

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica**

**SECCIÓN DE POST- GRADO**



**MECÁNICA DE ROCAS APLICADA A LA SEGURIDAD  
EN MINERÍA SUBTERRÁNEA (SOCIEDAD MINERA CORONA - S.A.  
MANUELITA Y CODICIADA – UNIDAD MOROCOCHA)**

**TESIS**

**Para optar el grado de Maestro en Ciencias en**

**INGENIERIA DE MINAS**

**Presentado por:**

**JOSE ANTONIO CORIMANYA MAURICIO**

**Lima – Perú**

**2003**

# **MECÁNICA DE ROCAS APLICADA A LA SEGURIDAD EN MINERÍA SUBTERRÁNEA**

**(SOCIEDAD MINERA CORONA - S.A. MANUELITA Y CODICIADA – UNIDAD MOROCOCHA)**

Índice

Dedicatoria

Resumen

Abstract

Agradecimiento

Antecedentes del problema

Planteamiento del problema

Objetivos

Hipótesis

Importancia del estudio

Metodología del trabajo

## **CAPITULO I**

<b>1.</b>	<b>Generalidades .....</b>	<b>14</b>
1.1.	Introducción.....	14
1.2.	Definición de Mecánica de Rocas, Mecánica de Suelos y Geomecánica.....	14
1.3.	Selección y agrupación de datos geológicos.....	17
1.4.	Análisis de Estabilidad de Cuñas .....	17
1.5.	Influencia de los esfuerzos iniciales en rocas .....	20
1.5.1	Estimación de esfuerzos verticales.....	20
1.5.2.	Estimaciones de esfuerzos horizontales.....	20
1.6	Deformación de rocas .....	21
1.6.1	Constantes elásticas.....	21
1.7	Método de elementos finito (FEM).....	23
1.7.1	Consideraciones importantes.....	26
1.8	Método de elementos de borde (BEM).....	29
1.9	Modelos mixtos híbridos de esfuerzos (HMM).....	31
1.10	Clasificación de la masa rocosa.....	32
1.10.1	Clasificación de la masa rocosa en Ingeniería.....	32
1.10.1.1	Índice de calidad de las rocas RQD.....	33
1.10.2	Clasificación Geomecánica.....	36
1.10.2.1	Clasificación CSIR de los macizos	

rocosos (RMR).....	36
1.10.2.2 Índice de calidad de túneles (NGI).....	42
1.11 Utilización de Programas de Computadora (Softwares).....	52

## **CAPITULO II**

2. Sistema de seguridad total.....	53
2.1. Las diez reglas básicas de seguridad.....	54
2.2. Riesgos de accidentes en interior de la mina .....	55
2.2.1 Causas de accidentes .....	55
2.2.2 Prevención de accidentes por caída de rocas.....	66
2.2.2.1 Causas de accidentes por caída de rocas.....	68
2.2.2.2 Medios de prevención.....	68
2.2.2.3 Inspección del terreno y desatado de roca.....	69
2.2.2.4 Procedimiento para el desatado de roca.....	71

## **CAPITULO III**

3. Aplicación en la Mina Manuelita – Morococha .....	73
3.1. Ubicación y acceso.....	73
3.2. Geología Local.....	73
3.3. Geología Regional.....	75
3.4. Control de la Mineralización.....	75
3.5. Mineralización.....	75
3.6. - Geología Estructural.....	76
3.7. Reservas.....	77
3.8. Sistema de minado .....	79
3.8.1 Producción explotación, exploración y desarrollo de minas.	79
3.8.2 Evaluación de tajo tipo Shrinkage dinámico.....	80
3.8.3 Evaluación de tajeo tipo y relleno.....	82
3.8.4 Evaluación de avance en una galería.....	82
3.9. Levantamiento Geológico de las discontinuidades Geoestructurales en las labores Subterráneas.....	83
3.10. Toma de datos adicionales .....	91
3.10.1 Toma de muestra .....	91
3.10.2 Ensayos para determinar las propiedades físicas y	

<b>mecánicas de las rocas y discontinuidades</b>	
<b>(Ensayos de gabinete).....</b>	<b>92</b>
<b>3.10.2.1 Generalidades.....</b>	<b>92</b>
<b>3.10.2.2 Ensayos.....</b>	<b>93</b>
<b>3.10.2.2(a) Ensayo de propiedades físicas.....</b>	<b>93</b>
<b>3.10.2.2 (b) Ensayo de compresión simple.....</b>	<b>94</b>
<b>3.10.2.2(c ) Ensayo de tracción indirecta (Ensayo</b>	
<b>Brasilero).....</b>	<b>94</b>
<b>3.10.2.2 (d) Ensayo de compresión triaxial.....</b>	<b>95</b>
<b>3.10.2.2(e) Ensayo de determinación de constantes</b>	
<b>elásticas.....</b>	<b>96</b>
<b>3.10.2.2(f) Ensayo de corte directo.....</b>	<b>96</b>
<b>3.10.2.2 (g) Análisis de laboratorio .....</b>	<b>97</b>
<b>3.10.3 Cálculo de los parámetros m y s del macizo</b>	
<b>rocoso.....</b>	<b>100</b>
<b>3.10.4 Cálculo del módulo de Young (E) y la constante K del</b>	
<b>ratio de esfuerzos litostáticos.....</b>	<b>102</b>
<b>3.10.5 Cálculo de esfuerzos inducidos en una excavación</b>	
<b><math>\sigma_1</math> y <math>\sigma_3</math> .....</b>	<b>104</b>
<b>3.11. Análisis de Estabilidad del Terreno.....</b>	<b>105</b>
<b>3.11.1 Proyección estereográfica del plano y su polo.....</b>	<b>105</b>
<b>3.11.2 Aplicación del software DIPS.....</b>	<b>107</b>
<b>3.11.3 Aplicación del software UNWEDGE.....</b>	<b>113</b>
<b>3.11.4 Aplicación del software EXAMINE.....</b>	<b>119</b>
<b>3.12. Determinación y Diseño del Tipo de Sostenimiento.....</b>	<b>145</b>
<b>3.13. Sistema de sostenimiento de rocas .....</b>	<b>148</b>
<b>3.13.1 Sostenimiento activo de roca .....</b>	<b>149</b>
<b>3.13.1.1 Anclaje mecánico mediante pernos de roca</b>	
<b>tensionados.....</b>	<b>150</b>
<b>3.13.1.2 Barra de anclaje inyectadas o a fricción.....</b>	<b>153</b>
<b>3.13.1.3 Pernos de rocas cementada .....</b>	<b>154</b>
<b>3.13.1.4 Pernos de roca anclados por fricción Swellex.....</b>	<b>155</b>
<b>3.13.1.5 Estabilizadores de roca por fricción Split set.....</b>	<b>157</b>
<b>3.13.1.6 Barras fijas con resinas .....</b>	<b>158</b>
<b>3.13.1.7 Cables con mortero.....</b>	<b>159</b>

3.13.2 Sostenimiento pasivo de rocas.....	160
3.13.2.1 Mallas.....	160
3.13.2.2 Platinas metálicas.....	161
3.13.2.3 Shotcrete (concreto proyectado).....	162
3.13.2.4 Cuadros de madera.....	164
3.13.3 Instrumentos de control.....	168
3.13.4 Costos de sostenimiento.....	173

#### **CAPITULO IV**

4. Riesgo operacional y su administración.....	179
4.1. Plan estratégico de seguridad.....	183
4.1.1. Visión general.....	183
4.1.2. Misión y objetivos.....	183
4.1.3. Política y lineamientos de seguridad.....	184
4.2 Puntos del sistema de seguridad.....	185
4.3 Correlación entre la mecánica de rocas y la seguridad minera.....	189

#### **CAPITULO V**

5. Conclusiones y Recomendaciones.....	192
5.1. Conclusiones.....	192
5.2. Recomendaciones.....	195
5.3. Vita.....	197
5.4. Referencias Bibliográficas.....	199
ANEXO.....	200

## **DEDICATORIA**

**A la memoria de mi Madre Margarita Mauricio Silva y a mi Padre Raymundo Corimanya Huamán por su comprensión y apoyo. A mis hermanos René, Miguel, Roxana, Rosa María, José, María Angélica.**

## **RESUMEN**

Debido al alto índice de accidentes en los últimos años en la Minería Peruana, se ha dado bastante importancia a la Seguridad Minera, casos como el de trampa de caída de rocas que ha sido por mucho tiempo difícil de predecir, hoy en día con la ayuda de la Mecánica de Rocas en el programa de diseño minero que comprende la caracterización geotécnica del yacimiento, el zonamiento de la mina en dominios geotécnicos de comportamiento singular; la fase analítica para un diseño prudente aplicando los modelos geológicos, geomecánicos y matemáticos adecuados que permitan variar estrategias, el monitoreo y seguimiento del comportamiento y análisis retrospectivo, para ello se utilizan programas de computadora para el análisis de mecánica de rocas aplicada tales como DIPS, UNWEDGE, PHASES, EXAMINE, etc.

El objetivo de la presente tesis es reducir los accidentes fatales debido a condiciones inseguras como la trampa de caídas de rocas mediante un estudio geomecánico para luego implementar un sistema de sostenimiento adecuado ya sea con pernos de anclaje, mallas, shotcrete, etc.

## **ABSTRACT**

Because of the high rate of fatalities due to rock fall in our mining industry, it has been paid attention enough to the mining security, thus so cases as the rock fall trap has been difficult over long time of being predicted. It is at present controlled with the application of rock mechanics.

On the desing program, which embraces the geotechnical characterization of the bed, the mine zonification in geotechnical dominions, of particular behavior, the analytical stage for a cautious design by applying the adequate geological, geomechanical and mathematical models, which permit the strategies to modify, the monitoring of both the retrospective analysis and behavior, for this is used computer- based programs so that the rock mechanical analysis applied for it thus as DIPS, UNWEDGE, PHASES.

The target of presented thesis is to reduce the fatal accidents raised because of the unsure conditions as the above mentioned rock fall traps, by means a geomechanical study for after implementing an adequate support, it already with anchoring nuts, meshes, shotcrete so on.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a la Universidad Nacional de Ingeniería, por haberme brindado la oportunidad de realizar los estudios de Maestría en Ingeniería de Minas, al Jefe de la Sección Post-Grado Ing. Jorge Díaz Artieda y a los Profesores de la Sección Post-Grado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica por las sabias enseñanzas recibidas y por su loable dedicación a la docencia.

Mi agradecimiento muy especial a mis asesores, M.Sc. Ing. Julio Hidalgo Mendieta, M.Sc. Ing. Pedro Hugo Tumialán De La Cruz, por sus sabios consejos y orientación de mi Tesis.

Agradezco de manera muy especial al CONCYTEC por su apoyo económico en el desarrollo de esta Tesis de Maestría.

Agradezco al Dr. Dennis Shannon de NORCAT Northern Center for Advanced Technology Inc. at Cambrian College. Así mismo al Ing. Robert H. Johnson, CAMBRIAN COLLEGE School of Mineral Resources Technology, por sus orientaciones en Mecánicas de Rocas. También agradezco al M.Sc. Ing. Douglas Hernán Arteaga Lucas por su asesoría y recomendaciones cuando empecé a desarrollar mi tesis.

Agradezco a la Sociedad Minera Corona S.A., por haberme brindado las facilidades para la toma de datos en el campo, en especial mi agradecimiento al Ing. Jacinto Trujillo (Gerente de Operaciones), a los Ingenieros Ambrosio Dulanto (Jefe de Seguridad y Medio Ambiente), Carlos Villanueva (Gerente General), Arnaldo Santillán (Superintendente General).

Agradezco al Ing. Jorge Huayhua, por su apoyo en la toma de datos de campo de la parte geológica del presente estudio e igualmente al Ing. Dante Morales (Decano de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann - Tacna) por la facilidades brindadas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas, para los análisis y ensayos de muestras de campo respectivas.

**JOSÉ ANTONIO CORIMANYA MAURICIO**

## **ANTECEDENTES DEL PROBLEMA**

Según las estadísticas emitidas por el Ministerio de Energía y Minas, la mayor cantidad de accidentes en las minas peruanas es por caída de roca ya sea en el frente de trabajo, cerca y lejos del frente de trabajo, y siendo las ocupaciones con más accidentes fatales en los perforistas y ayudantes de perforistas, siendo en menor porcentaje en los enmaderadores, en los supervisores, en los muestreros, etc.; como la caída súbita de rocas difíciles de predecir.

La falta de conocimiento del comportamiento del macizo rocoso, el inadecuado sostenimiento de las labores, trae como consecuencia que se produzcan accidentes, que no solo afectan la situación económica de la empresa, sino que también importan psicológicamente, creando algunas veces efectos traumáticos y malestar social en la fuerza laboral.

## **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

Existe falta de control de la estabilidad de rocas debido a:

- a) Inestabilidad ocasionada por la Geología estructural del terreno; ocurre en rocas duras que tienen fallas y fracturas, requieren de refuerzos considerables y métodos previsores como la consolidación del macizo antes de efectuar las operaciones de perforación y voladura.
- b) Inestabilidad debido a esfuerzos exagerados en la roca; puede relacionarse con rocas duras a grandes profundidades, principalmente se debe a que en las excavaciones no se aprovecha el efecto de arco en las masas rocosas.  
Inestabilidad ocasionada por meteorización; se relaciona generalmente con excavaciones en rocas malas, también puede presentarse en grietas aisladas dentro de la roca sana, siendo la mejor forma de contrarrestar la protección contra cambios de humedad.
- c) Inestabilidad debido a presiones de flujos excesivos de los acuíferos y de otras aguas subterráneas; puede presentarse en todo tipo de macizo rocoso, normalmente no debería presentar serios inconvenientes.

## OBJETIVOS

Los principales objetivos del presente trabajo de investigación son los siguientes:

1. - Aplicación del control de estabilidad de rocas en las operaciones mineras subterráneas mediante:

Un registro lineal ó línea de detalle en el campo que permita determinar las familias de fracturación existentes en la excavación y poder identificar las cuñas que se forman y en caso de ser necesario estabilizarlas.

Control en el planeamiento de minado con respecto al diseño de las dimensiones de las excavaciones, restricciones y necesidades de la mina.

Control en la implementación del sistema de soporte, instalación, control de calidad y comunicación.

Variación del sistema de soporte mediante observación, instrumentación y correcciones en caso de ser necesario.

2. - Dado los siguientes conceptos obtenidos de la fuente (Centro de Formación técnica minera – UNI, 2000, Pág. 5)

**Micro View:** Visión micro de la forma que tienen una excavación minera subterránea en el lugar de operaciones ya sea en un frontón, chimenea, tajo, etc. Es el mundo del trabajador, técnico o supervisor de primera línea.

**Macro View:** Visión macro de la forma que tiene toda la mina en la cual todos las aberturas al conectarse han creado una gran estructura y es el mundo del Ingeniero de minas.

Tener un conocimiento claro y cabal desde el punto de vista “Micro View” de las labores en explotación de un yacimiento por parte de los operadores, y el punto de vista “Macro View” por parte de los ingenieros.

3. - Sobre la base de los puntos 1 y 2 anteriormente mencionados mejorar el planeamiento de minado, evitar el sobre dimensionamiento de los elementos de sostenimiento a fin de reducir costos; efectuar en casos necesarios voladuras controladas, o por ejemplo: la aplicación de las técnicas suecas de voladuras.
4. - Minimizar las condiciones inseguras del terreno como son las fallas ocultas cercanas al techo o paredes en una labor subterránea que a simple vista no se

ven pero que crean una zona inestable en el área de trabajo, (trampas de caída de roca ) provocando accidentes generalmente fatales.

5. - Difundir el uso de “softwares” especializados como el DIPS, UNWEDGE, EXAMINE, PHASES, ROCKDATA, Etc.
6. - Difundir la ciencia e ingeniería de la Mecánica de Rocas como complemento importante de la seguridad en las minas subterráneas.
7. - Difundir la Gestión integral de la Seguridad y la aplicación de la Administración de Riesgos.

## **HIPÓTESIS**

La hipótesis del presente trabajo de investigación es demostrar la eficiencia y la utilidad de la aplicación de la mecánica de rocas en un yacimiento minero, en lo concerniente al control de la estabilidad de la mina. Asimismo como un complemento muy importante en la seguridad de las operaciones mineras que se ejecutan.

La geomecánica es importante para resolver los problemas de inestabilidad en zonas localizadas o en la estructura general de la mina, causantes de la caída de rocas y derrumbes. En resumen esta técnica permite:

- I. Diagnosticar los problemas de estructuras y/o esfuerzos en la excavación
- II. Formulación de soluciones para la estabilización del terreno para prever que se produzca el desequilibrio o el sostenimiento en caso de haberse producido el disloque en el terreno.

## **IMPORTANCIA DEL ESTUDIO**

- La importancia del estudio radica en que el control de la estabilidad de rocas debe realizarse constantemente conforme se avanza con la explotación de la mina.
- La ayuda de software especializado de mecánica de rocas y más adecuada difusión.
- La minimización de riesgos por caída de rocas en las labores subterráneas.

## **METODOLOGÍA DEL TRABAJO**

La metodología de trabajo consiste en lo siguiente:

- a) Investigación, análisis de datos bibliográficos utilizando como fuentes de información: libros especializados en mecánica de rocas, seguridad e higiene minera, revistas, folletos, software especializados, internet.
- b) Recopilación de datos de campo para lo cual se solicitó a la empresa privada Sociedad Minera Corona S.A. – minas Manuelita y Codiciada ubicadas en la localidad de Yauli que autoricen el acceso a las áreas en estudio y proceder a la toma de datos como son datos geológicos, sistema de minado, copias de planos de perfil longitudinal requerido, toma de muestras del frente de operaciones y realizar un levantamiento lito estructural del macizo rocoso en la mayor cantidad de áreas de la mina sobre todo en las zonas con problemas de inestabilidad, para lo cual se contó con la ayuda de un geólogo.

- c) Toma de muestras representativas en 3 zonas de la mina las cuales fueron embolsadas y codificados para su análisis en el laboratorio y poder obtener los parámetros de resistencia en roca intacta.
- d) Se realizó cálculo de gabinete para la valoración de la calidad del macizo rocoso mediante tablas de clasificación geomecánica del macizo rocoso:
- Clasificación de Bieniawski del Consejo Sud Africano para la Investigación Científica e Industrial (CSIR).
  - Clasificación de Barton, del Instituto de Geotecnia de Noruega (NGI).
- Nomogramas de la relación tiempo de sostenimiento de un espan de una excavación subterránea y la clasificación geomecánica de Bieniawski.
- En cuanto a la seguridad se utilizó la Matriz de riesgos propuestos por el Consejo Interamericano.
- e) Cálculos de simulación en gabinete con ayuda de “ Software especializados ” en mecánica de rocas, ellos son:
- DIPS.-** Para poder determinar en base a la información de campo (registro lineal), las familias de facturas y con ello identificar las cuñas que se forman en el contorno de la excavación.
- UNWEDGE .-** Para poder analizar la estabilidad de las cuñas que se forman a partir de las familias de fracturas obtenidas del software DIPS y calcular el factor de seguridad de cada cuña formada, recomendando la característica de soporte requerido, para estabilizar una cuña inestable.
- EXAMINE.-** Simulador de esfuerzos que se producen en el contorno de una abertura ó aberturas múltiples de una excavación subterránea y poder diseñar adecuadamente sus dimensiones y distanciamiento óptimo entre cada una de ellas.
- f) Definir los diseños de soporte adecuado para cada labor subterránea como son pernos de anclaje mecánico, split set, shotcrete de acuerdo al tipo de macizo rocoso en las minas Manuelita y Codiciada.
- g) Interrelación de la seguridad minera en las labores subterráneas y la mecánica de rocas para resolver problema de estabilidad en la mina, ayudando a proporcionar herramientas adecuadas en el diseño de excavación y lograr un ambiente de trabajo seguro.
- h) Al final de la investigación de la presente tesis se da las conclusiones y recomendaciones para solucionar problemas geomecánicos en las minas Manuelita y Codiciada de Sociedad Minera Corona S.A.

# CAPITULO I

## 1.- GENERALIDADES

### 1.1. INTRODUCCIÓN

El uso de elementos para el sostenimiento del macizo rocoso ha llevado al hombre a ir perfeccionando cada vez más las técnicas de sostenimiento en la explotación de minas subterráneas. Con el transcurso de los años se han desarrollado y probado diferentes elementos, cada vez se adecúa en mejor forma a las necesidades. Estos elementos son cada vez más livianos, resistentes y fácil de instalar. Para mejorar la seguridad en las minas subterráneas y como ayuda en el entrenamiento de los mineros que realizan el trabajo de la instalación del sostenimiento del terreno.

El presente trabajo de investigación muestra los aspectos prácticos del sostenimiento de terrenos deleznable detectando condiciones de terrenos inseguros, para luego seleccionar materiales y realizar procedimientos seguros y eficaces de instalación, monitoreo y calidad de instalación.

El sostenimiento adecuado del terreno es esencial para garantizar la seguridad tanto de las personas como de los equipos que operan en el interior de la mina.

### 1.2. DEFINICIÓN DE MECÁNICA DE ROCAS, MECÁNICA DE SUELOS Y GEOMECÁNICA

De las múltiples definiciones que existe en el campo de la Mecánica de Rocas y Mecánica de Suelos se considera las siguientes:

**La Mecánica de Rocas:** Es la ciencia teórica y aplicada que trata del comportamiento mecánico de las rocas; es la rama de la mecánica que estudia la reacción de las rocas a los campos de fuerzas de su entorno físico. Esta definición, dada por un grupo de investigadores en Mecánica

miras muy amplias. La frase “reacción de las rocas a los campos de fuerzas de su entorno físico” es suficientemente general para que sea aplicable a problemas de cualquier escala. Por ejemplo, comprende los estudios del mecanismo de deformación de los cristales minerales sometidos a elevadas presiones y temperaturas, el comportamiento triaxial de una muestra de roca ensayada en laboratorio, la estabilidad del revestimiento de un túnel e incluso el mecanismo de los movimientos de la corteza terrestre, el cual es denominado “Plate Tectonics” o tectónica de placas (Stag & Zienkiewics, 1970, Pág. 15).

**Mecánica de Suelos:** La Mecánica de Suelos es la aplicación de las leyes de la Mecánica y la Hidráulica a los problemas de ingeniería que tratan con sedimentos y otras acumulaciones no consolidadas de partículas sólidas, producidas por la desintegración mecánica o descomposición química de las rocas, independientemente de que tengan o no contenido de materia orgánica. La mecánica de suelos incluye:

- a) Teorías sobre el comportamiento de los suelos sujetas a cargas, basadas en simplificaciones necesarias dado el actual estado de la técnica.
- b) Investigación de las propiedades físicas de los suelos reales.
- c) Aplicación del conocimiento teórico y empírico a los problemas prácticos. (Juárez Badillo, E. Rico Rodríguez, A. 1999, Pág. 28 y 29).

**Geomecánica:** Es la ciencia o ingeniería de los materiales de rocas de suelos y de las masas rocosas. Es un campo de investigación y práctica profesional que trata principalmente de Mecánica de Suelos, de la Mecánica de Rocas y de otras disciplinas relacionadas. Es elemento de enlace entre los modelos geológicos y modelos matemáticos; en el se cuantifican los parámetros del modelo geológico con objeto que puedan ser procesados en el modelo matemático.

Para elaborar este modelo hay que definir la propiedad mecánica de los materiales rocosos y de las discontinuidades en el modelo geomecánico se evalúan los esfuerzos tensiones existentes en el macizo rocoso.

Las propiedades mecánicas de los materiales rocosos deben incluir el estudio del comportamiento de las rocas en compresión y su anisotropía. Una parte muy importante de este modelo es el estudio de la influencia del tamaño y forma de las probetas sobre su resistencia, para obtener al final, unas relaciones que permitan extrapolar los resultados obtenidos sobre probetas de pequeña escala, en laboratorio, a la escala real y así poder dimensionar los pilares de la mina. Asimismo, se procederá a un estudio de la rotura de las rocas, definiéndose y sustentándose los distintos criterios de rotura.

Entre los ensayos que se suelen realizar para determinar las propiedades mecánicas de las rocas tenemos los de compresión simple ( $\sigma_c$ ), tensión ( $\sigma_t$ ) (mediante el método Brasílero) y triaxial, mediante las cuales se puede determinar la resistencia a la compresión y tensión, los módulos de elasticidad (E), coeficientes de Poisson ( $\nu$ ), la cohesión (C) y fricciones internas ( $\angle\phi$ ) de los materiales. Hay que hacer notar a excepción de la fricción, las demás propiedades de los materiales los cuales dependen de la escala del ensayo y de la esbeltez de la probeta ensayada.

Este hecho es fundamental cuando se trata de estimar la resistencia de los pilares que no presentan discontinuidades geológicas.

También se puede estimar propiedades mecánicas de los macizos rocosos, con la ayuda de las clasificaciones geomecánicas de los mismos, por ejemplo: la clasificación del Consejo Sud Africano para la Investigación Científica e Industrial (CSIR) de Bieniawski, y la clasificación del Instituto de Geotecnia de Noruega (NGI) de Barton (Ramírez Oyanguren, P. 1984, Pág. 109 y 110).

### **1.3 SELECCIÓN Y AGRUPACIÓN DE DATOS GEOLÓGICOS**

El objetivo principal de este análisis es determinar la exactitud, geometría y distribución espacial de las discontinuidades que formando un sistema persistente bajo unas mismas condiciones a lo largo del macizo rocoso.

Un análisis de las discontinuidades, requiere de un estudio previo de la zona con referencia a su futuro movimiento planeado, luego se selecciona un método para las medidas de dichas discontinuidades, éstos son muchos y generalmente costosos y sofisticados que sólo justifican su utilización como complemento de un método convencional.

El método convencional línea de detalle o "Detail Line" es el más común y eficaz, consiste en la medida sistemática de todas y cada una de las discontinuidades que intersectan a una línea trazada con una wincha a la altura del pecho de una persona y sobre la pared lateral de la excavación objeto del estudio. Para cada discontinuidad se toman como datos: la orientación (determinada por el ángulo del buzamiento y la dirección de buzamiento), la continuidad, litología, tipo de estructura, rugosidad, ondulación y relleno. Además se consigna la posición a la cual la discontinuidad intercepta la línea de medida y está dada por la distancia a lo largo de la línea desde su origen.

Este tiene por finalidad poder calcular posteriormente la distribución espacial de los distintos tipos de discontinuidades.

El carácter geomecánico de las discontinuidades estructurales de una determinada zona puede ser mapeados y clasificados de acuerdo a un índice que nos permita evaluar el tipo de sostenimiento más adecuado.

### **1.4. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE CUÑAS**

Para que un bloque de roca pueda caerse del techo o de las paredes de una excavación, se necesita que quede separado del macizo circundante, cuando menos en tres discontinuidades estructurales que se intercepten, como se ilustra en la figura 1.

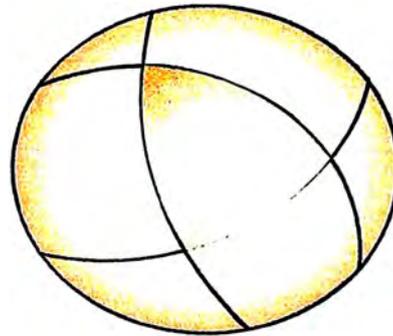
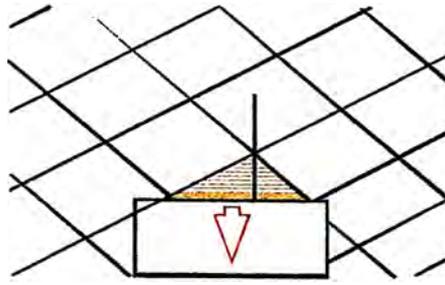


Figura 1

Si tres fisuras se interceptan para formar una cuña en el techo de una excavación subterránea pero la línea vertical que pasa por el vértice de la misma no cae dentro de la base de la cuña, el debilitamiento sólo puede ocurrir con fricción sobre uno de los planos de fisura o sobre una de las líneas de intersección. Esta condición se representa estereográficamente si la figura de intersecciones formada por los tres grandes círculos cae a un lado del centro de la red.

Una condición adicional que tendrá que ser tomada en cuenta para que la cuña se pueda deslizar, es que el plano o línea de intersección sobre la cual se deslice tenga una inclinación mayor que el ángulo de fricción interna ( $\beta > \phi$ ).

