	Split set	7 pies	40.5 mm	0.90Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Fe con resina	2.8 m	1"	0.90Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Fe con resina	3.5 m	1"	0.96Ton/pie lineal ancl. Rep.
Centromin Perú	San Cristóbal Casapalca	Split set	7 pies	40.5 mm	0.8Ton/pie lineal ancl. Rep.
		Split set	5 pies	40.5 mm	0.79Ton/pie lineal ancl. Rep.
Cia Minera Santa Luisa	Huanzala	Fe/cemento	7 pies	¾"	1.40Ton/pie lineal ancl. Rep.

Clasificación de los pernos según su anclaje:

Anclaje puntual: Pernos mariposa.

Anclaje Repartido: Químico: (Perno cementado, perno con resina),

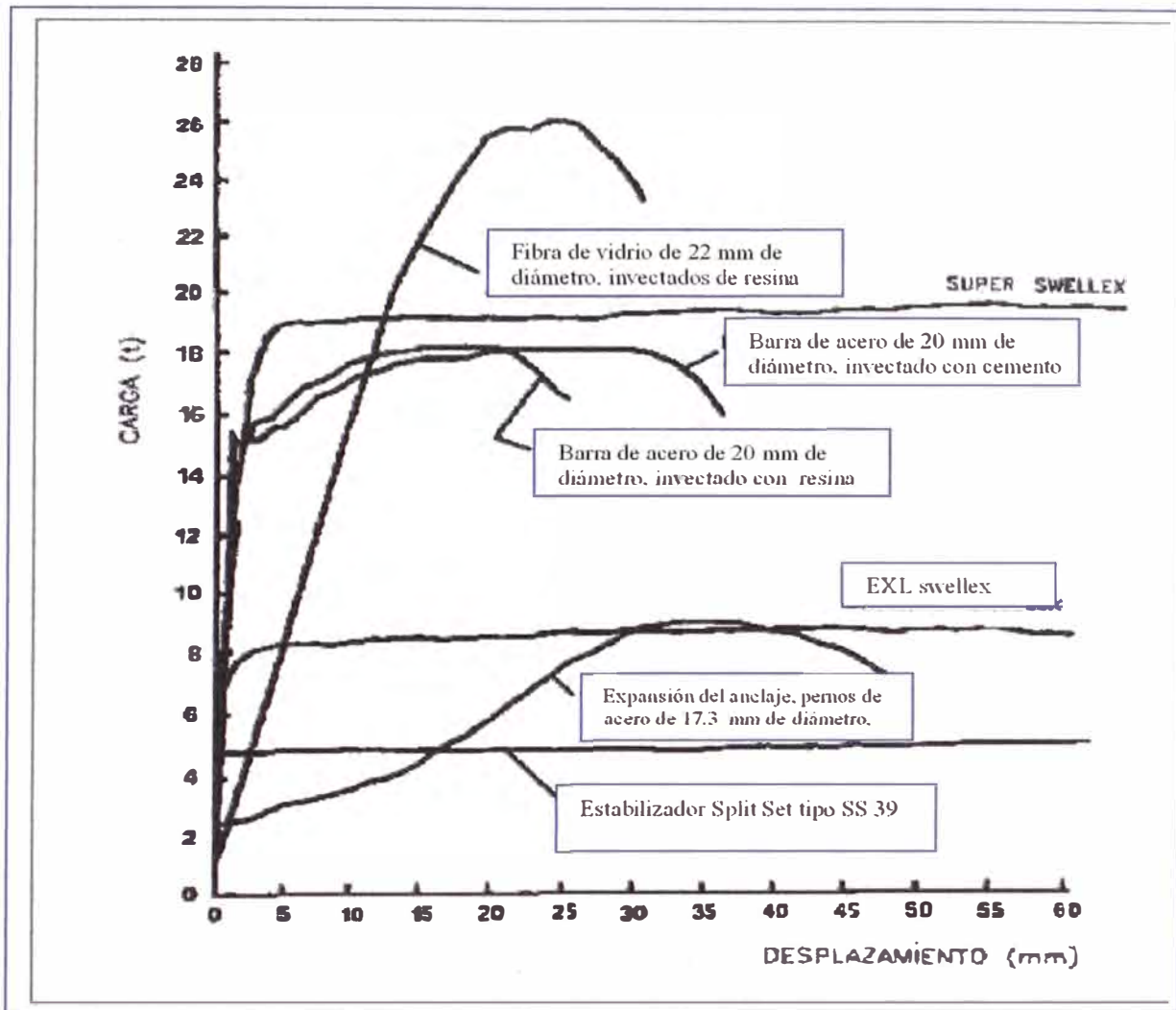
Mecánico: (Split set, Swellex).

Las capacidades de Anclaje de los pernos son el promedio de una tanda de ensayos considerando, por ejemplo:

- En el caso de un Split set, en función de la longitud del perno (3,5 y 7 pies) se puede demostrar que varía su capacidad de anclaje, a su diámetro de taladro, a menor diámetro de taladro mayor adherencia, a su tiempo de instalación, a mayor tiempo de instalación menor deformación y calidad del macizo rocoso.
- En el caso de un perno de Fierro corrugado (perno cementado), su capacidad de anclaje, estará determinado en función al tipo de relleno del taladro; con lechada de cemento, mortero; diámetro del fierro corrugado, tiempo de instalación y calidad del macizo rocoso.

- En el caso de un perno de **Fierro corrugado (perno con resina)**, su capacidad de anclaje, estará determinado en función al **número de cartuchos de resina** introducidos en el taladro, **diámetro del fierro corrugado**, tiempo de instalación y calidad del macizo rocoso.
- En el caso de un **perno mariposa**, su capacidad de anclaje, estará determinado por la **longitud y diámetro de la varilla insertada a la mariposa**, **el número de aletas y dientes** de la mariposa y la calidad del macizo rocoso.
- Es necesario considerar la importancia de la **Placa de Apoyo**, al momento de su instalación; debe estar en contacto con la superficie de la roca, puesto que existe diversas formas de placas.
- Es necesario tener en cuenta al momento de determinar la **capacidad de anclaje** la composición del material y propiedades del perno, la posición de la tuerca hexagonal, de la arandela en caso se utilice y la soldadura del collarín en el caso específico del split set.
- Varias Compañías Mineras Nacionales vienen utilizando pernos de roca, como elemento de refuerzo, en el sostenimiento de labores mineras subterráneas; en diferentes tipos de calidad del macizo rocoso, para lo cual es necesario el conocimiento del comportamiento del perno de roca (Capacidad de anclaje) para obtener mejores resultados, y evitar caídas y/o desprendimientos de rocas, que hoy en día es uno de los mayores índices de accidentes fatales.

CURVA CARACTERÍSTICA CARGA - DESPLAZAMIENTO PARA DISTINTOS TIPOS DE PERNOS



5.2.4 ACCESORIOS DE SOSTENIMIENTO PARA SISTEMAS PERNOS DE ROCA

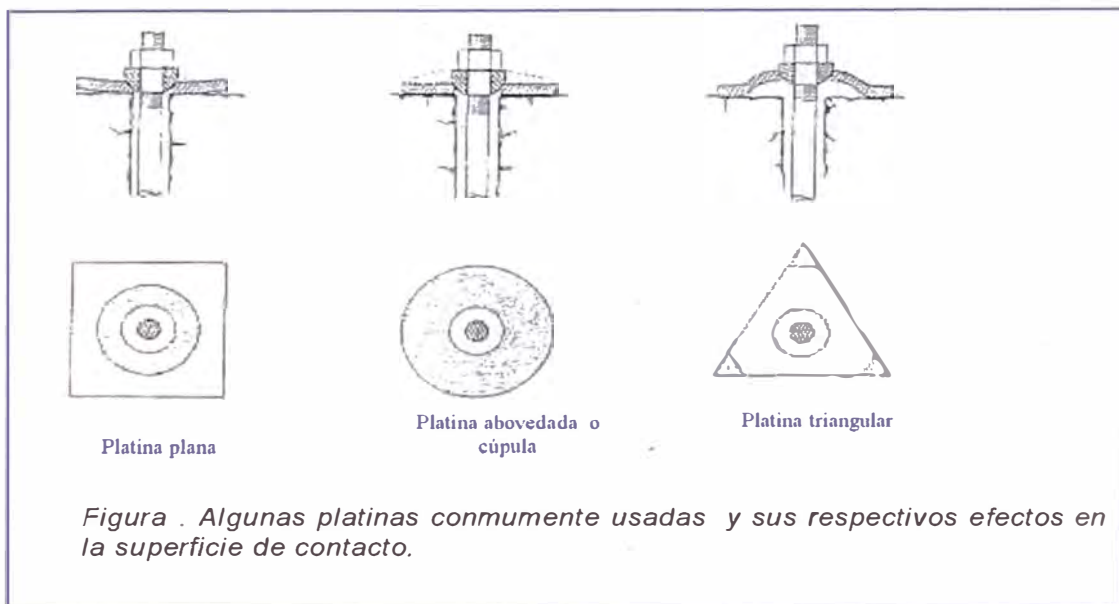
En condiciones subterráneas que varían sobre un amplio rango, esto implica que los problemas de estabilidad pueden esperarse que sean diferentes dependiendo de condiciones prevalecientes. Las medidas de soporte de roca deben en consecuencia ser adaptados a las condiciones reales de la roca. Experiencias han demostrado que los pernos de roca muy a menudo deberían aplicarse en combinación con el soporte de la superficie, con el objeto de proveer efectividad. El efecto del soporte superficial es proporcionar al confinamiento superficial de la roca fracturada, y por lo tanto soporta la roca entre los pernos. Las dos medidas en combinación actuarán para preservar la integridad de la masa rocosa. La adaptación a las necesidades reales es hecha por la variación en el tipo, cantidad y calidad del perno de roca y el soporte superficial respectivamente.

Ejemplos de tipos de soporte superficial son.

Platinas, malla de alambre, shotcrete etc.

Platina:

La platina es diseñada para distribuir la carga en la cabeza del perno uniformemente dentro de la roca circundante. Para mantener la elasticidad y la capacidad del soporte de carga del sistema de perno de roca, la elección de la platina es crucial.



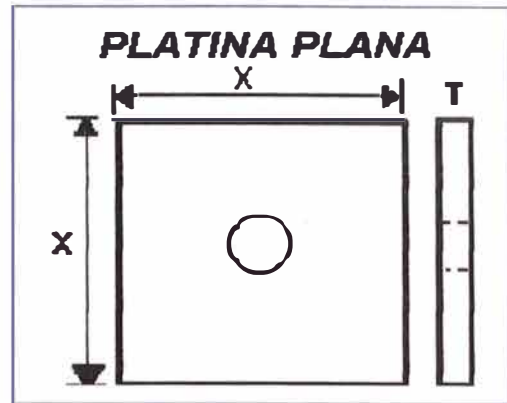
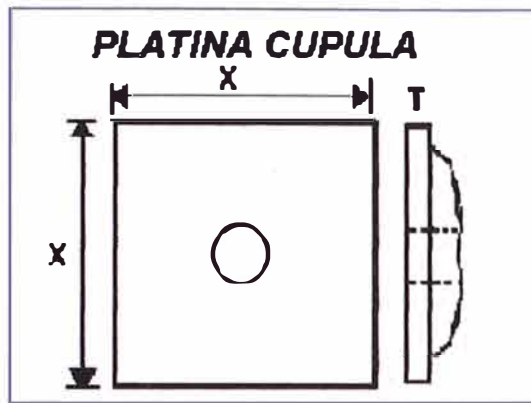
La platina plana puede ser usada cuando la superficie de roca es plana y el perno es instalado perpendicularmente a la superficie de la roca. Sin embargo, la superficie de la roca irregular común, o el perno de roca inclinado, introducirá desfavorablemente la carga a la cabeza del perno. Si un asiento hemisférico es añadido a la tuerca, el perno puede ser instalado oblicuamente a la superficie rocosa sin introducir desfavorablemente los esfuerzos de la tensión en el perno.

Otra ventaja con el asiento hemisférico es que la tuerca permanecerá plana contra la base, esto permite mas tensionamiento favorable del perno.

La platina plana cuando es cargada es soportada solo en unos pocos puntos altamente esforzados de la superficie rocosa.

Bajo presión suficientemente alta, la roca puede triturarse en estos puntos; la tensión en el perno entonces será reducido, una instalación de solo uno o dos mm, puede reducir la tensión en el perno de 20% - 70%, el perno luego debe ser retencionado, esta desventaja en la platina plana es ampliamente reducida con la platina abovedada (cúpula) o triangular, las cuales tienen mayores áreas de soporte. Estas platinas también dan al sistema de pernos de roca mayor flexibilidad.

Si el perno primero es tensionado y luego totalmente inyectado la tensión en el perno es preservado y la acción del perno no es depender mayormente sobre la platina. Cuando los pernos no tensionados son usados (ejemplo: inyectados con cartuchos de cemento o resina), una platina simple puede ser dada, este asegura un adecuado anclaje, también prevendrá la desunión de la barra en el taladro. Además las platinas pueden lograr algún soporte a la superficie rocosa si la tuerca ha sido presionada con llave torque para asegurar el asentamiento de la platina.



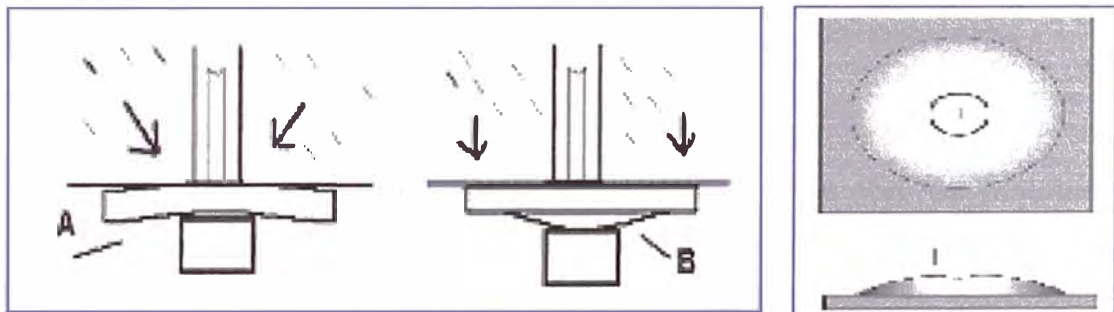
DIMENSIONES TÍPICAS:

T = 6,35 mm (1/4"), X = 127 mm (5"), 152 mm (6")

Hecho en acero A36 o 44W.

Las platinas tipo cúpula (B) aplican una fuerza mas distante del perímetro de la perforación y previene la pérdida de la tensión en los pernos.

Para pernos de 1" (25.4mm) platinas plana (A) con dimensiones de 9.5mm de espesor y 150mm x 150mm (6" x 6") son utilizadas normalmente con dos arandelas biseladas.



Diámetro del agujero de platinas de apoyo:

24mm (15/16"), pernos para roca, 5/8, Barra de construcción de 3/4".

32 mm (1 1/4"), pernos barra de construcción de 1" (25.4mm) con roscas 1".

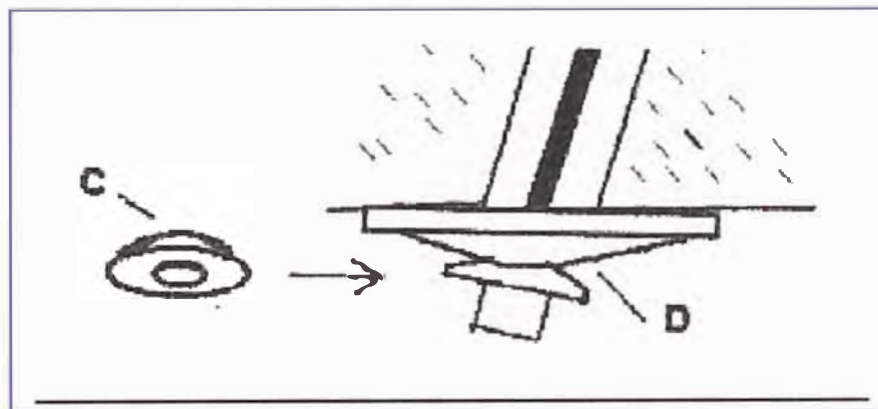
42mm (1 5/8"), Estabilizadores de fricción 39mm.

Para las instalaciones de larga vida las platinas de apoyo son galvanizadas.

Para la efectividad máxima, todos los tipos de elementos de sostenimiento de terrenos deben ser instalados correctamente incluyendo el ángulo de instalación. Para corregir la oblicuidad, destacan los asientos esféricos y las arandelas biseladas.

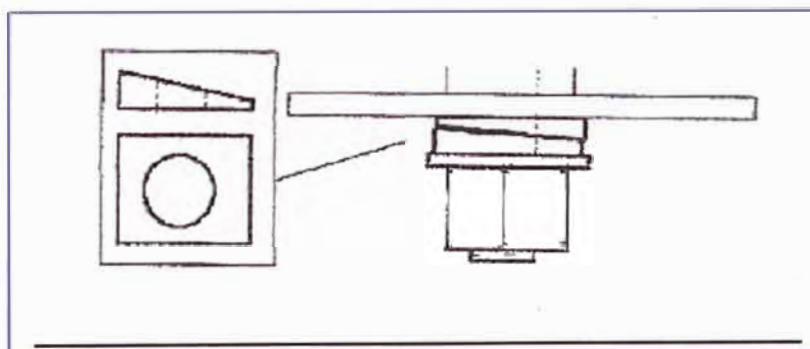
Asientos esféricos:

Los asientos esféricos (C) se recomiendan para la instalación en superficies de rocas irregulares. La platina en forma copa (D) utilizada debe tener un agujero de 40mm – 42mm de diámetro.



Arandelas Biseladas

Las arandelas biseladas se utilizan normalmente con las platinas de apoyo planas y cuando el cálculo de cargas se realiza en exceso de 10 toneladas. Dos arandelas biseladas se requieren para compensar los ángulos hasta 30°



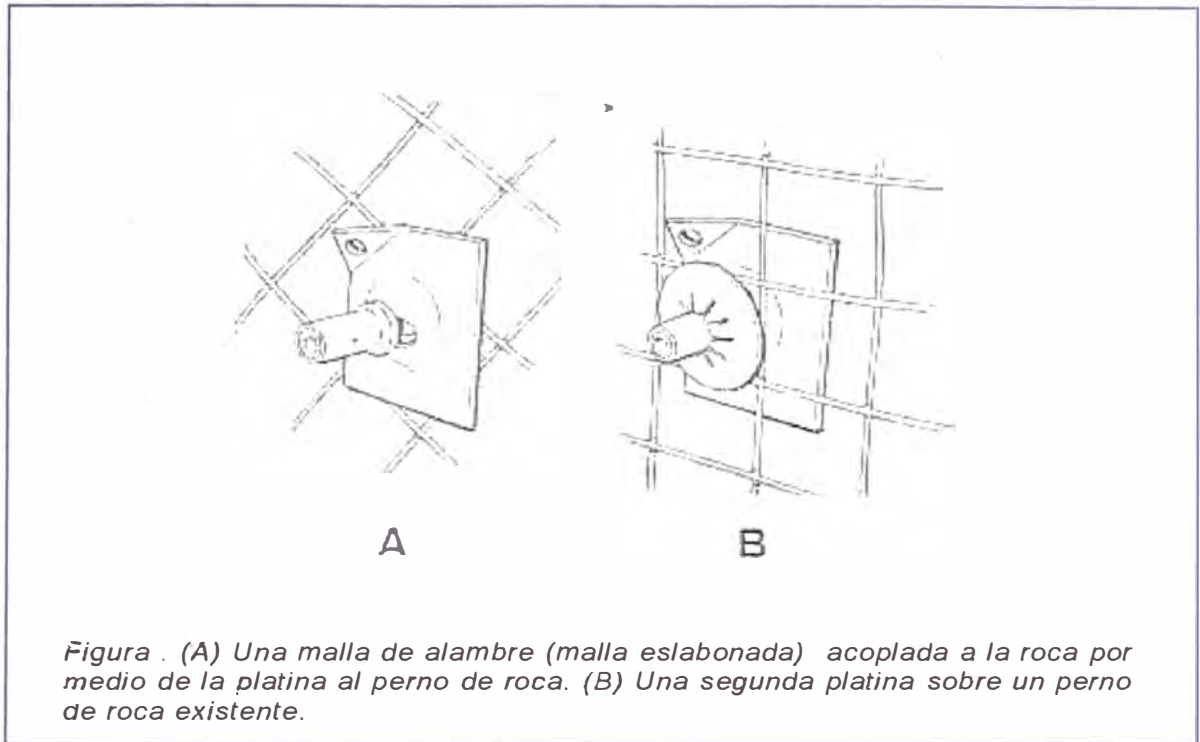
Mallas de alambre:

Dos tipos de mallas de alambre son comúnmente usados en combinación con pernos de roca. Estos son la malla de enlace en cadena o eslabonada, y la malla soldada.

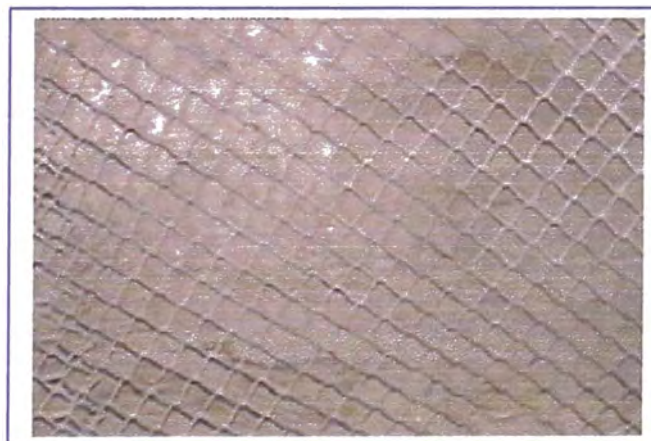
La malla eslabonada: (enlace en cadena) es flexible y fuerte, usualmente usada correctamente para la superficie, para prevenir o evitar daños al personal y daños al equipo para piezas pequeñas de roca. La malla debería ser acoplada a la roca en intervalos de entre 1m y 1,5 m, depende sobre el espacio entre los puntos de sostenimiento, una malla eslabonada puede llevar una carga considerable de roca fracturada. Pruebas han mostrado un espaciamiento de 1,5m a 2m entre los puntos de sostenimiento, **la malla puede soportar aproximadamente 2,5 ton/ m² de roca fracturada**. La malla eslabonada es sin embargo inadecuada para la combinación con shotcrete, ya que causa considerable rebote y proporcionan insuficiente refuerzo del shotcrete.

Mallas soldadas: Consiste de alambres de acero colocados sobre un patrón cuadrado o rectangular y soldados en cada intersección. Es usado para proporcionar confinamiento a la roca entre el perno y el shotcrete de refuerzo. Esta malla soldada es mucho más rígida que la malla eslabonada o en cadenas y debido a esto es generalmente a ser preferida para el confinamiento de la superficie rocosa entre los pernos. La principal ventaja de la malla soldada sobre la malla eslabonada o en cadena, es su rigidez y el hecho que uno puede volver y hacer shotcreting si es requerido en una etapa posterior. La rigidez de la malla soldada, es sin embargo también una desventaja, en que es más difícil lograr que se acomode a las irregularidades de la superficie rocosa. La malla soldada (o la malla eslabonada), es acoplada para la superficie rocosa por medio de las platinas, o por una segunda arandela, sobre los pernos de roca existente (ver figura).

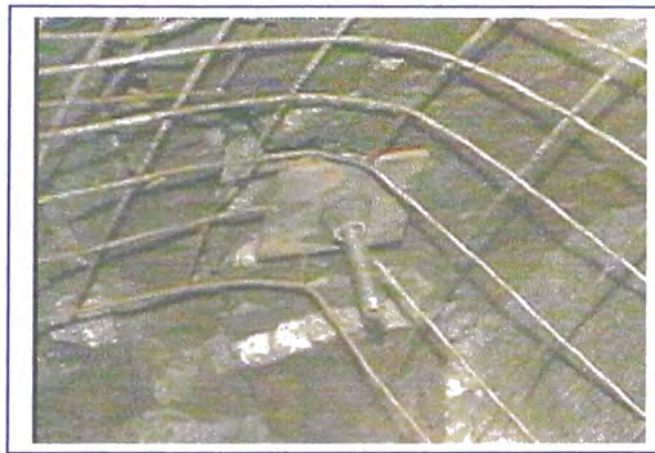
Típicamente alambres de 4.2 mm colocados en un intervalo de 100mm son usados para el refuerzo con shotcrete.



La malla eslabonada, es un sistema común de soporte: 50mm x 50mm cuadrada, calibre 6.0 mm + - 7000 libras con un desplazamiento de 14" a 18".



Cualquier sistema de pernos puede ser usado para asegurar el enmallado en el techo y paredes de la labor para evitar la caída de rocas.



El enmallado propiamente instalado el cual está fuertemente adherido a la superficie de la roca mejora la estabilidad completa del área al sujetar fragmentos de roca en el techo de la excavación.



Malla Metálica Electrosoldada:

Se utiliza malla metálica galvanizada electrosoldada N° 8 de cocada de 2" x2" y 4" x4" , calibre 9/9 + - 3900 libras con un desplazamiento de 12" – 16".

en galerías principales, cortadas, cruceros y cámaras, etc.

Es adecuado para controlar terrenos de calidad REGULAR a MALA medianamente fracturadas con bloques pequeños a medianos.



La malla de alambre se utiliza para proteger a las personas de las rocas sueltas que pueden desprenderse de la superficie del terreno. No esta considerado como sostenimiento pero si como un elemento de seguridad. Respecto al uso de la malla de alambre para reforzar el shotcrete si esta considerado como un elemento de sostenimiento.

Para las instalaciones de larga vida la malla de alambre es disponible galvanizada.

Shotcrete :

Shotcrete es comúnmente usado en combinación con pernos de roca en un amplio rango de condiciones de terreno, particularmente en minería subterránea, shotcrete es usada para proporcionar el sostenimiento en la superficie rocosa entre pernos de roca.

Hay dos tipos básicos de shotcrete, el **shotcrete de mezcla seca**, donde la mezcla es seca y el agua es añadida en la boquilla.

El shotcrete de mezcla húmeda, tiene básicamente los mismos componentes que la mezcla seca, excepto que el agua es añadida en la mezcla. En el caso de la mezcla húmeda, algún acelerador debe ser añadido en la boquilla. El tipo shotcrete mezcla – húmeda en minas subterráneas peruanas es usada más ampliamente.

La calidad de shotcrete, depende sobre los materiales usados y el diseño de mezcla, sin embargo, también un asunto de habilidad y destreza entre los operadores. Una mezcla típica húmeda contiene los siguientes componentes:

Arena: Con diseño de la malla con un tamiz máximo de 1/4", se mejora bastante la granulometría y como consecuencia el rebote, se logra llegar a menos del 10 %.

Cemento: El material noble que se utiliza es el cemento Portland tipo I, procedente de la fábrica Cemento Andino S.A. De acuerdo con el certificado emitido por el fabricante, cumple con las normas ASTM C-150. Su comportamiento es óptimo y los resultados de la preparación de mezclas de concreto son buenos.

Plastificantes: Los plastificantes son aditivos que ayudan a la bombeabilidad o fluidez del shotcrete. En el proceso húmedo un material plástico bombeable es deseable; pero esto no se debe lograr por el incremento del contenido de agua. Si la relación agua - cemento es demasiado alta, el cemento se diluye y el concreto se debilita. Destaca el plastificante sikament 306 (0.3% cemento) Rheomac FC 1000, aditivo superplastificante, especial para concretos rheoplasticos, que a la vez incorpora aire.

Acelerantes: Los acelerantes del shotcrete son productos que son aplicados en el momento que es lanzado el shotcrete a la superficie de la excavación. Estos vienen en una variedad de formas; pero los líquidos son usados tanto en el shotcrete por vía húmeda como en el shotcrete por vía seca. El acelerante que se usa comúnmente es el MEYCO SA 160, aditivo acelerante de fragua de alto rendimiento, que mantiene la resistencia.

Microsílice (5% de cemento): El microsílíce es un producto de la producción sílica del acero. Este aditivo es considerado como un buen complemento del cemento. Su propiedad hace que la mezcla sea pegajosa y produce un concreto más denso. La razón de ello es su fineza, el cemento Portland tiene una fineza de cerca de 400 mallas, en tanto que la microsílíce es 100 veces más fina que ese cemento. Se usa RHEOMAC SF 100, aditivo mineral basado en microsílíce, resistente a los ataques químicos, a la abrasión y erosión. Además, incrementa la plasticidad y resistencia a la compresión.

Fibras : Como otro aditivo del shotcrete, las fibras se utilizan para aumentar la resistencia a la flexión y tracción. Anteriormente se utilizaba fibras de acero en el diseño de shotcrete, en la actualidad fueron reemplazadas por las fibras sintéticas denominadas HPP, previas pruebas de laboratorio y de campo, y se logró obtener resultados muy buenos. También estas fibras HPP son inertes a la presencia de agua y se diferencian de las fibras de acero en que no son tan resistentes a la presencia de aguas de mina.

El agua: Se considérale agua potable para la preparación del shotcrete.

Para la preparación del shotcrete, se cuenta con camiones Mixers de capacidades de 4 m³ y 2 m³, para el lanzamiento del shotcrete se emplea el OCMER (Aliva), o equipo robotizado.

El shotcrete ya fraguado, después de 28 días tiene que alcanzar una resistencia a la compresión mínima de 30 Mpa (4200 psi).

La Dosificación para 1m³ de sohtcrete es la siguiente:

Arena	cemento	microsilíce	Plastificante	acelerante	fibra	agua
1649 Kg	10 bolsas =425 Kg.	2 bolsas = 40 Kg.	5 lt	4.76 Gln	1 caja= 4.54 Kg.	50 Gln = 189.25 Lt

La adición de 50mm de longitud y 0,4 – 0,8 mm de diámetro de fibras de acero ha sido hallado para mejorar la rigidez, durabilidad, corte y resistencia flexional del shotcrete, y para reducir la formación de grietas de contracción. Fibras de acero son añadidas de acuerdo a las especificaciones del fabricante. **En aplicaciones del shotcrete, la boquilla debería ser mantenida cercanamente perpendicular a la superficie de la roca, y a una distancia constante alrededor de 1 metro.**

El permanente revestimiento de shotcrete está usualmente entre 2" – 10" de espesor.

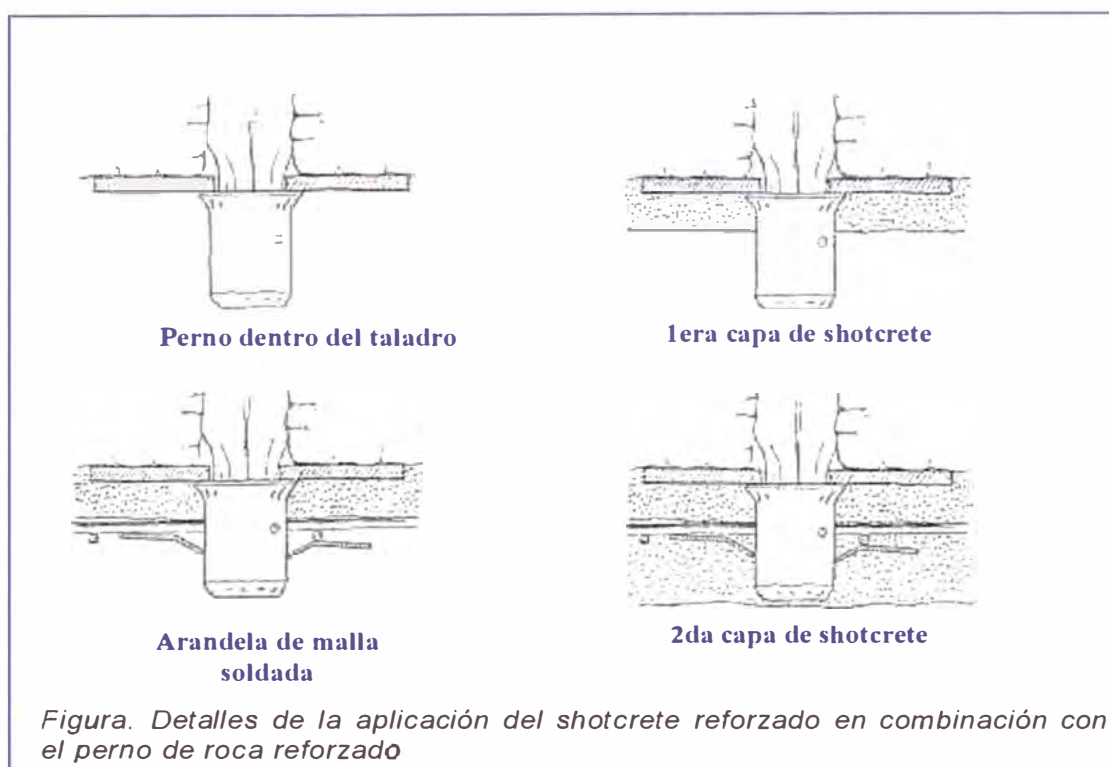


Figura. Detalles de la aplicación del shotcrete reforzado en combinación con el perno de roca reforzado

5.3 CARACTERÍSTICAS DE CARGA - DEFORMACIÓN EN PERNOS DE ROCA

El objetivo principal en el diseño del sistema de sostenimiento es para ayudar a la masa rocosa a sostenerse a si misma. Esto aplica el

sistema de reforzamiento de roca, por ejemplo, donde los pernos en realidad forman parte de la masa rocosa. El perno refuerza y moviliza la resistencia inherente de la masa rocosa apretando los movimientos de los bloques individuales de roca. Movimientos de bloque son apretados principalmente por pernos que intersecan las diaclasas entre bloques.

Las características de deformación por carga, en tensión o esfuerzo de un perno de roca dependen esencialmente del tipo de perno. Para el mismo, tipo de perno las características de deformación carga pueden, sin embargo variar considerablemente dependiendo sobre factores relacionados a la instalación del perno.

Las causas comunes de fallas de reforzamiento de rocas son:

- Elección incorrecta del sistema de perno de roca, para una aplicación dada.
- Inapropiada colocación del taladro.
- Taladro demasiado largo o demasiado corto.
- Diámetro del taladro incorrecto.
- Taladro inapropiadamente llenado.
- Inadecuada colocación de la inyección de lechada.
- Inadecuada longitud de adherencia.
- Acero sucio.
- Agentes inyectantes, de cemento o resina fuera de fecha.
- Mezcla inadecuada de inyección de lechada.
- Daño al tubo de desfogue.
- Inadecuado sellado del taladro.
- Inadecuada lubricación de la tuerca, arandelas y tuercas
- Incorrecto procedimiento de instalación.
- programa de pruebas Inadecuado
- No controlar el sistema de reforzamiento

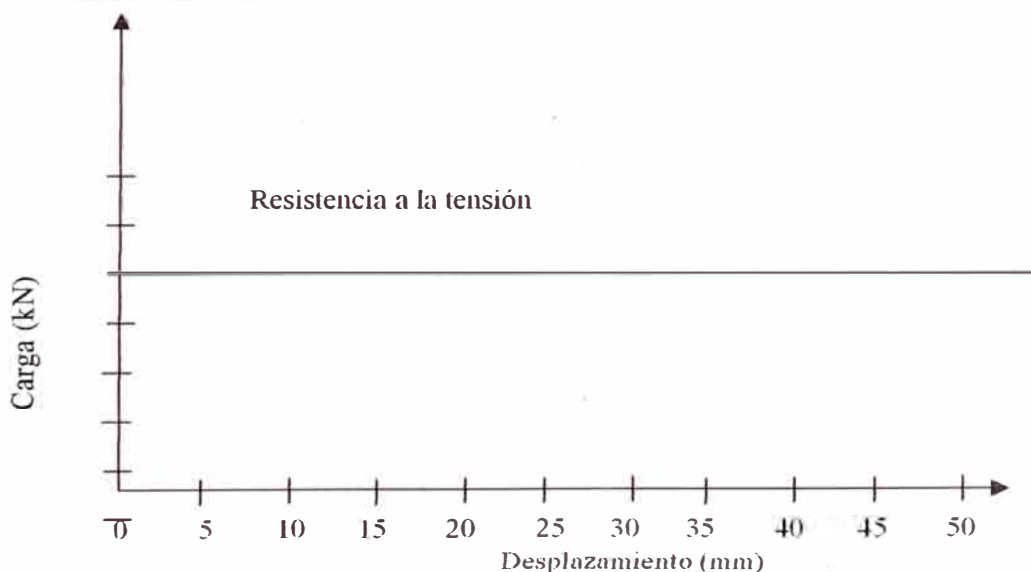
5.3.1 Cargando en tracción el perno de roca a través de una diaclasa

El concepto del perno de roca ideal, sometido a carga a través de una única diaclasa es presentada y discutida en términos de características de carga-desplazamiento. Con el objeto de obtener las características carga-deformación de pernos de roca que

realmente se parecen a las características del perno de roca instalado y podrá comparar las características generales carga-deformación de diferentes tipos de pernos de roca.

5.3.1.1 El concepto del perno de roca ideal

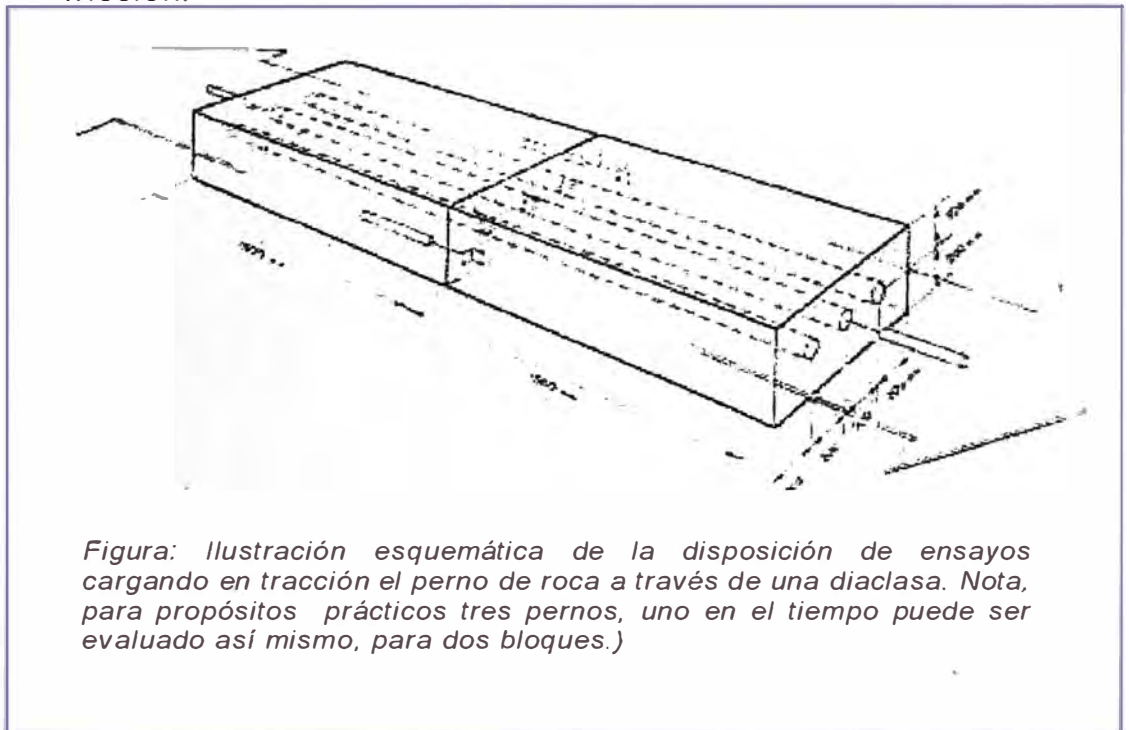
Aquí es interesante considerar la característica ideal carga-deslizamiento de un perno de roca instalado que actúa a través de una diaclasa única en tensión. Una relación que puede ser dada independiente de alguna condición subterránea en particular, (esponjamiento / comprimir), para roca extremadamente dura y roca frágil, en baja o altas condiciones de esfuerzos. El sistema de perno de roca ideal, debería inicialmente actuar infinitamente rígido con el objeto de atraer la carga y ayudar para mantener la integridad de la masa rocosa tanto como sea posible. Sin embargo, como la carga sobre el perno logra aproximarse, fundamentalmente la resistencia a la tensión del perno debería tener la capacidad para acomodar grandes deformaciones de roca y no fallar o dejar caer en ello la capacidad de sostenimiento de carga. **El comportamiento del perno debería ser: (rígido / perfectamente plástico).** Esta característica ideal carga desplazamiento, independiente de las condiciones de inyección de lechada, de un perno de roca instalado es esquemáticamente ilustrado en la sgte. Figura.