Esta condición se cumplirá si cuando menos una parte de la figura de intersección cae dentro de un círculo que se logra al descontar de la circunferencia exterior de la red la cantidad de divisiones de grados que corresponden al ángulo de fricción interna ( $\phi$ ) como se ilustra en la figura 2 y sustentada por la figura 2.2.:

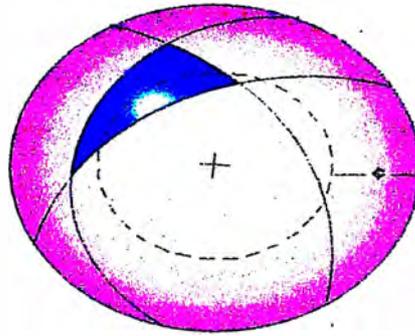
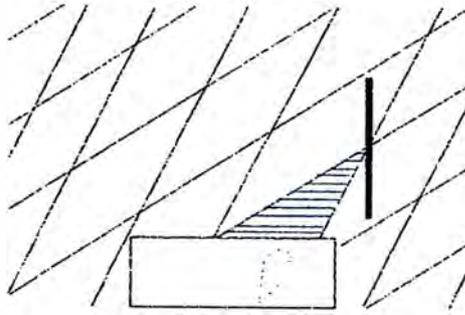
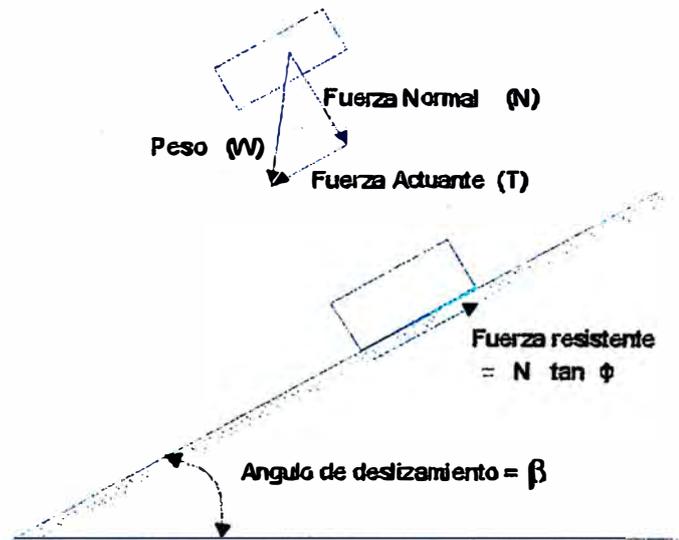


Figura 2



$$\begin{aligned} \text{Factor de Seguridad} &= \frac{\text{Fuerza resistente}}{\text{Fuerza Actuante}} \\ &= \frac{N \tan \phi}{T} \end{aligned}$$

Figura 2.2

## 1.5 INFLUENCIA DE LOS ESFUERZOS INICIALES EN ROCAS

Es frecuentemente posible estimar el orden de magnitud de esfuerzos y sus direcciones, pero nunca puede saberse con certeza el margen de error fuera del respaldo de mediciones.

La aplicación de tales mediciones es muy común en la práctica en minería. Por ejemplo cuando escogemos la orientación de una caverna alguna esperanza a evitar que el alineamiento del eje sea perpendicular al esfuerzo principal mayor. Si los esfuerzos iniciales son muy altos, la forma debe ser seleccionada gran parte a minimizar la concentración de esfuerzos.

Los conocimientos de esfuerzos de roca también ayudan en el trazo de trabajos complejos de excavaciones subterráneas.

### 1.5.1 Estimación de esfuerzos verticales

Es generalmente seguro asumir que el esfuerzo vertical normal es igual al peso unitario de la roca sobreyacente por la profundidad en roca.

Es decir :

$$\sigma_v = \gamma * Z$$

$\sigma_v$  = esfuerzo vertical promedio en MPa

$\gamma$  = peso unitario, en MPa/m

$Z$  = profundidad, en m

(Goodman, Richard E. 1980, Pág. 99 y 100)

### 1.5.2 Estimación de esfuerzos horizontales

En atención a la magnitud de esfuerzos horizontales es conveniente considerar el ratio de esfuerzos horizontales a vertical.

$$k = \frac{\sigma_h}{\sigma_v}$$

$\sigma_h$  = Esfuerzo horizontal (MPa)

$\sigma_v$  = Esfuerzo vertical ( MPa)

k = Cte. de proporcionalidad de  $\sigma_h$  y  $\sigma_v$

La constante k se determina utilizando el criterio de Shorey (1994)

$$k = 0.25 + 7E_h \left[ 0.001 + \frac{1}{z} \right]$$

Donde:

Z = Profundidad bajo la superficie

$E_h$  = Módulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa de la superficie (Gpa)

## 1.6 DEFORMACION DE ROCAS

Producida por la capacidad de la roca a tensionarse bajo la aplicación de cargas o la respuesta al retirar cargas aplicadas a la excavación. Las tensiones en roca conciernen a la ingeniería cuando hay un pequeño riesgo de falla de roca porque grandes desplazamientos de roca pueden almacenar esfuerzos dentro de las estructuras.

### 1.6.1 Constantes elásticas

Las deformaciones de sólidos isotropico linealmente elásticos pueden ser calculado por conocimiento de incremento de esfuerzo si solo dos constante de materiales son especificados estos son el módulo de elasticidad o módulo de Youy (E), y la relación de Poisson ( $\nu$ ). La ley de Hook generalmente a 3 dimensiones es:

$$\begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \varepsilon_z \\ \gamma_{xy} \\ \gamma_{xz} \\ \gamma_{zx} \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} \frac{1}{E} & -\frac{\nu}{E} & -\frac{\nu}{E} & 0 & 0 & 0 \\ -\frac{\nu}{E} & \frac{1}{E} & -\frac{\nu}{E} & 0 & 0 & 0 \\ -\frac{\nu}{E} & -\frac{\nu}{E} & \frac{1}{E} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \frac{2(1+\nu)}{E} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{2(1+\nu)}{E} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{2(1+\nu)}{E} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \sigma_z \\ \tau_{xy} \\ \tau_{yz} \\ \tau_{zx} \end{Bmatrix}$$

$$\begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \sigma_z \\ \tau_{xy} \\ \tau_{yz} \\ \tau_{zx} \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} \lambda + 2G & \lambda & \lambda & 0 & 0 & 0 \\ \lambda & \lambda + 2G & \lambda & 0 & 0 & 0 \\ \lambda & \lambda & \lambda + 2G & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & G & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & G & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & G \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \varepsilon_z \\ \gamma_{xy} \\ \gamma_{yz} \\ \gamma_{zx} \end{Bmatrix}$$

Las cantidades  $E$  y  $\gamma$  pueden ser determinadas directamente desde pruebas en que se conocen los esfuerzos aplicados y las deformaciones son medidas. Donde las deformaciones son aplicadas y los cambios de esfuerzos son medidas, es más natural el uso de la constante de Lamé  $\lambda$  y el módulo de corte o Rigidez  $G$  como 2 constantes elásticas; éstas son definidas por:

Donde:

$$G = \frac{E}{2(1+\gamma)}$$

$$\lambda = \frac{E\gamma}{(1+\gamma)(1-2\gamma)}$$

(Goodman, Richard E. 1980, Pág. 172 y 173)

## **1.7 MÉTODO DE ELEMENTOS FINITOS (FEM)**

Es un procedimiento numérico para la obtención de solución a muchos problemas encontrados en los análisis de ingeniería. Tiene 2 principales subdivisiones:

- i) Utiliza elementos discretos para la obtención, desplazamiento de los ensambles y fuerzas asociadas a un armazón estructural.
- ii) Utiliza elementos continuos para obtener soluciones aproximadas para transferencia de calor, mecánica de fluidos y problemas de mecánica de sólidos.

La formulación usando los elementos discretos está referido a "El análisis matricial de estructuras" y produce resultados idénticos con el análisis clásico del armazón estructural.

La segunda aproximación es el mismo método de elementos finitos. Ello produce valores aproximados de los parámetros reservados y puntos específicos llamados nodos. Un programa general de computación de elementos finitos, sin embargo es capaz de solucionar ambos tipos de problemas y el nombre "Métodos de elementos finitos" es frecuentemente usado para denotar ambos elementos discretos y la formulación de elementos continuos.

El método de elementos finitos combina varios conceptos matemáticos para producir un sistema de ecuaciones lineales o no lineales. El número de ecuaciones es usualmente muy grande y requiere de un hardware adecuado.

(Scaletti, Hugo 2001, Pág. 1,30).

Elementos finitos típicos (Fig.3):

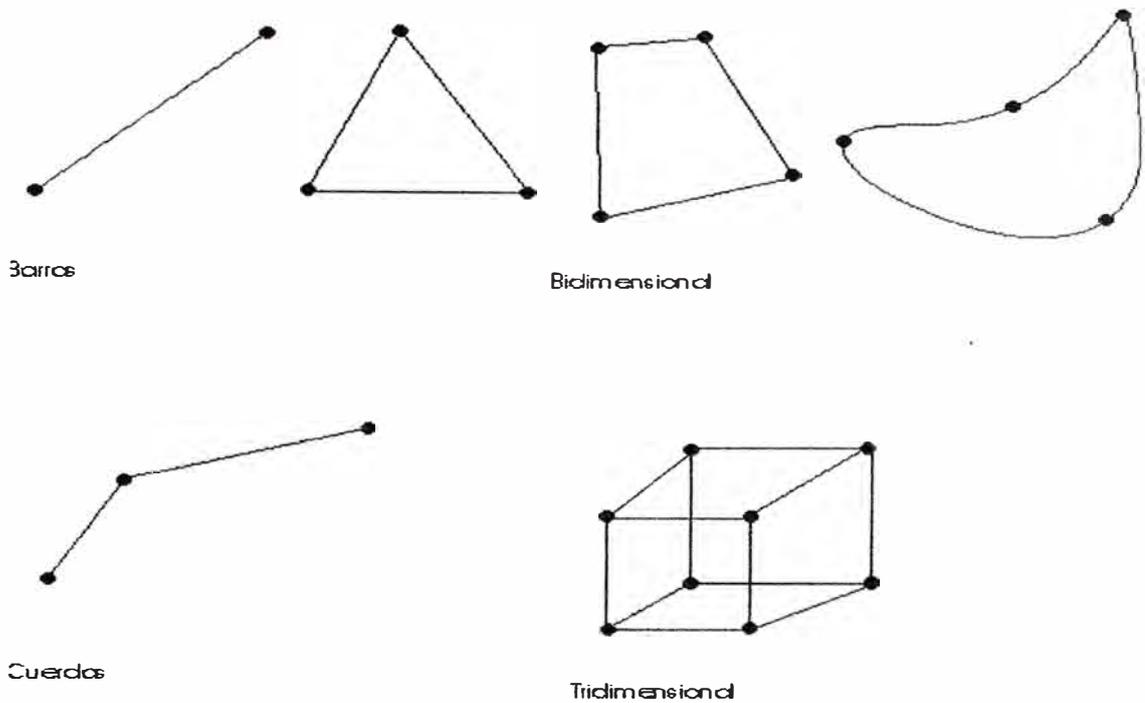


Fig. 3

Un elemento línea con 2 ó 3 nodos representan una barra sin rigidez a flexión en 1, 2 ó 3 dimensiones, con 1,2 ó 3 grados de libertad por nodo respectivamente, o bien con rigidez, en cuyo caso aparece un grado de libertad rotacional adicional por nodo si se trata de dos dimensiones, o tres si se trata de 3. Análogamente, triángulos o cuadriláteros pueden representar planos en 3D.

La selección del tamaño y forma de los elementos depende en gran medida de la experiencia generalmente se diseñan elementos (malla más cerrada) en el entorno de la zona de concentración de esfuerzos).

Los elementos deben satisfacer una serie de condiciones:

- Ecuaciones matemáticas conocidas en sus bordes (vértices y aristas).
- Los vértices y los puntos singulares que se pueden definir en el elemento constituyen los NODOS en los cuales se concentran todas las fuerzas externas al elemento.
- En cada elemento las características elásticas del material se mantienen uniformes.

- Al deformarse el elemento, el trabajo producido por las fuerzas externas que actúan sobre los nodos para desplazarlos es igual al trabajo total de las tensiones internas en los desplazamientos internos.

$$\delta^t F^e = \int \varepsilon^t \sigma dv$$

$\delta$  El vector desplazamiento de nodos

$F^e$  Las fuerzas en los nodos una vez deformado el elemento

$\varepsilon$  Los desplazamientos unitarios

$\sigma$  Los esfuerzos unitarios internos

$v$  El volumen del elemento

(Ramírez Oyanguren, P. 1984, Pág. 275 y 276).

Ejemplo de Modelo de análisis estático no lineal utilizando una malla triangular de elementos finitos aplicado a un tajeo en explotación subterránea (Fig.4):

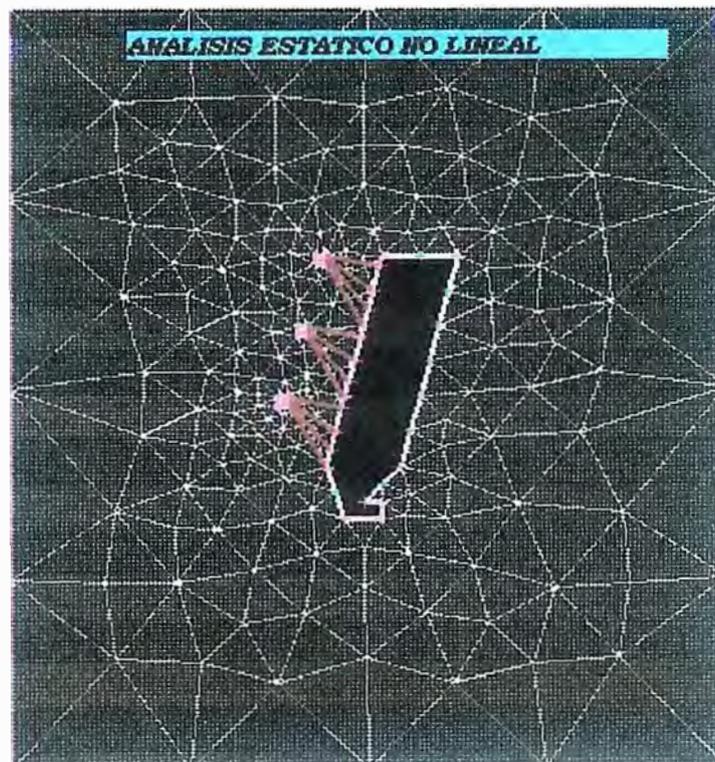


Fig. 4

## **DEFINICIÓN DEL MODELO**

- Geometría

Coordenadas de los nudos

Conectividad de los elementos

- Materiales

Propiedades de los materiales

Asignación de los materiales

- Acciones y condiciones de borde

Acciones distribuidas

Condiciones de borde esenciales

Condiciones de borde naturales

### **1.7.1 Consideraciones importantes**

- Para que las interpolaciones puedan ajustarse mejor a la solución correcta, los elementos deben ser más pequeños en las regiones en las que la(s) función (es) incógnita varía más rápidamente.

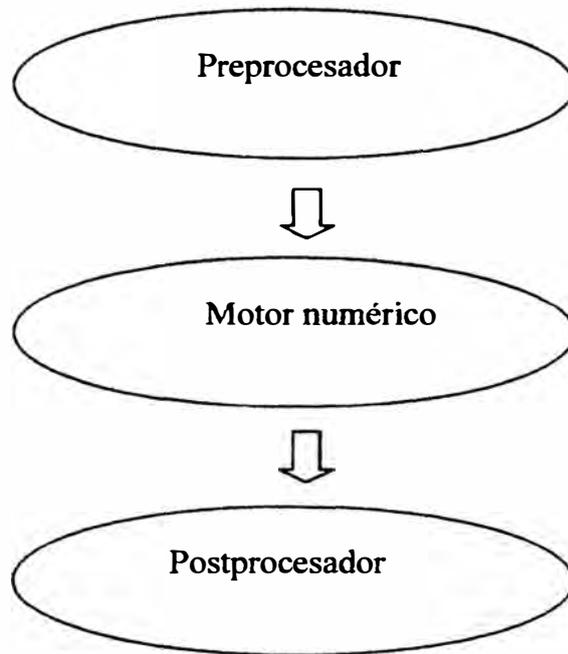
- Los elementos deben ser lo más regulares posibles. Salvo casos especiales, la razón de lados no debería exceder 1:5

- Los elementos muy alargados introducen una anisotropía ficticia y hacen crecer el número de condicionamiento de la matriz de coeficientes(es decir, los errores numéricos al resolver las ecuaciones).

## **ESTRUCTURA TÍPICA DE UN PROGRAMA DE ELEMENTOS FINITOS**

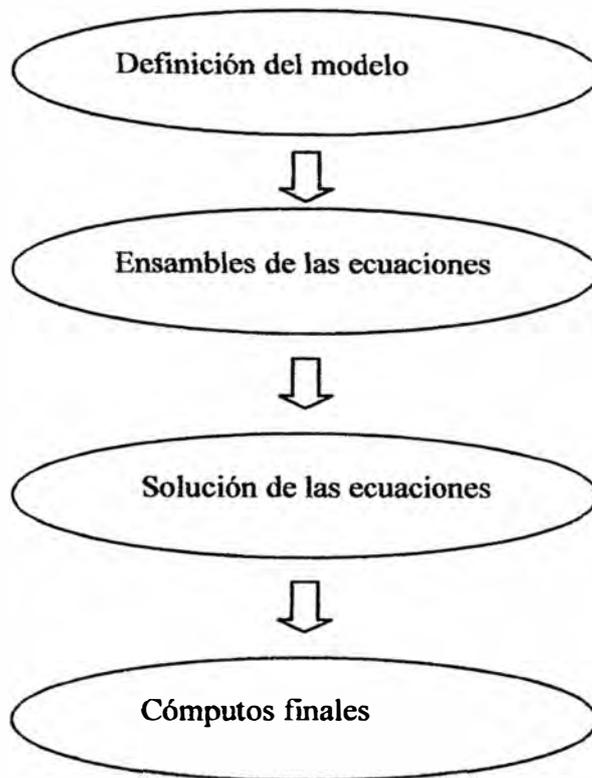
El presente diagrama de flujo de la estructura típica de un programa de elementos finitos en el cual a partir de un archivo de datos o editor de texto del tipo block de notas conteniendo un centenar de nudos en la etapa de pre – procesamiento, se pasa a la etapa de motor numérico mediante un programa de cómputo del tipo Fortran, SAP 2000 o para el caso de mina subterránea el PHASES o EXAMINE los cuales son alimentados por el archivo de datos de la etapa anterior, posteriormente se pasa a la etapa del postprocesamiento en el que previa discretización

de los datos como en el caso de los softwares mencionados, se obtienen gráficos de concentración de esfuerzos y deformaciones en diferentes puntos alrededor de la excavación realizada.

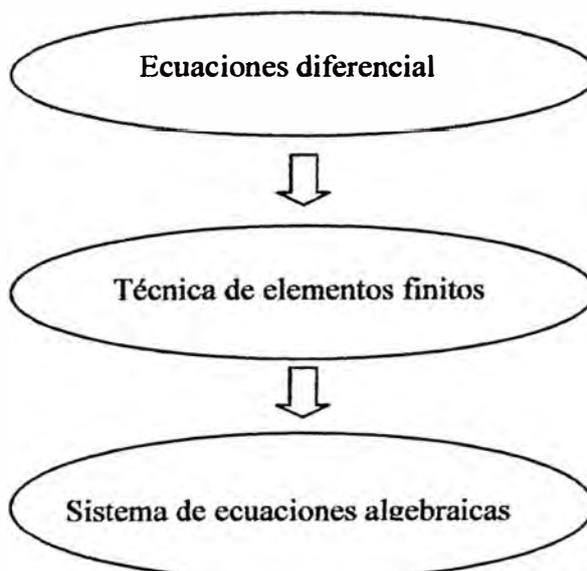


### **ETAPAS DEL PROCESO**

Las etapas del proceso consisten primeramente si vamos a utilizar un modelo lineal o no lineal este último aplicable para el caso de la minería y de acuerdo a la geometría de la malla, tipo de material y las condiciones de borde. Posteriormente se realiza el ensamble de las ecuaciones mediante el reordenamiento de incógnitas, perfil de la matriz de coeficientes, determinación de los aportes de cada elemento, modificación para los aportes de cada elemento y ensamble de los aporte de cada elemento. Luego se pasa a la etapa de solución de ecuaciones con la ayuda de un programa de cómputo para luego obtener los reportes finales.



Los elementos finitos son una técnica para transformar un sistema de ecuación diferencial en algo más simple, realizando aproximaciones en el espacio, según diagrama:



## 1.8 MÉTODO DE ELEMENTOS DE BORDE (BEM)

Es un modelo que utiliza soluciones de la mecánica de medios continuos construyendo una solución del problema global aproximando las ecuaciones diferenciales solamente sobre los contornos de la región de interés. Es decir la distribución de tensiones alrededor de una abertura con la geometría que se representa y bajo dos supuestos de carga. Las tensiones y desplazamientos se pueden calcular teniendo las siguientes condiciones:

- El material homogéneo, isótropo y linealmente elástico.
- Se cumplen las condiciones de deformación plana.
- El medio es infinito, o está rodeado por un contorno externo finito de aspecto arbitrario.
- La carga puede consistir en una combinación de tensiones de campo uniformes o en cargas distribuidas uniformemente sobre los contornos. La acción de la gravedad se simula aumentando las tensiones de campo con la profundidad.

(Ramírez Oyanguren, P. 1984, Pág. 280 y 281)

El problema consiste en determinar tensiones en una excavación grande con una sección transversal bien definida, suponiendo conocidos el campo tensional vertical  $P$  y el horizontal  $K_p$  (Fig.5). Antes de excavar, la roca que se va a extraer esta soportando a la que rodea, soporte que se puede expresar en términos de tensiones normales y tangenciales  $(\sigma, \tau)$  sobre el contorno ficticio del hueco. La magnitud de estas tensiones variará según la orientación de las distintas partes del contorno. Cuando se ha abierto el agujero estas tensiones se hacen nulas, por lo que se puede asimilar la excavación a la aplicación de un sistema de tensiones negativas al agujero. El estado tensional resultante se puede considerar como la superposición de dos sistemas: el original de tensiones uniformes y las tensiones inducidas por las tensiones negativas en superficie  $(-\sigma, -\tau)$ .

Se puede ver como se distribuyen las tensiones inducidas correspondiente a las tensiones negativas en la superficie comparando la situación real (Fig. a), con una situación imaginaria (Fig. b), que muestra una placa infinita no perforada, con una serie de trazos delimitando el

contorno del agujero de la Fig. a. Imagínese que cada elemento está sujeto a una fuerza externa actuando en el plano de la placa, de componentes  $F_n$  y  $F_t$ , normal y tangencial al elemento, tomadas de forma que se distribuyan uniformemente a lo largo de la longitud del elemento. Estas fuerzas se denominan fuerzas ficticias, ya que no corresponden en absoluto a fuerzas reales aplicadas al contorno. El proceso consiste ahora en ajustar estas fuerzas de manera que las componentes normal y cortante de la tensión  $(\sigma, \tau)$  en el centro de cada elemento sean iguales a las tensiones normal y cortante correspondientes  $(-\bar{\sigma}, -\bar{\tau})$  de la placa real. Un modo práctico de abordar el problema consiste en, comenzando por el elemento número 1, ajustar las fuerzas  $F_{n1}$  y  $F_{t1}$  de forma que  $\sigma_1 = -\bar{\sigma}_1$ ,  $\tau_1 = -\bar{\tau}_1$ . Se pasa a los elementos siguientes y se realiza un ajuste similar. Corrigiendo los valores  $\sigma_1, \tau_1$  de cada elemento, quedan afectadas las tensiones de los demás elementos, por lo que el proceso debe continuar en una serie de ciclos a lo largo del contorno hasta que no se considere necesario realizar ajustes posteriores.

Para calcular las tensiones en cualquier punto de la placa se suman las contribuciones de las fuerzas ficticias. Si se asume una distribución uniforme de éstas sobre la longitud del elemento, basta integrar las expresiones que definen la influencia de las cargas puntuales, teniendo en cuenta la orientación de las componentes.

Una vez determinadas las tensiones causadas por las tensiones negativas en la superficie, se deben sumar al campo tensional original.

Para representar el contorno, este se divide en segmentos, que a su vez, pueden ser líneas rectas, segmentos circulares y segmentos elípticos. Cada segmento se divide en un número de elementos, que suelen ser de longitud constante.

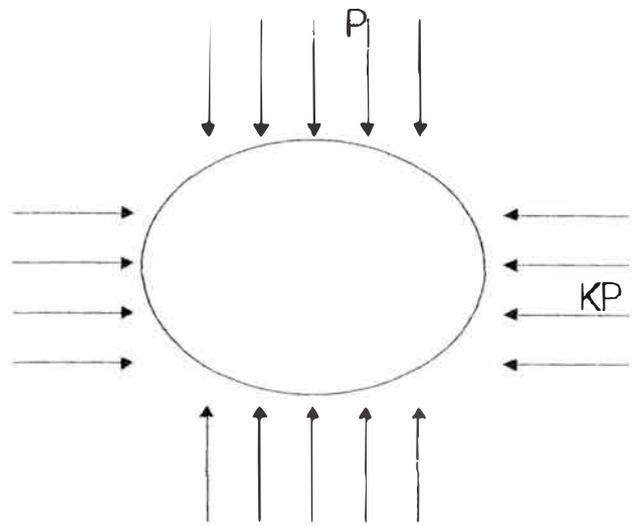
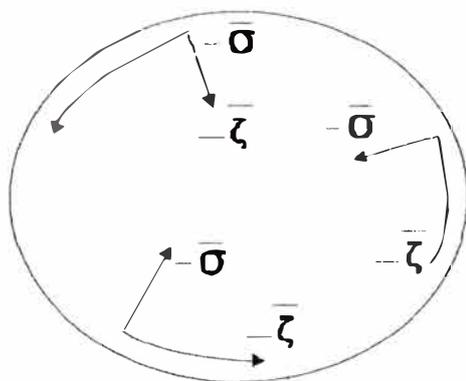
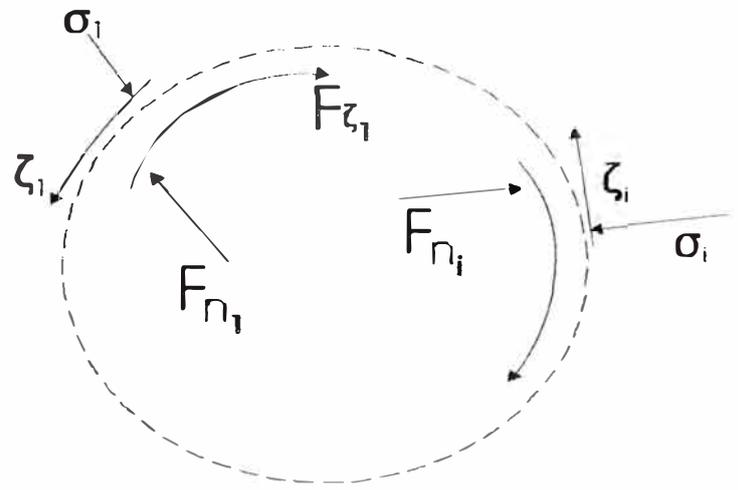


Fig.5



(a)

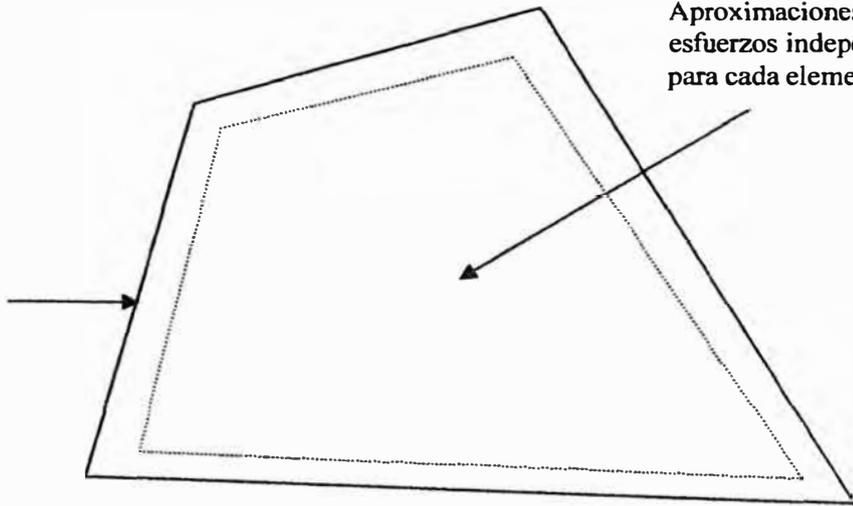


(b)

### 1.9 MODELOS MIXTOS HÍBRIDOS DE ESFUERZOS (HMM)

Es una combinación del método de elementos finitos y el método de elementos de borde, pero que son menos conflictivos con los programas de cómputo por que son las mismas variables y han sido un éxito para los programas comerciales como el EXAMINE o PHASES en minería. (Scaletti, Hugo 2001, Pág. 36)

Aproximaciones para desplazamientos en los bordes entre elementos



Aproximaciones de los esfuerzos independientes para cada elemento

$$\Pi_{mc}(\sigma^{(e)}, u) = \int_V \frac{1}{2} \sigma^T D^{-1} \sigma dv - \sum_e \left( \int_{\partial V_e} T^T u dS \right) + \int_{S_\sigma} u^T \bar{T} dS$$

Ecuación funcional de modelo híbrido, donde:

$\sigma$  = Esfuerzos

$u$  = Deformaciones

$\Pi_{mc}$  = Energía modificada complementaria

$V$  = Volumen

$T$  = Vector particularizado para los bordes

$D$  = Matriz relacionada al esfuerzo y la deformación

$S$  = Matriz de elasticidad en medio isotrópico

## 1.10 CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA

### 1.10.1 Clasificación de la masa rocosa en ingeniería

Además de la representación gráfica o estadística de las discontinuidades geológicas, conviene disponer de alguna forma de una clasificación que permita la caracterización del macizo rocoso.

El objeto de esta clasificación es facilitar la comunicación entre los geólogos, técnicos de Mecánica de Rocas, ingenieros proyectistas y contratistas.

Para unificar la terminología en la descripción de las diaclasas, Donald Deere ha hecho la propuesta que figura en la tabla 1.

Tabla 1. Terminología descriptiva para la separación entre diaclasas.

Término descriptivo	Separación
	Entre diaclasas
Muy juntas	Menor de 5 cm.
Próximas	5cm.-30cm.
Bastante próximas	30 cm -1m
Separadas	1m-3m
Muy separadas	Mayor de 3m.

A continuación se describe el método general para determinar la calidad de la roca en un determinado emplazamiento a partir del porcentaje de fracturas y del grado de alteración. En este método, la clasificación se basa en el testigo recuperado de un sondeo. En el otro método se aplica la velocidad sísmica.

#### **1.10.1.1 Índice de calidad de roca RQD**

El índice de calidad (RQD) se basa en la recuperación modificada de testigo, que a su vez depende indirectamente del número de fracturas y del grado de debilitamiento o alteración del macizo rocoso, según se puede observar por los testigos extraídos de un sondeo. En lugar de contar las fracturas, se obtiene una medida indirecta sumando la

longitud igual o superior a 10cm. En estado sano y compacto.

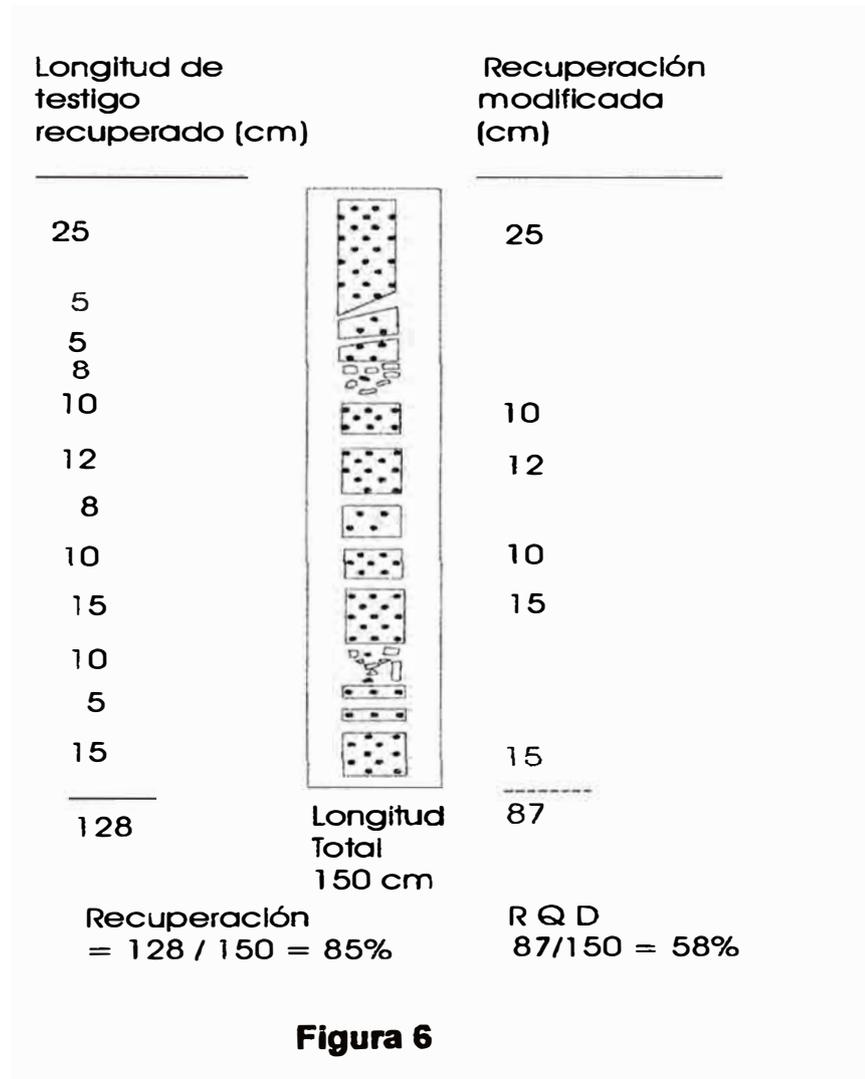
En la figura 6 se muestra un ejemplo correspondiente a un sondeo de 150cm. En este caso particular la recuperación total del testigo fue de 128 cm. Con un porcentaje de testigo recuperado del 85%. Con la modificación, sólo se tiene en cuenta 87cm., siendo el RQD del 58%. Se ha visto que el RQD es un índice más sensible y consistente de la calidad general de una roca, que el porcentaje de recuperación total.

Si el testigo se ha roto por el manejo o por el proceso de perforación (por ejemplo, cuando se aprecian superficies de fractura recientes y regulares en lugar de diaclasas naturales), se juntan los trozos partidos y se cuentan como una pieza única, siempre que alcancen la longitud requerida de 10 cm. Es necesario un cierto criterio en el caso de las rocas sedimentarias o rocas metamórficas estratificadas, no siendo tan exacto el método en estos casos como en las rocas ígneas, calizas en estratificación gruesa, arenisca, etc. Sin embargo, el método se ha aplicado con éxito, incluso en pizarras aunque era necesario medir los testigos inmediatamente después de extraerlos del sondeo y antes que comenzara el desmenuzamiento y disgregación al aire.

Evidentemente este método es muy rígido para la roca cuando la recuperación es escasa, si bien una escasa recuperación suele indicar una pobre calidad de la roca. Pero esto no siempre es cierto, sin embargo, ya que un equipo de perforación o una técnica deficientes pueden también dar lugar a una recuperación escasa.

Por esta razón, se requiere una batería de sondeo de doble tubo de diámetro mínimo NX (54mm), siendo fundamental una adecuada vigilancia de la perforación.

Por simple que parezca el procedimiento, se ha encontrado que existe una correlación bastante buena entre los valores numéricos del RQD y la calidad general de la roca a efectos prácticos de ingeniería. Esta correlación se da en la tabla 2.



El RQD está siendo utilizado por diversas oficinas de proyectos, consultores en ingeniería y contratistas para estimar la calidad de las rocas in situ y las variaciones en un mismo sondeo o de un sondeo a otro en una zona.

**Tabla 2 Relación entre el RQD y la calidad de roca**

Índice de calidad (RQD) (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Algunos ingenieros prefieren emplear la frecuencia de las fracturas (por ejemplo, las discontinuidades naturales expresadas en fracturas por metro) como medida de la calidad de la roca, donde existe una buena correlación entre la frecuencia de las fracturas y el RQD.

(Stag & Zienkiewicz 1970, Pág.28 a 30).

## **1.10.2 Clasificación Geomecánica**

### **1.10.2.1 Clasificación CSIR del Macizo Rocosos Fisurados (RMR)**

No existe clasificación sencilla alguna que pueda dar una idea del comportamiento complejo de la roca que rodea una excavación y esto es lo que se habrá comprendido del comentario anterior. Por lo tanto, puede ser necesaria alguna combinación de los factores como el RQD y la influencia de rellenos arcillosos y de la meteorización. Bieniawski del South African Council for Scientific and Industrial Research (CSIR), (Consejo de Africa del Sur para la Investigación Científica e Industrial) propuso una clasificación de este tipo. Esta se estudiará con algo de detenimiento ya que se trata de una de las dos clasificaciones que más se usan hoy en día en el diseño preliminar de excavaciones subterráneas.

Bieniawski, aconseja que una clasificación de un macizo rocoso fisurado deba:

1. "Dividir el macizo en grupos de comportamiento parecido.
2. Proporcionar una buena base para la comprensión de las características del macizo.
3. Facilitar la planeación y el diseño de estructuras en la roca al proporcionar datos cuantitativos que se necesitan para la solución de problemas de ingeniería y
4. Proporcionar una base común de comunicación efectiva para todas las personas interesadas en un problema de geomecánica".

(Hoek, G. Brown, E.T. 1980, Pág. 29 a 35)

# INFLUENCIA DE ESCALA

## Propiedades Relativas

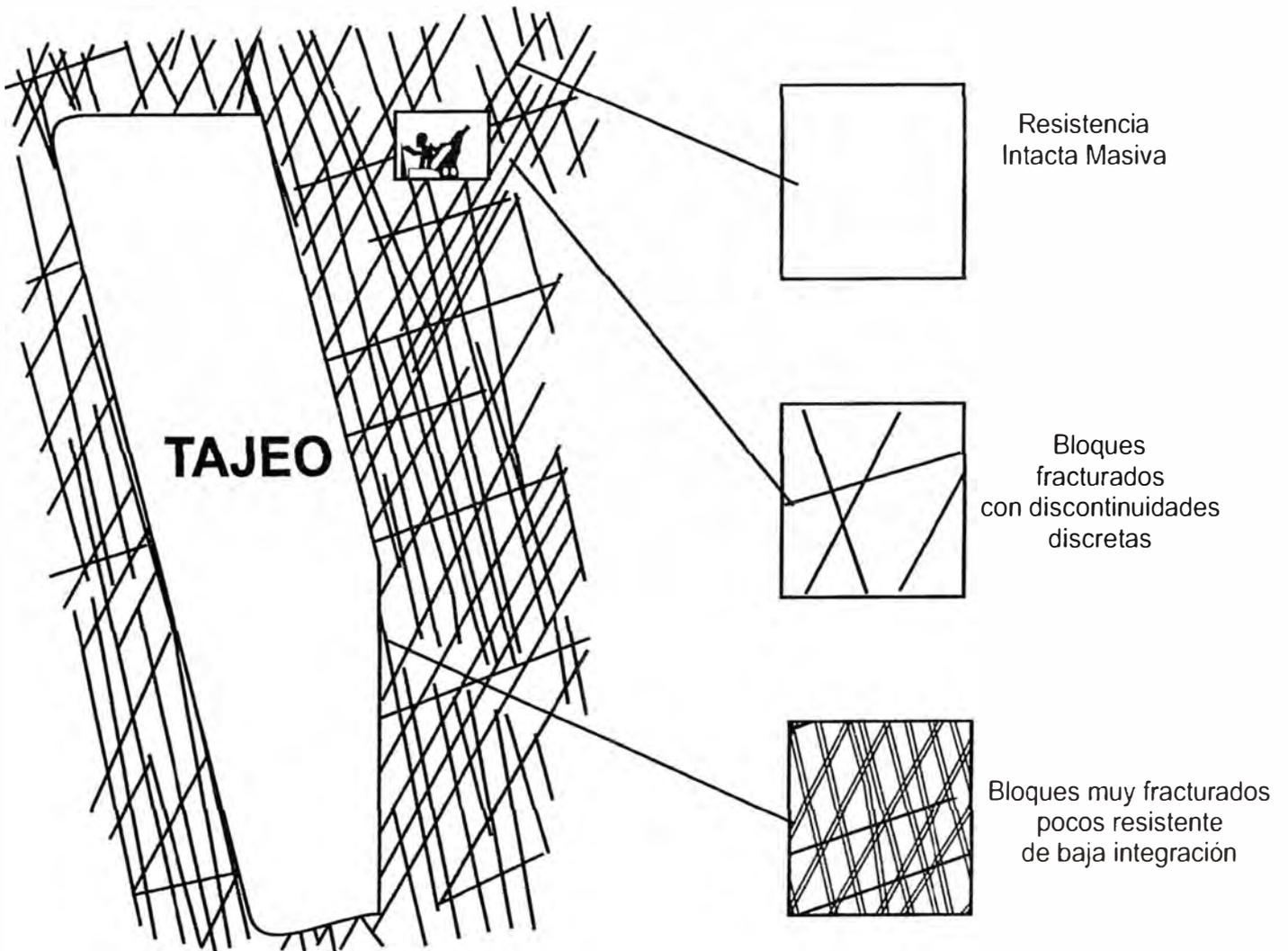


TABLA 3. BIENIAWSKI, 1989								
PARÁMETRO		RANGO DE VALORES						
	$\sigma_c$	> 250 MPa	100-250MPa	50-100MPa	25-50MPa	5-25MPa	1-5MPa	<1MPa
1	ÍNDICE	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	< 25%		
	ÍNDICE	20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento en discontinuidades	> 3m	1-3m	0.3-1m	50-300mm	< 50mm		
	ÍNDICE	20	15	10	8	5		
4	Condición de discontinuidad	Superficie discontinua rugosa y duras sin separación	Superficies ligeramente rugosas y duras separación < 1mm.	Superficies ligeramente rugosas y blandas. Separados < 1mm	Superficie liza o rellena < 5mm . fisura 1-5 mm. Continua	Relleno blando < 5mm. Fisuras abiertas < 5mm. Continuas.		
	ÍNDICE	30	25	20	10	0		
5	Agua	Flujo/10m de túnel	Ninguno	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l /min	
	Freática	Pres.Hidro.J./ esf. princ. M.	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5	
		Condiciones generales	Completamente secas	Húmedo	Mojado – húmedo	Goteanado	Esgurrimiento	
	ÍNDICE		15	10	7	4	0	

**TABLA 4. AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES**

RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
ÍNDICE	TÚNELES	0	-2	-5	-10	-12
	CIMENTACIONES	0	-2	-7	-10	-25
	TALUDES	0	-6	-25	-50	-60

**TABLA 5. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (PARA TÚNELES)**

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL						
AVANCE CON EL BUZAMIENTO		AVANCE CONTRA EL BUZAMIENTO		RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO
BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	
45°- 90°	20°- 45°	45° -90°	20°- 45°	45°- 90°	20°- 45°	0°- 20°
MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	REGULAR	REGULAR

**TABLA 6. TIPO DE MASA ROCOSA DE ACUERDO A SUS ÍNDICES**

ÍNDICE	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
TIPO	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE.

**TABLA 7. SIGNIFICADO DE LOS TIPOS DE MASA ROCOSA**

TIPO N°	I	II	III	IV	V
TIEMPO APROXIMADO DE AUTOSOORTE	LUZ = 15m 20 AÑOS	LUZ = 10m 1 MESES	LUZ = 5m 1 SEMANA	LUZ = 2.5m 10 HORAS	LUZ = 1m 30 MINUTOS
COHESION DE LA MASA ROCOSA	>400Kpa	300-400Kpa	200-300Kpa	100-200KPa	<100Kpa
ÁNGULO DE FRICCIÓN MASA ROCOSA	>45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	< 30°

**TABLA 8. RECOMENDACIONES PARA EXCAVACIONES Y REFUERZO EN TÚNELES DEL CSIR**

Forma: arco, ancho 10m, tensión vertical >25MPa.		REFUERZO		
CALIDAD DE LA MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA	SHOTCRETE	ARCOS DE ACERO
Muy buena Tipo I Índice: 81-100	Frente completo 3m de avance	Generalmente no se requiere refuerzo, excepto emperrado ocasional	NO	NO
Buena Tipo II Índice: 61-80	Frente completo Avance de 1.0-1.5 m.	Emperrado en techo, 3m de largo y espaciamiento 2.5m con malla ocasional	50 mm. En el techo	NO
Regular Tipo III Índice: 41-60	Media sección avance de 1.5 a 3.0m. Algunos esfuerzos después de cada voladura. Refuerzos completos a 10.0m del frente	Emperrado sistemático de 4 m de largo espaciamiento de 1.5 a 2.0m. en el techo y las paredes con malla.	50-100 mm. En el techo 30 mm en las paredes	NO
Roca mala tipo IV Índice: 21-40	Media sección y avance de 1 a 1.5 m. Instalación de refuerzos a 10 m del frente.	Emperrado sistemático de 4 a 5 m de largo y espaciamiento de 1 a 1.5 m en el techo y las paredes. Con malla	100-150 mm. En el techo y 100mm en las paredes.	Marco ligero Separado 1.5 m. Donde Hagan falta.
Roca muy mala Tipo V Índice: 20	Etapas múltiples. Avances de 0.5 a 1.5 m. en media de sección instalación de refuerzos conforme el avance. Shotcrete a la mayor brevedad después de la voladura.	Emperrado sistemático de 5 a 6 m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5 m. En el techo y en las paredes, con malla.	150-200 mm. en el techo, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Marcos medianos a pesados 0.75 m. de espaciamiento.

### 1.10.2 Índice de calidad de túnel (NGI)

Basándose en una gran cantidad de casos tipo de estabilidad en excavaciones subterráneas, Barton, Lien y Lunde del Norwegian Geotechnical Institute (NGI) (Instituto Geotécnico Noruego), propusieron un índice para determinar la calidad del macizo en túneles. El valor numérico de este índice Q se define por:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD = Es el índice de calidad de la roca de acuerdo al Dr. Donald Deere de U.S.A.

$J_r$  = Es el número de sistemas de fisuras (joint set number)

$J_n$  = Es el número de la rugosidad de las fisuras (joint roughness number).

$J_a$  = Es el número de la alteración de las fisuras (joint alteration number)

$J_w$  = Es el factor de reducción por agua en las fisuras (joint water reduction factor)

SRF = Es el factor de reducción por esfuerzos (stress reduction factor).

La definición de estos términos se entiende por sí solo, sobre todo si el valor numérico de cada uno se saca de la tabla 9.

Para explicar como llegaron a la ecuación para determinar el índice Q, Barton, Lien y Lunde ofrecen los comentarios siguientes:

“El primer cociente ( $RQD/J_r$ ), que representa la estructura del macizo es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques o de las partículas con dos valores extremos (100/0.5 y 10/20)

con un factor de diferencia de 400. Si se interpreta el cociente en unidades de centímetros, los tamaños de “particular” de 200 a 0.5cm. se puede apreciar como aproximaciones gruesas pero bastante realistas.

Probablemente los bloques más grandes tendrían varias veces este tamaño y los fragmentos chicos menos de la mitad (partículas de arcilla desde luego no se toman en cuenta).

El segundo cociente (  $J_r / J_a$  ) representa la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las fisuras o de los materiales de relleno. Este cociente se inclina a favor de diaclasas rugosas e interesadas que se encuentran en contacto directo. Se puede pensar que estas superficies están cerca de la resistencia óptima, que tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidas a esfuerzo cortante y que por lo tanto serán muy favorables a la estabilidad de un túnel.

Cuando las fisuras tienen recubrimientos y rellenos arcillosos delgados se reducen notablemente su resistencia. Sin embargo, el contacto de las paredes después de un ligero desplazamiento por el esfuerzo cortante puede ser muy importante y salvar la excavación de un colapso.

Donde no haya contacto de paredes, la situación para la estabilidad de un túnel se presenta de manera muy desfavorable.

Los “ángulos de fricción interna” que señala la tabla 9 están un poco por debajo de los valores de resistencia residual de la mayoría de las arcillas y es posible que hayan sido rebajados por la tendencia que tienen estos lentes de arcilla o rellenos de consolidarse durante el esfuerzo cortante. Y estos suceden por lo menos cuando los lentes se consolidan normalmente o

cuando hubo ablandamiento o expansiones de los mismos. También puede intervenir aquí el factor de la presión de expansión de la montmorillonita  $[(OH)_4Si_8Al_4O_{20}.nH_2O]$ .

El tercer cociente ( $J_w/SRF$ ) consiste en dos parámetros de fuerzas. SRF es un valor de: 1) la carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca empacada en arcilla; 2) los esfuerzos en una roca competente, y 3) las cargas compresivas en rocas plásticas incompetentes.

Se puede considerar como un parámetro total de esfuerzos. En cuanto al parámetro  $J_w$  se trata de una medición de la presión del agua que tiene un efecto negativo en la resistencia al esfuerzo cortante de las fisuras debido a la reducción en el esfuerzo efectivo normal.

El agua puede causar además, un ablandamiento de las arcillas e incluso posiblemente su lavado. Se demostró que es imposible combinar estos dos parámetros en términos de esfuerzos normales efectivos. Normal indica a veces condiciones menos estables que un valor bajo a pesar de tener una resistencia mayor al esfuerzo cortante. El cociente ( $J_w/SRF$ ) es un factor empírico complicado que describe las "fuerzas activas".

(Hoek, G. Brown, E.T. 1980, Pág. 36 a 44)

**TABLA 9. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (NGI)**

Descripción	Valor	Notas
1. Índice de calidad de roca A. Muy mala B. Mala  C. Regular D. Buena E. Excelente	RQD 0-25 25-50  50-75 75-90 90-100	1. Donde RQD se reporta 0 es medido como siendo < 1.10 (inclusive 0), se le otorga un valor nominal de 10 aplicable a Q. 2. Intervalo de 5 para RQD. o sea 100, 95, 90 etc. son suficientemente precisos.
2. Número de sistemas A. Masivo, sin o con pocas fisuras B. Un sistema de fisuras C. Un sistema de fisuras + una aislada D. Dos sistemas de fisuras E. Dos sistemas de fisuras + una aislada F. Tres sistemas de fisuras G. Tres sistemas de fisuras + una aislada H. Cuatro o más sistemas de fisuras, fisuración intensa etc. J. Roca triturada, terrenal	J <sub>n</sub> 0.5 - 1.0 2 3 4 6 9 12  15 20	1. Para cruces en túneles utilizar (3 x J <sub>n</sub> ) 2. Para portales utilizar (2 x J <sub>n</sub> )
3. Número de rugosidad de las fisuras a) Contacto en las paredes b) Contacto en las paredes ante de un cizalleo de 10 cm. A. Fisuras sin continuidad B. Rugosas o irregulares, corrugadas C. Suaves, corrugación suave. D. Reliz de falla, o superficie de fricción ondulación E. Rugosas o irregulares pero planas F. Lisas y Planas G. Reliz de falla o superficie de fricción plano.	J <sub>r</sub>  4 3 2  1.5 1.5 1.0  0.5	1. Añade 1.0 si el espaciamiento medio del sistema de juntas es mayor de 3 m. 2. J <sub>r</sub> = 0.5 se puede usar para fisuras de fricción planas y que tengan alineaciones con la condición de que estas estén orientadas para resistencia mínima.

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
c) Sin contacto de roca después de un cizalleo de 10 cm. H. Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes. J. Zona arenosa, de grava o roca triturada de espesor Suficiente Para impedir contacto de paredes.	 1.0 1.0	
4. Número de alteraciones de las juntas a) Contacto en las paredes de roca A. Relleno soldado, duro, Inablandable, impermeable. B. Paredes inalteradas, solo con manchas de superficie C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimientos de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla. D. Recubrimiento limosos o arenoso arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (inablandable) E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso y grafito etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1-2 mm de espesor o menos) b). Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10cm. F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla etc. G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5 mm de espesor) H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja (continuos < 5 mm de espesor) J. Rellenos de arcillas expansivas o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor) El valor $J_a$ depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso de agua. c). Sin contacto de las paredes después del cizalleo  K. Zonas o capas de roca y arcilla des.	$J_a$  0.75 1.0 (25°-35) 2.0 (25°-30°) 3.0 (20°-25°)  4.0 (8°-16°)  2.5 (25°-30°) 6.0(16°-24°) 8.0(8°-16°)  8.0 – 12(6°-12°)  6.0	$\phi_r$ (aprox)  1. Los valores de $\phi_r$ , el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si es que están presentes.

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
L. O triturada (véase G, H y J para M. Condiciones de arcilla N. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla (inablandables) Q. Zonas o capas gruesas P. De arcilla (véase G.H y J para rellenos R. Las condiciones de la arcilla	8.0-12.0(16°-24°) 8.0 5.0 10.0-13.0 13.0-20.0	(16°-24°)      (6°-24°)
5. Factor de reducción por agua en las fisuras. A. Excavación seca o poca infiltración o sea < 5 min localmente. B. Infiltración o presión medianas con lavado ocasional de los rellenos C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con juntas sin relleno. D. Gran infiltración a presión alta, lavado importante de los rellenos. E. Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras, disminuyendo con el tiempo. F. Infiltración presión excepcionalmente altas en todo momento	J <sub>w</sub> Presión Aprox Del agua (Kgf/cm <sup>2</sup> )  1.0 1.0  0.66 1.0-2.5  0.50 2.5-10.0  0.33 0.2-0.1 10 0.1-0.05 10	           1. Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Aumenta J <sub>w</sub> si se instalan drenes. 2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
6. Factor de reducción de esfuerzos a) Zonas de debilidad que intersecan y que pueden ser la causa de que el macizo se desestabilice cuando se construye el túnel. A. Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad). B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50m) C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m) D. Múltiples zonas de fracturas en roca competente, roca circundante suelta (cualquier profundidad) E. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), (profund. de la excavación < 50m)	SRF  10.0  5.0  2.5  7.5  5.0	           1. Redúzcanse estos valores SRF de 25.50% si las zonas de fracturas sólo interesan pero no cruzan la excavación. 2. Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisótropico (si se mide): cuando $5 \cdot \sigma_1 / \sigma_3 > 10$ , redúzcase $\sigma_c$ a $0.8 \sigma_c / \sigma_t$ a $0.8 \sigma_t$ cuando $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$ , redúzcase $\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0.6 \sigma_c$ y $0.6 \sigma_t$ donde $\sigma_c$ = fuerza compresiva no confinada y $\sigma_t$ = fuerza de tensión (carga de punta) y $\sigma_1$ y $\sigma_3$ son las fuerzas mayores y menores principales.

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
F. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), (profund. de la excavación >50m.)	2.5	
G. Fisuras abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	
b) Roca Competente problemas de esfuerzos. $\sigma_c$ $\sigma_t$ y $\sigma_1$		3. Hay pocos casos reportados donde el techo debajo de la superficie sea menor.
H. Esfuerzos bajo cerca de la superficie >200 >13	2.5	
J. Esfuerzo mediano	200-10 13-0.6	1.0 que el ancho del claro.
K. Esfuerzo grande estructura muy Cerrada (generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable) para la estabilidad de las tablas.		Se sugiere que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos (vea H)
L. Desprendido moderado de la roca (roca masiva)	10-5 0.66-0.33	0.5-2
M. Desprendido intenso de la roca(roca masiva)	5-2.5 0.33-0.16	5-10
c) Roca comprensiva flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de la roca.	<2.5 <0.16	10-20
N. Presiones comprensivas moderad.		
O. Presiones comprensivas altas		SRF
d).Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.		5-10
P. Presiones expansivas moderadas.		10-20
R. Presiones expansivas altas		5-10 10-20

## NOTAS COMPLEMENTARIAS PARA EL USO DE ESTAS TABLAS

Al estimar la calidad de roca (Q) se seguirán las siguientes instrucciones complementarias a las notas e indicaciones de las tablas:

1. Cuando no se dispone de núcleos de perforación, se podrá estimar la RQD por la cantidad de fisuras por unidad volumen, en la que la cantidad de diaclasas por metro de cada sistema de diaclasas se suman. Una simple relación podrá usarse para convertir esta cantidad en RQD para una roca sin arcilla:

$$\text{RQD} = 115 - 3.3J_v \text{ (aprox.) Donde } J_v = \text{cantidad total de fisuras por m}^3 \\ \text{(RQD} = 100 \text{ para } J_v < 4.5)$$

2. El parámetro  $J_n$  representa la cantidad de sistemas de fisuras estará afectado muchas veces por foliación, esquistosidad, crucero pizarroso o estratificación, etc. Cuando están muy evidentes estas fisuras paralelas deberán evidentemente considerarse como sistemas completos de fisuras. Sin embargo, si hay pocas fisuras visibles, o si no hay más que interrupciones ocasionales en él debido a estas características, será más correcto contarlos como "fisuras aisladas" cuando se evalúa  $J_n$
3. Los parámetros  $J_r$  y  $J_a$  (que representan el esfuerzo cortante) deben referirse al sistema de fisuras o a la discontinuidad con relleno de arcilla más débiles de la zona que se examina. Sin embargo, cuando un sistema de fisuras o una discontinuidad con un valor mínimo ( $J_r / J_a$ ) tiene una orientación favorable para la estabilidad, otro sistema o discontinuidad con una orientación menos favorable puede ser más sobresaliente, y su valor más grande de ( $J_r / J_a$ ) se usará al evaluar Q. De hecho, el valor de  $J_r / J_a$  relaciona a la superficie en forma tan comprometedora que puede llevar al novato al fracaso.

4. Cuando un macizo contiene arcilla, se aplicará el factor SRF para una roca que se puede soltar. En estos casos la resistencia de la roca inalterada es de poco interés. Sin embargo, cuando las fisuras son pocas y no hay arcilla, la resistencia de la roca inalterable puede ser el eslabón más débil y la estabilidad dependerá de la relación esfuerzo-roca / resistencia-roca. Un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico es desfavorable para la estabilidad y se toma en cuenta esto en forma aproximada en la nota 2 de la tabla para evaluar el factor de reducción por esfuerzos.
  
5. La resistencia a la compresión y a la tensión ( $\sigma_c$  y  $\sigma_t$ ) de la roca inalterada deberán evaluarse en un ambiente saturado si así corresponde a las condiciones in situ presentes o futuras, se hará una estimación muy conservadora de la resistencia para aquellas rocas que se alteran cuando se exponen a la humedad o a un ambiente saturado.

La calidad Q de roca para las excavaciones pueden considerarse como una función de solo 3 parámetros que son medidas aproximadas de:

1. El tamaño de los bloques (RQD/J<sub>n</sub>)
2. La resistencia al esfuerzo cortante entre bloques (J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>)
3. Los esfuerzos activos (J<sub>w</sub>/SRF)

(Hoeck, E. Brown, E.T. 1980, Pág. 42)

Para poder relacionar su índice de Calidad para Túneles Q con el comportamiento de una excavación subterránea y con las necesidades de sostenimiento de la misma. Barton, Lien y Lunde inventaron un elemento cuantitativo adicional que llamaron "La dimensión equivalente D<sub>e</sub>" de la excavación. Esta dimensión se obtiene al dividir el ancho, diámetro o altura de la excavación (m) por una cantidad llamada "relación de soporte de la excavación" (ESR)".

Luego:

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

La relación de soporte de la excavación ESR tiene que ver con el uso que se pretende dar a la excavación y hasta donde se le puede permitir cierto grado de inestabilidad. Barton da los siguientes valores supuestos para ESR:

	<b>TIPO DE EXCAVACIÓN</b>	<b>ESR</b>
A	Excavaciones mineras provisionales	3 – 5
B	Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa Civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones núcleo eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarriles, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.8

### **1.11. UTILIZACIÓN DE PROGRAMAS DE COMPUTADORAS (SOFTWARES)**

La información obtenida por el levantamiento de detalle geoestructural será registrada en un archivo de datos, para posteriormente ser procesada en una computadora PENTIUM III.