Grafica: Características de carga – desplazamiento ideal, independiente de las condiciones de terreno de un perno de roca instalado.

5.3.1.2 Disposición de los ensayos (Pruebas)

Una alta resistencia reforzada de concreto con una resistencia a la compresión de $\sigma_c = 60 \text{ MPa}$ es usada por los dos bloques de concreto de 1.5 m simulando dos bloques de 1.5 m de roca separada por una diaclasa. Los taladros para los pernos de roca son todos perforados usando técnicas de perforación percusiva con el objeto de crear una superficie en el taladro con una rugosidad comparable a las obtenidas en tipos de roca metamórficas o ígneas. La longitud del taladro y la subsecuentemente pernos de roca instalados son de 3 m. El diámetro del taladro es cuidadosamente medido para satisfacer los requerimientos de instalación por los fabricantes de pernos de roca. Los dos bloques son separados, simulando aberturas de diaclasas en una razón de 3.6 mm/minuto. La fricción entre los bloques de concreto y el principio sobre el cual los bloques reposan, es para una gran extensión eliminada por la ubicación de los bloques sobre una baja fricción.



5.3.2 CONSIDERACIONES DE DISEÑO

La siguiente lista da algunos factores que influyen en el diseño de un sistema de soporte subterráneo.

- Propósito de la excavación.
- Reforzamiento temporal o permanente.
- Requerimientos de seguridad.
- Consideraciones prácticas.
- Geometría de la excavación.
- Accesos disponibles.
- Técnicas de extracción.
- Proximidad de excavaciones adyacentes.
- Estado de esfuerzos generales.
- Condiciones de la masa rocosa.
- Condiciones de agua subterránea.
- Modos de falla posible.
- Soporte de presión requerida.
- Tiempo para la acción del soporte.
- Experiencia previa.
- Costo y disponibilidad.

5.3.2.1 Condiciones especiales

5.3.2.1.1 Altos esfuerzos en el Lugar

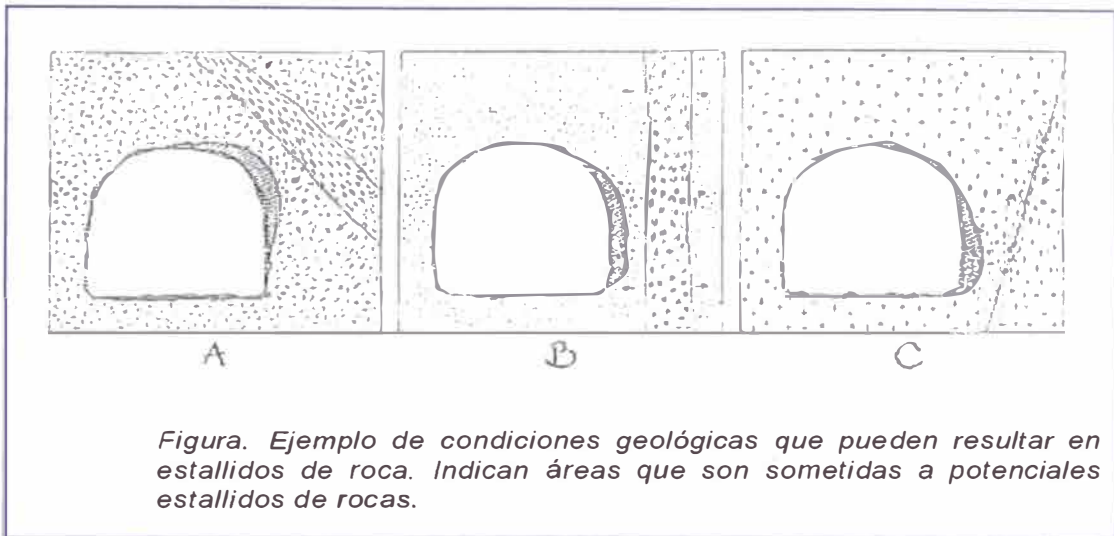
Las condiciones de esfuerzos de la roca insitu, pueden ser determinados por mediciones de esfuerzos en la roca. Las magnitudes, direcciones y la relación entre magnitudes de los esfuerzos principales, unidas con las propiedades mecánicas de la masa rocosa guían al ingeniero en su predicción de la probabilidad en la ocurrencia de un estallido de roca o problemas de desprendimiento asociados con la excavación. El comportamiento de la masa rocosa alrededor de una excavación subterránea es, para una gran extensión, relacionados a los esfuerzos insitu. Cuando una excavación subterránea es desarrollada, los esfuerzos vírgenes en el lugar son afectados a

distancias de aproximadamente un "diámetro de la excavación" de su periferia. **Los esfuerzos verticales en la masa rocosa son en general una función de la altura del sobreburden, de la densidad de la masa rocosa. Los esfuerzos horizontales varían considerablemente. Ellos pueden estar inducidos tectónicamente o concentradas de otra forma, que alcanzan una magnitud del mismo orden como la resistencia de la masa rocosa, dependiendo de las propiedades de la masa rocosa, estallidos de roca que pueden luego ocurrir.**

Los desprendimientos son fragmentos o planchones de roca que llegan a ser desprendidos de la masa rocosa como un resultado de altos esfuerzos. **El desprendimiento es un proceso no violento de derrumbe de la roca, un estallido de roca sin embargo, es derrumbe violento de roca. La condición necesaria para un estallido a desarrollar, requiere que los esfuerzos en la masa rocosa excedan la resistencia de la roca.**

Siguiendo la excavación de una abertura subterránea la concentración de esfuerzos que inmediatamente desarrolla en la roca circundante la abertura es redistribuida progresivamente sobre grandes áreas, de este modo reducen la concentración del esfuerzo máximo. La concentración de esfuerzo máximo que inicialmente está en la superficie, se mueve lejos de este límite. En condiciones de roca débil este reajuste ocurre casi inmediatamente después de la voladura como una consecuencia de la deformación de la masa rocosa. Sin embargo, la roca inelástica dura y frágil que tiene sólo fracturas cercanas, es roca propensa a estallar cuando está sometida a altos esfuerzos. En una masa rocosa inelástica el reajuste toma lugar mas lentamente. Si los esfuerzos en este proceso exceden la resistencia de la roca próxima a la excavación, los estallidos de roca ocurren y una zona de roca fracturada

es formada. La zona fracturada deformada ante los altos esfuerzos son reducidos a un nivel en equilibrio con la resistencia de la roca fracturada que es mas bajo que la roca intacta.



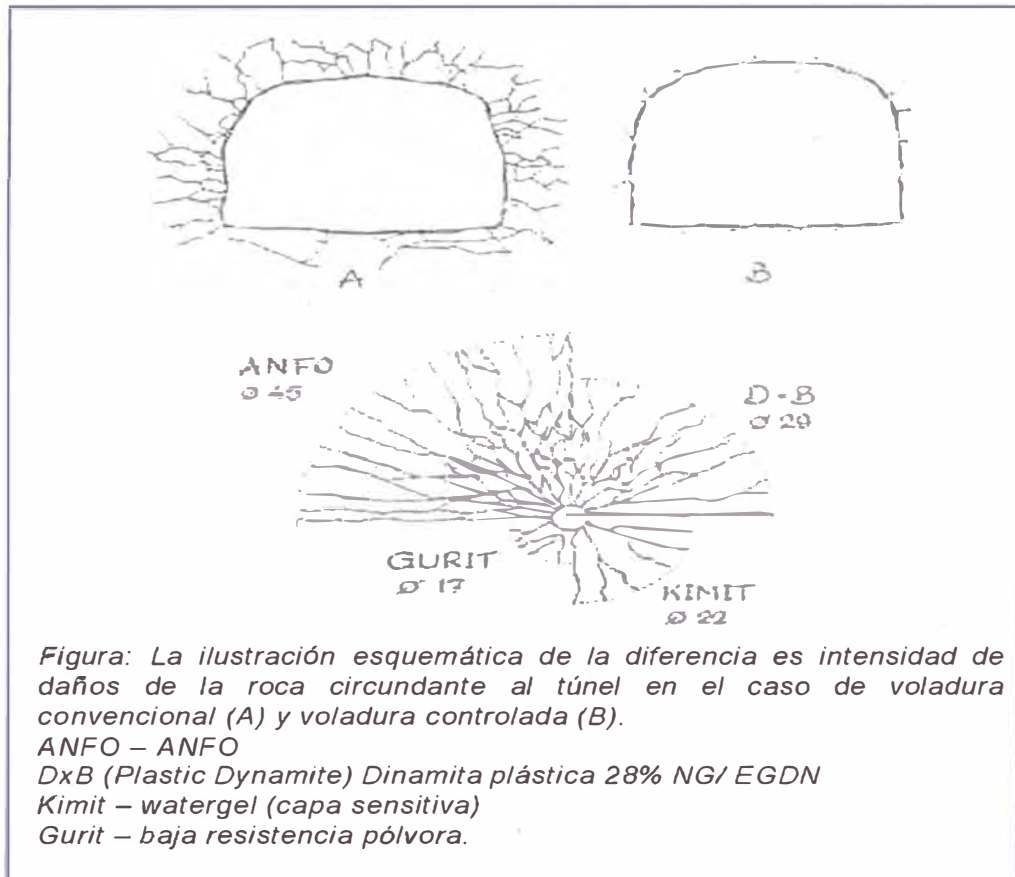
- A: La carga de un sobreacomodamiento de roca en un túnel ubicado profundamente que contiene granito frágil, causa movimientos semiplásticos en un objetivo débil de esquisto y mica abundante. Los estallidos de roca (sombreados) ocurren en el túnel en un punto cercano al objetivo.
- B: Un dique de roca ígnea que es forzosamente introducida dentro de una cuarcita dura es acompañada por esfuerzos residuales que adelantarán el estallido de roca en las paredes del túnel.
- C: Los esfuerzos que han causado resistencia elástica en roca ígneas duras (resistentes) son direccionados hacia la abertura del túnel para causar estallidos de roca.

Desde aquí, se proporciona que la roca fracturada puede ser detenida en el lugar para impedir el desmoronamiento progresivo, hay poco peligro de la zona de fractura que se propaga al punto donde la excavación colapsará. El perno de roca no tensionado resultará ser muy efectivo en la prevención del desmoronamiento y desprendimiento de rocas. Los pernos de roca son instalados para aproximar o juntar las superficies, tensionadas por la deformación de la masa rocosa como el soporte proporcionado por la superficie que es removida y la roca es permitida para liberar esfuerzos.

5.3.2.1.2 Voladura Controlada:

Un esencial paso en la práctica del buen reforzamiento de roca, es minimizar la sobre fractura y adoptar una técnica de voladura controlada en excavaciones subterráneas. Para minimizar la sobre fractura, es indispensable que la dirección de los taladros sean cuidadosamente seleccionados y que la desviación del taladro y la operación de carga sean controladas.

La voladura cuidadosa involucra perforación, un número de taladros paralelos espaciados próximos junto al final de la superficie de la excavación. La ubicación de cargas desacopladas de baja densidad en los taladros y la detonación de estas cargas juntas, pero después de la detonación del corte y principales taladros de voladura. Esto es también denominado "smooth blasting" (voladura controlada). La figura ilustra la diferencia en intensidad de daños de la roca circundante al túnel en el caso de voladura convencional y voladura controlada.



5.4 DISEÑO DE REFORZAMIENTO EN ROCAS

El comportamiento mecánico de la masa rocosa reforzada por pernos de roca (ejemplo: interacción perno de roca - masa rocosa) está aun en general incompletamente entendida. Es también verdad que el perno de roca es así mismo como un elemento de construcción incómoda en amplio uso del perno de roca.

Ello es reflejado en la falta de un criterio de diseño apropiado para el reforzamiento del perno de roca.

Estos son comúnmente aplicados para, problemas de reforzamiento de rocas, donde pernos de roca son usados como elementos de refuerzo.

5.5 Masa rocosa – Interacción de los pernos de roca

Es importante apreciar las diferencias cualitativas en interacción entre pernos de roca ancladas mecánicamente, pernos totalmente inyectados de lechada y pernos anclados mediante fricción, y una masa rocosa.

- En pernos anclados mecánicamente, la tensión es constante a lo largo de la longitud libre del perno. Algún desplazamiento de roca entre los dos puntos de anclaje del perno, la platina y la expansión de la cubierta, será distribuida sobre la completa longitud del barreno. Esto hace que la expansión de la cubierta del perno de roca anclada a un flexible sistema de reforzamiento de roca.
- El perno total inyectado de lechada la carga es transferida de la inyección de lechada a la roca y la deformación de la masa rocosa y el reforzamiento no pueden ser separados. La carga es distribuida sobre una distancia limitada de la roca diaclasada (aproximadamente 5 – 20 diámetros del pernos), la cual hace que el total perno inyectado de lechada, un sistema de reforzamiento de roca rígida. Esto se aplica al perno de roca.
- Los pernos de roca anclados mediante fricción son similares a los pernos totalmente inyectados, en la deformación de la masa rocosa y el perno no puede ser separado. Esto es sin embargo,

verdad solo para ciertos niveles de carga. **Para el perno de roca Split Set la resistencia friccional a deslizar es vencer en aproximadamente la mitad de la ultima resistencia del tubo de acero, el perno empieza a deslizar.**

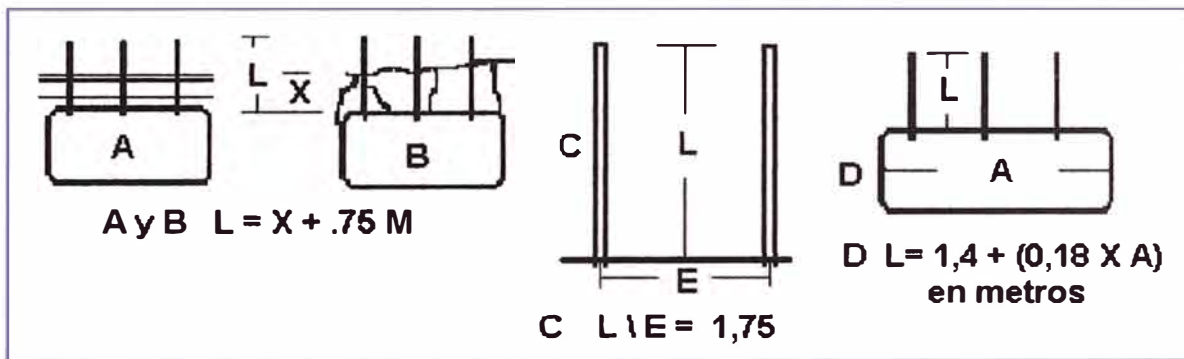
- En mas empernados de roca, excepto en el caso de sostenimiento de bloques inestables de roca cuando el perno diseñado para sostener el peso bruto del bloque, la carga sostenida por el perno es pequeña comparada con la carga que actúa en la roca. Los pernos de roca permiten a la masa rocosa a ser "auto sostenidas" o "sostenerse a si misma".
- **Para evaluar la importancia del empernado de roca es necesario considerar la interacción masa rocosa – perno de roca. Las características carga deformación de la masa rocosa debe ser determinada con algún grado de confiabilidad antes de un sistema de sostenimiento subterráneo que pueda ser considerado.** Cuando la masa rocosa muestra patrones estructurales bien definidos. Los pernos de roca son recomendadas para el reforzamiento de la roca. **Los sistemas de reforzamiento del perno de roca son especialmente recomendadas en situaciones donde los bloques de roca o cuñas son inestables, desprendimientos bajo su propio peso.**

LONGITUD Y ESPACIAMIENTO DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

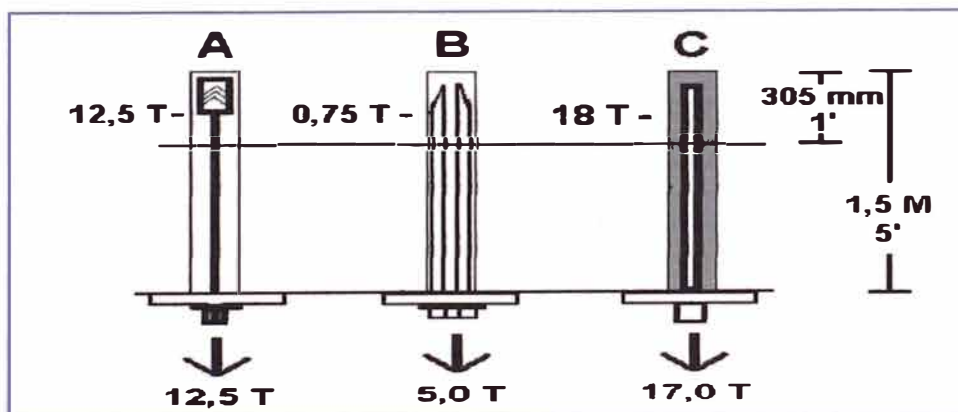
ALGUNOS MÉTODOS PARA DETERMINAR LA LONGITUD DEL PERNO:

La longitud y espaciado de los elementos de sostenimiento dependen de la calidad de la roca, la presencia de fracturas y fallas y el tiempo de vida útil de la labor.

- A** la profundidad de las capas (X) a soportar, longitud del perno ($L = X + .75 M$)
- B** dimensión de los bloques (X) a soportar, longitud del perno ($L = X + .75 M$)
- C** $L \setminus E = 1,75$, por $L =$ longitud del perno, $E =$ espaciado de los pernos
- D** $L = 1,4 + (0,18 X A)$ por $L =$ longitud del perno, $A =$ ancho de la apertura en metros



Resistencia en Tracción en la Zona anclada de los elementos de sostenimiento:

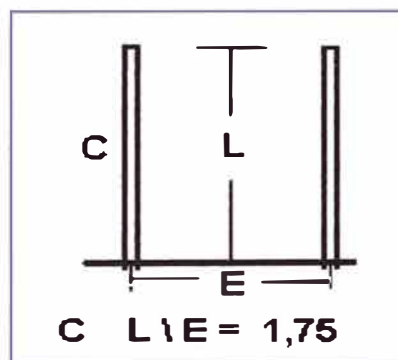


Resistencia en tracción y la capacidad de la zona anclaje máxima de los sistemas de sostenimiento medido para una profundidad de 1,5 metros (5') y por 305mm (1') del extremo de la instalación.