Para esta fase se utilizará Programas de Análisis de Mecánica de Rocas como las siguientes:

#### **DIPS**

Mediante un análisis estadístico se llegará clasificará las discontinuidades en “sets” o familias lo que permitirá determinar los plano principales de las familias (Se dispone en Internet: manual Dips, versión 2.2 – 2000, Pág. 1 a 105).

#### **UNWEDGE**

Mediante el cuál se analizará la estabilidad de las posibles cuñas en el contorno de la excavación, calculando un factor de seguridad en cada una. También se analizará el sostenimiento adecuado (Se dispone en Internet: manual UNWEDGE, versión 3.0 -2000, Pág. 1 a 45).

#### **EXAMINE**

Mediante el cuál se analizará los esfuerzos circundantes en el contorno de una excavación subterránea; así como el comportamiento simulado de los esfuerzos después de diseñar el sostenimiento adecuado. También nos ayudará al dimensionamiento de la labor minera en estudio, el cual esta basado en el modelo matemático de los elementos finitos (Se dispone en Internet: manual EXAMINE, versión 3.1-2000, Pág. 1 a 60).

## **CAPITULO II**

### **2. SISTEMA DE SEGURIDAD TOTAL**

La empresa viene desarrollando su propio sistema de Gestión y Seguridad, que tiene como fundamento:

- La seguridad basada en el comportamiento.
- Gestión integral de riesgo.
- Nuevo reglamento de seguridad e higiene minera D.S. D46-2001.

Este sistema de seguridad engloba una gestión con liderazgo integral relacionado a seguridad productiva, calidad y cuidado ambiental como un todo.

Se ha tomado como referencias aspectos de control de riesgos y otros sistemas adaptándolos a la realidad de Minera Corona, de acuerdo a la idiosincrasia, valores y creencias de los trabajadores (como base de la conducta), diagnóstico de seguridad realizado inicialmente, con el criterio de buscar la mejora sostenible de la cultura en seguridad.

Uno de los pilares fundamentales en la filosofía de la Sociedad Minera

Un adecuado control de los incidentes y un minucioso estudio de sus causas nos permite inferir cuales son los accidentes que tienen mayor probabilidad de ocurrir y como evitarlos.

El departamento de Seguridad y Manejo Ambiental de la unidad Morococha, posee un programa de educación en Seguridad y Prevención de Accidentes dirigido al personal nuevo que ingresa en mina, que consta de sesiones teóricas y prácticas, las teóricas dictadas en el Departamento de Capacitación.

La reinstrucción en seguridad se da a todos los trabajadores que son detectados realizando actos inseguros o subestándares.

Dentro de cada nivel de explotación se dictan charlas de Seguridad periódicamente a fin de mantener prevenido y alerta al personal. Dichas charlas son interactivas y se busca constantemente la participación y opinión del personal, brindándosele a éste muchas veces la oportunidad de ser el expositor en las charlas.

Asimismo, toda esta instrucción es reforzada mediante la elaboración de folletos, manuales y la colaboración de afiches y mensajes recordatorios en lugares estratégicos dentro y fuera de la mina.

La afirmación de buenos hábitos está basada en las iniciales I.D.A.

Identificar e interpretar bien los peligros

Decidir correctamente como eliminarlos

Actuar a tiempo controlando el peligro

## **2.1 LAS DIEZ REGLAS BASICAS DE SEGURIDAD**

Todo el personal que labora en la empresa conoce de memoria las diez reglas básicas de seguridad que son las siguientes:

1. Siga las instrucciones, si no sabe pregunte, no se arriesgue.
2. Corrija o comunique si comprueba que existen acciones o condiciones inseguros o subestándares.
3. Conserve el orden y limpieza.
4. Use las herramientas apropiadas para cada trabajo con la debida seguridad.
5. Ajuste o efectúe reparaciones en el equipo solo y cuando esté autorizado y capacitado.
6. Utilice el equipo protector establecido, vista ropa apropiada y manténgala en buenas condiciones.
7. No haga bromas ni chistes, evite distraer a los demás.
8. En el subsuelo :
  - Ventile bien su labor antes de ingresar.
  - Riegue, desate rocas sueltas y haga sostenimiento antes de ingresar.
  - Elimine tiros fallados, coloque vigías en todos los accesos.

- Utilice maquinarias con el mayor cuidado.
  - Evite caídas, use soga y correa de seguridad cuando trabaje en alturas.
9. Avise todo incidente o accidente por más leve que sea y tome acción correctiva inmediata para minimizar pérdidas.
10. Cuando levante peso, hágalo doblando las rodillas, solicite ayuda para cargas pesadas.

## **2.2. RIESGOS DE ACCIDENTES EN INTERIOR MINA**

En interior mina se desarrolla la prevención de varios tipos de accidentes, los cuales han producido y siguen produciendo el mayor número de casos fatales, motivo por el cual se les conoce como "LOS ASESINOS DEL MINEROS, según el principio de Pareto: pocos vitales y bastantes triviales, éstos son:

1. Caída de roca
2. Operación de equipos
3. Manejo de explosivos
4. Caída de personas
5. Gases de mina

### **2.2.1 Causas de accidentes**

Las 2 principales causas de accidentes en el interior de la mina han sido por manipuleo de materiales y desprendimiento de rocas. Este análisis fue obtenido a partir de los cuadros estadísticos obtenidos del Dpto. de Seguridad Minera de la mina, según el tipo de accidentes, según la lesión anatómica, según el origen y según la previsión.

Según el tipo de trabajo desprendimiento de caída de rocas representa 36% y el manipuleo de materiales representa el 44%.

Según la lesión anatómica la fractura representan un 72% y las contusiones y heridas representan un 12%.

Según el origen la condición subestandar representa el 100%.

Según la previsión los accidentes previsibles representan el 100%.

Estos porcentajes fueron obtenidos de los siguientes cuadros estadísticos:

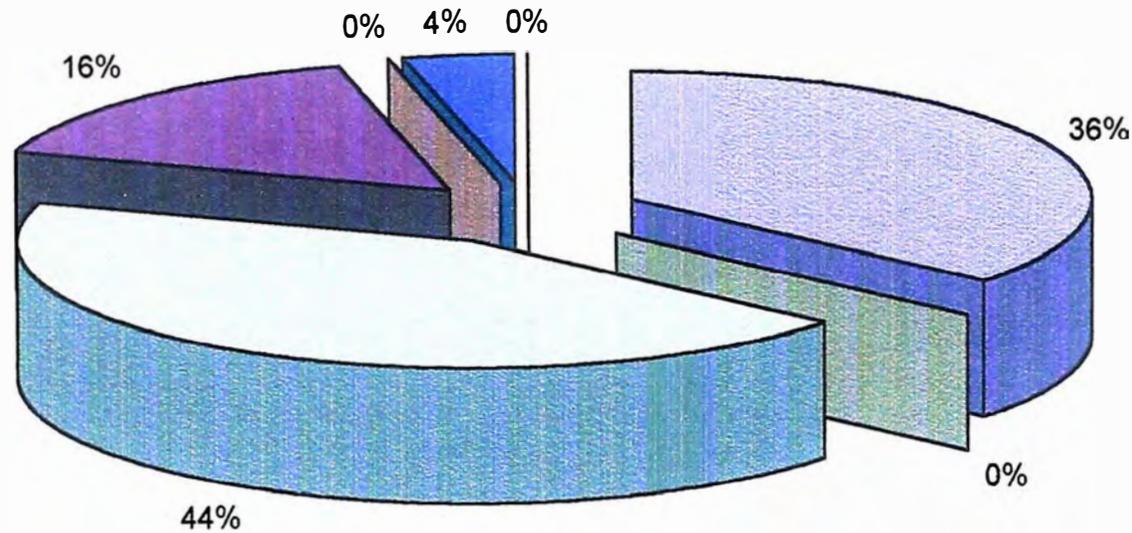
A. SEGÚN EL TIPO	MES DICIEMBRE 2002		ACUMULADO A DICIEMBRE DEL 2002	
	N°	%	N°	%
01. Desprendimiento de roca	2	100	9	36.00
02. Operación de carga y descarga	0	0	0	0.00
03. Acarreo y transporte	0	0	0	0.00
04. Manipuleo de materiales	0	0	11	44.00
05. Caída de personal	0	0	4	16.00
06. Operación de maquinarias	0	50	0	0.00
07. Perforación de maquinarias	0	0	1	4.00
08. Explosivos	0	0	0	0.00
09. Herramientas	0	0	0	0.00
10. Tránsito	0	0	0	0.00
11. Intoxicación-Asfixia-Absorción Radiac.	0	0	0	0.00
12. Energía eléctrica	0	0	0	0.00
13. Temperaturas externas	0	0	0	0.00
14. Succión y/o enterramiento p/ hundimiento de mineral	0	0	0	0.00
15. Derrumbe, deslizamiento, soplado mineral	0	0	0	0.00
16. Desatoro de chutes, tolvas y otros	0	0	0	0.00
17. Otros (especificado el tipo de accidente)	0	0	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>2</b>	<b>100</b>	<b>25</b>	<b>100.00</b>

B. SEGÚN LA LESION ANATÓMICA	MES DICIEMBRE 2002		ACUMULADO A DICIEMBRE DEL 2002	
	N°	%	N°	%
01. Contusiones	0	0	3	12.00
02. Heridas	0	0	3	12.00
03. Traumatismo encéfalo craneado (T.E.C)	0	0	0	0.00
04. Traumatismo múltiples	0	0	0	0.00
05. Quemaduras	0	0	0	0.00
06. Asfixia (por sofocación, compresión, enterramiento, ahogam.)	0	0	0	0.00
07. Mordeduras y picaduras	0	0	0	0.00
08. Fracturas	2	100	18	72.00
09. Infecciones	0	0	0	0.00
10. Lumbago	0	0	0	0.00
11. Hernia	0	0	0	0.00
12. Amputaciones	0	0	0	0.00
13. Intoxicaciones (por gases, metales, no metálicos)	0	0	0	0.00
14. Electrocuación	0	0	0	0.00
15. Cuerpos extraños	0	0	0	0.00
16. Otros	0	0	1	4.00
<b>TOTAL</b>	<b>2</b>	<b>100</b>	<b>25</b>	<b>100.00</b>

C. SEGÚN EL ORIGEN	MES DICIEMBRE DEL 2002		ACUMULADO A DICIEMBRE DEL 2002	
	N°	%	N°	%
01. Condición subestándar	0	0	0	0.00
02. Acto subestándar	2	100	25	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>2</b>	<b>100</b>	<b>25</b>	<b>100.00</b>

D. SEGÚN LA PREVISION	MES MARZO 2002		ACUMULADO A MARZO DEL 2002	
	N°	%	N°	%
01. Previsible	2	100	25	100.00
02. Imprevisible	0	0	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>2</b>	<b>100</b>	<b>25</b>	<b>100.00</b>

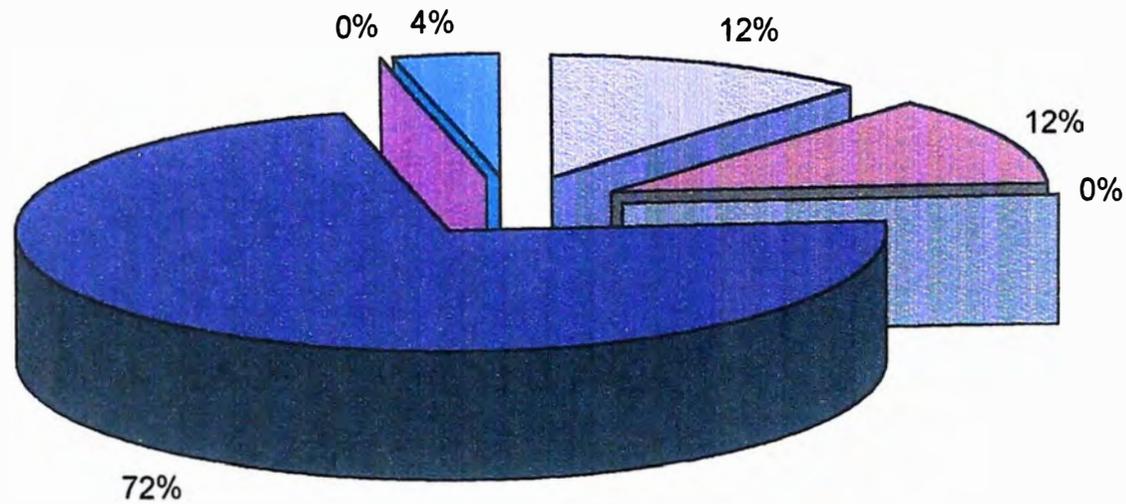
# CLASIFICACIÓN DE ACCIDENTES 2002



- Desprendimiento de roca
- Operación de carga y descarga
- Acarreo y transporte
- Manipuleo de materiales
- Caída de personal
- Operación de maquinarias
- Perforación de maquinarias
- Explosivos
- Herramientas
- Tránsito
- Intoxicación–Asfixia-Absorción Radiac.
- Energía eléctrica
- Temperaturas externas
- Succión y/o enterramiento p/ hundimiento de mineral
- Derrumbe, deslizamiento, soplado mineral
- Desatoro de chutes, tolvas y otros
- Otros (especificado el tipo de accidente)

# ACCIDENTES SEGUN LE

I CA



- Contusiones
- Heridas
- Traumatismo encéfalo craneado (T.E.C)
- Traumatismo múltiples
- Quemaduras
- Asfixia (por sofocación, compresión, enterramiento, ahogam.)
- Mordeduras y picaduras
- Fracturas
- Infecciones
- Lumbago
- Hernia
- Amputaciones
- Intoxicaciones (por gases, metales, no metálicos)
- Electrocución
- Cuerpos extraños
- Otros

## CUADRO COMPARATIVO – ESTADÍSTICA DE SEGURIDAD –2001-2002

MESES	Nº ACCIDENTES INCAPACITANTES		INDICES DE FRECUENCIA		INDICES DE SEVERIDAD		INDICES DE ACCIDENTABILIDAD	
	AÑO 2001	AÑO 2002	AÑO 2001	AÑO 2002	AÑO 2001	AÑO 2002	AÑO 2001	AÑO 2002
ENERO	3	2	15.53	10.17	87.99	259.26	1.37	2.64
FEBREO	1	3	5.07	14.90	441.00	437.11	2.24	6.51
MARZO	1	2	5.23	10.50	308.68	503.91	1.61	5.29
ABRIL	3	2	18.14	10.17	36769.86	462.51	667.01	4.70
MAYO	1	1	5.33	5.15	32147.63	540.92	171.35	2.79
JUNIO	2	3	10.69	14.43	144.36	577.15	1.54	8.33
JULIO	1	2	5.24	9.79	277.55	1105.96	1.45	10.83
AGOSTO	5	1	27.62	5.15	309.34	576.72	8.54	2.97
SETIEMBRE	3	4	16.54	19.99	523.61	659.68	8.66	13.19
OCTUBRE	6	2	31.95	10.20	772.02	953.86	24.67	9.73
NOVIEMBRE	1	1	5.15	4.94	1025.46	943.47	5.28	4.66
DICIEMBRE	1	2	5.35	10.45	1048.06	960.94	5.61	10.04
ACUMULA_ DO A DICIEMBRE	28	25	12.48	10.52	5815.71	671.73	72.58	7.07
VARIACION %		-10.71		- 15.71		-88.45		-90.26

Nº Accidentes x 1'000,000

Índice de Frecuencia (IF) =  $\frac{\text{Nº Accidentes} \times 1'000,000}{\text{Horas hombre trabajadas}}$

Nº Días perdidos x 1'000,000

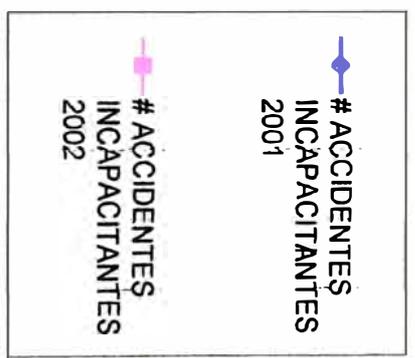
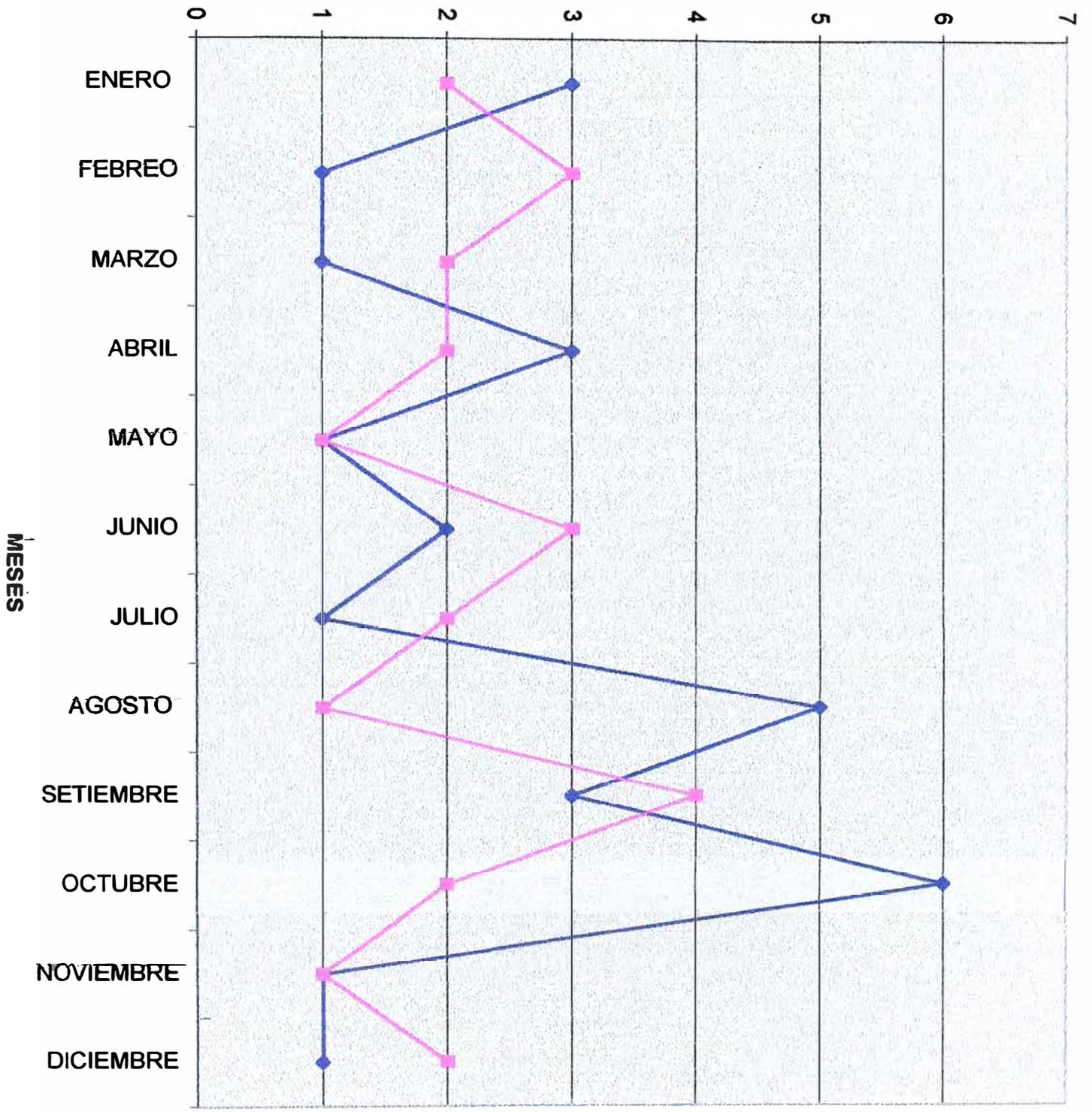
Índice de Severidad (IS) =  $\frac{\text{Nº Días perdidos} \times 1'000,000}{\text{Horas hombre trabajadas}}$

IF x IS

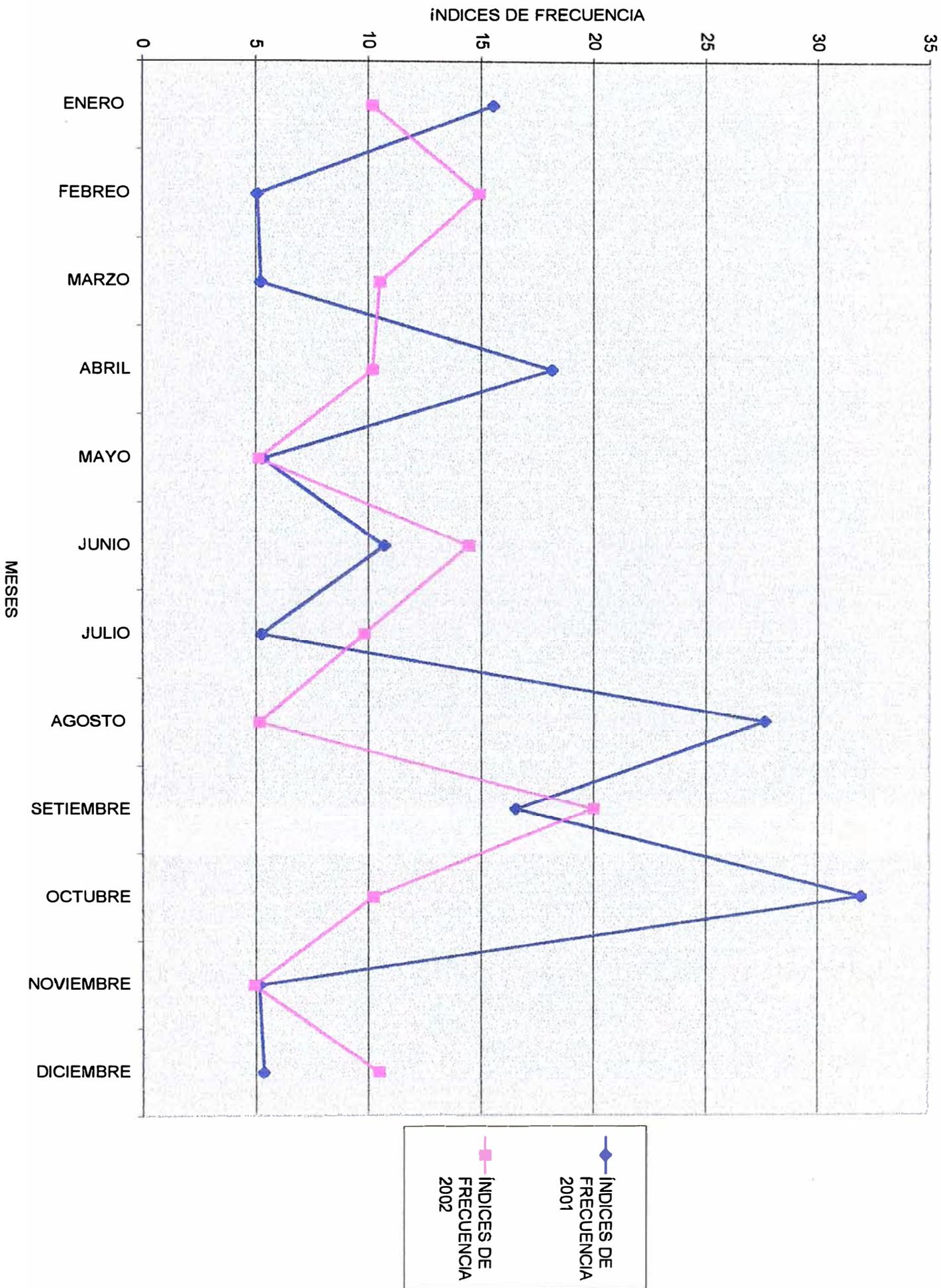
Índice de Accidentabilidad (IA) =  $\frac{\text{IF} \times \text{IS}}{1000}$

# Nº DE ACCIDENTES INCAPACITANTES

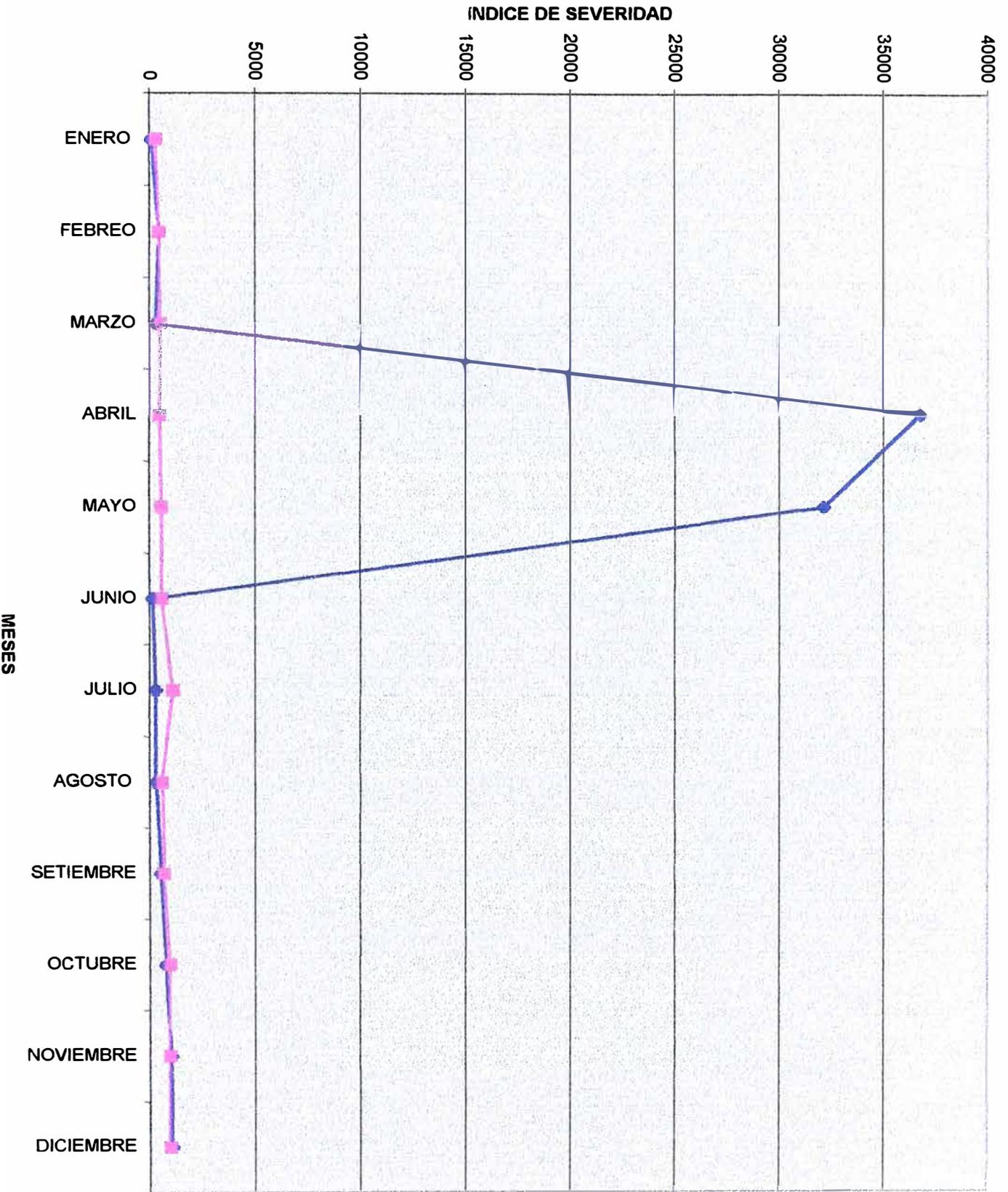
ACCIDENTES INCAPACITANTES 2001-2002



INDICES DE FRECUENCIA 2001-2002

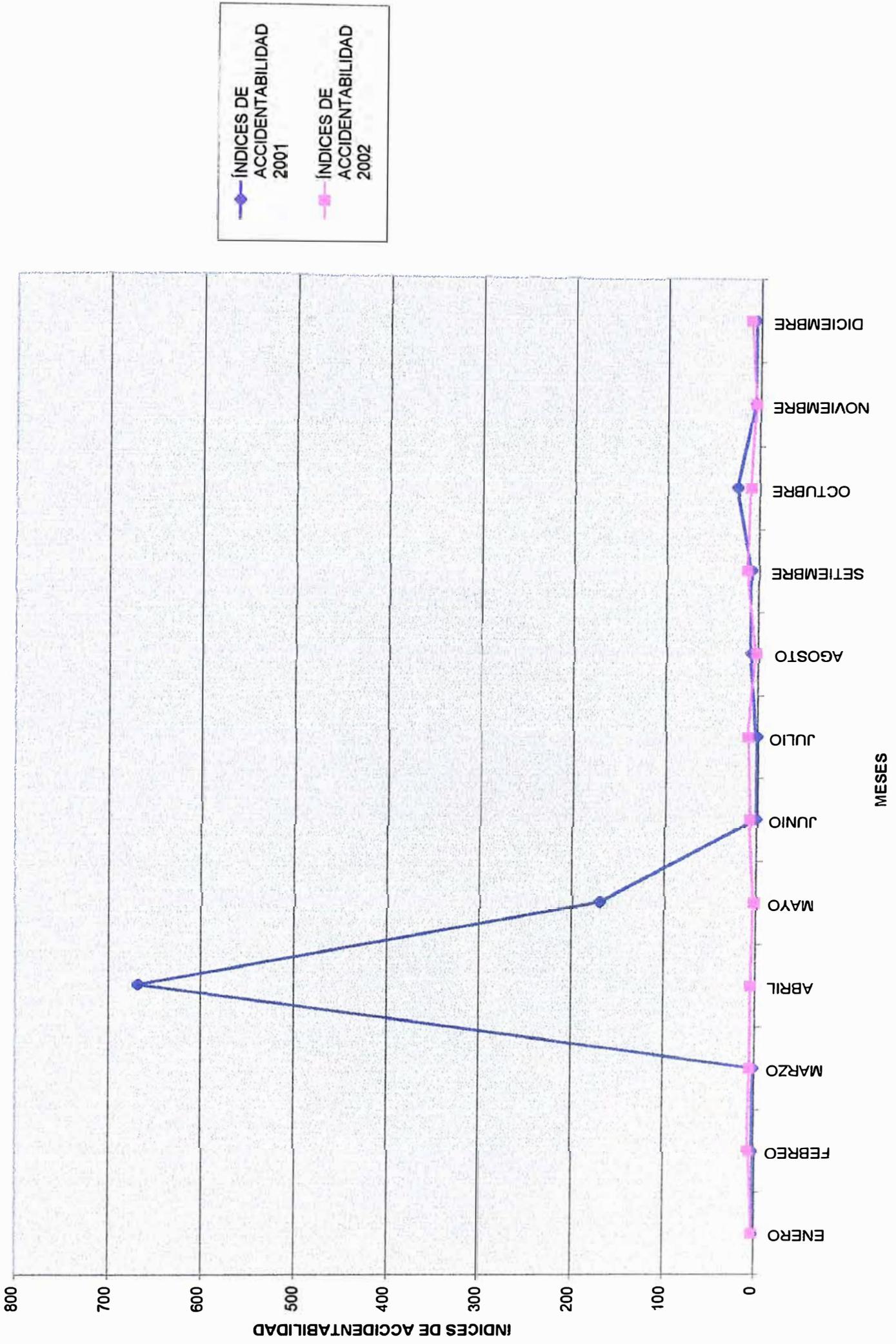


# ÍNDICES DE SEVERIDAD 2001-2002

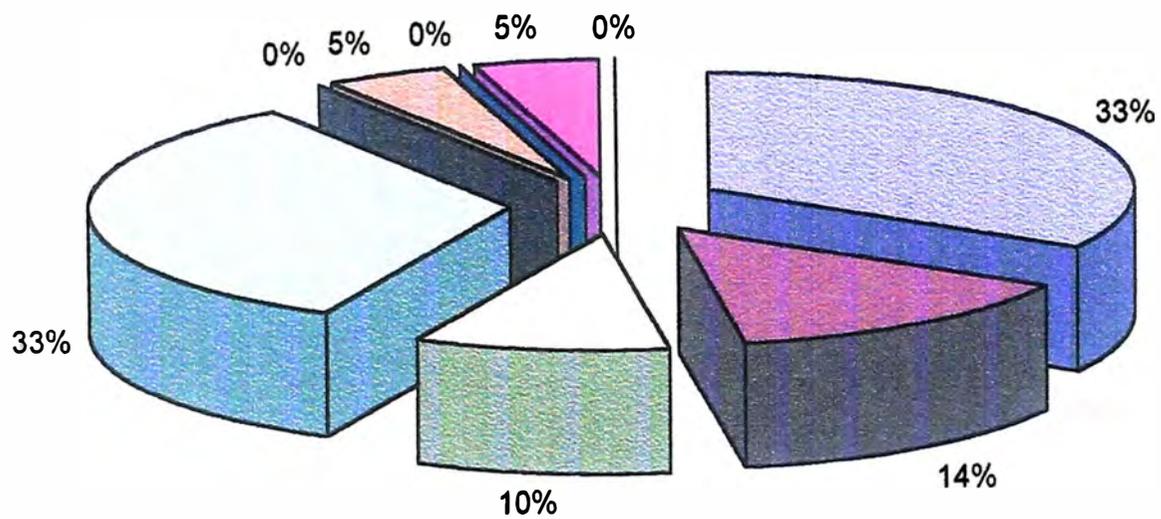


—◆— ÍNDICES DE SEVERIDAD 2001  
—■— ÍNDICES DE SEVERIDAD 2002

# ÍNDICES DE ACCIDENTABILIDAD 2001-2001



# ACCIDENTES FATALES MÍNERIA DEL PERÚ AL 11/04/2003



- 1 DESPRENDIMIENTO DE ROCA
- 2 CAIDA DE PERSONAS
- 3 EXPLOSIONES
- 4 TRANSITO
- 5 OPERACIONES DE CARGA Y DESCARGA
- 6 OPERACIONES DE MAQUINAS
- 7 DESLIZAMIENTO
- 8 ACARREO Y TRANSPORTE
- 9 HERRAMIENTAS
- 10 ASFIXIA E INTOXICACION
- 11 OTROS (SUCCION, SKIP)
- 12 ENERGIA ELECTRICA
- 13 MANIPULEO DE MATERIALES