Comparación de los elementos de sostenimiento y la longitud mínima de Anclaje:

Elemento de Sostenimiento	longitud mínima de anclado	Resistencia toneladas Máxima
Pernos con anclajes de expansión	305mm (12")	12.5
Perno barra de construcción, 3/4", cementado	450mm (18")	14.0
Estabilizadores de fricción (Split Set) 39mm	915mm (36")	3.0
Cable de Acero, lechada de cemento	610mm (24")	22.0

COLOCACIÓN Y ESPACIAMIENTO DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO



Normalmente el espaciamiento de los pernos de sostenimiento instalado sistemáticamente resulta en un mínimo de 1m y un máximo de 1.5m. El espaciamiento entre elementos de sostenimiento puede cambiar cuando se combina con otros sistemas ;ya sea Shotcrete, mallas de alambre etc.

$$L / E = 1.75$$

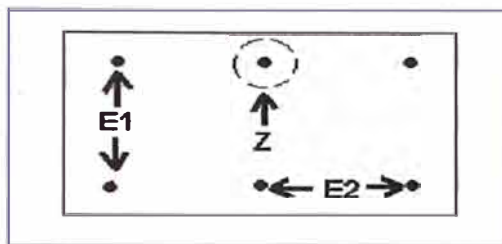
Donde:

L: Longitud del perno. E: espaciamiento de los pernos.

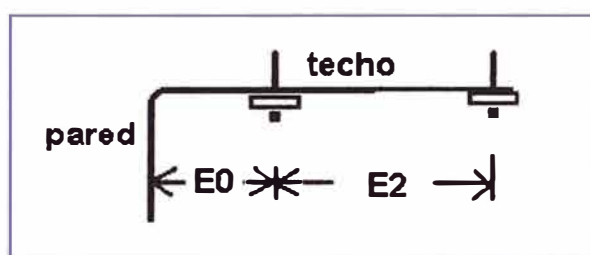
$$L / E = 1.2 - 1.5 \quad \text{ref: Bienwaski}$$

$$L / E = 1.2 \text{ Roca Buena, } L / E = 2 \text{ roca fracturada} \quad \text{Ref: Lang. Bischoff.}$$

ESPACIAMIENTO DE LOS PERNOS

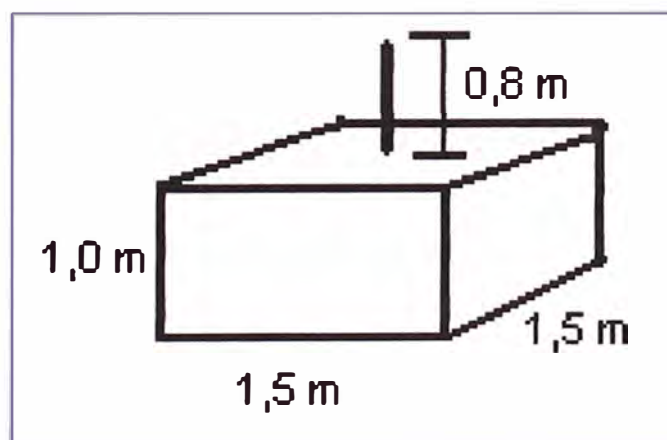


El espaciamiento depende del tipo del terreno y la variabilidad de la superficie de la roca. (E1) y (E2) representa el espaciamiento previsto y (Z) es la zona de variabilidad en la colocación de un perno en forma aceptable. El espaciamiento de instalación de pernos si representétese por las distancias mínimas y máximas.



La proximidad de un perno a una pared (caja) o a un pilar, la distancia (E0) es normalmente la mitad del espaciamiento previsto (E2)

RESISTENCIA EN TRACCIÓN DE UN PERNO PARA SOPORTAR UN BLOQUE

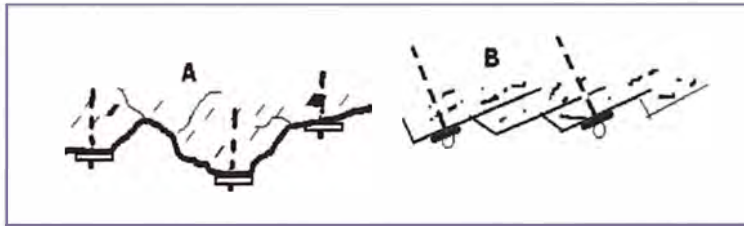


Sea el ejemplo:

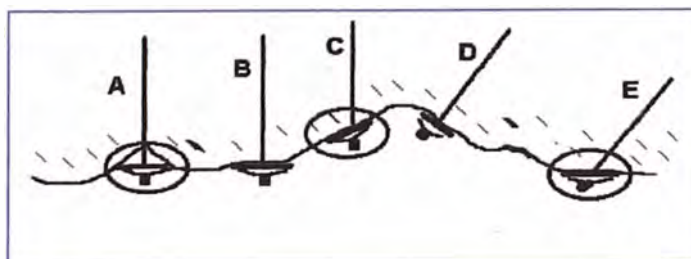
- un bloque de $1 \times 1,5 \times 1,5$ metros = $2,25 \text{ M}^3$
- Peso in situ de roca aprox. $2,7 \text{ TN}$ por M^3
- Peso del bloque $2,25 \times 2,7 = 6,08 \text{ TN}$
- Con un factor de seguridad de $2 = 12,15 \text{ TN}$
- Longitud del perno = $1,8 \text{ M}$

La sección de roscas de un perno de barra de construcción tiene una resistencia de un mínimo 15 TN , en sección la barra tiene una resistencia de un mínimo de 17 TN . La parte (A) del perno soportando el bloque de $0,8 \text{ m}$ en longitud anclado en la roca competente esta considerado como la zona anclaje y debe estar $0,75 - 1,00 \text{ M}$ en longitud para tener una resistencia mínima de 17 TN .

COLOCACIÓN Y ÁNGULO DE INSTALACIÓN:

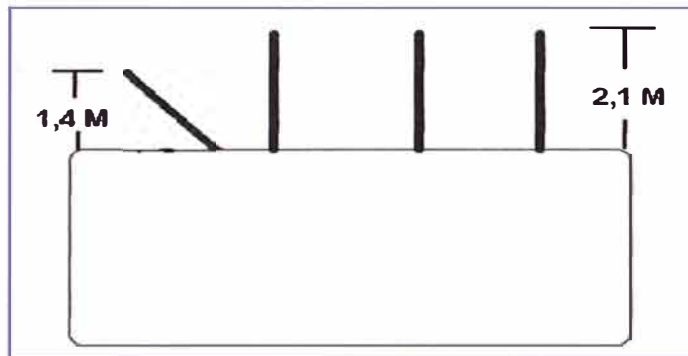


El tipo de la superficie de la roca es significativo en la planificación del espaciamiento de los pernos por la existencia de bloques y de las fracturas (A), o la orientación de los estratos (B) requieren una flexibilidad en la colocación de los pernos.



Colocación de la platina de un perno para roca mejorara la fortificación del terreno. Los ángulos de un perno con la superficie de la roca deben tener 90 grados o un máximo de inclinación de 10 grados y la platina debe colocarse pegado a la roca, (ejemplos de correcta instalacion **B, D**) (ejemplos no aplicables **A, C y E**).

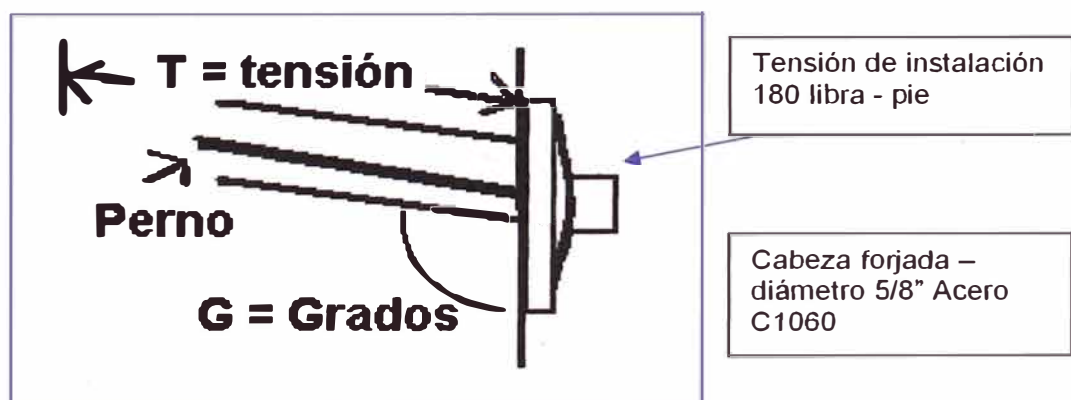
ÁNGULO DE LA INSTALACIÓN



Para asegurar el sostenimiento adecuado de la roca, los pernos deben de ser instalados a 90° con un ángulo máximo de inclinación de + - 10°, con la superficie de la roca.

En la figura se muestra un ángulo de inclinación de 45° por lo que se pierde 0.7m de profundidad en un perno de 2.1m, no es recomendable este ángulo en la instalación del perno.

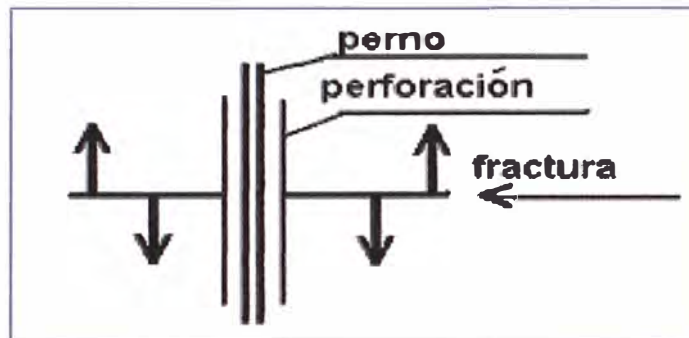
Angulo de Instalación y la pérdida de resistencia de un perno



Con una inclinación de 45° un perno puede perder el 30% de su resistencia.

RESISTENCIA EN TRACCIÓN

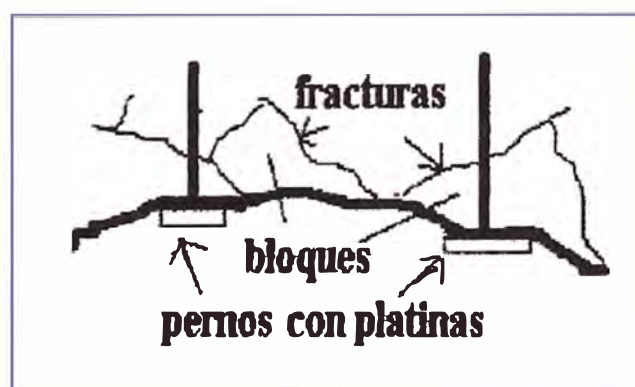
La acción principal de todos de pernos para roca es el de resistir el movimiento del terreno. En general en la roca dura este movimiento es el resultado de rajaduras por las fallas y fracturas. Estas fracturas, y fallas, estratos se abren con el tiempo debido a la presión vertical o horizontal, por el efecto de la gravedad en los bloques y por el efecto de las variaciones en la temperatura y humedad en la roca masiva



SOSTENIMIENTO DE BLOQUES

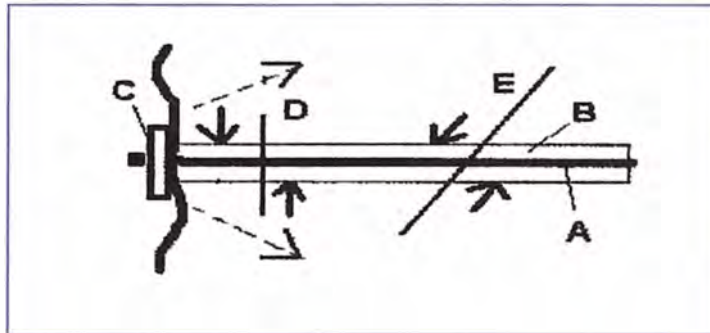
La acción de los pernos para prevenir la formación de la roca suelta.

La colocación de los pernos y la selección de las platinas son de mucha importancia en el sostenimiento de los bloques en terrenos con presencia de fracturas.



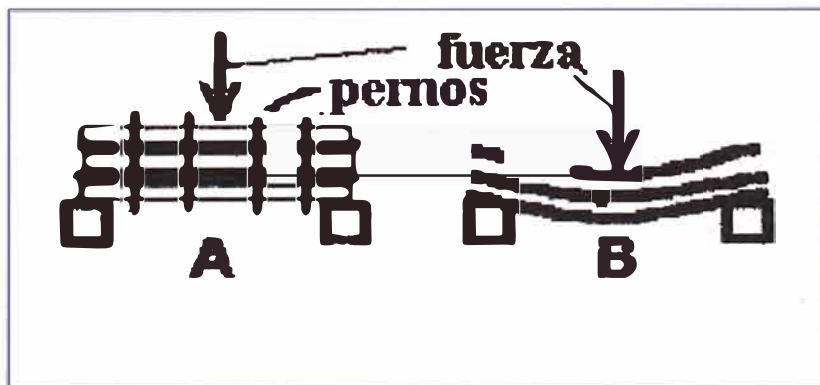
RESISTENCIA AL CORTE (CIZALLA)

La resistencia de un perno en cizalla depende del tipo de perno (A), la lechada utilizada (B), o la ausencia de una lechada. Una aplicación de tensión por el perno (C) adiciona una resistencia en la fricción a través de las fracturas (D y E), la resistencia al corte de un perno a 90° (D) se calcula normalmente entre el 50 y 80 % de su resistencia en tracción.



CONSOLIDACIÓN DE TERRENOS LAMINADOS

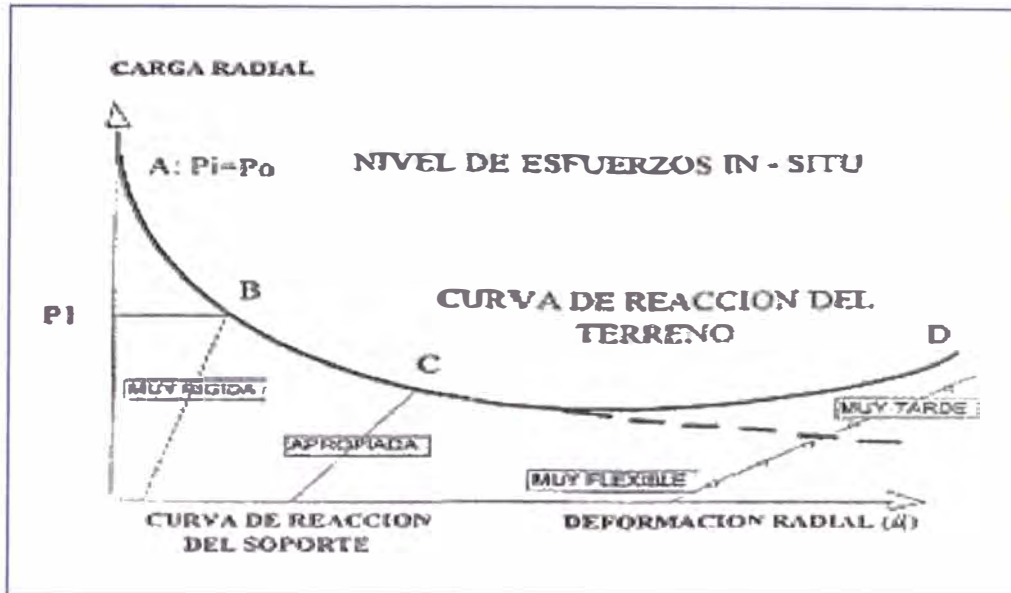
El uso de los pernos de roca de forma laminada refuerza los estratos, ver figura (A), los terrenos laminados sostenido con pernos para roca bajo tensión resisten mas los desplazamientos de roca



INFLUENCIA EL SISTEMA DE SOPORTE

La mayoría de las excavaciones subterráneas se sustentan durante la construcción, El comportamiento de la abertura y el sistema de soporte dependen del momento de colocación y forma de contacto del sostenimiento.

El gráfico que se presenta a continuación es un ejemplo para mostrar la influencia del sistema de soporte si no es colocado oportunamente en la construcción de una excavación subterránea.



Esta curva, ilustra la relajación del estado tensional en el perímetro de una galería en función de sus formación radial donde el punto A representa el equilibrio en que se encuentra el perfil transversal de una galería antes de ser excavada. ($P_i = P_o$)

Construida la galería, la curva de reacción de la roca desciende probablemente hasta un determinado valor de deformación.

Ahora, para limitar la deformación radial, se necesita una presión de soporte interna P_i , indicada por los puntos B y C donde el primero representa la curva de reacción de un soporte muy rígido y en el segundo a la curva de reacción de un soporte apropiado, donde estaría llegando al equilibrio entre las presiones de roca y del soporte. El punto D representa, la curva de reacción de un soporte instalado muy tarde o el soporte usado es muy flexible.

Esta situación no es satisfactoria para la estabilidad de una galería, ya que cualquier deformación adicional, demandará un incremento en la presión de soporte. Si la curva de reacción del soporte no llegara a intersectar a la curva de reacción de la roca, se producirá el colapso de la excavación.

Ahora los procedimientos de análisis y diseño del soporte se deben simplificar, pero deben basarse siempre en los esquemas de la interacción medio Geomecánico-Soporte.

5.5.1 Análisis de la estabilidad estructural

Aunque la estabilidad de una excavación subterránea cerca de la superficie es en general estructuralmente controlada, especialmente en condiciones de roca dura, los análisis de esfuerzos pueden desempeñar una parte importante en la evaluación de la estabilidad de las excavaciones.

Zonas alrededor de la excavación sometidas a bajos esfuerzos potenciales o reducción en la tensión a lo largo de la baja resistencia a las superficies de la diaclasa, y esfuerzos inducidos en la inestabilidad de bloques de roca son de mayor diseño en importancia y deben ser considerados.

1. Análisis de estabilidad de bloques de roca limitadas.
2. La viga, concepto de bloque para roca estratificada.
3. El concepto de arco de la roca.

1.- Análisis de estabilidad de bloques de roca limitadas

El análisis de estabilidad de bloques de roca limitadas es aplicable a bloques o cuñas de roca inestables, las cuales están libres para caer o desprenderse bajo su propio peso. Esto probablemente ocurrirá independientemente de la masa de roca circundante.

La determinación del volumen de un bloque o cuña de roca sueltos o flojos, presentan una dificultad en la aplicación del análisis en la práctica. **El volumen debe ser calculado desde la ubicación, tamaño y orientación de estructuras que definen el contorno o perfil del bloque.** Para la determinación de la forma y volumen/peso, tal como la dirección de inclinación, cuando es aplicable en bloques o cuñas de roca en el techo o paredes de un túnel, la técnica de proyección estereográfica descrita por

Hoek y Brown es recomendada. Una vez que la información apropiada ha sido obtenida, usando la técnica de proyección estereográfica, el número de pernos de roca requeridos para sostener el bloque pueden ser calculados. En el primer caso, son considerados el sostenimiento de bloques o cuñas de roca, libres para caer, en el segundo caso son considerados el sostenimiento de bloques o cuñas de roca, libre para desprenderse.

a).- Sostenimiento de bloques o cuñas de roca que están libres para caer

Aquí, la resistencia friccional de las diaclasas, no están considerados en el diseño del sistema de sostenimiento, desde entonces sólo el peso bruto de la roca suelta es para ser sostenida.