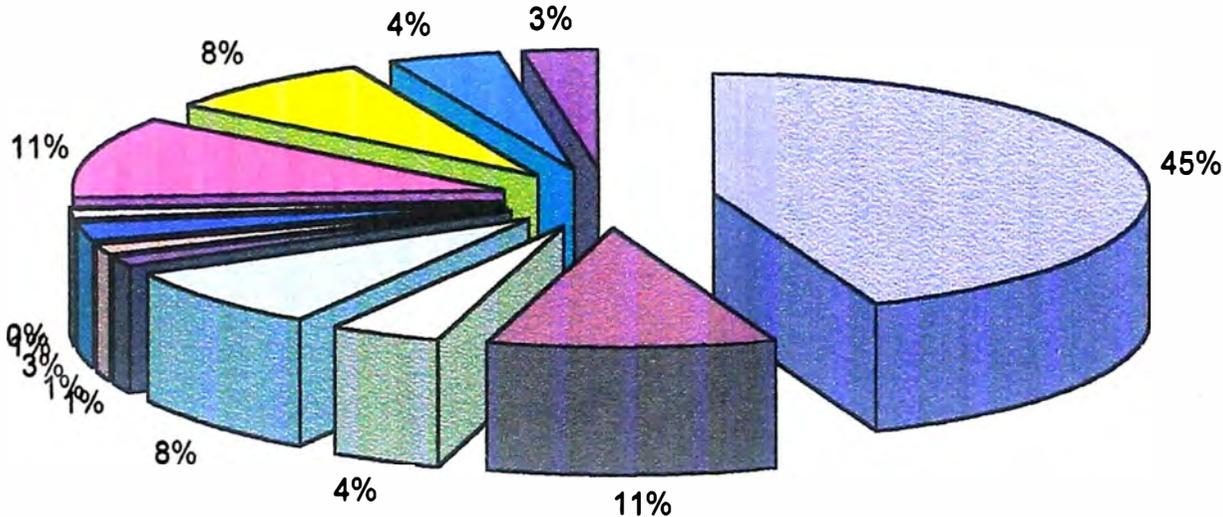
## 2.2.2 Prevención de accidentes por caída de roca

El trabajo en minas subterráneas es una de las actividades más riesgosas, debido a las condiciones adversas que hay dentro del subsuelo. Las estadísticas nos muestran que la caída de roca representa a nivel nacional el 44% de los accidentes de un total de 73 fatales ocurridos el año 2002 según fuente de la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas, por lo que consideramos importante revisar nuestros procedimientos de trabajo a fin de revertir ésta tendencia creciente. Se adjunta tabla estadística de accidentes fatales:

### ACCIDENTES FATALES MINERÍA 2002

Nº	TIPO	CANTIDAD	PORCENTAJE
1	DESPRENDIMIENTO DE ROCA	32	44%
2	CAIDA DE PERSONAS	8	11%
3	EXPLOSIONES	3	4%
4	TRANSITO	6	8%
5	OPERACIONES DE CARGA Y DESCARGA	2	3%
6	OPERACIONES DE MAQUINAS	1	1%
7	DESLIZAMIENTO	2	3%
8	ACARREO Y TRANSPORTE	1	1%
9	HERRAMINETAS	0	0%
10	ASFIXIA E INTOXICACION POR GAS	8	11%
11	OTROS	5	7%
12	ENERGÍA ELÉCTRICA	3	4%
13	MANIPULEO DE MATERIALES	2	3%
	<b>TOTAL</b>	<b>73</b>	<b>100%</b>

ACCIDENTES FATALES MINERÍA DEL PERÚ 2002



- DESPRENDIMIENTO DE ROCA
- CAIDA DE PERSONAS
- EXPLOSIONES
- TRANSITO
- OPERACIONES DE CARGA Y DESCARGA
- OPERACIONES DE MAQUINAS
- DESLIZAMIENTO
- ACARREO Y TRANSPORTE
- HERRAMIENTAS
- ASFIXIA E INTOXICACION
- OTROS (SUCCION, SKIP)
- ENERGIA ELECTRICA
- MANIPULEO DE MATERIALES

### **2.2.2.1 Causas de los accidentes por caída de roca**

Entre las muchas causas de este tipo de accidentes, podemos enumerar algunas de las más comunes:

- La falta de inspección o inspección deficiente de las condiciones del techo y las "cajas", lo que no permite detectar a tiempo las rocas sueltas.
- Deficiente supervisión para controlar este tipo de riesgos.
- Falta de barretillas y/o falta de instrucciones para un "desatado" correcto de las rocas sueltas.
- Iluminación deficiente. Lámparas eléctricas con luz opaca que no permiten ver bien las condiciones del techo debajo del cual se trabaja: debido a la descarga prematura de su batería.
- Métodos de trabajos inapropiados. (No aplicación de la voladura controlada).
- Falta de sostenimiento o sostenimiento deficiente de las rocas fracturadas, sueltas o alteradas; falta de lo que llamamos sostenimiento provisional.
- Tiempo muy prolongado, para el tipo de roca, en que se deja un espacio abierto sin el soporte o relleno necesario que ocasiona su inestabilidad, según el tipo de roca.
- Incumplimiento o subestimación de las reglas de seguridad establecidas

### **2.2.2.2 Medios de prevención**

Conocidas las causas, siempre es posible encontrar los medios de prevención, cuyo éxito dependerá de la activa participación de todos los integrantes del grupo humano de la sección mina del que se trata.

Las principales recomendaciones de seguridad para todos ellos son:

- Inspeccionar detalladamente de acuerdo al Desarrollo Sistemático de Inspección "VEPA" todo el lugar.
- Practicar diariamente la primera regla básica que dice textualmente "Antes de empezar sus labores cotidianas en un frente compruebe la ventilación y revise si hay tiros cortados, luego riegue y DESATE".

- Los trabajos deben ser planificados con suficiente anticipación y coordinados en todas sus líneas de dirección. Los tajeos durante los diferentes pasos operativos, deben mantenerse dentro de sus parámetros: ancho, altura, sostenimiento, relleno, control de las cajas, etc.
- Apoyo permanente del personal de geología para la identificación de fracturas, sistemas de fallas, contactos, diques etc. que pudieran ocasionar derrumbes sorpresivos.
- Participación decidida de la Supervisión en la práctica diaria del desatado de “rocas sueltas”, dotando de las herramientas necesarias y exigiendo el cumplimiento de los estándares establecidos referente a la seguridad en tajeos y desarrollos de galerías, chimeneas, rampas y piques.

### **2.2.2.3 Inspección del terreno y desatado de roca**

Una de las operaciones más importantes en la prevención de desprendimientos de roca es su **INSPECCIÓN Y DESATADO**.

La inspección consiste en detectar, usando una barretilla y los sentidos de la vista y el oído, si hay rocas sueltas en el techo que puedan desprenderse y caer en cualquier momento durante las horas de trabajo.

Para la inspección visual es necesario tener buena luz, por tanto la lámpara minera de batería debe estar en óptimas condiciones para ver las rajaduras o fisuras que puedan existir en el terreno fracturado por la voladura.

La inspección con el oído se hace comprobando la cualidad del sonido al golpear el terreno con la puntas de la barretilla, las rocas duras o tenaces y sin grietas tendrán un sonido claro y alto (sonido de campana), las rocas agrietadas por rotura o abertura en sus planos de estratificación tendrán un sonido sordo y apagado “hueco” (sonido de cajón), debido a que la vibración de las ondas sonoras son alteradas

al pasar los espacios vacíos con aire entre las fisuras y rajaduras del terreno.

Si la masa rocosa es gruesa o muy grande, podría ocurrir que las ondas de sonido no lleguen a las grietas por estar relativamente distantes, haciendo aparecer como roca compacta y techo seguro a la prueba del sonido. Esta es una de las razones por las que nunca hay que confiarse en una sola prueba.

Además las condiciones del terreno varían de una mina u otra, y aún en una misma mina de una sección a otra; la inspección entonces debe ser minuciosa y para ser completa recurrir a la experiencia y el análisis de casos ocurridos y el origen de éstos, entre los cuales podemos citar los siguientes:

- Por la calidad de la perforación y voladura el techo puede quedar con gran cantidad de rocas sueltas ó una bóveda irregular con “planchones colgantes” riesgosos.
- Por la misma condición geológica del área donde se puede encontrar planos de estratificación con superficies de debilidad, fallas que contienen brecha y material arcilloso que deja resbalar la roca suelta.
- Filtración de agua a través de las fracturas, la que ablanda la arcilla contenida en ellos.
- Presiones en el techo o costados causados por derrumbes en áreas vecinas ya explotadas.
- Espacios abiertos demasiados grandes sin soporte ni relleno permitiendo que las rocas se resquebrajen y debiliten ostensiblemente.
- Tiempo considerablemente prolongado en que se deja el espacio abierto sin soporte o sin relleno. Este aspecto es importante tener en cuenta porque el proceso de intemperismo y las tensiones que actúan sobre las superficies abiertas son constantes y hacen variar su estabilidad de un instante a otro.

#### **2.2.2.4 Procedimiento para el desatado de roca**

El desatado de roca es otra operación fundamental y obligatoria para todos los trabajadores de mina subterránea, y consiste en hacer caer con la barretilla todas las piezas de roca suelta que se ha encontrado durante la inspección; por lo que las operaciones de “Inspección del terreno” y “Desatado de roca” son dos actividades que deben hacerse simultáneamente.

El procedimiento es el siguiente:

-Usar una barretilla de tamaño y peso requerido, con protección para las manos. En tajeos de techo alto se usarán barretillas largas de 8' a 10' hechos de material de aluminio, acero o fibra, y en los lugares estrechos barretillas cortas de 5 a 6 pies.

En tajeos con áreas de sección grande y de 5 a 6 metros de altura debido al uso de equipos mecanizados grandes, se ha establecido el uso de equipos con plumas y barretillas hidráulicas ó rompedores de roca operadas a control remoto.

- Despejar la zona de materiales y escombros; ordenar los equipos y herramientas en su lugar para tener un escape libre de obstáculos en caso de un derrumbe sorpresivo.

- Empezar el “desatado” desde el área protegida por un sostenimiento firme o con techo y costado previamente revisados.

- Hacer el “desatado” cuantas veces sea necesario durante el turno, porque las condiciones del terreno varían en forma constante.

En la foto adjunta se visualiza el procedimiento de desatado de roca en una labor de exploración de la Mina Manuelita.



## **CAPÍTULO III**

### **3.- APLICACIÓN EN LA MINA MANUELITA - MOROCOCHA**

#### **3.1. UBICACIÓN Y ACCESO**

La mina Manuelita está ubicada en el distrito de Morococha, Provincia de Yauli, departamento de Junín.

Desde la ciudad de Lima es accesible por la carretera central, a 143 Km de distancia.

La altitud de la mina Manuelita es de 4500 msnm.

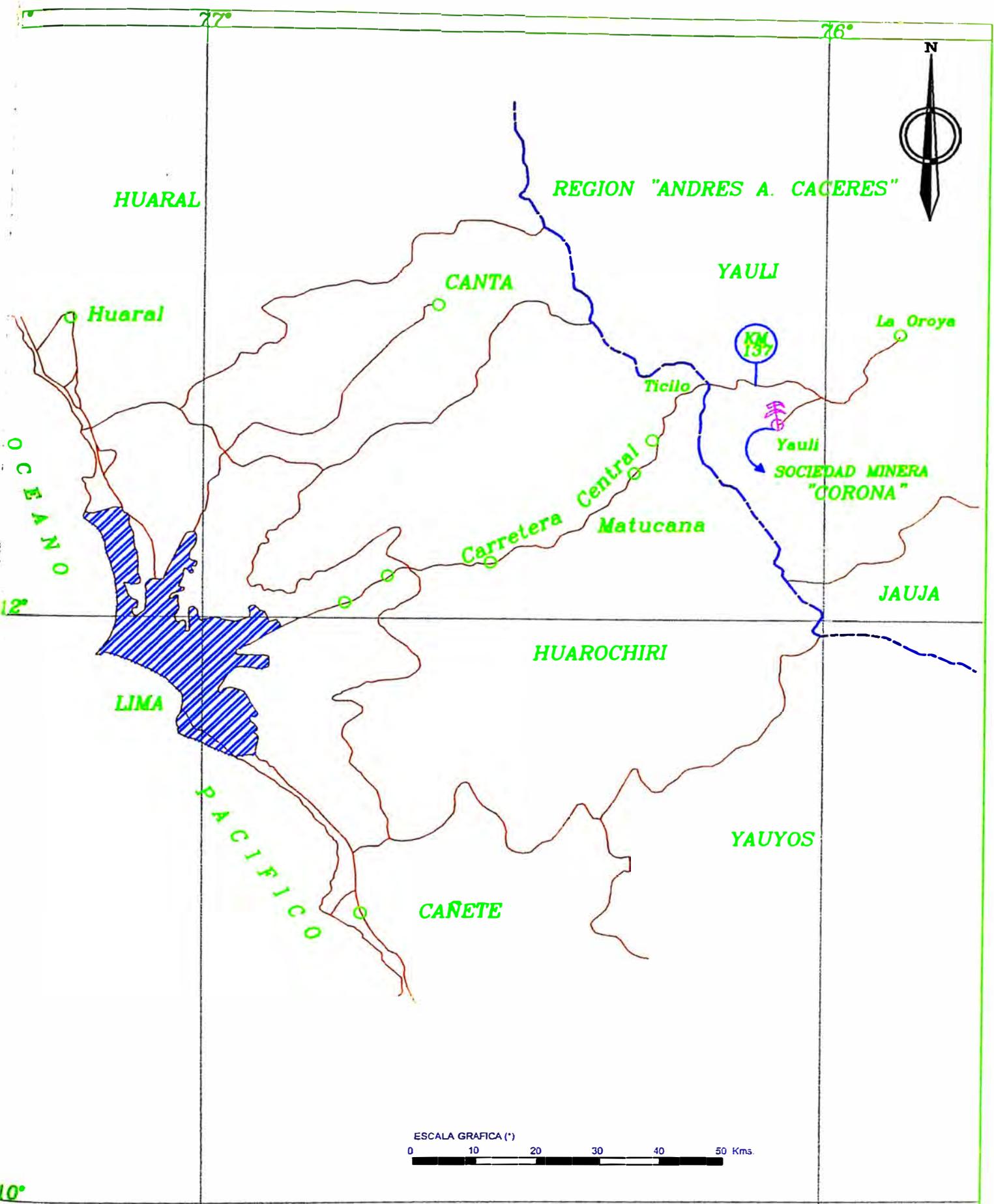
Se adjunta Plano N° 1 de ubicación de la mina

#### **3.2. GEOLOGÍA LOCAL**

En la zona Manuelita, todas las vetas están emplazadas en los Volcánicos Catalina del Pérmico mantos en calizas Pucará del Jurásico-Triásico que han dado lugar a vetas bien definidas y persistentes considerando el afloramiento promedio de los volcánicos Catalina, a 4700 msnm., el espesor de los Volcánicos Catalina es de 760 mts., a unos 3960 msnm de cota, debe cambiar la litología, hacia cotas inferiores.

La geología del distrito minero Morococha es compleja, las rocas más antiguas son macizos tufáceos, derrames lávicos y aglomerados de dacitas y andesitas correspondientes a los Volcánicos Catalina del Permico Superior, formando el núcleo del anticlinal de Morococha.

La estructura dominante es un anticlinal simétrico de rumbo N 30° 0, cuyo núcleo está formado por los Volcánicos Catalina; en ambos flancos del anticlinal existen fallas inversas que siguen la dirección de las capas, las numerosas fallas de tensión que se disponen en forma perpendicular al eje del anticlinal constituyen mayormente las estructuras mineralizadas.



<b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA</b> <b>FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA</b> <b>SECCIÓN DE POSTGRADO</b>	
<b>PLANO DE UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD</b> <b>MINAS MANUELITA Y CODFCIADA</b>	
DIBUJO POR:	JOSE A. CORMANYA M.
ESCALA:	GRAFICA (*)
PLANO Nº:	<b>01</b>

### **3.3. GEOLOGÍA REGIONAL**

La zona donde ocurren depósitos continentales correspondientes al Pérmico Superior que toma el nombre del Grupo Mitu; así como de una de las calizas, dolomitas y derrames volcánicos correspondientes al Triásico Superior conocido con el nombre de grupo Pucará.

Asociados a las rocas volcánicas, existen sistemas de fracturas paralelas, parcialmente mineralizadas que constituyen los yacimientos que explotan y desarrollan la compañía.

### **3.4. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN**

Estructuralmente la mineralización ha sido controlada por fracturas de tensión y fallas pre-mineralizadas, contactos entre diferentes tipos de rocas y brechas pre-mineralizadas.

En lo que se refiere a la roca encajonante, mientras la caliza es epidotizada o marmolizada, las estructuras se ramifican llegando a desaparecer, pero cuando la caliza es solidificada la estructura persiste en potencia y mineralización.

El control litológico es factor importante, pues la distribución de mineral ha sido controlada por la litología; así tenemos que en los Volcánicos Catalina, se han formado vetas bien definidas y persistentes tanto en longitud y profundidad. En horizontes calcáreos se han formado cuerpos y mantos mineralizados.

### **3.5 MINERALIZACIÓN**

- Los minerales primarios económicos más importantes son:

Esfalerita

Galena

Tetrahedrita

Calcopirita

- La ganga está formada por:

Pirita

Cuarzo

Rodocrosita

Calcita

### **3.6 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.**

La estructura regional más importante es el anticlinal Yauli parte del Nor Oeste del domo de Yauli con su extensión promedio de 30 Km. desde San Cristóbal hasta Morococha con un rumbo general N35°O. Las rocas del grupo Pucará están ligeramente plegados, fallados y meteorizados.

En el distrito de Morococha la estructura dominante es el anticlinal Morococha que forma la parte Nor Oeste del domo de Yauli. El anticlinal es asimétrico cuyo núcleo lo forman los volcánicos Catalina. El eje del anticlinal tiene un rumbo N30°O en la parte sur y N30°O en la parte Norte, a principios del Terciario fue fuerzas compresivas en dirección E-O que arquearon las rocas sedimentarias, formando el anticlinal, dichas fuerzas fueron mitigadas con la formación de dos fallas inversas, la falla Toldo-Potosí en el flanco Este y la falla Gertrudis en el flanco Oeste, posteriormente pero siempre en relación directa con la fuerza de compresión se forma la falla de cizallas de dirección NE-SO y NO-SE, más tarde como consecuencia del arqueamiento del eje del anticlinal se forma las fracturas de tensión con dirección E-O.

### 3.7 RESERVAS

Los resultados de la cubicación 2002, en la unidad Morococha de la Sociedad Minera Corona nos muestran la siguiente estimación de reservas al 31 de Diciembre de 2001.

#### POR SU CERTEZA

Certeza	TMS	a.v	a.m	Ag	Pb	Cu	Zn	US /TMS
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	
Probado	893 644	1.40	1.69	8.97	2.09	0.43	4.82	52.19
Probable	98 026	1.38	1.67	7.65	2.56	0.29	5.79	51.46
Total al 31.12.01	991 670	1.40	1.69	8.84	2.14	0.42	4.91	52.12
Total al 31.12.00	1 013204	1.55	1.83	8.77	2.02	0.39	4.95	56.57

#### POR ZONAS

Zonas	TMS	a.v	a.m	Ag	Pb	Cu	Zn	US /TMS
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	
San Florencio	26.738	0.85	1.15	7.52	3.28	0.18	5.98	54.04
Yacumina	90.203	1.16	1.47	12.98	1.46	0.16	2.4	59.06
Manuelita	566.612	0.91	1.19	8.32	2.15	0.52	5.04	51.08
Codiciada	308.117	2.42	2.72	8.68	2.19	0.31	5.31	51.83
Total al 31.12.01	991.670	1.4	1.69	8.84	2.14	0.42	4.91	52.12
Total al 31.12.00	1 013204	1.55	1.83	8.77	2.02	0.39	4.95	56.57

## POR SU ACCESIBILIDAD

Accesibilidad	TMS	a.v	a.m	Ag	Pb	Cu	Zn	US /TMS
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	
Accesible	627 492	1.27	1.55	9.52	1.92	0.47	4.53	52.8
Parc.Accesible	94 612	2.63	2.93	8.19	1.84	0.41	4.01	47.35
Inaccesible	269 566	1.27	1.56	7.47	2.74	0.29	6.12	52.22
Total al 31.12.01	991 670	1.4	1.69	8.84	2.14	0.42	4.91	52.12
Total al 31.12.00	1 013204	1.55	1.83	8.77	2.02	0.39	4.95	56.57

## TOTAL DE RESERVAS

Si consideramos en forma conjunta el mineral roto con el mineral almacenado en mina, tenemos los siguientes resultados

Mineral	TMS	Ag	Pb	Cu	Zn	US /TMS
		Oz/TC	%	%	%	
Reservas ubicadas in situ al 31.12.01	991 670	8.82	2.14	0.42	4.91	52.12
Mineral roto almacenado en mina al 31.12.01	40 660	7.77	1.76	0.68	3.54	44.95
Total 2002	1 032330	8.8	2.13	0.43	4.86	51.45
Total 2001	1 058064	8.72	2.01	0.4	4.94	54.21
Reservas accesibles in situ al 31.12.01	627 492	9.52	1.92	0.47	4.53	52.8
Mineral roto almacenado en mina al 31.12.01	40 660	7.77	1.76	0.68	3.54	44.95
Total 2002	668 152	9.41	1.91	0.48	4.47	51.86
Total 2001	631 620	8.9	2.13	0.42	5	55.4

## RADIO DE CUBICACIÓN

Del cuadro de análisis de cubicación se tomaron los siguientes datos :

Reservas al 31.12.01	= 991,670 TMS ó
Reservas al 31.12.00	= 1'013,240 TMS
Diferencia	= - 21,534 TMS
Rotura blocks económicos 2001	= 265,343 TMS
Ganancia neta	= 263,809 TMS

Ratio de Cubicación = 263,809 TMS/10,320 m  
 (ganancia neta de reservas /avance  
 en explotaciones y desarrollo = 26 TMS/m

### 3.8 SISTEMA DE MINADO

Los sistemas de minado que se aplican el la mina Manuelita son:

- Corte y relleno convencional
- Corte y relleno hidráulico
- Shirinkage estático
- Shirinkage dinámico

#### Ritmo de Trabajo

2 guardias/día

1ra. guardia de 6:00am.-2:00pm.

2da. Guardia de 7:00pm.-3:00am.

Sistema de ventilación natural y forzada

Sostenimiento el 80 % con enmaderado, el 15 % con pernos de anclaje, “split set” y “SHOTCRETE”.

Capacidad de producción de la mina es de = 34,072 TMS/MES

Ley de cabeza : Zn = 5 %, Ag = 8.5 onz/TC, Cu = 0.40 %

Productos de la Planta de beneficio:

Concentrado Pb-Ag, Cu-Ag, Zn

Capacidad de Producción de la Planta es de 9,000 TMS/MES  
 (Concentrado)

#### 3.8.1 Producción explotación, exploración y desarrollo de Minas

##### Producción

En el mes de Enero del año 2002 se obtuvo una producción total de 34,072.887 TMS (36,013.210 TMH) con las siguientes leyes:

Con castigo	Sin castigo	
8.95	8.95	Oz/TC Ag
2.06	2.29	% Pb
0.38	0.38	% Cu
4.45	4.94	% Zn

De la producción obtenida el 18% (6,320.230 TMS) es aporte de los avances.

Los aportes por unidades fueron:

Manuelita: 22, 529.711 TMS (23,683.620 TMH)

Codiciada: 8, 509.611 TMS (9,014.790 TMH)

Churruca: 3, 033.565 TMS(3,314.800 TMH)

Nota: TMS = Tonelada métrica seca

TMH = Tonelada métrica húmeda.

### **3.8.2 Evaluación de tajeo tipo shrinkage dinamico**

A continuación, los resultado en eficiencias obtenidos en el tajo 480 de la veta Don Pedrito, correspondiente al nivel 450 de la unidad Minera Manuelita.

#### **Tajo 480 :**

Resultados del 21.01.02 (guardia diurna)

La roca de la veta Don Pedrito se caracteriza por ser muy dura.

Ancho de veta =0.4 m (promedio)

Ancho de minado = 0.9 m

Tipo de malla: rectangular

Burden = 0.3 m

Espaciamiento = 0.4 m

Tipo de barrenos: integrales de 2, 4 y 6 pies

Número de taladros: 24

Área de la sección cortada: 0.8 m x 7 m

Distribución de carga : 7 cartuchos por taladro (1 cebo de 80% y 6 cartuchos de 65 %)

Volumen roto:  $0.8\text{m} \times 7.0\text{ m} \times 6\text{ft} \times 0.348\text{ m/ft} = 11.6928\text{ m}^3$

Densidad (D) =  $3.0\text{ TM/m}^3$

Tonelaje:  $11.6928\text{ m}^3 \times 3\text{ TM/m}^3 = 35.08\text{ TM}$

Calculamos el peso de un cartucho de dinamita Semexa de 25 x 180

Peso neto de la caja 25 Kg. =  
Número de cartuchos / caja  
Peso (Kg. / cartucho) = 25kg / 228 cartuchos = 0.1096 Kg

**Cálculo del factor de carga:**

Número de cartuchos empleados = 7 cart. /tald. x 24 tald. = 168 cart.  
Cantidad de explosivo = 168 cart. x 0.109 kg. /cart. = 18.413 kg.  
Factor de carga = 18.413 kg. explosivo / 35.08 TM = 0.525 Kg. / TM

**Eficiencia:**

Como en cada guardia se realiza un disparo, es decir en cada guardia se da un ciclo de minado.