La determinación de la longitud del perno de roca debería ser basada sobre las dimensiones del bloque suelto, debido a la consideración debería ser dado al grado de certidumbre dentro del cual el tamaño del bloque ha sido determinado. La longitud del perno debería ser lo suficientemente grande para asegurar ello, dentro de límites seguros la parte de los pernos anclados en el lugar, la roca sólida será capaz de sostener el peso del bloque, ellos están diseñados para sostener. Esto se aplica o se usa a los pernos de roca anclados mediante fricción y los totalmente inyectados de lechada, cartuchos de resina o cemento. Una barra totalmente inyectada, debería extenderse aproximadamente 1m, dentro de la roca sólida; es sin embargo importante revisar que la suficiente longitud anclada por el tipo de perno considerado ha sido colocado, usando pruebas de adherencia, desde entonces las condiciones en el lugar pueden afectar la longitud necesaria del anclaje.

El número de casos donde los bloques de roca se han derrumbado, siempre, un factor de seguridad de dos o más, fue aparentemente usado en el diseño del sistema de reforzamiento. La explicación de estos derrumbes puede ser como sigue el bloque se derrumba, no carga el sistema del perno

uniformemente. **Algunos de los pernos son sobre esforzados y se rompen o fracturan, los pernos restantes no pueden sostener el peso del bloque, el bloque cae. En algunos casos esta explicación es sostenida por el hecho que el bloque ha caído en una "cantilever action" ("acción voladiza") rotando a través de 90° antes que choque contra el piso.**

Estos derrumbes recalcan la importancia de la correcta definición del peso y forma del bloque de roca. Tal como un modo potencial apropiadamente definido de derrumbes.

Tenemos:

$$N = \frac{w \times f}{B}$$

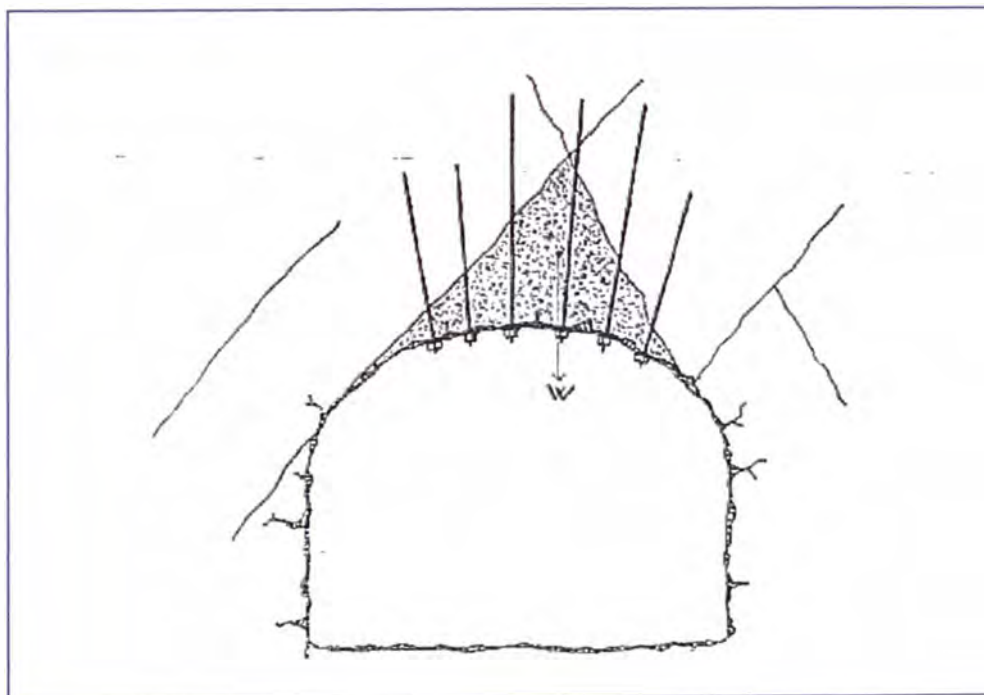


Figura.: Reforzamiento de una cuña de roca libre para caer bajo su propio peso.

Donde:

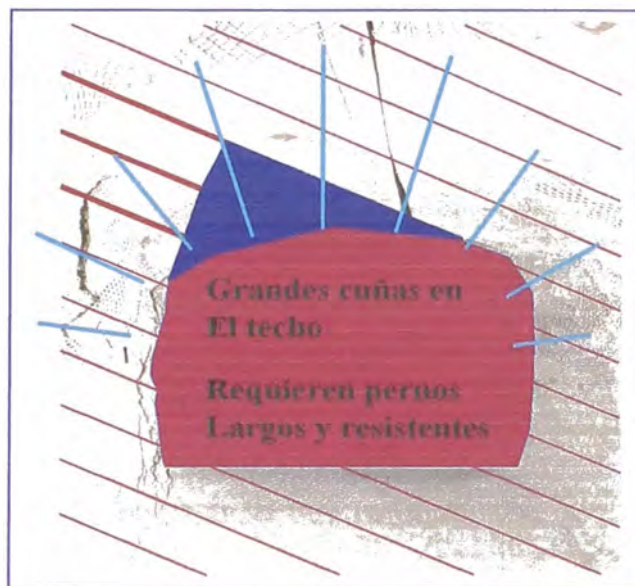
N = Número de pernos de roca.

**w = Peso de cuña (densidad de la roca
aproximadamente $2,7 \text{ tm/m}^3$)**

f = factor de seguridad usualmente $2 \leq f < 5$

B = capacidad del soporte de carga del perno.

Empernado terreno fracturado-estratificado



b).- Sostenimiento de bloques o cuñas de roca que están libres a derrumbarse

En este caso debe ser considerado la resistencia friccional de las superficies del derrumbe en el diseño del sistema de reforzamiento. En condiciones de roca dura tanto como en roca débil, tienen rugosidad y no uniforme como en superficies de juntas. Si las superficies de juntas están apropiadamente acopladas, las juntas pueden sostener grandes esfuerzos de corte. La resistencia friccional al esfuerzo de corte incrementará con la carga normal a la superficie de la junta.

Sin embargo, si las superficies de las juntas no están apropiadamente acopladas, grandes desplazamientos de esfuerzos cortantes del orden de varios mm debe ocurrir ante una máxima resistencia friccional a deslizar que es obtenida. Si

pernos tensionados están ubicados aproximadamente perpendicular a la superficie de la junta, la resultante normal de carga sobre la superficie de la junta efectivamente incrementará la resistencia al corte de la masa rocosa.

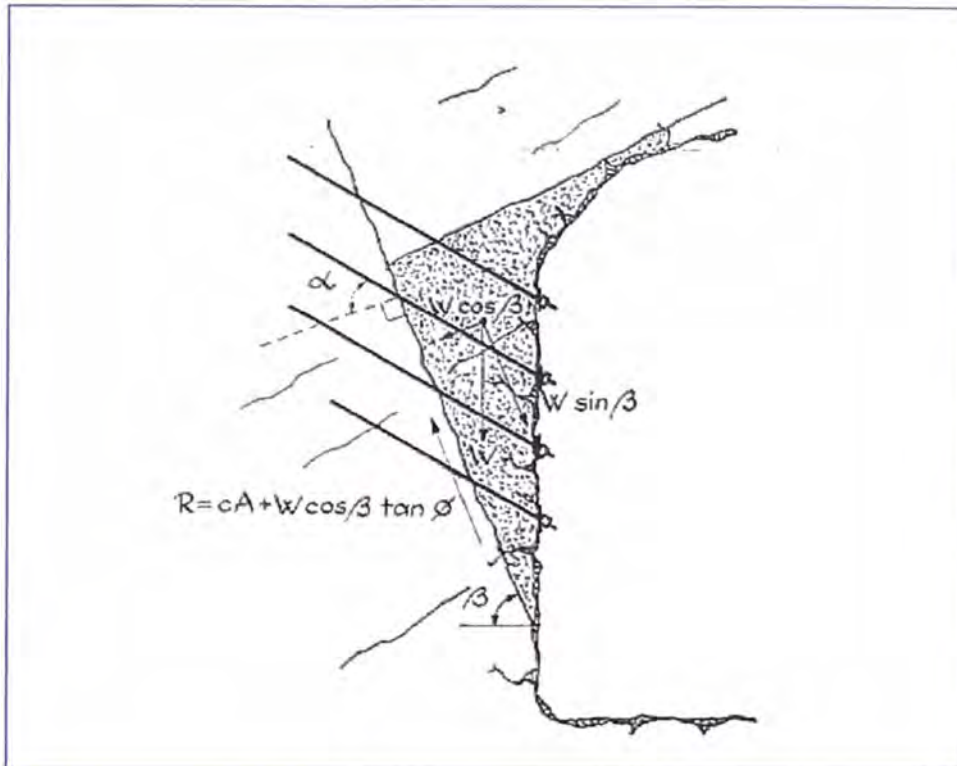


Figura: Reforzamiento de una cuña de roca libre para deslizar bajo su propio peso.

Tenemos:

$$N = \frac{w(f \operatorname{sen} \beta - \cos \beta \operatorname{tg} \phi) - cA}{B(\cos \alpha \operatorname{tg} \phi + f \operatorname{sen} \alpha)}$$

Donde:

N = Número de pernos de roca

w = Peso de la cuña incluyendo el peso de alguna roca que es sostenida por la cuña (densidad de la roca aproximadamente $2,7 \text{ tm/m}^3$)

f = Factor de seguridad. Es frecuente se encontró que $1.5 \leq f \leq 3$. El valor de f depende del daño que resultaría para el desprendimiento de cuñas y también si el reforzamiento es permanente o temporal para ser considerado.

β = Buzamiento de la superficie desprendida.

ϕ = Angulo de fricción de la superficie desprendida.

c = Resistencia cohesiva de la superficie desprendida.

A = Área de base de la superficie desprendida.

B = Capacidad del soporte de carga del perno.

α = Angulo entre la inclinación del perno y la normal de la superficie desprendida.

El ángulo de fricción y la resistencia cohesiva de la superficie desprendida, así como la capacidad de soporte de carga del perno en una inclinación particular a la superficie desprendida, son todas las propiedades que pueden ser difíciles a medir. Si los datos de pruebas, para un lugar particular no son disponibles, los datos deben ser obtenidos por referencia a la información apropiada. Valores típicos del ángulo de fricción, para algunos tipos de roca común son mostrados en tabla.

Propiedades mecánicas típicas de algunos tipos de roca

Clases de roca	Tipo de roca	Resistencia compresiva no confinada σ_c [MPa]	Resistencia a la tensión σ_t [MPa]	Modulo de elasticidad E [GPa]	Punto de carga $I_{s(50)}$ [MPa]	Angulo de fricción ϕ°
Rocas sedimentarias	Caliza	50-200	5-20	20-70	0.5-7	33-40
	Esquisto	5-15			0.1-6	25-35
	Arenisca	50-150	5-15	15-50	0.2-7	27-31
	Limolita	5-200	2-20	20-50	6-10	27
	Pizarra	50-100	2-10	5-30		
Rocas metamórficas	gneis	100-200	5-20	30-70	2-11	23-29
	Mármol	100-200	5-20	30-70	2-12	25-36
	Cuarcita	200-400	25-30	50-90	5-15	48
Rocas ígneas	Basalto	100-300	10-15	40-80	9-14	31-38
	Gabro	100-300	10-15	40-100	6-15	
	Granito	100-200	5-20	30-70	5-10	29-35

El valor de la resistencia cohesiva puede variar considerablemente. Este valor depende del tipo de material que rellena la diaclasa y del contenido de agua. Un valor típico de c para una diaclasa rellena de arcilla en un amplio rango de rocas es menos que 1. La contribución para la resistencia

cohesiva es frecuente descuidada, el valor de c se pone igual a cero. **La resistencia cohesiva cero efectivamente implica un factor de seguridad muy grande en el diseño final del sistema de reforzamiento.**

2.- La viga o el concepto de bloque o plancha para roca estratificada:

Rocas sedimentarias horizontalmente estratificadas, el techo es controlado por el plano estratificado débilmente. Estas excavaciones en rocas sedimentarias son usualmente formadas con soleras o sosteniendo los techos, una estructura de viga o bloque, usando pernos de roca pueden ser formados. Este concepto puede ser extendido para el costado de las paredes donde la alta carga axial que lleva a un pandeo potencial de bloques verticales intactos.

a).- La viga o concepto de bloque o plancha para roca estratificada con un estrato competente superpuesto

La viga o concepto del bloque o plancha para una roca estratificada, con un estrato competente superpuesto es usado en rocas estratificadas horizontalmente, en la cual el comportamiento estructural es controlado por planos débiles estratificados, pero donde estos planos están superpuestos por un estrato competente.

Los pernos requieren para el sostenimiento de los planos de estratificación que estén anclados en la roca sólida superpuesta. El número de pernos requeridos es calculado, usando solo el peso bruto de la roca.

En este tipo de terreno o superficie el estrato competente superpuesto es usualmente consistente con relación a su espesor y su ubicación en la formación de la roca. **Esto facilita el diseño del reforzamiento.**

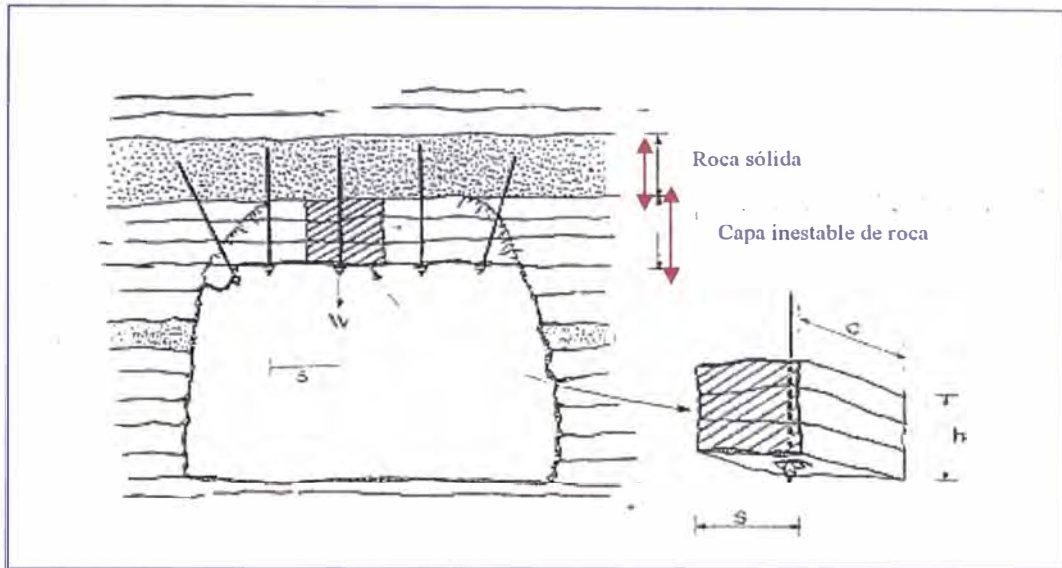


Figura: Reforzamiento de una capa inestable de estratificación de planos horizontales superpuesta por roca sólida.

Tenemos:
$$W = f \times s \times c \times h \times \rho$$

Donde:

W = peso de roca a ser sostenida por un único perno.

f = factor de seguridad, es frecuentemente encontrado que $1.5 \leq f \leq 3$. El valor de f depende sobre el daño que resultaría para la caída de roca y también si el reforzamiento es permanente o temporal para ser considerado.

s = Espaciamiento del perno, perpendicular al eje de la excavación.

c = Espaciamiento del perno, a lo largo del eje de la excavación.

h = espesor o capa inestable de roca.

ρ = densidad de la roca aproximadamente 2.5 tm/m^3

3.- El concepto de Arco De Roca:

Si una abertura con un techo curvado es excavado en una masa rocosa diaclasada (roca mosaico), un arco natural es formado en algunas profundidades dentro de la roca, arriba al techo de la excavación o abertura esta formada, la roca en el arco es sometida principalmente a esfuerzos de compresión.

La distancia entre el techo y el bajo límite del arco natural depende del tipo de terreno o superficie, en el cual la abertura es excavada y sobre el espacio de la abertura; este fenómeno es denominado "el concepto del desarrollo del arco natural".

Para mantener la estabilidad del arco natural. La "Zona Floja" bajo el arco, tanto como las paredes de la abertura deben ser estabilizadas. Esto puede ser logrado por el reforzamiento de la roca con pernos de roca tensionados o no tensionados. Pernos de roca no tensionados anclados en la roca del arco natural, ver figura.

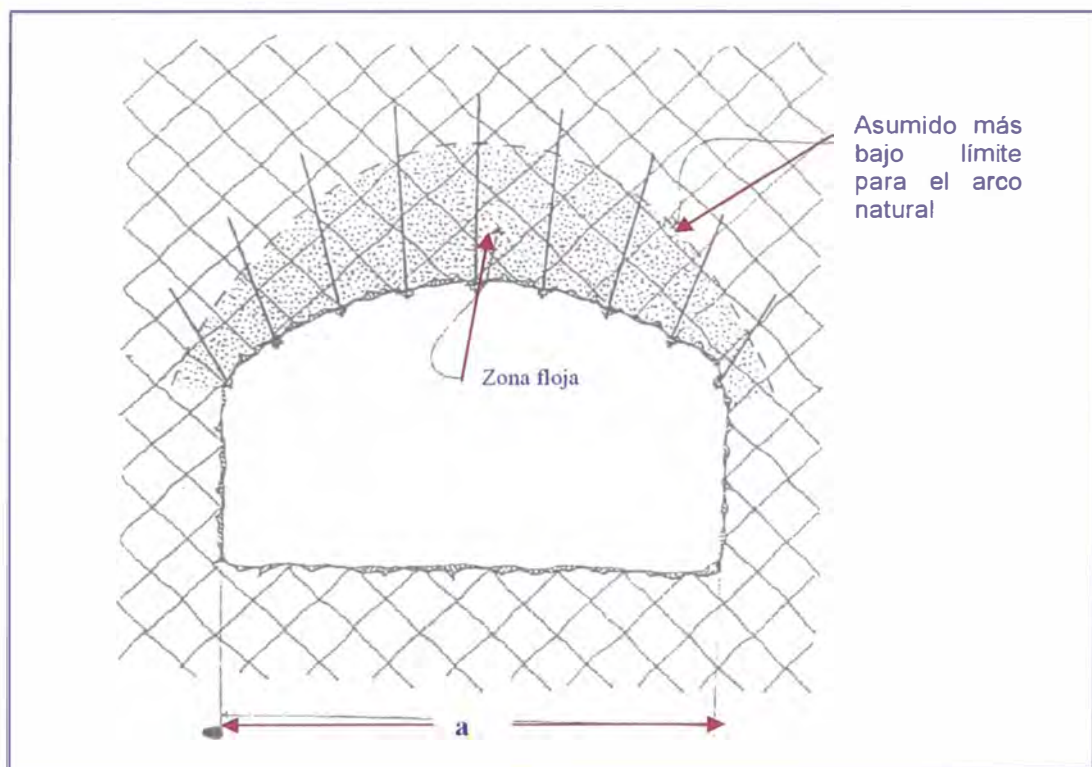
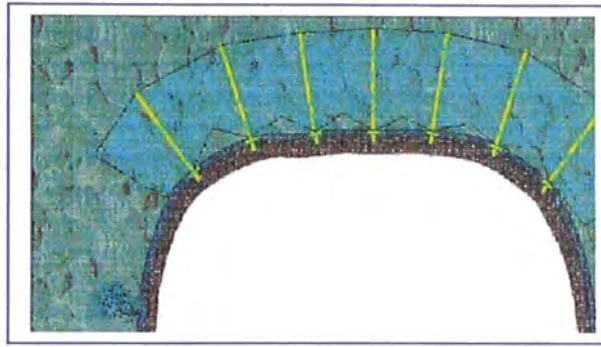


Figura: El concepto de arco natural el cual desarrolla el techo curvado de una excavación subterránea en una roca diaclasada moderadamente. La zona floja de roca bajo el arco natural ha sido reforzado por pernos de roca no tensionados, anclados en el arco natural.