Tonelaje roto/guardia = 35.08 TM

Tareas/guardia = 2 ( maestro + ayudante )

Ef = tonelaje/tarea = 35.08 TM/2 tareas = 17.54 TM/tarea

Hay veces en que las tolvas se campanean y se demora como 8 guardias en descampear, además de una guardia en disparar; como solo estuvieron en la labor el maestro y su ayudante, la siguiente eficiencia para este caso es:

Número de guardias/ciclo de minado = 9

Número de tareas/ciclo de minado = 9 x 2 = 18 tareas

Eficiencia = 35.08 TM/18 tareas = 1.9488 TM/tarea

**Velocidad de perforación del barreno**

Longitud de avance = 2 pies

Tiempo promedio = 2 min 45 seg. = 2.75 min

Velocidad de perforación = 2 pies/2.75 min = 0.723 pies/min

**Utilización del tiempo**

Tiempo nominal = 8 hrs

Tiempo muerto = 3.4 hrs

Tiempo efectivo = 4.6 hrs

% utilización = (4.6 hrs. / 8 hrs.)100 = 57.5

### **3.8.3 Evaluación de tajeo tipo y relleno**

En el Tadeo 12 de la veta 11 correspondiente al nivel 385 de la Unidad Manuelita

Ancho de veta = 4 m

Modo de ignición : fanel + pentacord

Tipo de malla: cuadrada

Burden = espaciamiento = 0.7 m

Barrenos empleados: 2, 5 y 8 pies

Número de taladros : 215

Área de de la sección cortada: 4.3 m x 8 pies x 43m = 184.9 m<sup>2</sup>

Distribución de carga : 10 cartuchos por taladro (1 cebo de 80% y 9 cartuchos de 65%)

Volumen roto: 184.9 m<sup>2</sup> x 8 pies x 0.3048 m/pie = 450.86m<sup>3</sup>

Tonelaje = 450.86m<sup>3</sup> x 3.0TM/m<sup>3</sup> = 1,352.8 TM

Cantidad de explosivo = 10 cart. /taladro x 215taladros x 0.1096kg/taladro = 235.64 Kg. explosivo

Factor de carga = 0.1741 kg explosivo/TM

Velocidad de perforación: 1.20 pies/minuto

% utilización del tiempo: 62.0%

### **3. 8.4 Evaluación de avance en una galería**

En la galería 770 correspondiente a la veta ramal 800

Del nivel 450 de la Unidad Manuelita,

Se tomaron los siguientes datos:

Ancho de veta = 0.2 m

Ancho de galería = 2.1 m

Alto de la galería = 2.4 m

Área de la sección = 2. 4 m x 2.1 m = 5.04 m<sup>2</sup>

Barrenos empleados : de 4 y 6 pies

Número de taladros: 30 ( cargados)

Distribución de carga :

4 taladros de arranque cargados con 10 cart c/u

4 taladros de ayuda cargados con 8 cart c/u

22 taladros restantes cargados con 6 cart c/u

Total de cartuchos = 204

Volumen roto:  $5.04 \text{ m}^2 \times 6 \text{ pies} \times 0.3048 \text{ m/pies} = 9.217 \text{ m}^3$

Tonelaje =  $9.217 \text{ m}^3 \times 1.8 \text{ TM/m}^3 = 16.59 \text{ TM}$  de desmonte

Cantidad de explosivo = 204 cartuchos  $\times 0.1096 \text{ Kg. /cartucho}$   
=22.358 Kg. explosivo.

Factor de carga = 1.35 kg explosivo/TM

Velocidad de perforación : 0.63 pies/minuto

% utilización del tiempo: 63.0%

Eficiencia = 6 pies  $\times 0.3048 \text{ m/pies} / 2 \text{ tareas} = 0.914 \text{ m/tarea}$

### 3.9 LEVANTAMIENTO GEOLÓGICO DE LAS DISCONTINUIDADES GEOESTRUCTURALES EN LAS LABORES SUBTERRÁNEAS.

Luego de reconocer las labores subterráneas en las unidades Manuelita y Codiciada se procedió al levantamiento estructural aplicando el método convencional de línea de detalle que consistió en colocar una cinta graduada en la cara de la excavación de preferencia horizontal y luego efectuar las siguientes mediciones para cada discontinuidad que intersecta la cinta:

Posición con respecto al origen de la cinta

Buzamiento y dirección del buzamiento de la discontinuidad

Tipo de roca

Terminación

Tipo de discontinuidad

Abertura

Relleno

Ondulación

Las mediciones se realizaron para las 3 siguientes excavaciones

- **Veta Rosalvina (Mina Manuelita-Nivel 385):** Donde había un pilar de tajeo en el que se quería conocer su estabilidad. Además, se obtuvo muestras representativas.

- **Manto Italia (Mina Codiciada- Nivel 460 - Tajeo 825):** En esta zona se quería conocer la estabilidad del tajeo en explotación. Además se obtuvo muestras representativas.
- **Pique Codiciada (Mina Codiciada):** En roca intrusiva de 2 m x 5 m de sección y 75 m. de altura. Además se obtuvo muestras representativas.  
Para este levantamiento se utilizo brújulas y winchas

REGISTRO LINEAL	
PROYECTO: CONTROL DE ESTABILIDAD	CONDICIÓN DE LA EXPOSICIÓN: BUENA
UBICACIÓN : VETA ROSALVINA NV. 385 U. MANUELITA	DIMENSIÓN DE LA EXPOSICIÓN: 50m.
ORIENTACIÓN DEL REGISTRO LINEAL RUMBO N. 55° O BUZ. 65° SE	MINERO : Ing. JOSE CORIMANYA.
GEOLOGO: Ing. JORGE HUAYHUA	

D I S C O N T.  Nº	DISTANCIA	ORIENTACION DE LA DISCONT		TIPO/ROCA	TERMINACI.	TIPO DE DISCONT.	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	PUNTO DE REFER. Nº1	RUMBO	BUZAMIENTO	1.INTRUS 2.VOLCAN	1.OSCURO 2.ROCA INTAC. 3.OTRA DISCONT.	1.OSCURA 2.ESTRATIF. 3.DIACLASA 4.OCIZALLA 5.OTROS	1.CERRADA 2.ANGOS.< 0.1 3.ANGOST. 0.1-1.0 4.ABIERTA 1.0-5.0 5.MUY ABIERTA>5	1.LIMPIA 2.CARBONATOS 3.SULFUR. 4.PANIZO 5.LIMONIT 6.OTROS	1.CON ESPEJO DE FALLA 2.RUGOSA 3.MEDIANAMENTE RUGOSA 4.RUGOSA 5.MUY RUGOSA	1.NINGUNO 2.POCA ONDULACION 3.ONDULANTE
1	0.5	N55°E	80°NO	1	2	3	1	1	2	2
2	0.5	N72°E	56°SE	1	3	3	4	2	2	2
3	0.5	EO	68°NO	1	3	3	5	1	2	2
4	1.5	N57°O	26°NO	1	3	3	3	1	2	2
5	1.5	N67°E	80°SE	1	3	3	2	1	2	2
6	1.5	N31°E	48°NO	1	3	3	2	1	2	2
7	4.6	N56°E	81°SE	1	3	3	3	1	2	2
8	4.8	N54°O	34°NO	1	3	3	3	2	2	2
9	4.8	N61°E	84°NO	1	3	3	3	1	2	2
10	4.6	N67°O	71°NE	1	3	3	2	1	4	2
11	2.0	N52°E	71°NO	1	3	3	3	6	4	2
12	2.0	N43°O	47°NE	1	3	3	3	6	4	2
13	2.0	N73°O	69°SO	1	3	3	3	1	4	2
14	2.0	N54°E	86°SE	1	3	3	2	1	4	2
15	2.4	N32°O	61°SO	1	3	3	2	1	2	1
16	2.49	N68°E	43°SE	1	3	3	2	1	2	2
17	2.4	N63°E	31°NO	1	3	3	2	1	2	2
18	6.8	N65°E	68°SE	1	3	3	3	6	2	2
19	6.8	N34°O	80°SO	1	3	3	3	1	2	2
20	6.8	N84°E	66°NO	1	3	3	3	6	2	2
21	6.8	N78°E	74°SE	1	3	3	3	6	2	2
22	6.8	N58°E	65°NO	1	3	3	3	6	2	2
23	6.8	N33°E	69°SE	1	3	3	3	6	2	2
24	6.8	EO	69°S	1	3	3	3	2	2	2
25	1.5	N50°E	83°SE	1	3	3	2	6	2	2
26	1.5	N59°O	68°SE	1	3	3	3	3	2	2
27	1.5	N71°E	3°SE	1	3	3	3	3	2	2
28	5.9	N41°E	76°SE	1	3	3	3	8	2	2
29	5.9	N24°E	7103°NO	1	3	3	3	6	2	2
30	5.9	N74°O	62°SO	1	3	3	3	6	2	2
31	8.0	N84°E	76°SE	1	3	3	4	3	2	2
32	8.0	N21°E	54°SE	1	3	3	4	6	2	2
33	8.0	N42°E	62°NO	1	3	3	3	6	2	2

**REGISTRO LINEAL**

PROYECTO: CONTROL DE ESTABILIDAD

UBICACIÓN: PIQUE CODICIADA NV.+74

ORIENTACIÓN DEL REGISTRO LINEAL INCLINACION 75 ° 2m X 5m

CONDICION DE LA EXPOSICIÓN: BUENA

DIMENSION DE LA EXPOSICIÓN: 50m.

MINERO : Ing. JOSE CORIMANYA M.

GEÓLOGO: Ing. JORGE HUAYHUAR.

D I S C O N T.  Nº	DISTANCIA	ORIENTACIÓN DE LA DISCONT		TIPOS ROCA	TERMINACI.	TIPO DE DISCONT.	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACION
	PUNTO DE REFER. Nº1	RUMBO	BUZAMIENTO	1.INTRUS. 2.VOLCAN	1.OSCURO 2.ROCA INTAC. 3.OTRA DISCONT	1.OSCURA 2.ESTRATIF. 3.DIACLASA 4.OCIZALLA 5.OTROS	1.CERRADA 2.ANGOS.< 0.1 3.ANGOST. 0.1-1.0 4.ABIERTA 1.0-5.0 5.MUY BIERTA>5.0	1.LIMPIA 2.CARBONATOS 3.SULFUR. 4.PANIZO 5.LIMONIT 8.OTROS	1.CON ESPEJO DE FALLA 2.RUGOSA 3..MEDIANAMENTE RUGOSA 4.RUGOSA 5.MUY RUGOSA	1.NINGUNO 2.POCA ONDULACION 3.ONDULANTE
1	1.50	N72°O	78°NO	2	3	3	2	2	2	2
2	1.50	N26°E	83°NO	2	3	3	2	6	2	2
3	1.5	N46°O	33°NE	2	3	2	2	6	2	2
4	3.4	N41°E	58°SE	2	3	3	2	2	2	2
5	3.4	N67°O	84°SO	2	3	3	2	2	2	2
8	3.4	EO	85°O	2	3	3	2	2	2	2
7	5.4	N54°E	67°SE	2	3	3	2	2	2	2
8	5.4	N84°O	67°SO	2	3	3	2	2	2	2
9	5.4	N28°O	39°NE	2	3	2	2	2	2	2
10	5.4	N74°O	60°SO	2	3	2	2	2	2	2
11	7.8	N69°E	81°NO	2	3	2	2	2	2	2
12	7.8	N69°O	76°SO	2	3	2	2	2	2	2
13	7.8	N52°O	69°SO	2	3	2	2	2	2	2
14	13.0	N46°E	81°NO	2	3	3	2	2	2	2
15	13.0	N75°O	88°SO	2	3	1	2	2	2	2
16	13.0	N32°O	34°NE	2	3	3	2	2	2	2

REGISTRO LINEAL

PROYECTO: CONTROL DE ESTABILIDAD

UBICACIÓN : MANTO ITALIA- NV. 460 – TAJEO 825

ORIENTACIÓN DEL REGISTRO LINEAL RUMBO N. 35° W BUZ. 70° SE

CONDICIÓN DE LA EXPOSICIÓN: BUENA

DIMENSIÓN DE LA EXPOSICION: 50m.

MINERO : Ing. JOSE CORIMANYA M.

Geólogo: Ing. JORGE HUAYHUA R.

DISCONT. N°	DISTANCIA	ORIENTACIÓN DE LA DISCONTINUAC.		TIPO/ROCA	TERMINACIÓN	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ABERTURA (cm)	RELLENO	RUGOSIDAD	ONDULACIÓN
	PUNTO DE REFER. N°1	RUMBO	BIZAMIENTO	1.INTRUS. 2.VOLCAN.	1.OSCURO 2.ROCA INTAC. 3.OTRA DISCONT.	1.OSCURA 2.ESTRATIFIC. 3.DIACLASA 4.OCIZALLA 5.OTROS	1.CERRADA 2.ANGOS.< 0.1 3.ANGOST. 0.1-1.0 4.ABIERTA 1.0-5.0 5.MUY ABIERTA>5.0	1.LIMPIA 2.CARBONATOS 3.SULFUR. 4.PANIZO 5.LIMONIT 6.OTROS	1.CON ESPEJO DE FALLA 2.RUGOSA 3.MEDIANAM ENTE RUGOSA 4.RUGOSA 5.MUY RUGOSA	1.NINGUNO 2.POCA ONDULACIÓN 3.ONDULANTE
1	4.9	N52°E	58°SE	2	3	3	2	2	2	2
2	4.9	N32°E	89°SE	2	3	3	2	2	2	2
3	4.9	N72°E	64°SE	2	3	3	2	2	2	2
4	4.9	N20°E	73°NO	2	3	3	2	2	2	2
5	4.9	N11°O	80°SO	2	3	3	2	2	2	2
6	4.9	EO	89°S	2	3	3	2	2	2	2
7	4.9	N28°O	37°NE	2	3	3	2	2	2	2
8	8.1	N38°O	34°NE	2	3	2	2	2	2	2
9	8.1	N54°E	80°	2	3	3	2	2	2	2
10	8.1	N24°E	77°NO	2	3	3	2	1	2	2
11	8.1	N43°E	84°SE	2	3	3	2	2	2	2
12	8.1	N78°E	68°SE	2	3	3	2	2	2	2
13	8.1	N54°E	84°SE	2	3	3	2	2	2	2
14	12.1	N34°E	32°NE	2	3	2	2	1	2	2
15	12.1	N85°E	78°SE	2	3	3	2	2	2	2
16	12.1	N22°E	75°NO	2	3	3	2	2	2	2
17	12.1	N57°O	39°NE	2	3	2	2	4	2	2
18	14.8	N48°O	48°SO	2	3	3	2	2	2	2
19	14.6	N47°E	80°	2	3	3	2	1	2	2
20	14.2	N57°O	39°NE	2	3	2	2	5	2	2
21	14.6	N15°E	74°NO	2	2	3	2	2	2	2
22	2	EW	77°S	2	3	3	2	3	2	2
23	2	N47°O	23°NE	2	3	3	2	3	2	2
24	2	N73°E	61°SE	2	3	3	2	1	2	2
25	2	N75°O	24°NO	2	3	3	2	1	2	2
26	4	N68°E	77°SE	2	3	3	5	6 (Cuarzo)	2	2
27	4	N84°O	78°SO	2	3	3	2	1	2	2
28	4	N25°E	80°NO	2	3	3	2	3	2	2
29	4	N32°E	81°SE	2	3	3	2	1	2	2
30	4	N74°O	25°NE	2	3	3	2	1	2	2
31	5.8	N10°E	74°NO	2	3	3	2	1	2	2
32	5.8	N18°O	25°NE	2	3	2	2	1	2	2
33	5.8	N36°E	85°NO	2	3	3	2	1	2	2
34	5.8	N20°E	71°NO	2	3	3	2	3	2	2
35	5.8	N78°E	80°SE	2	3	3	2	3	2	2

En vista de que la mina carecía de muestras de sondajes diamantinos, debido a que la mina anteriormente los había desechado sin prever su importancia geomecánica para luego guardarlos en cajas especiales y contar con un registrador de muestras que más adelante serán útiles. Además se sabe que hacer un sondaje diamantino es muy caro y por lo tanto hay que aprovechar los testigos obtenidos de los sondajes diamantinos de explotación.

Por lo tanto se estimo el cálculo del RQD sugerido por el Dr. Denis Shanon de Norcat Canadá para cuando no se dispone de testigos de sondaje diamantino de la siguiente manera:

En un tramo de una galería, se coloca una cinta graduada en la cara de la excavación en forma horizontal, una distancia de 18 mt, luego se cuenta cuantas fisuras ha interceptado en esa distancia y se aplica la siguiente relación:

$$RQD = 100 - 4 * \left( \frac{N^{\circ} \text{ fracturas}}{\text{Distancia (m.)}} \right)$$

Veta Rosalvina

$$RQD_{3tr} = 100 - 4 * \frac{170}{18} = 62\%$$

Pique Codiciada

$$RQD_{p1} = 100 - 4 * \frac{187}{18} = 58\%$$

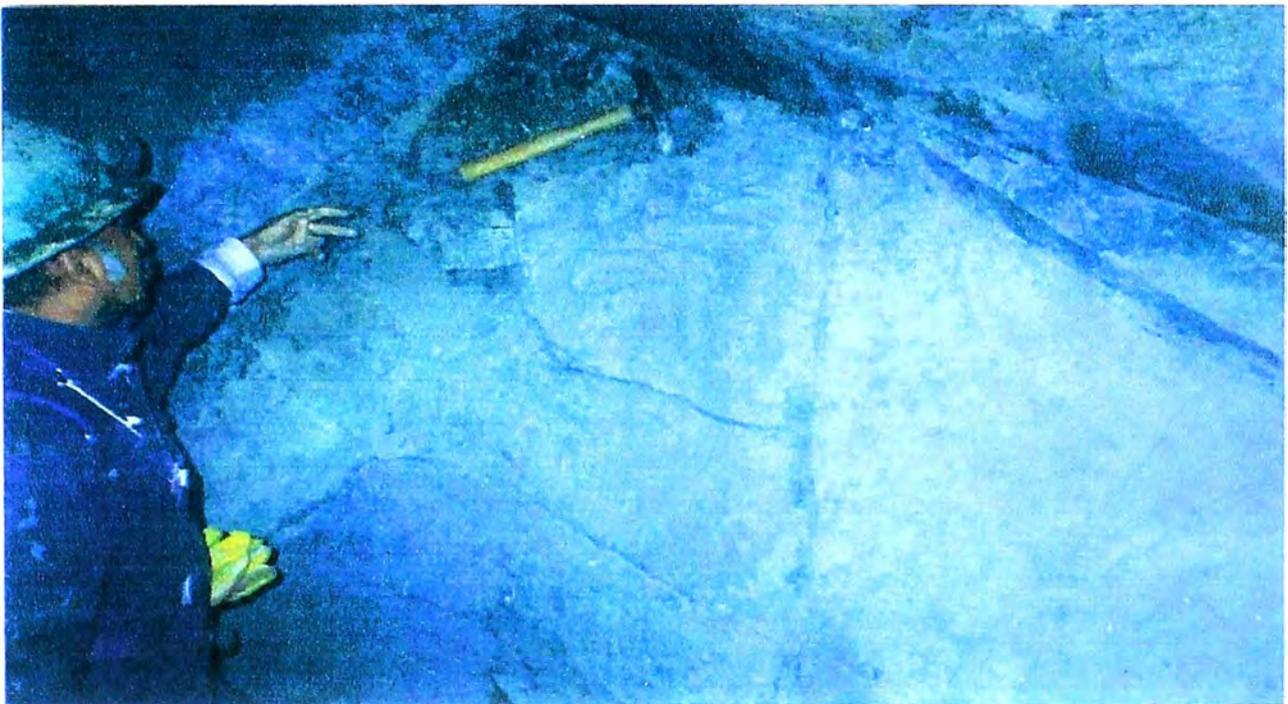
Manto Italia

$$RQD_{4t1} = 100 - 4 * \frac{204}{18} = 54\%$$

Se adjunta las fotografías de los diferentes levantamientos de datos de campo de las zonas en estudio, con utilización de brújula, wincha, libreta de campo y con el apoyo de un geólogo durante las mediciones:



Reconocimiento del terreno en el Manto Italia Nv. 460



Buzamiento de las cajas laterales



Pique de izaje Manuelita, en la foto realizando inspección y tomando datos de las dimensiones del pique con el Jefe de Seguridad y Medio Ambiente de la mina.



Pique Codiciada en construcción, en la foto realizando inspección y tomando datos de las dimensiones del pique con el Jefe de Seguridad y Medio Ambiente de la mina.



Mapeo estructural, línea de detalle: Veta Rosalvina, en el nivel 385 mina Manuelita un geólogo mide con la brújula el rumbo y el buzamiento de las discontinuidades y un minero registra en su libreta los datos de campo y se toma muestras.



Mapeo estructural, línea de detalle: Manto Italia en el nivel 460 mina Codiciada, un geólogo mide con la brujula el rumbo y el buzamiento de las discontinuidades y un minero registra en su libreta los datos de campo y se tomo muestras..

### 3.10 TOMA DE DATOS ADICIONALES

#### 3.10.1 Toma de muestra

Adicionalmente al mapeo litoestructural se tomaron muestras representativas de los siguientes frentes de trabajo:

<b>Descripción</b>	<b>Muestra</b>
- Veta Rosalvina – Mina Manuelita	01
- Manto Italia – Mina Codiciada	01
- Pique Codiciada – Mina Manuelita	01
- Veta Ollantay 2da –Mina Codiciada NV. 4025 By Pass 005NE	01
- Veta 10 – Mina Manuelita NV. 450 Gal 985 SW	01
- Veta Roma - Mina Manuelita NV. 450 Gal 740 SN	01
- Veta 3B - Mina Manuelita NV. 450 Gal 890 NE	01
- Veta 13 A - Mina Manuelita NV. 385 Tajo 150	01

Todas estas muestras fueron representativas c/u de 3 Kg., y fueron trasladados en camioneta hasta Lima para su posterior análisis en un laboratorio de Mecánica de rocas.

Se adjunta la siguiente foto en la que se puede observar las muestras codificadas y embolsadas:



### MUESTRAS DE MINA

#### **3.10.2. ENSAYOS PARA DETERMINAR LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DE LAS ROCAS Y DISCONTINUIDADES. (ENSAYOS DE GABINETE)**

##### **3.10.2.1 GENERALIDADES.**

Para obtener las propiedades mecánicas de las rocas hay que acudir a una muestra de un tamaño lo suficientemente pequeño para excluir las discontinuidades estructurales mayores, de forma que las propiedades de la muestra sean homogéneas.

Para el dimensionado de labores en roca es necesario obtener muestras del techo, muros, hastiales, pilares taludes o cimientos de la excavación. Las

probetas de ensayo se suelen preparar a partir de testigos de sondeos de exploración y/o bloques de roca de la obra.

El tamaño de bloques de roca varia de acuerdo al número de ensayos requeridos y al fracturamiento que presenta la roca (a mayor fracturamiento, las posibilidades de obtener un testigo de material homogéneo disminuyen). Es necesario hacer varios ensayos de un solo tipo, de modo que los resultados sean estadísticamente representativos de la muestra. Sin embargo mientras más pruebas se haga mayor será el costo. Se puede recomendar un mínimo de tres ensayos del mismo tipo para cada muestra. Un promedio máximo de tamaño de los bloques es de 30 cm. x 30 cm. x 20 cm. ó de 3Kg.

Se puede usar sondajes diamantinos de cualquier diámetro convencional.

### **3.10.2.2 ENSAYOS**

De todos los ensayos se deben preferir los que más información puedan proveer de acuerdo a los alcances del proyecto: obras temporales, como excavaciones de producción minera u obras que tengan la necesidad de mantenerse en el tiempo como túneles o cavernas de hidroeléctricas. Las propiedades del macizo rocoso, cuyo conocimiento presenta más interés son, el Módulo de Elasticidad, el Coeficiente de Poisson, la Cohesión y los valores de Fricción Interna y Residual.

#### **3.10.2.2 (a) Ensayo de Propiedades Físicas.**

Si bien es cierto que el comportamiento mecánico de las rocas depende básicamente del tipo de fuerzas al que están sometidas, también se debe tener presente que la estructura interna de las rocas juega un papel muy importante.

De todas las propiedades físicas de una roca, la que más afecta a sus propiedades mecánicas es la presencia de vacíos o espacios porosos, dado que éstos hacen disminuir la resistencia mecánica y aumentan su deformabilidad.

En el Laboratorio de Mecánica de Rocas se realizan los siguientes ensayos:

- Porosidad.
- Absorción.
- Densidad o peso específico.

### **3.10.2.2 (b) Ensayo de Compresión Simple (Compresión Uniaxial). ASTM D-2938**

Este tipo de ensayo es uno de los parámetros más comunes utilizados para medir el esfuerzo en las rocas. El ensayo de Compresión Simple, tiene por finalidad medir la resistencia de la roca a la compresión uniaxial, es decir sin confinamiento, utilizando para ello testigos cilíndricos de geometría regular.

El ensayo normalizado requiere testigos de una relación longitud diámetro de 2:1. Los resultados que presenten otras dimensiones se ajustan usando fórmulas disponibles.

Los ensayos de este tipo son realizados en una Máquina Universal de Ensayos con una capacidad de 100,000 Kgf.

### **3.10.2.2 (c) Ensayo de Tracción Indirecta (Ensayo Brasileiro). ASTM D-3967**

Este ensayo mide el esfuerzo a la tracción de la roca. Los testigos son cortados con una longitud aproximada de 0.5 veces el diámetro y cargados diametralmente en la máquina de compresión

Un uso de los ensayos de compresión simple y tracción indirecta pudiera ser clasificar la roca en dura intermedia o blanda. Un valor mayor a 100 MPa como resistencia a la compresión simple podría definir arbitrariamente una

roca dura. Un macizo rocoso relativamente homogéneo, con alta resistencia a la compresión y un alto valor de esfuerzo a la tracción podrá ser más difícil de perforar o fracturarse ante un explosivo, implicando una mayor inversión en esos rubros.

### **3.10.2.2 (d) Ensayo de Compresión Triaxial. ASTM D-2664**

El propósito del ensayo triaxial es determinar la reacción de especímenes rocosos a presiones confinantes similares a las encontradas en el campo.

Para poder definir el comportamiento de una roca a esfuerzos triaxiales, esto es, encontrar una relación  $\sigma_1 = f(\sigma_3)$ , donde  $\sigma_3$  es la presión de confinamiento y  $\sigma_1$  la resistencia a la compresión triaxial, habrá que realizar varios ensayos, en cada uno de los cuales se aplicarán diferentes presiones de confinamiento (5, 10 y 15 MPa).

Con estos valores se construirán dos gráficos:

- i. El lugar geométrico de la relación existente entre  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ .
- ii. La envolvente de Mohr, la cual permite determinar a su vez 2 parámetros: la resistencia al corte del material (o cohesión C) y el ángulo de fricción interna ( $\phi_i$ ). Estando la denominada zona segura por debajo de la envolvente, la zona de falla por encima y la zona de falla inminente sobre la curva.

Para este ensayo se emplea una celda triaxial, un generador de presión confinante y la máquina universal de ensayos. La obtención de los valores C y  $\phi_i$  y los gráficos correspondientes se realizan con el programa Rock DATA de la Universidad de Toronto (*Rock Engineering Group*).

### **3.10.2.2 (e) Ensayo de Determinación de Constantes Elásticas. ASTM D-3148**

Este ensayo es un ensayo de compresión simple en el que se miden las deformaciones axiales y transversales que experimenta el testigo durante la prueba. Este tipo de ensayo está destinado a la determinación del módulo estático de Elasticidad (E) y la relación de Poisson ( $\nu$ ) de las rocas.

La importancia de estos valores (E y  $\nu$ ) reside en que relacionan las tensiones a las que son sometidas las rocas con las deformaciones correspondientes, así se puede estimar los esfuerzos o deformaciones en un campo de tensiones dado.

### **3.10.2.2 (f) Ensayo de Corte Directo. ASTM D – 4554**

Se hace con la caja portátil de ensayo de corte, (Hoek y Bray, *Rock, Slope Engineering* 1981, Pág. 93).

Tiene como finalidad encontrar el valor del coeficiente o ángulo de fricción residual,  $\phi_r$ . Este valor tiene el mismo significado físico que el coeficiente de rozamiento entre dos superficies. Como aclaración el ángulo de fricción interna (ensayo triaxial) actúa mientras la roca no ha fallado, mientras que el ángulo de fricción residual actúa cuando ya se ha producido la falla. Los gráficos entregados son dos:

- i. El lugar geométrico de la relación existente entre el esfuerzo normal y la resistencia al corte en una fractura y su interpretación es la misma que la de la envolvente de Mohr.
- ii. La relación entre el desplazamiento en la dirección de la fuerza de corte y la resistencia al corte.

De manera similar al ensayo Triaxial, el valor del ángulo  $\phi_r$  se obtiene con el programa RockDATA de la Universidad de Toronto.

(Fuente: Pontificia Universidad Católica del Perú)

### 3.10.2.2 (g) Análisis de Laboratorio

Las muestras representativas fueron analizadas en los siguientes laboratorios:

- 1) Laboratorio de Ensayo de Materiales, de la Facultad de Ingeniería Civil –UNI
- 2) Laboratorio de Mecánica de Rocas – Suelos de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann de Tacna.

Donde se les determinó las propiedades de mecánica de Rocas (se adjunta en anexo estos resultados) como la resistencia a la compresión, resistencia a la tracción, cohesión, ángulo de fricción interno y resistencia al corte directo.

**TABLA DE RESULTADOS PROMEDIO**

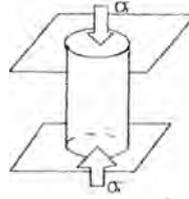
N°	Detalle	Resistencia a Compresión (kg/cm <sup>2</sup> )	Resistencia a Tracción (kg/cm <sup>2</sup> )	Cohesión (kg/cm <sup>2</sup> )	Ángulo fricción Interno	Resistencia al corte (kg/cm <sup>2</sup> )
01	Zona Codiciada	723.88 (710 MPa)	138.24 (13.5 MPa)	150 (14.7 MPa)	47.70	552.35 (54.16 MPa)
02	Zona Manuelita	983.53 (96.4 MPa)	97.61 (9.6 MPa)	155 (15.2 MPa)	57.33	922.15 (90.4 MPa)
03	Zona Manuelita	711.86 (69.7 MPa)	180.66 (17.7 MPa)	175 (17.2 MPa)	33.42	409.91 (40.2 MPa)
04	Zona Manuelita	624.83 (61.2 MPa)	141.07 (13.8MPa)	152 (14.9 MPa)	39.80	412.24 (40.4 MPa)
05	Zona Manuelita	570.06 (55.9 MPa)	121.04 (11.8 MPa)	140 (13.7 MPa)	36.65	352.06 (34.5 MPa)

*Fuente:* Laboratorio de Mecánica de rocas-suelos Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann - Tacna.

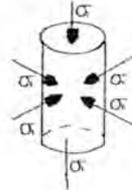
Equivalencia  $1\text{kg/cm}^2 = 0.098\text{MPa}$

## MÁQUINA DE ENSAYOS DE COMPRESIÓN EN ROCAS

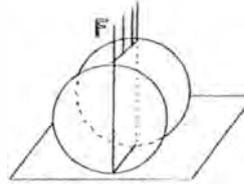
- ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAxIAL, PARA DETERMINAR LA RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAxIAL.



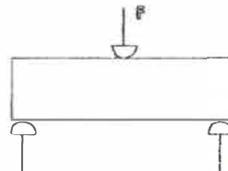
- ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL, PARA DETERMINAR PARÁMETROS DE RESISTENCIA SEGÚN TEORÍA MOHR.



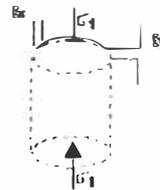
- ENSAYO DE TRACCIÓN (MÉTODO BRASILEÑO) PARA DETERMINAR LA RESISTENCIA A LA TRACCIÓN.



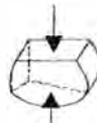
- ENSAYO DE FLEXIÓN PARA DETERMINAR EL MÓDULO DE RUPTURA.



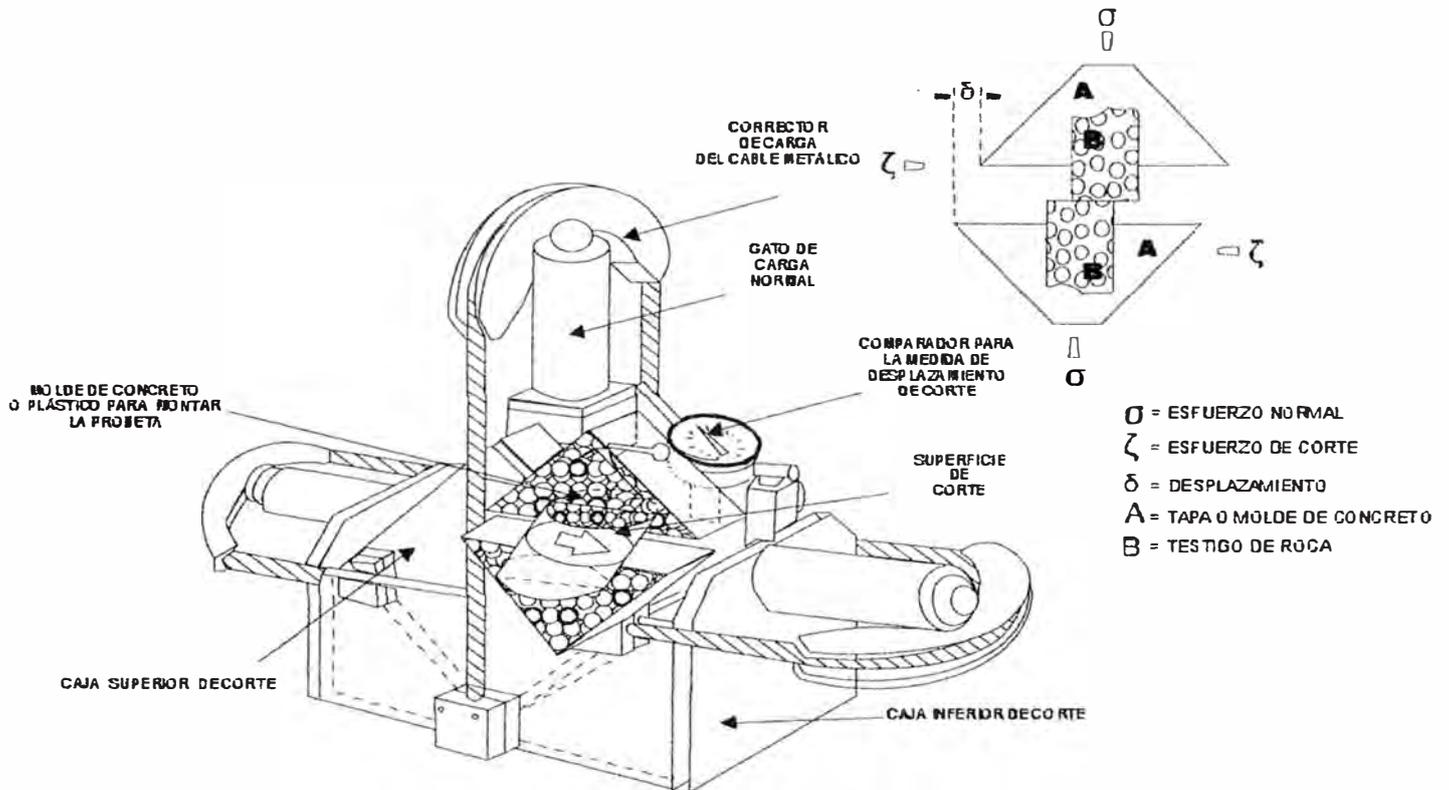
- ENSAYOS DE DEFORMABILIDAD, PARA DETERMINAR CONSTANTES CLÁSICAS. MÓDULO DE YOUNG Y RELACIÓN DE POISSON, EN COMPRESIÓN UNIAxIAL O TRIAXIAL.



- OTROS ENSAYOS, COMO EL DE PROTODIAKONOV PARA DETERMINAR EL ÍNDICE DE PROTODIAKONOV.



## MAQUINA DE ENSAYO DE CORTE DIRECTO



ENSAYO DE CORTE DIRECTO SOBRE SUPERFICIES DE DISCONTINUIDAD (FALLAS, DIACLASAS, ESTRATOS, ETC) PARA DETERMINAR PARÁMETROS DE RESISTENCIA AL CORTE SOBRE LOS MISMOS:

COHESIÓN Y ÁNGULO DE FRICCIÓN, REALIZABLE EN LABORATORIO Y TAMBIÉN IN-SITU

### 3.10.3.- Cálculo de los parámetros m y s del macizo rocoso

Relación entre la constante del material  $m_b / m_i$ , el índice de resistencia geológica GSI :

$$\frac{m_b}{m_i} = \exp \left( \frac{GSI - 100}{28} \right)$$

$m_i$  = Constante del material del macizo original (tabla 10 Hoek, G.Brown, E.T. 1980 Pág. 214 y 215).

$m_b$  = Constante del material del macizo rocoso

GSI : Índice de resistencia geológica =  $RMR_{89} - 5$

RMR = Evaluación del macizo rocoso

$$s' = \exp \left( \frac{GSI - 100}{9} \right)$$

$s'$  : Constante del material

(Hoek, E. Bawden, W.F. 1995, Pág. 91)

#### ESTACIÓN 1: Veta Rosalvina

$$GSI_1 = RMR_{189} - 5 = 65 - 5 = 60$$

$$\frac{m_b}{m_i} = \exp \left( \frac{60 - 100}{28} \right)$$

$$\frac{m_b}{m_i} = 0.24$$

$$m_i = 2.5 \text{ (tabla 10) y } s = 0.004$$

$$m_b = 0.24 \times 2.5 = 0.6$$

$$s' = \exp \left( \frac{60 - 100}{9} \right)$$

$$s' = 0.011$$

## **ESTACIÓN 2: Manto Italia**

$$GSI_2 = RMR_{289} - 5 = 46 - 5 = 41$$

$$\frac{mb}{m_i} = \exp\left(\frac{41 - 100}{28}\right)$$

$$\frac{mb}{m_i} = 0.12$$

$m_i$

$$m_i = 0.5 \text{ (tabla 10) y } s = 0.0001$$

$$mb = 0.12 \times 0.5$$

$$mb = 0.06$$

$$s' = \exp\left(\frac{41 - 100}{9}\right)$$

$$s' = 0.0014$$

## **ESTACIÓN 3: Pique Codiciada**

$$GSI_3 = RMR_{389} - 5 = 54 - 5 = 49$$

$$\frac{mb}{m_i} = \exp\left(\frac{49 - 100}{28}\right)$$

$$\frac{mb}{m_i} = 0.16$$

$m_i$

$$m_i = 0.5 \text{ (tabla 10) y } s = 0.0001$$

$$mb = 0.16 \times 0.5$$

$$mb = 0.08$$

$$s = \exp\left(\frac{49 - 100}{9}\right)$$

$$s = 0.0035$$

### 3.10.4.- Cálculo del módulo de Young (E) y la constante K de ratio de esfuerzos litostáticos.

$$k = 0.25 + 7 Eh \left( 0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

Z = Profundidad de bajo de la superficie (m)

Eh = Módulo de deformación promedio

k = Relación de Poisson

$$Eh = 25 \log_{10} Q$$

Q: Valoración del macizo rocoso (Barton calculado)

Eh: Modulo de deformación

(Hook & Bawden 1995, Pág. 47 y 67)

$$\text{Veta Rosalvina} \quad Eh_1 = 25 \log_{10} 17.9 = 31.32 \text{GPa}$$

$$\text{Manto Italia} \quad Eh_2 = 25 \log_{10} 7.38 = 21.7$$

$$\text{Pique Codiciada} \quad Eh_3 = 25 \log_{10} 12.8 = 27.68$$

#### ESTACIÓN 1: Veta Rosalvina

$$K_1 = 0.25 + 7 (31.3) \left( 0.001 + \frac{1}{55} \right)$$

$$K_1 = 4.5$$

#### ESTACIÓN 2: Manto Italia

$$K_2 = 0.25 + 7 (21.7) \left( 0.001 + \frac{1}{60} \right)$$

$$K_2 = 2.93$$

### **ESTACIÓN 3: Pique Codiciada**

$$K_3 = 0.25 + 7 (27.68) \left( 0.001 + \frac{1}{75} \right)$$

$$K_2 = 3.0$$

#### **3.10.5.- Cálculo de los esfuerzos litostáticos**

$$\sigma_h = k\sigma_v$$

Donde:

$\sigma_v$  = Esfuerzo litostático vertical.

k = Relación de esfuerzo horizontal (vs.) esfuerzo vertical

$$\sigma_v = \delta \cdot Z$$

Donde:

$\sigma_v$  = Esfuerzo litostático vertical.

$\delta$  = peso específico del material

Z = Profundidad de bajo de la superficie (m)

$$\sigma_y = \sigma_v = \delta \times Z \quad , \quad \delta = 0.027 \text{ MN/m}^3$$

$$\sigma_v = \frac{0.027 \text{ MN}}{\text{m}^3} \times 55 \text{ m} = \frac{1.49 \text{ MN}}{\text{m}^2}$$

$$\sigma_v = 1.49 \text{ MPa} \rightarrow \sigma_y = 1.49 \text{ MPa}$$

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

$$\sigma_h = 4.5(1.49)$$

$$\sigma_h = 6.7 \text{ MPa} \implies \sigma_x = 6.7 \text{ MPa}$$

$$\tau = 90.4 \text{ Mpa (Laboratorio)}$$

$$\sigma_{1,3} = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \pm \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\right)^2 + \tau^2}$$

$$\sigma_{1,3} = \frac{1.49 + 6.70}{2} \pm \sqrt{\left(\frac{1.49 - 6.70}{2}\right)^2 + (90.4)^2}$$

$$\sigma_{1,3} = 4.1 \pm \sqrt{8178.9} = 4.1 \pm 90.4$$

$$\sigma_1 = 94.5 \text{ MPa}$$

$$\sigma_3 = -86.3 \text{ MPa}$$

$$\text{Tg } \alpha_p = \frac{2\tau}{\sigma_x - \sigma_y} \rightarrow \text{Tg } 2\alpha_p = \frac{2(90.4)}{6.7 - 1.49} = 34.7$$

$$2\alpha_{p1} = 88.3^\circ \rightarrow \alpha_{p1} = 44.1^\circ$$

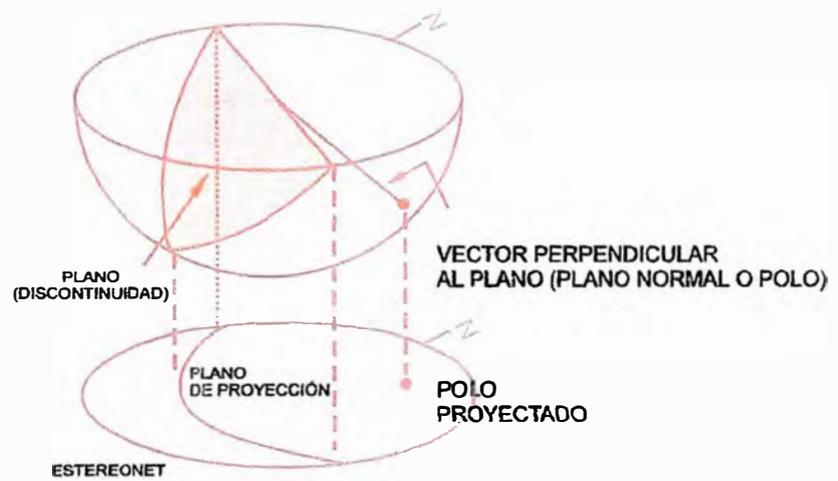
(Delzo Salomé Orison, tesis Modelos matemáticos para solución de los esfuerzos principales en las masas rocosas 2000, Pág.33)

### **3.11.- ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DEL TERRENO**

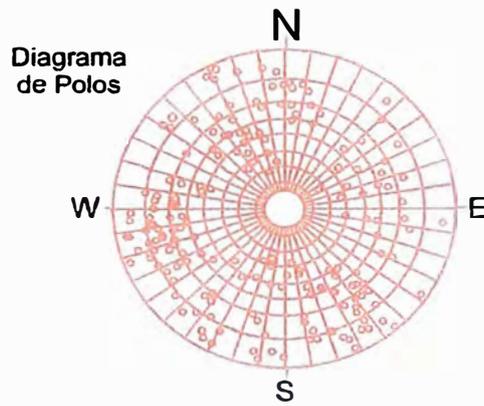
#### **3.11.1.- Proyección estereográfica del plano y su polo**

Luego de haber medido y registrado en una libreta de campo el rumbo y buzamiento de las discontinuidades utilizando una brújula, se realizó en gabinete la proyección estereográfica de los planos proyectados (discontinuidades) y sus respectivos polos proyectados en la estereonet que proviene del hemisferio inferior de una esfera donde se encuentra representado el plano (discontinuidad) y el vector perpendicular al plano como se representa en la figura:

# DATOS ESTRUCTURALES

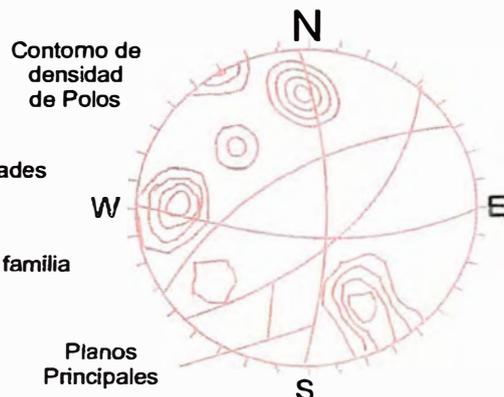


**Ploteo de Polos y Estereonet**



**Identificación de Familias de discontinuidades**

**Calculo estimado de orientación de cada familia (Planos principales)**



### **3.11.2 Aplicación del software DIPS:**

Este software especializado de la Universidad de Toronto (Canadá) en la versión 3.0 DOS

Este software fue muy útil para hallar la proyección estereográfica que antes se hacía manualmente y por tanto era tediosa.

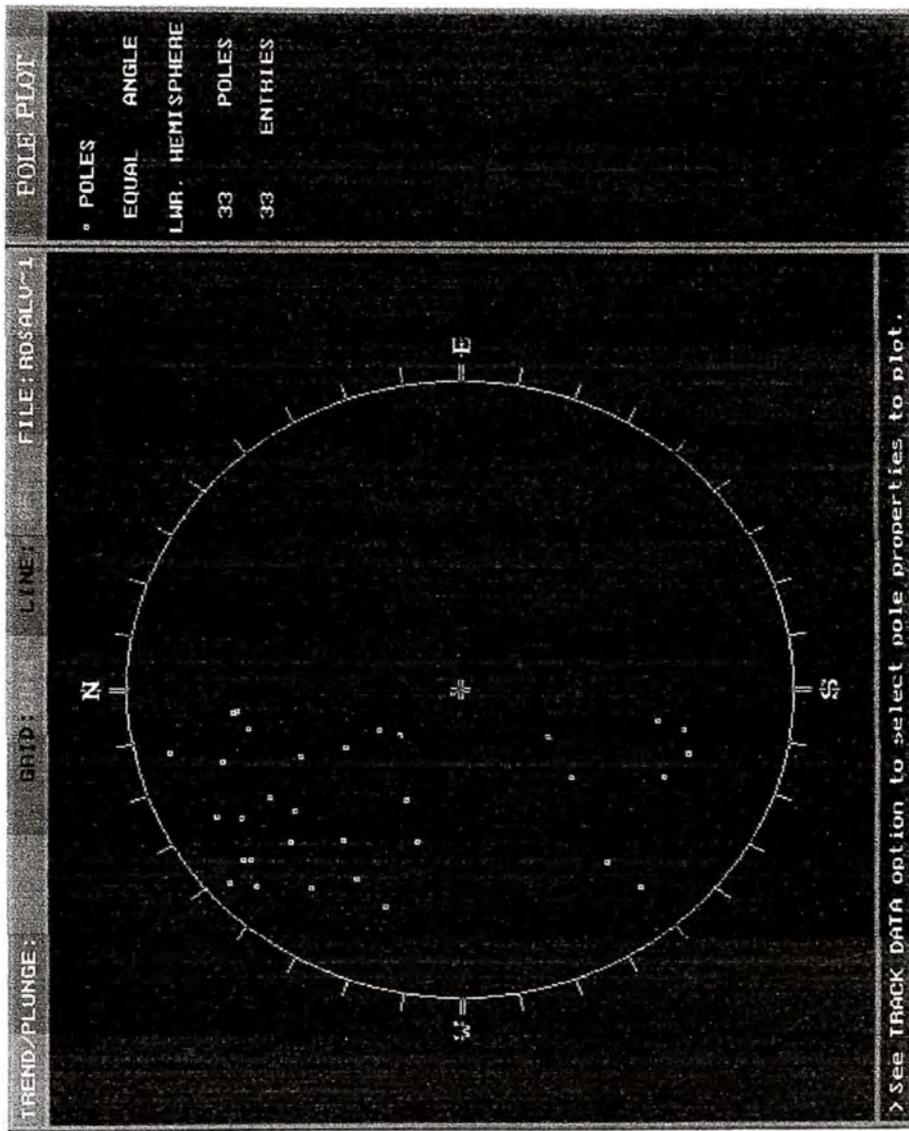
Procedimiento:

- a) Primero se ingresa al software Excel del Microsoft Office
- b) Se ingresa al archivo en Lotus 123
- c) Se ingresa al template.wk1 donde se digita el archivo de datos en forma ordenada el buzamiento y la dirección del buzamiento de las discontinuidades
- d) Se guarda como delimitado por espacios con la extensión (\*.prn).
- e) Se vuelve al DOS y se ingresa al EDIT
- f) Se abre el archivo \*.prn y se guarda como \*.dip
- g) Se sale del EDIT
- h) Se ingresa al DIPS, al comando FILE, al comando LOAD DATA FILE, \*.dip y luego al comando COMPUTE, si no hay mensaje de error entramos a:
- i) POLE PLOT, que grafica los polos
- j) CONTOUR PLOT, que grafica la isoconcentración de polos
- k) ROSETA, que grafica la orientación de las familias de discontinuidades
- l) MAJOR PLANE, que grafica los planos principales de las familias

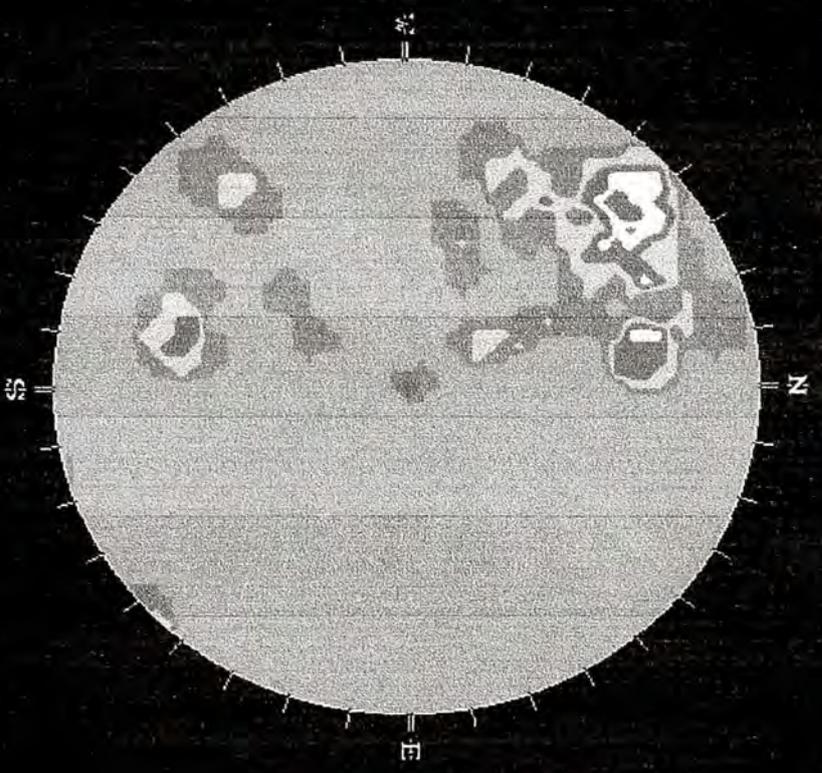
Los resultados obtenidos con la aplicación de este software son el listado de las discontinuidades de las familias de estructuras, el diagrama de polos, las líneas de isoconcentración de polos y el diagrama de roseta de discontinuidades que nos indica que la orientación de la mayor concentración de discontinuidades es N50°E, por tanto la excavación recomendada en la veta Rosalvina, debe tener una orientación N40°O que es perpendicular a la anterior.

LISTADO DE POLOS - VETA ROSALVINA

ID	Dip	Dip Direction	SET
1	80	325	1
2	56	162	2
3	69	360	3
4	26	327	1
5	80	157	2
6	43	301	3
7	81	146	1
8	34	36	2
9	84	331	3
10	71	23	4
11	71	322	1
12	47	47	2
13	69	17	3
14	86	144	4
15	71	238	1
16	43	158	2
17	31	338	3
18	68	155	4
19	80	236	1
20	66	354	2
21	74	168	3
22	65	328	4
23	69	123	5
24	69	180	6
25	83	140	1
26	68	211	2
27	3	161	3
28	76	131	1
29	73	294	2
30	62	196	3
31	76	154	1
32	54	111	2
33	62	312	3



TREND/PLUNGE    GRID:    LINE:    FILE: ROSALU-1



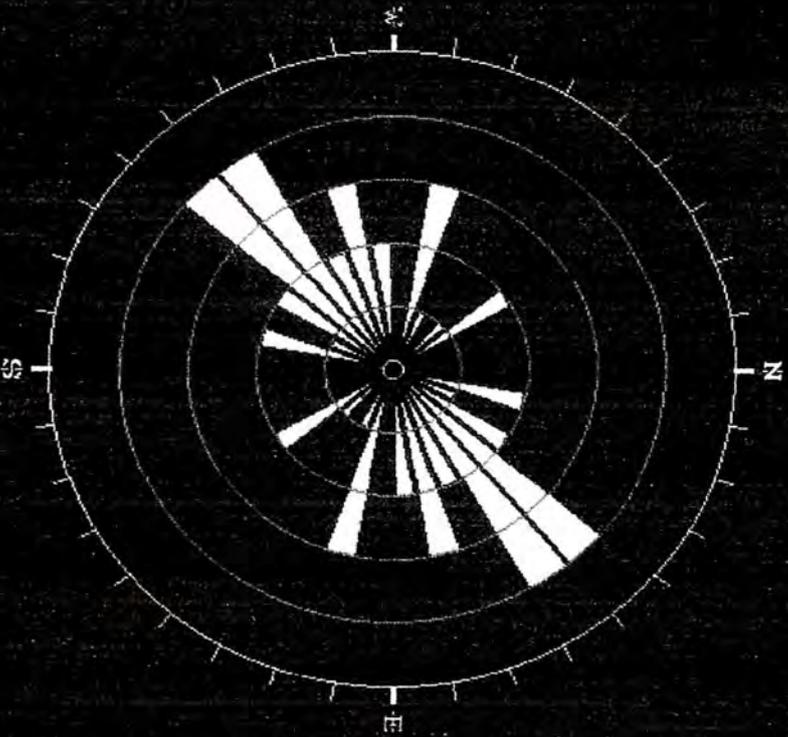
> Maximum unweighted concentration: 15.1515 %

CONTOUR PLOT

SCHMIDT POLE  
CONCENTRATIONS  
% of total per  
1.0 % area

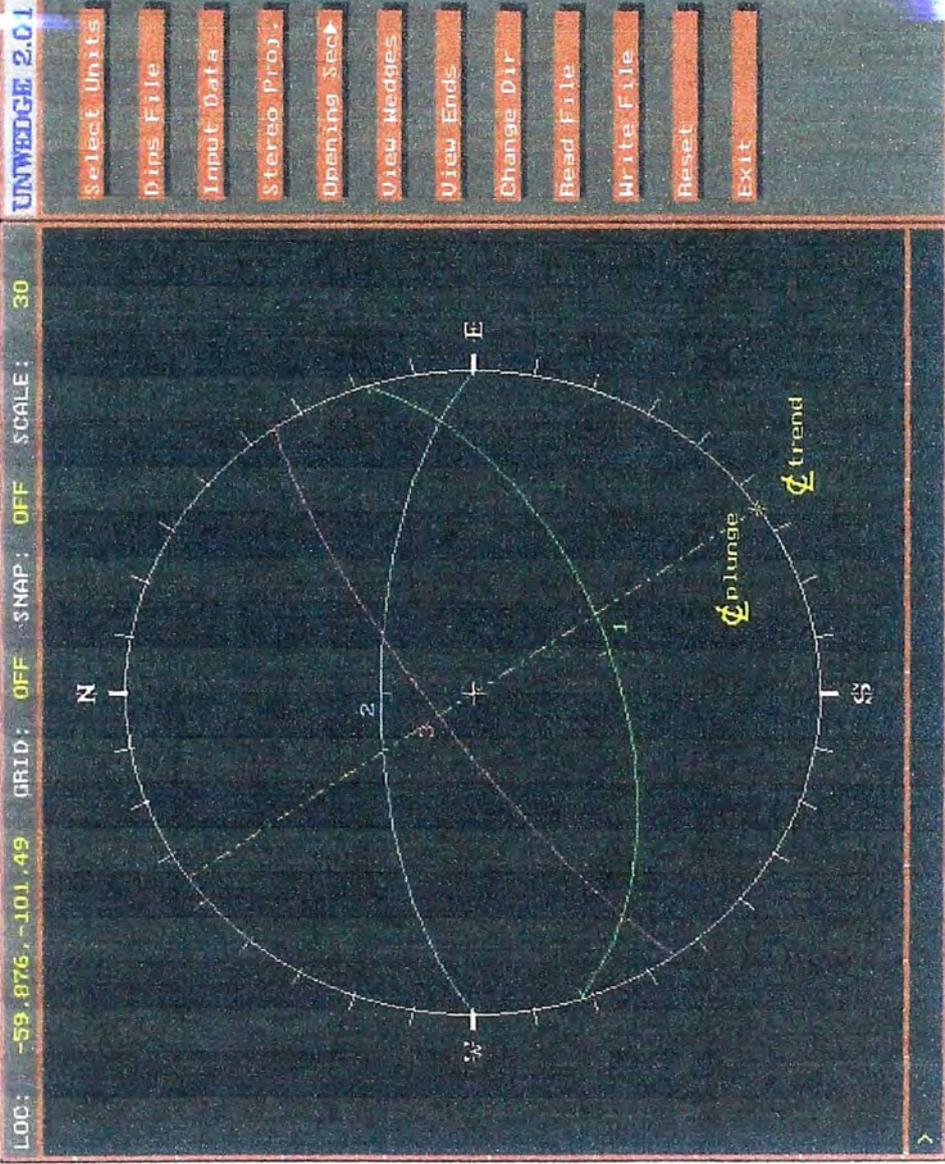
< 0	%
< 2.5	%
< 5	%
< 7.5	%
< 10	%
< 12.5	%
< 15	%
< 17.5	%

EQUAL ANGLE  
LMR. HEMISPHERE  
33 POLES  
33 ENTRIES  
NO BIAS  
CORRECTION



APPARENT STRIKE or Trace of plane made on face at 000, 90 TEND, PLUNGE OF FACE NORMAL (pole) directed away from viewer

27 PLANES within 45 & 90 degrees of viewing face



### 3.11.3 Aplicación del software UNWEDGE:

Este software especializado de la Universidad de Toronto (Canadá) en la versión 2.01 DOS

Este software fue muy útil para hallar el análisis de estabilidad de cuñas que antes se hacía manualmente y por tanto era muy tedioso.