Efecto Arco: En rocas incompetentes el empernado sistemático confiere nuevas propiedades al macizo que rodea la labor, de tal manera que se modifica su comportamiento aumentando la cohesión.

La ubicación del bajo límite del arco natural y por lo tanto la estimación de la longitud de los pernos esta dada por:

$$L = 1.40 + 0.184a$$

Donde a es el espacio de la excavación medida en metros. **El espacio entre los pernos es determinado por la densidad de la diaclasa. Pernos de roca no tensionados son preferidos en rocas moderadamente diaclasadas**, donde el límite inferior del arco natural está mas próximo al techo de la abertura o excavación que es el caso de rocas pesadamente diaclasadas.

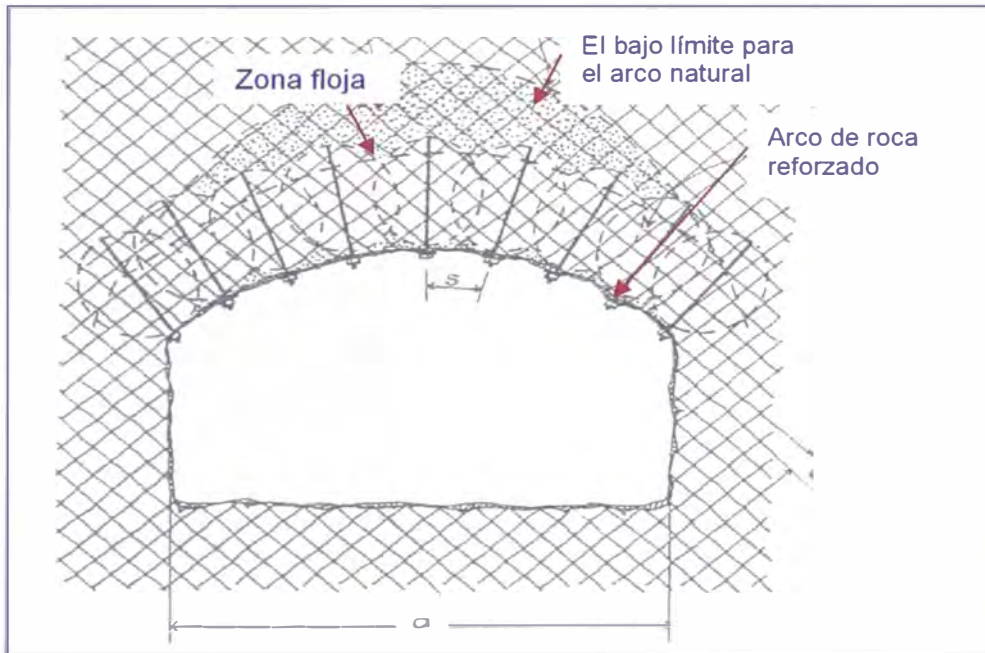


Figura: El concepto de arco natural, desarrollando el techo curvado de una excavación subterránea en una roca pesadamente diaclasada. La zona floja de roca bajo el arco natural ha sido reforzado por pernos de roca tensionados. Esto crea un arco artificial cerca al techo de la abertura. Nota: La roca floja entre los pernos cerca al techo de la abertura, esta roca debe ser sostenida por alambres de malla o shotcrete

En un arco reforzado la excavación está limitada por una zona bajo la compresión con altos esfuerzos tangencial/circunferencial. Los pernos de roca son usados para incrementar ambos, la resistencia al esfuerzo cortante de la diaclasa y el esfuerzo normal a través (transversalmente) a la diaclasa. Para resultados de pruebas de experimentos, ha sido encontrado que el radio l/s de la longitud de los pernos, l , es al espacio entre los pernos, s , debería ser próximo a 2. La tensión T , en el perno debería extenderse entre los límites:

$$0,5B < T < 0.8B$$

Donde: T = tensión aplicada al perno
 B = capacidad del soporte de carga del perno

El concepto de refuerzo en el techo pandeado de una excavación, para formar un arco estructuralmente competente, es fundamental para el diseño del reforzamiento de roca.

EJEMPLO DE CALCULOS PARA EL EFECTO DE SUSPENSIÓN DE LOS ESTRATOS SOBRE EL TECHO DE UNA GALERIA

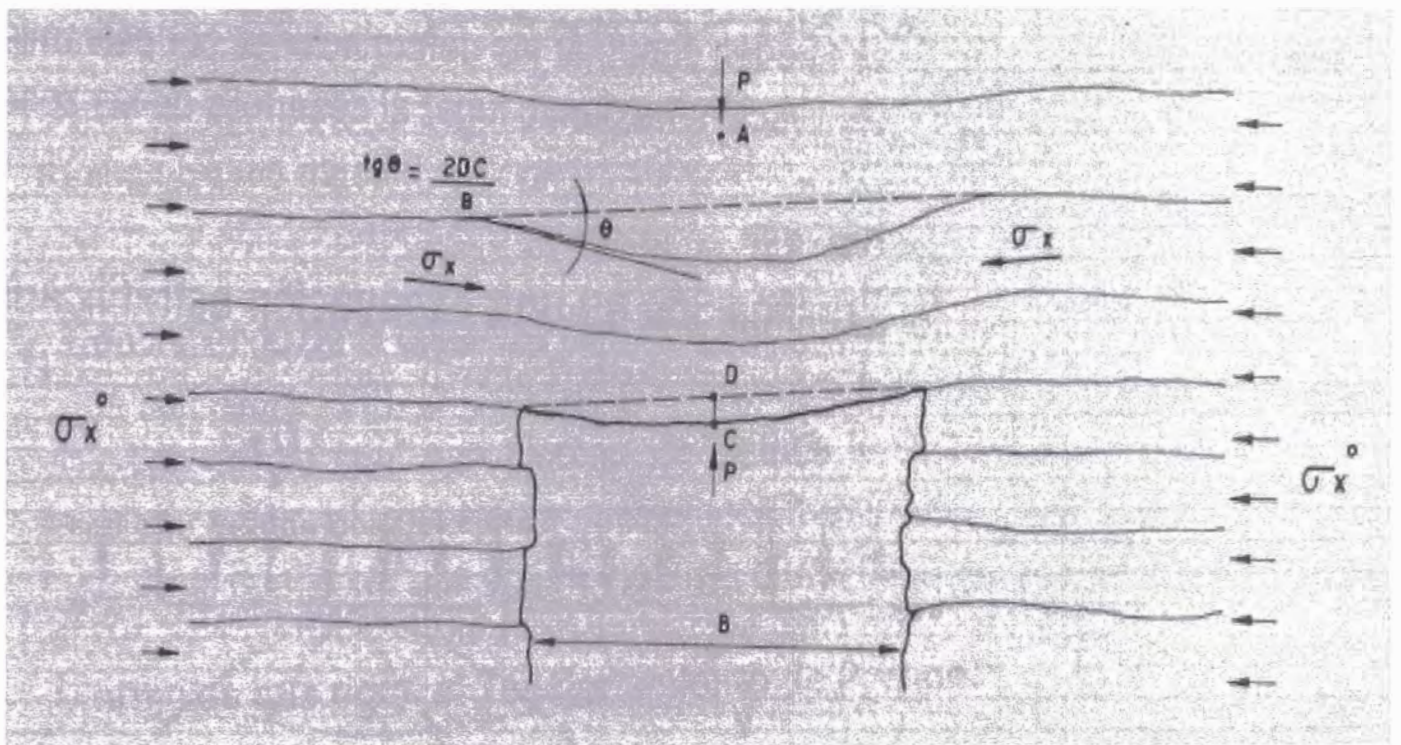
Se considera los siguientes datos de la Mina en Compañía Minera Arcata S.A.

Galería Mecanizada: $4m * 4m$

Tipo de roca: Andesita porfírica

Peso específico de la roca (ρ): $2,7 Tm / m^3$

EFECTO DE SUSPENSIÓN



Del grafico se observa:

Ancho de la excavación $B = 4m$

E (módulo de elasticidad) = $7 \times 10^4 \frac{kg - f}{cm^2}$

σ_x (presión lateral) = $35 \frac{kg - f}{cm^2}$

Cálculo del estiramiento (δ_x) de la lámina en el techo de la galería:

fórmula:

$$\delta_x = \left(\frac{\sigma_x}{E} \right) * \left(\frac{B}{2} \right)$$

Reemplazando datos:

$$\delta_x = \left(\frac{35 \text{ kg} - f / \text{cm}^2}{7 \times 10^4 \text{ kg} - f / \text{cm}^2} \right) (200 \text{ cm})$$

Donde: $\delta_x = 0,1 \text{ cm}$

(*cálculo de la Flecha (y) en el centro de la luz:

$$\text{Fórmula: } y = \sqrt{2 \times \left(\frac{B}{2} \right) \times \delta_x}$$

Reemplazando datos:

$$y = \sqrt{2 \times \frac{400 \text{ cm}}{2} \times 0,1 \text{ cm}}$$

Donde: $y = 6,32 \text{ cm}$

Esto es: hemos considerado:

$$\left(\frac{\sigma_x}{E} \right) = \frac{35 \text{ kg} - f / \text{cm}^2}{7 \times 10^4 \text{ kg} - f / \text{cm}^2} = 5 \times 10^{-4}$$

Para $y = 6,32 \text{ cm}$

Si restringimos la flecha $y = 5,00 \text{ cm}$ como valor de seguridad, por medio de la instalación de pernos dispuestos en áreas de 1.20 m * 1.20m de lado.

Encontraríamos que $\left(\frac{\sigma_x}{E} \right)$ es igual:

$$\text{Fórmula: } y = \sqrt{2 \times \left(\frac{B}{2} \right) \times \delta_x}$$

Reemplazando datos:
$$5.0_{cm} = \sqrt{2 \times \frac{400_{cm}}{2}} \times \delta_x$$

Donde : $\delta_x = 0,0625_{cm}$

(δ_x representa el estiramiento de la lámina en el techo de la galería = 0.0625cm.).

por fórmula:
$$\delta_x = \left(\frac{\sigma_x}{E} \right) \times \left(\frac{B}{2} \right)$$

Reemplazando los datos:

$$0,0625_{cm} = \left(\frac{\sigma_x}{E} \right) * \left(\frac{400_{cm}}{2} \right)$$

donde:
$$\frac{\sigma_x}{E} = 3,125 \times 10^{-4}$$

Para este valor actúa un esfuerzo horizontal de:

$$\frac{\sigma_x}{E} = 3,125 \times 10^{-4}$$

$$\sigma_x = (3,125 \times 10^{-4}) E$$

Reemplazando datos:
$$\sigma_x = (3,125 \times 10^{-4}) (7 \times 10^4 \text{ kg} - f / \text{cm}^2)$$

Cálculo del esfuerzo horizontal:
$$\sigma_x = 21,875 \frac{\text{kg} - f}{\text{cm}^2}$$

Cálculo del peso total actuante sobre el perno central

El peso total actuante sobre el perno central, se descompone en dos partes:

$$(w_1 + w_2)$$

Peso 1 = w_1 = Peso muerto de los estratos.

Peso 2 = w_2 = Componente vertical del empuje lateral (P). El promedio de la inclinación de las láminas con la flecha y la mitad de la luz.

Calculo del peso1 (w_1):

$$\text{Fórmula: } w_1 = \rho \times A$$

Donde: ρ = Peso específico de la roca: $2,7 \text{ Tm/m}^3$

A = Área de influencia por perno ($1,2 \text{ m} \times 1,2 \text{ m}$)

Reemplazando datos: $w_1 = 2,7 \frac{\text{Tm}}{\text{m}^3} \times 1,2 \text{ m} \times 1,2 \text{ m}$

$$w_1 = 3,89 \frac{\text{Tm}}{\text{m}} \quad (\text{Por espesor de estrato})$$

Cálculo del peso2 (w_2):

$$\text{Fórmula: } w_2 = \left(\frac{P}{B/2} \right)$$

donde:

B = Ancho de la excavación

P = Componente vertical del empuje lateral

$$\text{Fórmula: } P = (\sigma_x)(d)(\text{Tan}\theta)$$

$$\text{Del gráfico: } P = (\sigma_x)(d) \left(\frac{DC}{B/2} \right)$$

σ_x = Presión lateral (Tm/m^2)

d = distancia entre pernos

DC = Flecha en el centro de la sección de excavación (m)

Calculando P :

$$\text{Conversión: } \sigma_x = 21,875 \frac{\text{kg-f}}{\text{cm}^2} \times \left(\frac{10^2 \text{ cm}}{1 \text{ m}} \right)^2$$

$$\sigma_x = 21,875 \frac{\text{kg-f}}{\text{cm}^2} \times \left(\frac{10 \times 10^3 \text{ cm}^2}{\text{m}^2} \right)$$

$$\sigma_x = 218,75 Tm / m^2$$

$$\text{Fórmula: } P = (\sigma_x)(d) \left(\frac{DC}{B/2} \right)$$

$$\text{Reemplazando datos: } P = 218,75 * 1,2 * \left(\frac{0,05}{4/2} \right)$$

$$\text{Donde: } p = 6,56 Tm$$

Calculo del Peso2 = w_2

$$\text{Fórmula: } w_2 = \frac{P}{B/2}$$

$$\text{Reemplazando datos: } w_2 = \frac{6,5625 Tm}{4/2m}$$

$$\text{Donde } w_2 = 3,28 Tm / m \text{ (Por espesor de estrato)}$$

w_1 = Peso muerto de los estratos.

w_2 = Componente vertical del empuje lateral (P). El promedio de la inclinación de las láminas con la flecha y la mitad de la luz.

El peso total (W_T) que actúa sobre el perno central en el techo de la

galería es:

$$W_T = w_1 + w_2$$

$$\text{Reemplazando datos: } W_T = 3,89 \frac{Tm}{m} + 3,28 \frac{Tm}{m}$$

$$\text{Donde: } W_T = 7.17 Tm / m$$

EJEMPLO DE TORQUE TENSION DEL PERNO EN LA MINA LOURDES DE CERRO DE PASCO

Se considera los siguientes datos:

Acero norma, ASTM A615 (grado 60) o ASTM A722 (grado 150) "yield point", esfuerzo de fluencia es de 60.00 lbs/pulg² o 150 lbs/pulg².

El diámetro del acero es de ¾ pulg – 1 3/8 pulg.

El diámetro del taladro es de 1 5/8 pulg – 2 1/2 pulg.

Longitud del barreno variable.

La tensión inicial mas la carga que circunda al perno no deben ser mayores que el límite elástico del acero.

El límite elástico de un perno de 1" de diámetro puede ser tan bajo como 20 000lbf.

Los pernos para sostenimiento en las labores mineras, trabajan con esfuerzos tensionales de 8 000lbf a 14 000lbf.

La relación torque tensión esta dada por:

$$FT = (12 * T) / (K * D)$$

Donde :

FT= Fuerza de tensión de la barra en lbf.

T= torque aplicado a la tuerca en lbf*pie.

K= Factor de fricción barra-tuerca-arandela; varia entre 0.3 y 0.6.

D= Diámetro de la barra en pulg.

(Referencia "Rock Bolting " por Doctor James J. Scott, University of Missouri-Rolla, USA).

Se desea calcular la tensión que se aplica a la barra del perno de roca, si se aplica un torque de 290 lbf x pie en la tuerca, siendo el diámetro de la barra 1", y el factor de fricción de 0.35 .

Reemplazando los datos en la fórmula tenemos que:

$$FT = (12 \cdot 290) / (0.35 \cdot 1)$$

$$\text{Donde } FT = 9\,942.9 \text{ lbf.}$$

El Bureau of Mines presenta una fórmula empírica donde se obtiene un cálculo más real que la relación de torque tensión:

La fórmula es:

$$FT = (42.5 \cdot T) - 1000$$

Donde :

FT= Fuerza de tensión de la barra en lbf.

T= torque aplicado a la tuerca en lbf*pie.

Reemplazando los datos anteriores:

$$FT = (42.5 \cdot 290) - 1000 = 11\,325 \text{ lbf}$$

El resultado obtenido de la fuerza de tensión por la fórmula empírica de 11 325lbf es más real que la obtenida por la relación torque tensión de 9 942.9 lbf.

CAPITULO VI

SEGURIDAD MINERA

6.1 REGLAMENTO DE SEGURIDAD E HIGIENE MINERA (DECRETO SUPREMO N° 046-2001-EM)

Con relación al tema de la presente tesis, se destaca los siguientes artículos del Reglamento de Seguridad e Higiene Minera:

Artículo 187°.- Siendo el desprendimiento de rocas sueltas, principal causa de accidentes en las minas, se instruirá y obligará al personal a seguir las siguientes reglas de trabajo al ingresar a las labores:

- a) Inspeccionar las labores, taludes y botaderos, con el fin de verificar las condiciones del terreno antes de entrar en la zona no protegida.
- b) Desatar todas las rocas sueltas o peligrosas antes, durante y después de la voladura.
- c) Preparar el área de trabajo con el fin de tener facilidad para la realización de las tareas y un escape fácil en caso de una emergencia.

Artículo 188°.- En los lugares en que las obras mineras pongan en peligro la estabilidad de las labores, será obligatorio instalar y mantener un sostenimiento apropiado y realizar revestimientos necesarios.

Artículo 189°.- Cuando en el avance de aberturas mineras horizontales, inclinadas o verticales, se encuentren rocas incompetentes se procederá a su fortificación o revestimiento inmediato antes de continuar las perforaciones de la labor en avance.

Artículo 190°.- Los soportes para los techos, paredes y/o pisos deben ubicarse de manera uniforme y a intervalos apropiados, respetando las especificaciones técnicas adecuadas a cada situación particular. El

personal destinado a la ejecución de estos trabajos debe ser previamente capacitado.

Artículo 191°- Se prohíbe la remoción o adelgazamiento de pilares o estribos de sostenimiento sin reemplazarlos. Se admitirá tal procedimiento si se trata de implantar un sistema de explotación técnicamente justificado.

SOSTENIMIENTO CON RELLENO

Artículo 192°.- En toda operación de relleno de labores explotadas se deberá cumplir con las siguientes medidas de seguridad:

- a) Después de la operación de relleno, la chimenea debe quedar limpia para no causar problemas de ventilación y perforación en el tajeo.
- b) En el caso de relleno hidráulico, la preparación del tajeo con cuadros, puntales, enrejados y yute debe hacerse de manera que no se produzca escapes.
- c) En el caso de corte y relleno descendente, el relleno hidráulico no debe dejar espacio abierto hacia el techo para evitar que se produzcan subsidencia en el nivel superior. Además es imprescindible el uso de armadura de hierro tales como cables, mallas y otros similares en las lozas para asegurar que no fallen al esfuerzo de corte, flexión o cizalla.

Artículo 193.- Para la época de relleno deberá cumplir con las siguientes disposiciones:

- a) Realizar estudios de resistencia, granulometría, límites al contenido de agua, estabilidad física y química del material de relleno.
- b) Encontrar la resistencia a la compresión uniaxial (RCU) ideal del relleno en función de su densidad , del ancho, altura y longitud del tajeo.

- c) Asegurar la compactación del material y el relleno total de los espacios abiertos para garantizar que no habrán futuras subsidencias o fracturamiento que afecten la estabilidad del área minada.
- d) En el caso de corte y relleno descendente, la dosificación y calidad de los ingredientes, el espesor y el alma de hierro de la viga deberán ser los más adecuados después de apropiadas pruebas de campo.

Es importante recalcar también en este tipo de sostenimiento, el uso creciente y efectivo del sistema de sostenimiento con relleno en pasta.

OTROS TIPOS DE SOSTENIMIENTO

Artículo 194°.- En labores que se tendrá abierto por un tiempo considerable, llámese crucero, galería, cortada, rampa, túnel se podrá utilizar como elemento de sostenimiento el lanzamiento de hormigón manteniendo las característica técnica de resistencia a la compresión simple, a la tracción, a la flexo-tracción y adhesión. Este tipo de sostenimiento puede ser combinado con pernos de roca, mallas, barras ranuradas de fricción, entre otros.

6.2 ROL TRADICIONAL DE LA SEGURIDAD

Tradicionalmente los gerentes mineros debían lograr la excelencia en producción, calidad y costos. La responsabilidad por seguridad era opcional, no siendo percibida como un objetivo organizacional y se dejaba en manos del Departamento de Seguridad o al azar. Se asumía que la seguridad iba más allá del control normal de la gerencia y que no era suficientemente importante para dedicarle tiempo.

Las actitudes tradicionales de seguridad se manifiestan en estos puntos:

- Las auditorías e inspecciones se centraban sólo en condiciones inseguras.
- La supervisión se centraba en el control de la violación de normas.
- La investigación de accidentes era una búsqueda de culpables e imposición de sanciones.
- Poco reconocimiento a las actitudes seguras.
- Presión de la gerencia por producción antes que seguridad.
- Los accidentes se podían resolver bajo soluciones de ingeniería.
- La seguridad era para el Departamento de Seguridad.

Para lograr el cambio que se requiere en las gerencias, queda siempre un obstáculo. Las gerencias mineras, siempre pujantes con su fuerza laboral para alcanzar los objetivos de producción, no siempre han sido efectivas en crear un ambiente para el éxito en los temas de seguridad. Se asumía que la minería es una actividad de riesgo y que los accidentes siempre van a existir y eran parte de esta actividad.

La competencia de la gerencia para enfrentarse a estos temas, demanda un comportamiento que refleje su conocimiento y compromiso.

6.3 GERENCIANDO Y MANEJANDO LA SEGURIDAD

La experiencia ha demostrado que la raíz de los accidentes es la misma que en otros problemas de gerencia y operación. Los programas de seguridad deben administrarse usando los mismos principios que se aplican a otras funciones de la gerencia. Esto involucra crear un ambiente gerencial capaz de motivar a la fuerza laboral para asumir sus responsabilidades con seguridad.

Los principios de una gerencia de seguridad están siendo aceptados en la minería, probando que hasta en las industrias de alto riesgo la seguridad puede ser gerenciada, demostrando que la ruta al éxito en seguridad pasa por la gente que forma la organización. Mucho se ha escrito acerca del comportamiento frente a la seguridad de la fuerza laboral, pero poco se habla sobre el comportamiento de la gerencia y supervisores, excepto que deben comprometerse visiblemente en el esfuerzo de seguridad.

Hay un firme convencimiento que el comportamiento inseguro es la causa primaria de los accidentes, pero esto no sólo debe aplicarse a la fuerza laboral. Las acciones, reacciones y seguridad ligada al comportamiento de la gerencia es un tema crítico. Las gerencias deben comunicar, entrenar, motivar e inducir en todos los aspectos que incluyen seguridad. Si fallan en diseñar la seguridad de sus actividades, entonces su acción o inacción traerá daños, tanto como los de la fuerza laboral.

6.4 ENTRENAMIENTO PARA LA SEGURIDAD

La experiencia es una buena maestra, pero lamentablemente los exámenes llegan antes que la lección. Este tipo de pruebas **causa daños, pérdida de producción, incremento de costos y disminuyen la moral y las utilidades. La capacitación es un acercamiento pro - activo a una operación segura.** No solo involucra la enseñanza de nuevos métodos, sino la revisión de métodos ya existentes pero poco usados.

Los resultados de un programa de entrenamiento de calidad pueden:

- Reducir los daños a las personas.
- Incrementar la productividad y la competitividad.
- Reducir los costos de seguros.
- Elevar la moral.
- Asegurar el cumplimiento de las normas legales.
- Mejorar las relaciones públicas.
- Incrementar el reconocimiento de riesgos y el concepto de prevención de accidentes.
- Reforzar el concepto de seguridad.

- Aumentar los reportes de incidentes y condiciones inseguras.
- Reducir los actos inseguros.

La natural vigilancia de la seguridad es inusual, el tomar riesgos es culturalmente aceptable en esta sociedad que vanagloria el riesgo y subestima el auto control. La implementación de un efectivo programa de entrenamiento puede cambiar esas actitudes enseñando, motivando y creando un comportamiento seguro.

La evidencia diaria nos muestra que un trabajador bien entrenado puede evitar los daños de un trabajo peligroso, mientras que un trabajador poco entrenado puede salir herido en trabajos mas seguros. Antes que un trabajador pueda trabajar seguramente, debe conocer los procedimientos seguros para realizar su labor. El propósito del entrenamiento en seguridad debe ser mejorar la conciencia y enseñar cómo realizar su trabajo empleando un comportamiento seguro. Incorporar los mensajes del entrenamiento en la operación diaria requiere apoyo y liderazgo de las planas mayores. El entrenamiento que se realiza en una organización, pero que no es apoyado en el lugar de trabajo por los supervisores y gerentes, no será de utilidad.

De aquí se deduce que el entrenamiento de las gerencias es tan importante como el de los trabajadores. El desarrollo de métodos de liderazgo en seguridad en estos niveles es decisivo para el desarrollo de una gerencia de seguridad y la creación de una cultura de seguridad. El entrenamiento da a la gerencia confianza en los nuevos métodos como para enfrentar la responsabilidad de mejorar la seguridad. También tiene el efecto de elevar el perfil y las habilidades de los profesionales, teniendo en cuenta que un buen administrador de la seguridad es tan buen indicador de la habilidad profesional como cualquier otro.

El entrenamiento gerencial en seguridad ayuda a tomar decisiones apropiadas cuando se enfrentan cambios o actividades de riesgo. Decisiones de corto plazo en seguridad pueden ser mas dañinas que las tomadas acerca de producción. **Las pérdidas de producción pueden ser detectadas y corregidas, pero los accidentes con pérdidas de vida dejan cicatrices imborrables en la reputación de la empresa y en la conciencia de la gente. Un supervisor que**

toma decisiones sobre su fuerza laboral sin considerar primero la seguridad, está creando una ruta hacia el accidente.

El entrenamiento permite a los gerentes adquirir conocimientos y actitudes que aseguran su competencia en los aspectos de seguridad en su trabajo, pero el entrenamiento que ayuda a producir conductas seguras es más crítico, pues cualquiera sea su lugar en la organización, tiene un papel relevante. Este entrenamiento debe incluir capacitación externa, instrucciones individuales y a grupos, y capacitación en el lugar de trabajo. Asegurarse que la gente es competente tal vez es algo más que entrenar; por ejemplo, un período de experiencia supervisada debe ser requisito para toda labor de alto riesgo, como la minería subterránea.

6.5 IMPORTANCIA DE LOS PERNOS DE ROCA COMO SOSTENIMIENTO PARA LA SEGURIDAD MINERA.

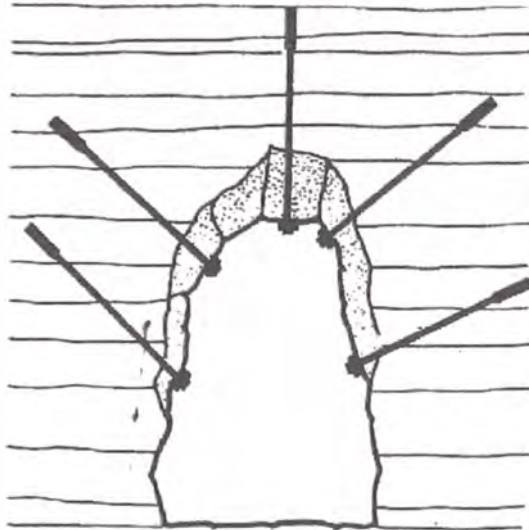
El empernado es un procedimiento constructivo y de prevención, que impide, atenúa o neutraliza el fenómeno de descompresión de la roca en torno al túnel o excavación subterránea, evitando así la caída de rocas. La acción de los pernos debidamente situados en la periferia de la excavación, normalmente se emplea para consolidar los techos, aprovechando la resistencia natural que ofrece el arco. La fuerza con la que se tensiona la barra del perno sujeta la capa formando un bloque, también los estratos de roca débil pueden suspenderse por medio de pernos, varios planos estratificados pueden empernarse formando una especie de grampa, la cual consolida y fortifica el terreno, haciéndola mas estable y sostenible.

Esto evita la caída de planchones o caída de rocas, evitando de esta manera accidentes fatales o incapacitantes al personal, o daños a las maquinarias y equipos.

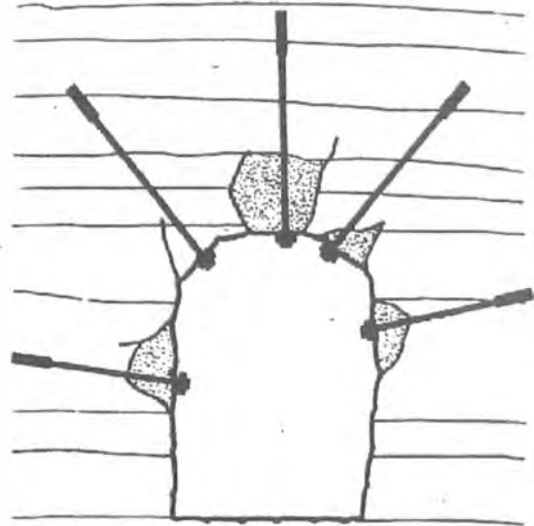
Si el grado de fracturamiento del macizo rocoso es mayor y existe mayores índices de caída de rocas, entonces es más recomendable utilizar malla sostenida con pernos de roca "split set", para dar mayor protección y seguridad en la labor, en la caída de rocas.

Es muy importante el empleo de los pernos de roca en las labores mineras como tajeos, galerías, cruceros, rampa, etc. Ya que el sostenimiento mediante los pernos da la seguridad necesaria para poder seguir avanzando con la perforación y voladura por cada guardia, y de esta manera el trabajador minero pueda realizar su trabajo en forma segura evitando accidentarse por caída de rocas, sea del techo o cajas, reduciendo de esta manera el índice de accidentes incapacitantes y accidentes fatales por caída de rocas.

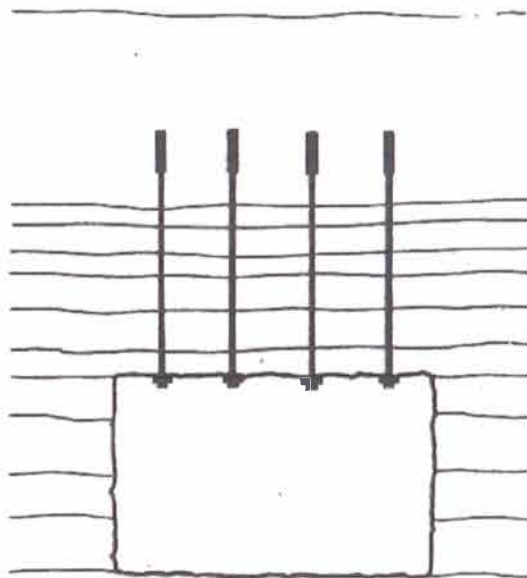
SOSTENIMIENTO MEDIANTE PERNOS DE ROCA



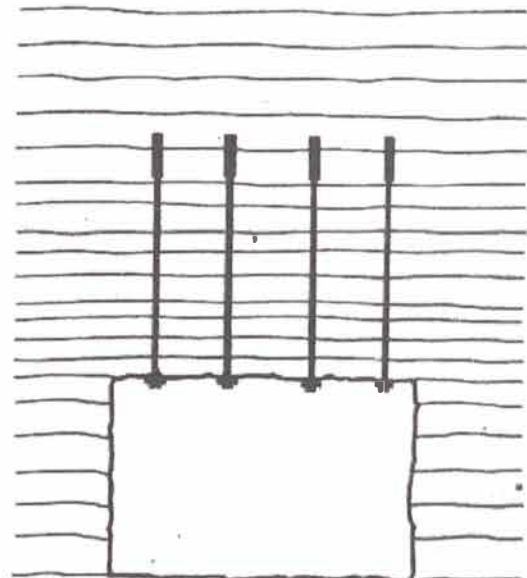
① FORMACION DE ARCO NATURAL



② FORMACION DE BLOQUES

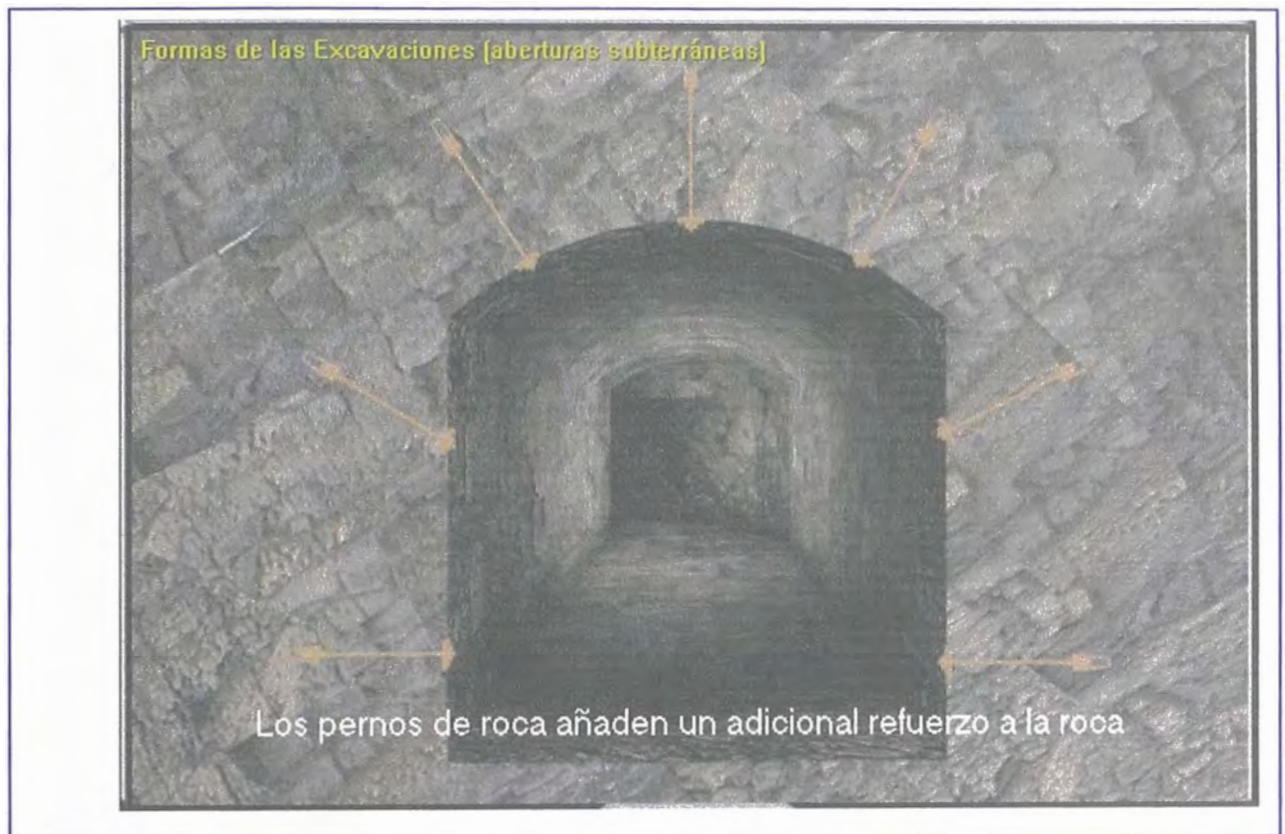


③ SUSPENSION DESDE UNA FORMACION SOLIDA



④ EFECTO DE VIGA REFORZANDO PLANOS ESTRATIFICADOS

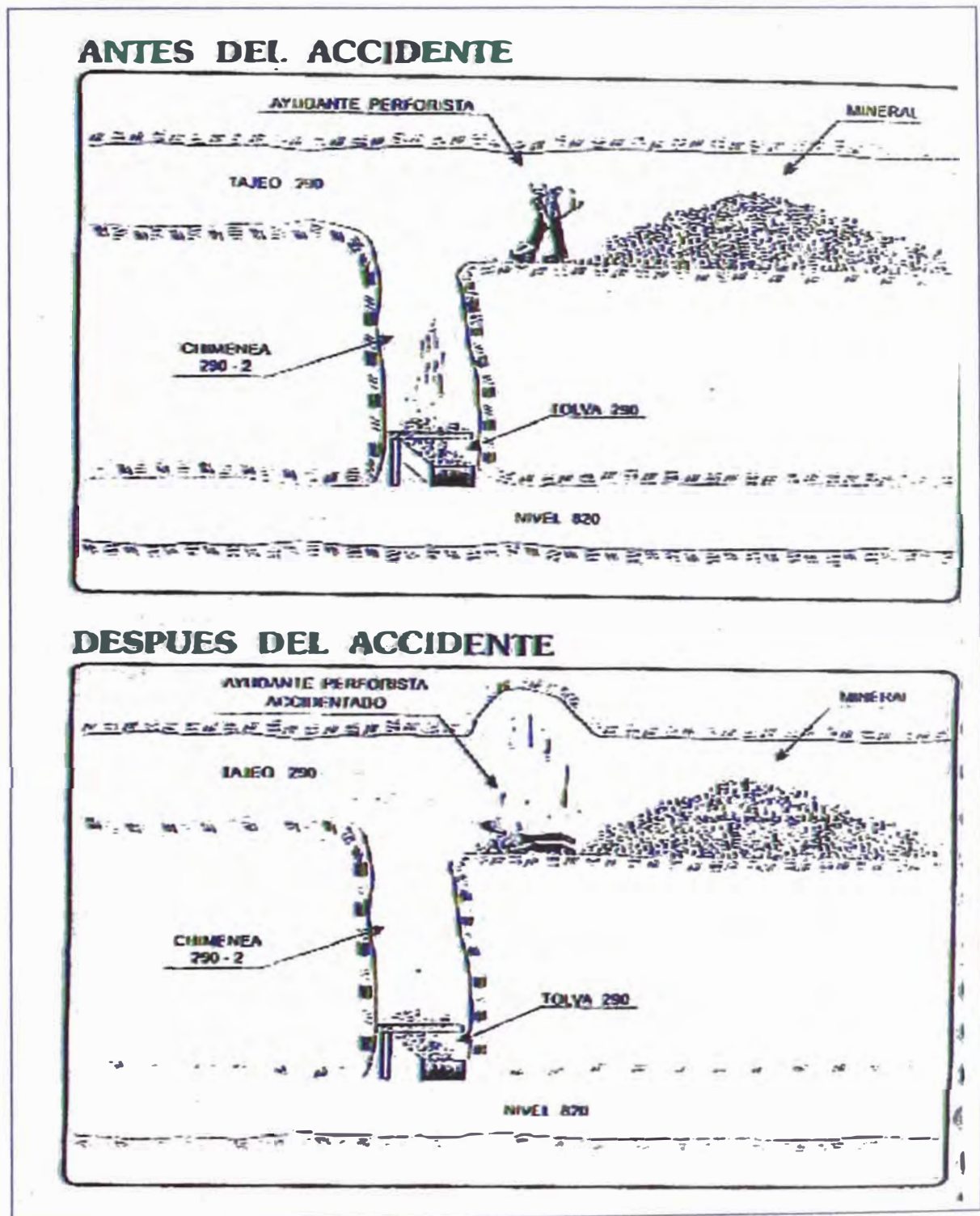
LOS PERNOS DE ROCA DAN SEGURIDAD EN LAS CAJAS Y TECHOS DE EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS.



**SOSTENIMIENTO CON MALLA Y PERNOS SPLIT SET, EN
TERRENOS MAS FRACTURADOS DONDE EL ÍNDICE DE CAÍDA DE
ROCAS ES MAYOR**



6.6 EJEMPLO DE UN ACCIDENTE FATAL POR FALTA DE UN BUEN DESATE DE ROCAS, Y POR SOSTENIMIENTO MEDIANTE PERNOS DE ROCA.



6.7 ESTADÍSTICA DE ACCIDENTES FATALES 2004.

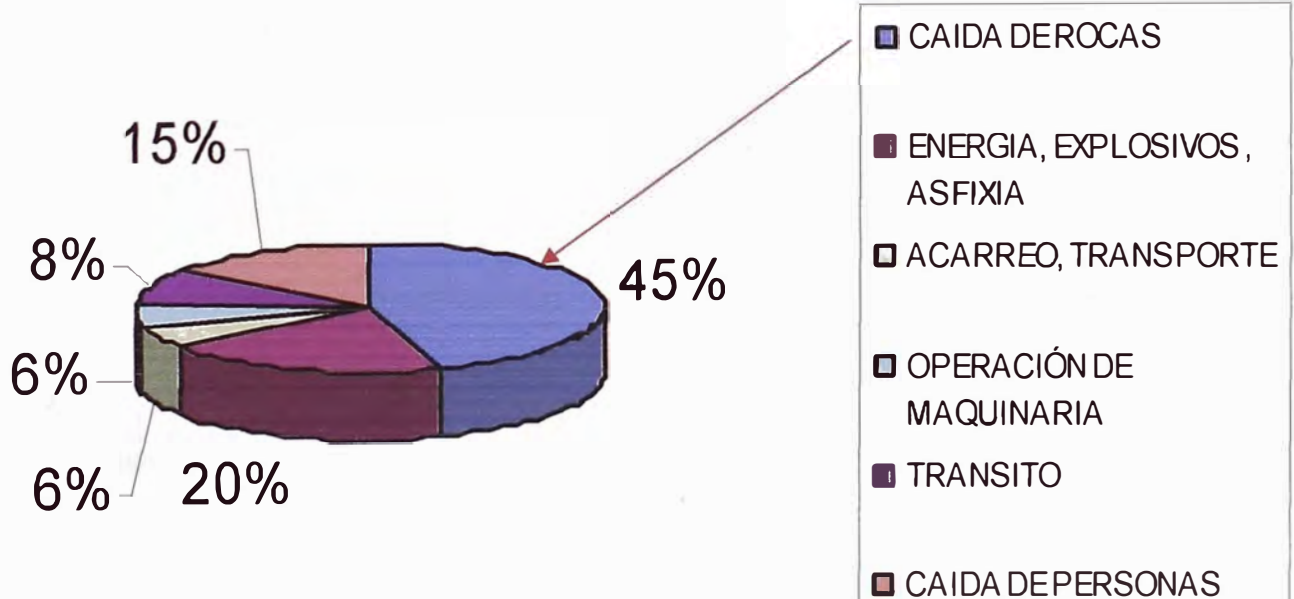
La gran mayoría de Compañías Mineras en el Perú han implementado un Sistema de Gestión de Seguridad con el objetivo principal de evitar y/o disminuir pérdidas, pero vemos que el registro de accidentes fatales sigue aumentando; existen aún flaquezas en los Sistemas de Gestión de Seguridad, debemos revertir esta mala performance y lograr que Nuestra Minería sea Competitiva, Productiva y Segura.

Un accidente tiene un costo generalmente alto; además del daño a la persona, a la familia, que muchas veces es irreparable, también está el daño a la organización, ya que un accidente cuesta tanto, debemos obtener una enseñanza de él, un beneficio por ese alto costo social. Ese beneficio es evitar que el accidente vuelva a ocurrir y además promover la seguridad a un ritmo constante.

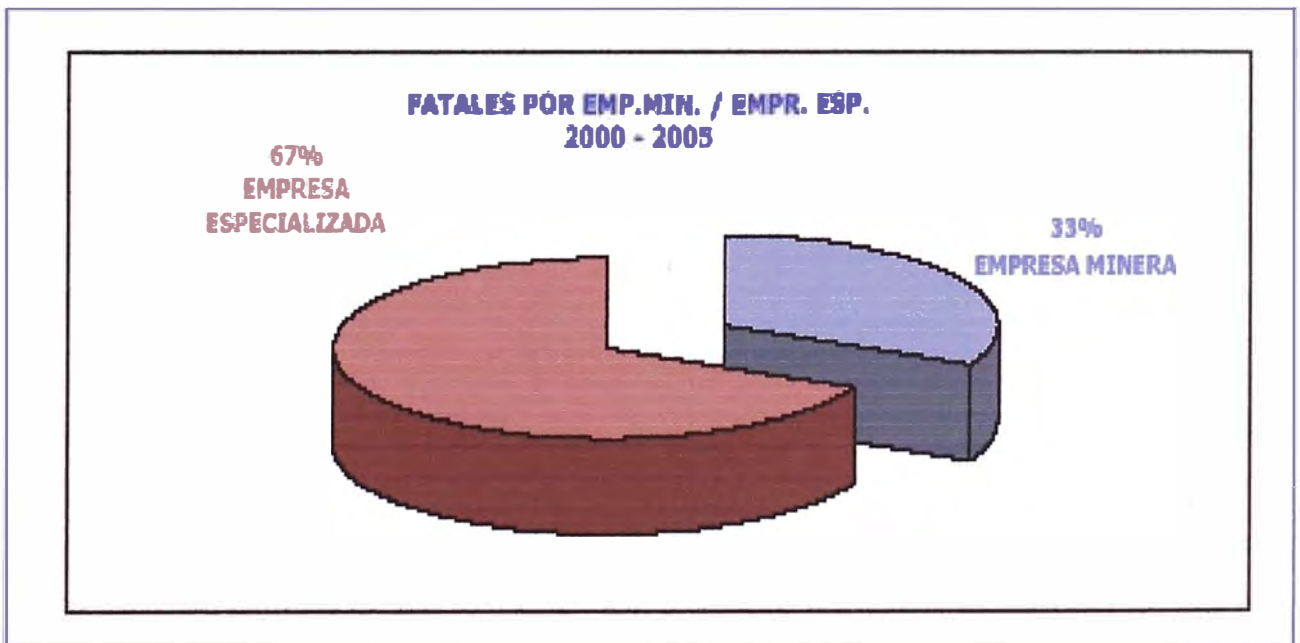
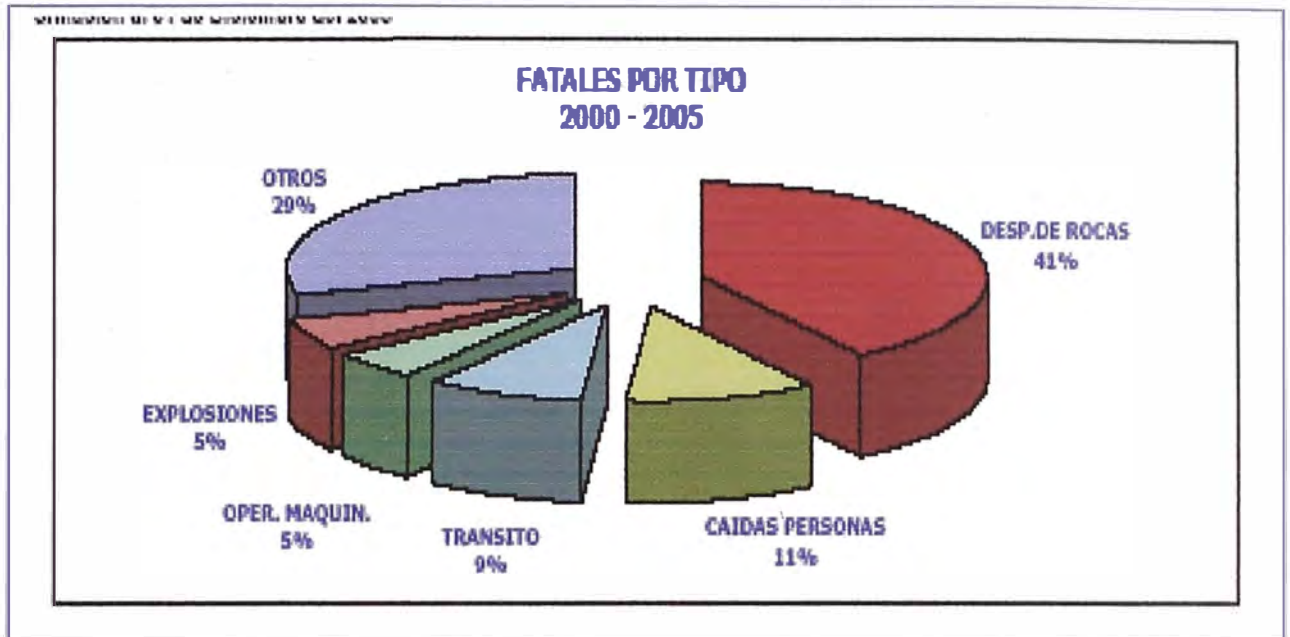
En el año 2004 la principal causa de accidentes fatales en las diversas Compañías Mineras subterráneas fue por caída de rocas con el 45%, lo cual se observa con preocupación ya que es bastante elevado.

ACCIDENTES FATALES EN MINERIA

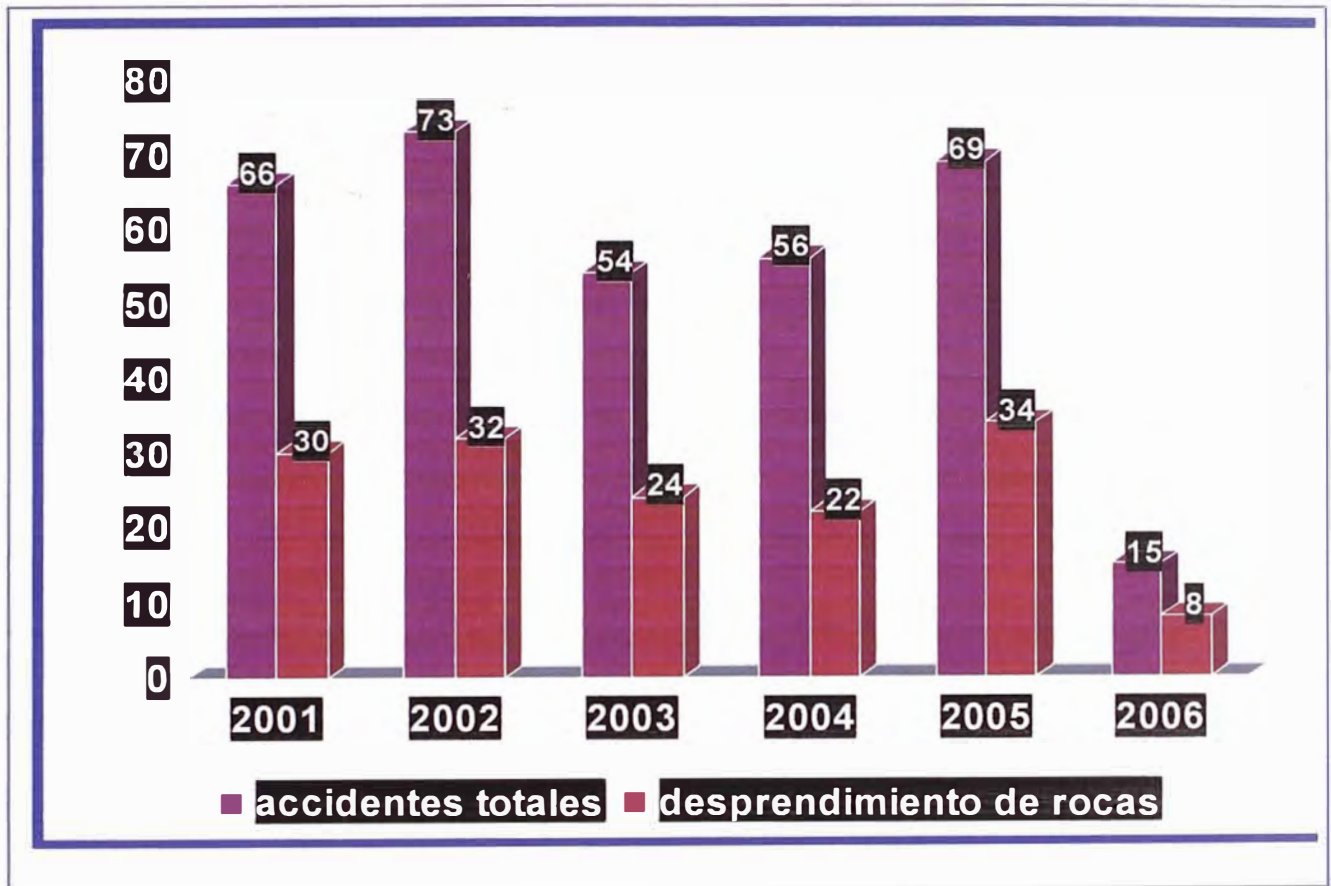
ACCIDENTES FATALES



Información diciembre del 2005



ACCIDENTES POR DESPRENDIMIENTO DE ROCAS EN AÑOS



CAPITULO VII

CONCLUSIONES

1. El empleo de los pernos de roca reemplaza al sostenimiento tradicional mediante los cuadros de madera, evitando la depredación de los recursos forestales, y por ende contribuyendo al cuidado del medio ambiente.
2. El perno de roca ayuda a la masa rocosa a sostenerse por si misma. Su instalación es simple y logra acción del soporte inmediato después de la instalación.
3. El perno de roca puede ser reforzado mediante la lechada de cemento o resina, donde proporciona una alta capacidad de carga y de sostenimiento en la roca. Se logra una acción del soporte rápido después de la instalación.
4. Los pernos de roca son frecuentemente usados en combinación con los sistemas de soporte externo, para obtener el mejor efecto posible sobre la estabilización de la masa rocosa. Destacan las mallas de alambre y el "shotcrete" como soportes externos para lograr el óptimo sistema de estabilización en la masa rocosa; este sistema puede ser usado en forma temporal, como permanente en el sostenimiento de la masa rocosa.
5. Las razones por el uso de los sistemas de reforzamiento de los pernos de roca son:
 - Su versatilidad, ya que pueden ser usados en una excavación geométrica previamente programada y diseñada.
 - Su instalación es simple, y la acción del sostenimiento es inmediato.
 - Su instalación, es de bajo costo.
 - Son usados en combinación con sistemas de soporte externo como mallas de alambres, o "shotcrete" para proporcionar una mayor estabilización en toda la masa rocosa circundante.

- 6.- Se debe de realizar un buen desate de rocas desde la entrada a la labor, eliminando todo riesgo de caída de rocas en el techo y cajas, para después realizar la fortificación del terreno con pernos de roca.
- 7.- Los pernos de roca como sostenimiento evitan la caída de rocas, de planchones en las labores mineras como tajeos, galerías cruceros rampas etc. De esta manera proporcionan una acción de sostenimiento adecuado y seguro para el trabajador minero, disminuyendo el índice de accidentabilidad y muerte por caída de rocas.
- 8.- El sistema de cálculo que se usó en el ejemplo es válido y ventajoso para el diseño de sostenimiento de galerías y túneles sobre la masa rocosa.
- 9.- El peso total que actúa sobre el perno central en el techo de una galería es la suma del peso muerto de los estratos rocosos más el componente vertical del empuje lateral (P). El resultado obtenido de 7.17 Tm/m, es razonable para el caso de la Compañía Minera Arcata S.A. , donde tuve la oportunidad de observar y trabajar.
- 10.- Para el caso de fuerzas tensionales, en las barras de los pernos de roca, se usan también ecuaciones empíricas obtenidas en la práctica real en las minas, las cuales dan excelentes resultados.
- 11.- En esta época se puede observar que un gran número de empresas tales como: Compañía Minera Volcan, Empresa Minera Iscaycruz, Mina Huarón de Panamerican Silver, Mina Aurífera Retamas, Compañía Minera Arcata S.A. , Compañía Minera Atacocha, Compañía Minera El Brocal proyecto "Rampa Marcapunta", compañía Minera Milpo, Compañía Minera Buenaventura, entre otras usan en gran medida pernos de roca de fortificación conjuntamente con barras helicoidales para el sostenimiento de sus tajeos, galerías, rampas, cruceros, y otras labores mineras.

CAPITULO VIII

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda el uso intensivo de sistemas de empernado de roca para la fortificación de labores mineras, y otras aberturas subterráneas, lo que contribuirá más eficientemente a solucionar el problema del sostenimiento en las minas subterráneas.
2. Se debe utilizar eficientemente el empernado de roca, con el fin de bajar los costos de sostenimiento en las minas, y ahorrar el uso de madera, contribuyendo de esta forma a la protección y al uso racional de los recursos forestales, y protegiendo por ende el medio ambiente.
3. Es de suma importancia realizar el sostenimiento en techos y cajas con pernos de roca en los tajeos, antes de extraer el mineral y seguir avanzando con la perforación y voladura en cada guardia.
4. Terminar con la caída de rocas y planchones que causan la muerte del trabajador por falta de un sostenimiento adecuado y seguro.
5. Asimismo en labores mineras como galerías, cruceros, rampas, etc. , realizar el sostenimiento adecuado con pernos de roca, mallas y sistemas, shotcrete – pernos – shotcrete, etc. ,es decir seleccionar y ejecutar el sostenimiento adecuado que se requiera para evitar la caída de rocas, planchones, o derrumbes para poder avanzar con la perforación y voladura por guardia, disminuyendo así el índice de accidentes incapacitantes y fatales por caída de rocas.

CAPITULO IX

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- R.1 Ministerio de Energía y Minas - Reglamento de Seguridad e Higiene Minera (Decreto Supremo N° 046-2001-EM)
- R.2 Notas de clases del profesor David Córdova en la Escuela de Minas – UNI - 1997.
- R.3 Notas de clases del curso "Mecánica de rocas II" por el profesor Douglas H. Arteaga Lucas. Escuela de Minas – UNI-1998
- R.4 Harvey, J.C. "Geología para ingenieros geotécnicos", Limusa Noriega Editores. México , D.F. 1994
- R.5 Córdova, David "Mecánica de Rocas" "Para minería y obras civiles" 18 – 20 abril del 2001, Lima – Perú.
- R.6 Hoek E. / ET Brown, "Excavaciones subterráneas en roca" Marzo 1985 – Litográfica Ingramex, S.A. México D.F.
- R.7 Goodman, Richard E. "Introduction to Rock Mechanics", 2nd Edition, USA, 1989.
- R.8 Goodman, Richard E. "Engineering Geology: Rock Engineering Construction", USA, 1993.
- R.9 Nerio Robles, "Excavación y sostenimiento de túneles en roca", CONCYTEC.
- R.10 Dr. Evert Hoek, "Rock Engineering 2000" - Canada
- R.11 Stagg – Zienkiewicz, "Rock Mechanics in Engineering Practice", John Wiley Sons, London. 1968.
- R.12 Dr. Bengt Stillborg, "Professional Users Handbook For Rock Bolting" 1994 – Sweden.
- R.13 Ray K. Lins Lay, Joseph B. Franzini "Ingeniería de los Recursos Hidráulicos" C.E.C.S.A. México - 1976