Procedimiento:

- a) Primero se ingresa al software Unwedge
- b) Se ingresa al archivo SELECT UNITS, donde seleccionamos las unidades que para nuestro caso es METRIC o sea métrico.
- c) Se ingresa al comando INPUT DATA, en donde luego entramos a otro comando que es el JOB TITLE, ahí se escribe el título del proyecto a realizar, luego ingresamos el buzamiento y dirección de buzamiento de cada familia de discontinuidad y se graba con ALT -S.
- d) Se ingresa al comando OPENIN SECTION, aquí se dibuja la forma de la sección de la excavación de acuerdo a las dimensiones respectivas a escala.
- d) Se ingresa al comando VIEW WEDGE, para ver el análisis de estabilidad de las cuñas en vistas de frente, de perfil y de planta.
- e) Se imprime

Los resultados obtenidos con la aplicación de este software para una galería de 2.7m x 3.00m de sección en la veta Rosalvina, roca de tipo diorita son:

<b>Nº de vista de cuña</b>	<b>Factor de seguridad (F.S.)</b>	<b>Peso de cuña (Ton)</b>	<b>Recomendación</b>
1(Techo)	0.0	0.00	-
2(Techo - esquina)	0.0	0.10	Desatar
3(Caja lateral izquierda)	0.0	4.02	-
4(Caja piso)	Muy grande	0.4	Cuidado-puente
5(No cuña)	-	-	-
6(Caja lateral derecha)	0.68	0.30	Colocar un perno split set de 3 ton y 1.5m longitud.

UNWEDGE - STABILITY ANALYSIS

SUBSET WEDGE

**Wedge # 1**  
 0.0 Turns  
 Wedge falls  
 S.F. = 0.00

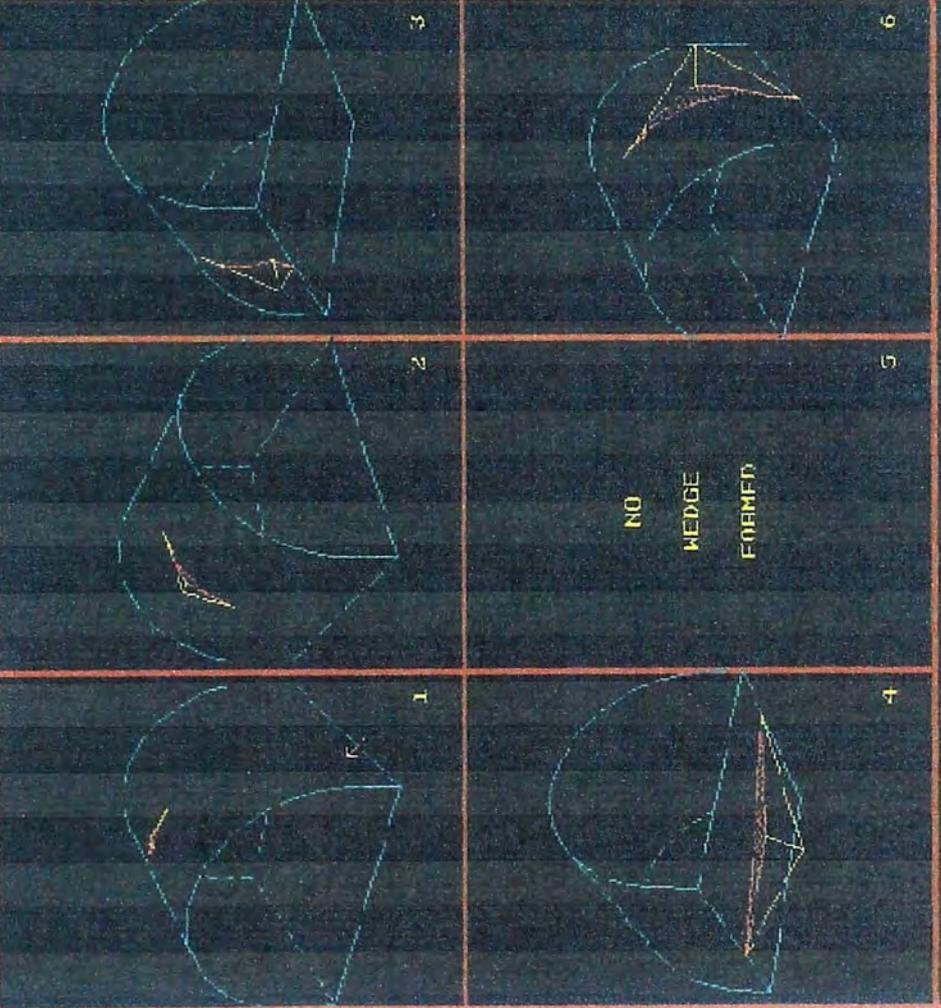
**Wedge # 2**  
 0.0 Turns  
 Pulses on  
 J3  
 80/925  
 S.F. = 0.10

**Wedge # 3**  
 0.0 Turns  
 May slide on  
 J1  
 80/925 56/162  
 S.F. = 4.02

**Wedge # 4**  
 0.4 Turns  
 Wedge stable  
 S.F. = 1.11

**Wedge # 5**  
 NO  
 WEDGE  
 FORMED

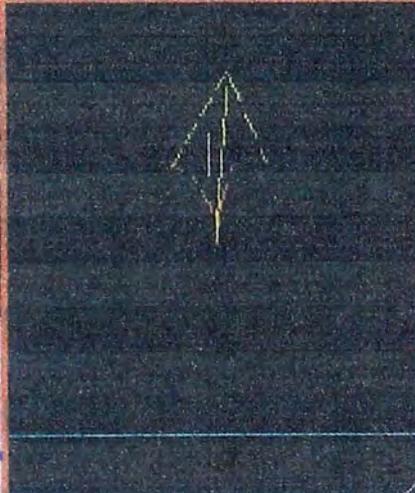
**Wedge # 6**  
 0.3 Turns  
 Slides on  
 J2  
 80/925 68/000  
 S.F. = 0.58



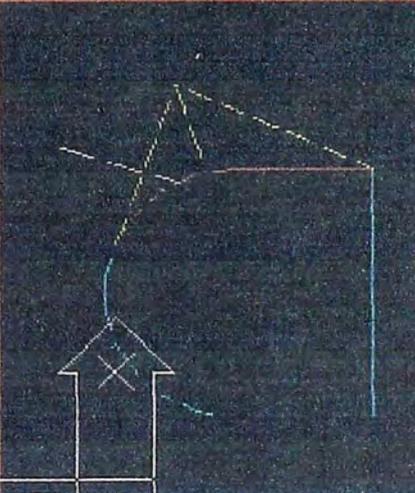
> Select view (IESC1 to abort)

**UNWEDGE STABILITY ANALYSIS**

**Top View**    Size    File    **Perspective View**    Animate



**Front View**    Size    File    **Side View**    File



**RESULTS**

Wedge # 6  
 Max Slide on 33  
 Hill/Slope hazard 1.121

**Spit Knits**  
 Load Length 0 1.3  
 Inches Metres

USE PAGE UP & DOWN TO ZOOM  
 LEFT ARROW KEYS TO ROTATE

SCALE  
 0.7 m

) Use arrow keys (ESC) to exit)

Del cuadro anterior se puede recomendar lo siguiente:

Cuña 1: Ninguna

Cuña 2: Chequear el desatado de rocas.

Cuña 3: Seguro

Cuña 4: El piso es un puente hay que tener cuidado con la altura respectiva.

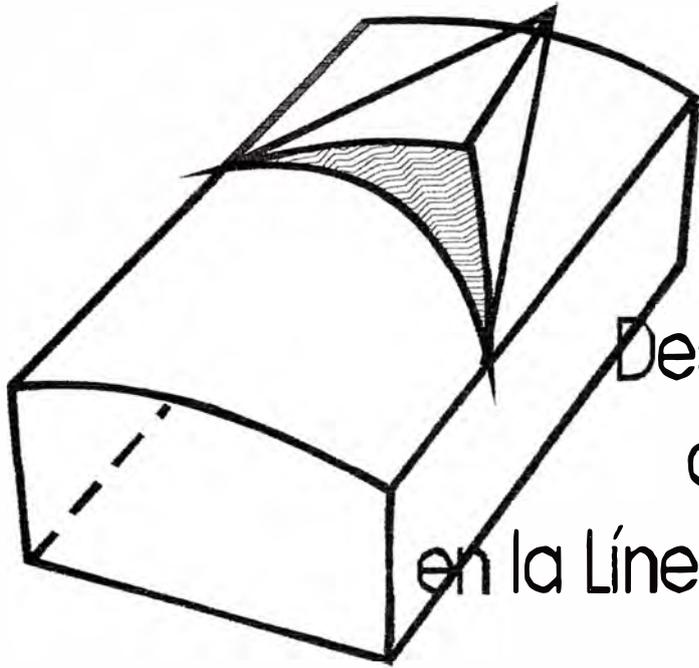
Cuña 5: Ninguna

Cuña 6: Colocar un perno split set de 3 ton y 1.5m de longitud o perno mariposa.

Seguidamente se muestra dos dibujos en los que se observa un deslizamiento de cuña de techo en un plano y otro caso en que se ve un deslizamiento de de una cuña de techo en la línea de intersección de dos planos.

También se adjunta otro dibujo en el que se puede observar el comportamiento del macizo rocoso en terrenos masivo, diaclasados y altamente diaclasados para condiciones de esfuerzos bajos y esfuerzos altos.





Deslizamiento  
de Cuña  
en la Línea de Intersección

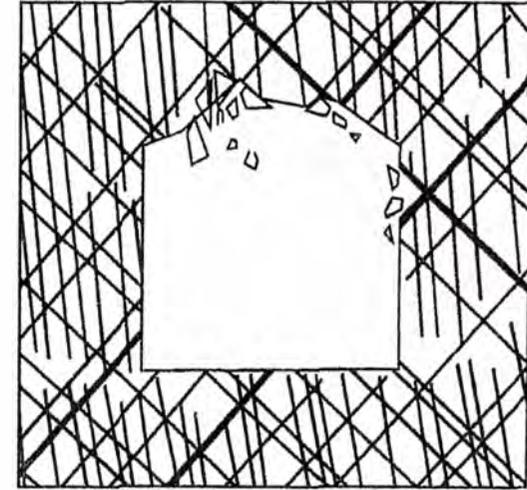
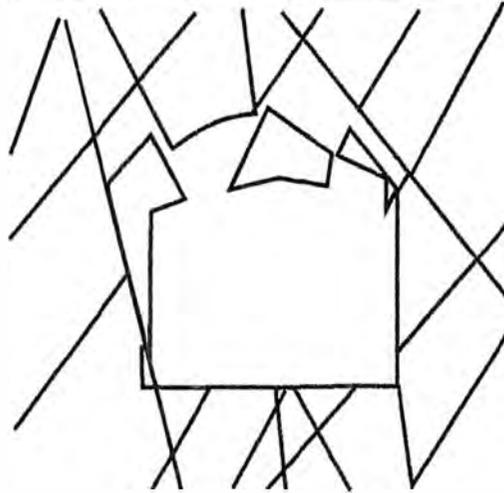
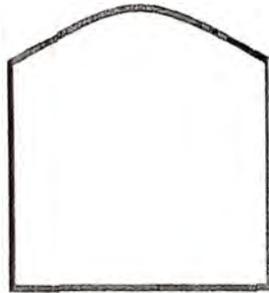
# COMPORTAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO

Masivo

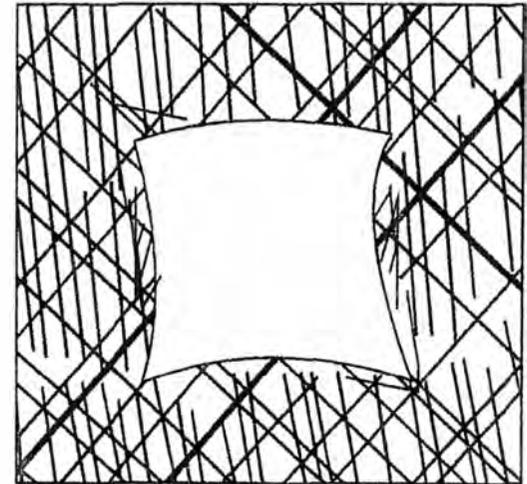
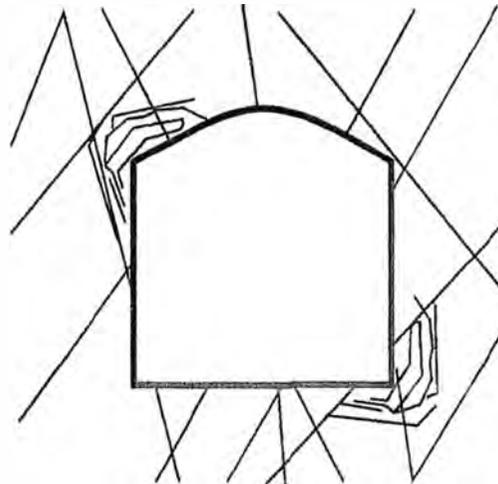
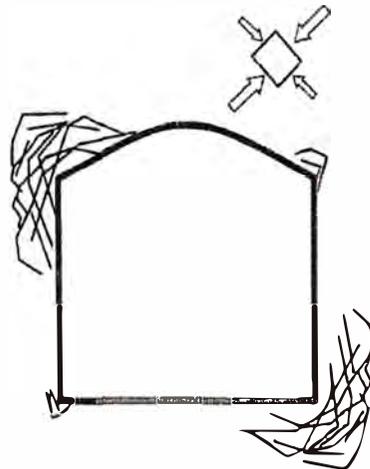
Diaclasado

Altamente  
Diaclasado

Esfuerzos  
Bajos



Esfuerzos  
Altos



### **3.11.4 Aplicación del software EXAMINE:**

Este software especializado de la Universidad de Toronto (Canadá) en la versión 4.0 DOS

Este software fue muy útil para hallar el análisis de esfuerzos inducidos en el contorno de una excavación y su factor de seguridad de esfuerzos, el cual es relativamente complicado y los cálculos manuales son muy tediosos.

Procedimiento:

- a) Primero se ingresa al software Examine
- b) Se ingresa al comando MODEL
- c) Se ingresa al menú SETUP y luego al SET LIMITS para definir el origen del sistema de ejes coordenados.
- d) Se ingresa al comando BOUNDARIES y activar las funciones F9 para SNAP ON y F7 para GRID ON de tal manera que podamos utilizar una malla reticular en la pantalla de dibujo.
- d) Se ingresa al comando ADD SURF, para definir la superficie bajo la cual se encuentra la excavación a analizar.
- e) Se ingresa a DISCRETIZED si deseamos simular cargas aplicadas al sistema.
- f) Se ingresa al comando EDIT EXCAV para dibujar similar al AUTOCAD la excavación a ser analizada.
- g) Se ingresa al comando DISCRETIZE para discretizar el área encerrada dentro de un contorno que delimitamos.
- h) Se ingresa al comando SAVE o write file para gravar.
- i) Se ingresa al comando STRESS GRD y luego al sub menú CONSTANT para ingresar como dato los esfuerzos inducidos  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  y el ángulo  $\theta$  del círculo de Mohr.
- j) Luego al comando FAILR CRIT y luego al sub menú Hoek & Brown, para ingresar las constantes m y s que son características del material. También se ingresa  $\sigma_c$ .
- k) Luego al comando ELAST PROP para ingresar las constantes elásticas E y  $\nu$ .
- l) Luego se ingresa al comando COMPUTE, que procesa la información internamente con un modelo híbrido de elementos finitos.

M) Finalmente se ingresa al comando INTERPRET, para ver los resultados de esfuerzos y deformaciones y su posterior interpretación.

#### **A) Aplicación en la veta Rosalvina.-**

Los datos alimentados para la aplicación de este software para una galería de 2.7m x 3.00m de sección en la veta Rosalvina Nv. 385 Unidad Manuelita, roca de tipo ignea diorita fueron los siguientes:

$$\tau_{xy} = 34.5\text{MPa}, \sigma_1 = 38.6\text{MPa}, \sigma_3 = -30.4\text{MPa}$$

$$mb = 0.6, s = 0.011$$

$$h = \text{profundidad (m)} = 55$$

$$E = 31.3 \text{ GPa}$$

$$\nu = 0.25$$

$$\sigma_c = 56.0 \text{ MPa}$$

$$\sigma_t = 11.8$$

$$C = 13.7$$

$$\theta = 42.8$$

$$\phi = 36.6$$

Las figuras adjuntas nos da la distribución de esfuerzos y deformaciones de la zona en estudio.

#### **Interpretación de los resultados.-**

Estas figuras obtenidas del software EXAMINE, nos muestra la distribución de esfuerzos y deformación en el contorno de la excavación de la veta Rosalvina. Para un pilar de 4 metros de altura en el piso de la galería. Se observa una distribución de esfuerzos inducidos máximo de 190 MPa, intermedio de 90 MPa y mínimo de 25 MPa con un factor de seguridad de 1 y con deformación mínima siempre que se deje pilares de 3m en las chimeneas laterales del tajeo; por tanto el pilar correspondiente al piso de la galería es estable para esa dimensión. Se llega a esta conclusión luego de múltiples simulaciones para diferentes alturas de pilar menores de 4m, pero esos casos los esfuerzos inducidos se incrementaron con un factor de seguridad menores que uno, siendo por tanto riesgosos.

UETA ROSALUINA

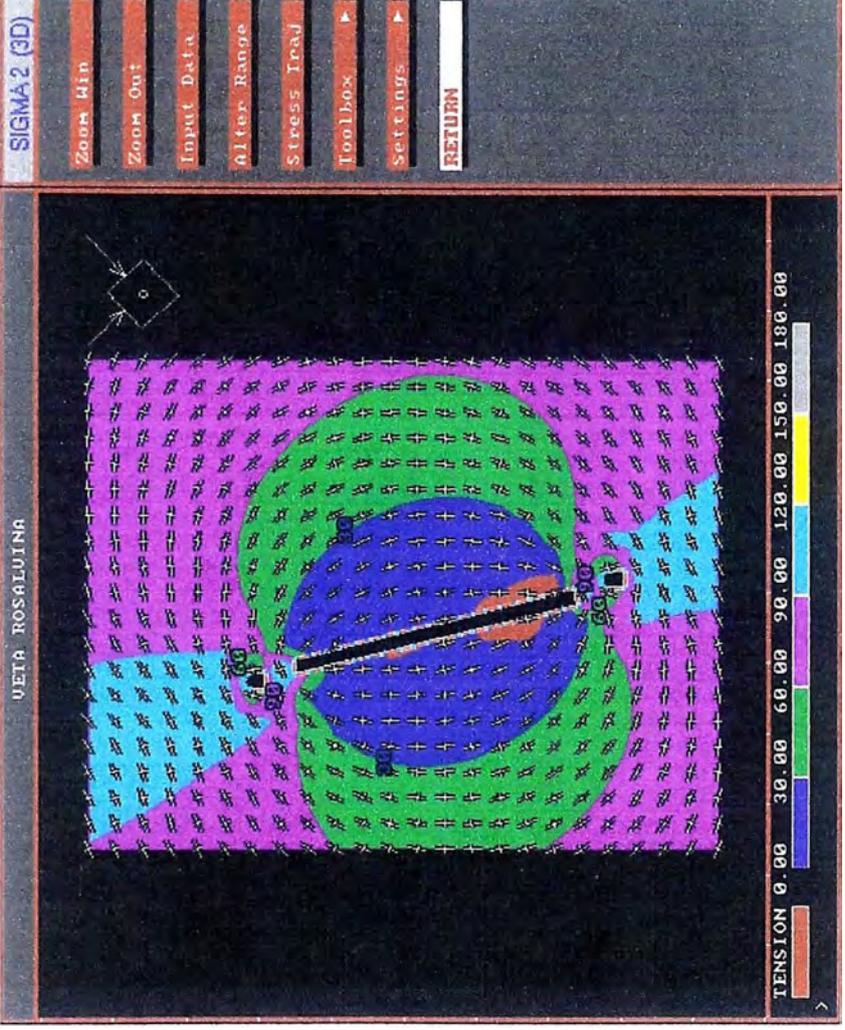
SIGMA 1 (3D)

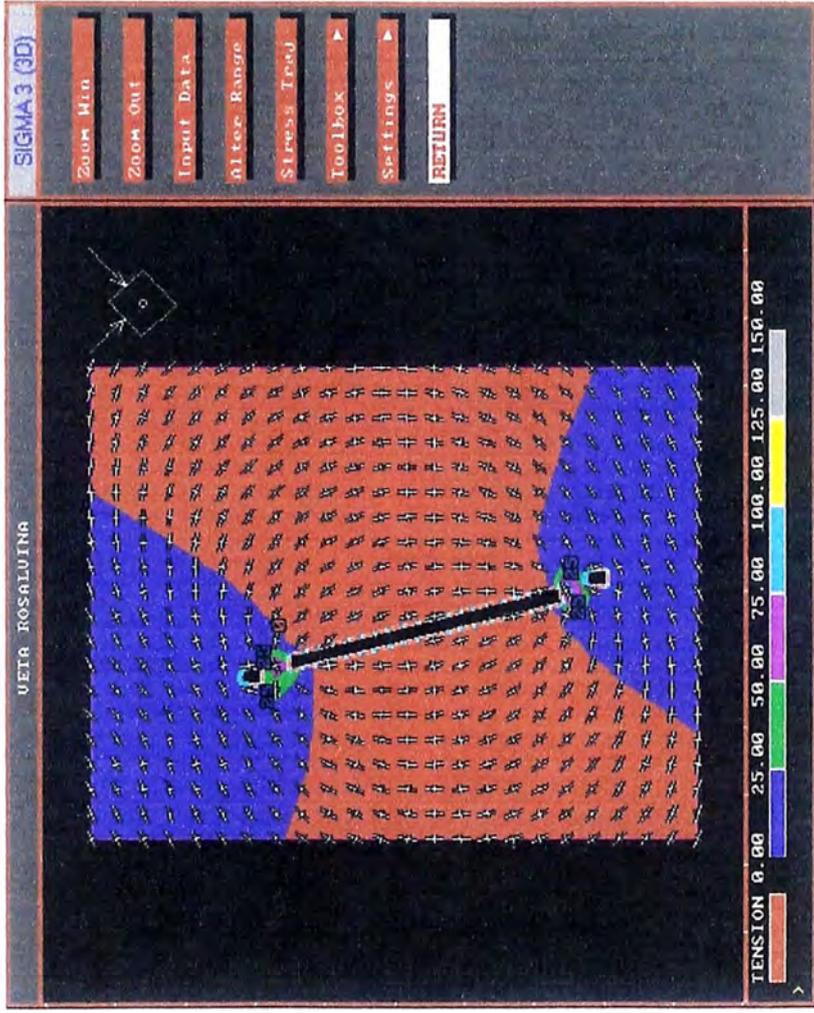


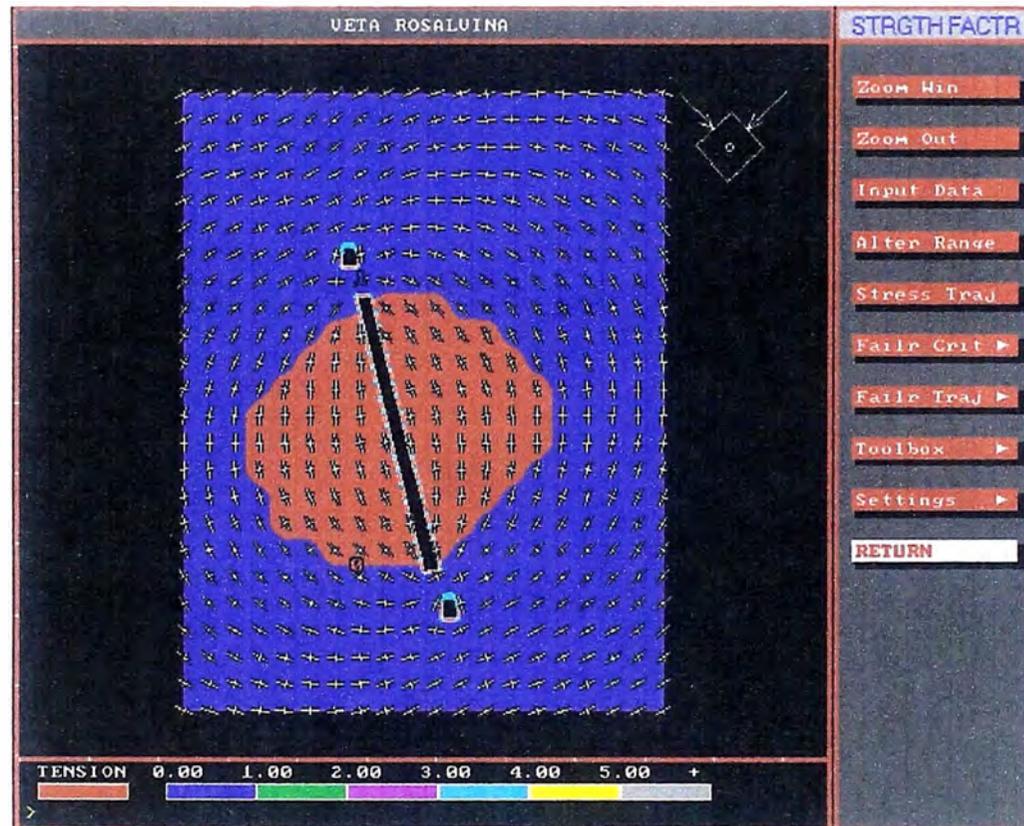
- Zoom In
- Zoom Out
- Input Data
- Alter Range
- Stress Tool
- Toolbox
- Settings
- RETURN

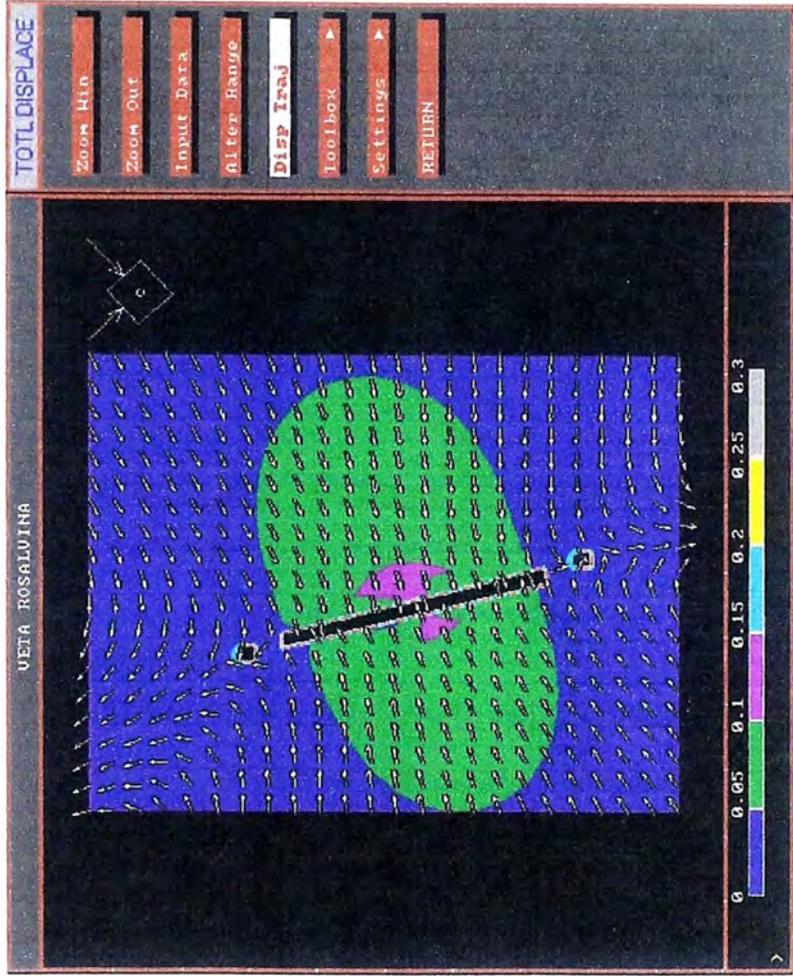
TENSION 0.00 95.00 190.00 285.00 380.00 475.00 570.00











## **B) Aplicación en el Manto Italia.-**

Los datos alimentados para la aplicación de este software para un pilar en el tajeo 825 del Nv. 460 en la zona Manto Italia, roca de tipo ignea diorita fueron los siguientes:

$$\tau_{xy} = 54.16 \text{MPa}, \sigma_1 = 57.36 \text{MPa}, \sigma_3 = -51.16 \text{MPa}$$

$$mb = 0.06, S = 0.0014$$

$$h = \text{profundidad (m)} = 60$$

$$E = 21.7 \text{ GPa}$$

$$\nu = 0.25$$

$$\sigma_c = 71.0 \text{ MPa}$$

$$\sigma_t = 13.5$$

$$C = 14.7$$

$$\theta = 44.1$$

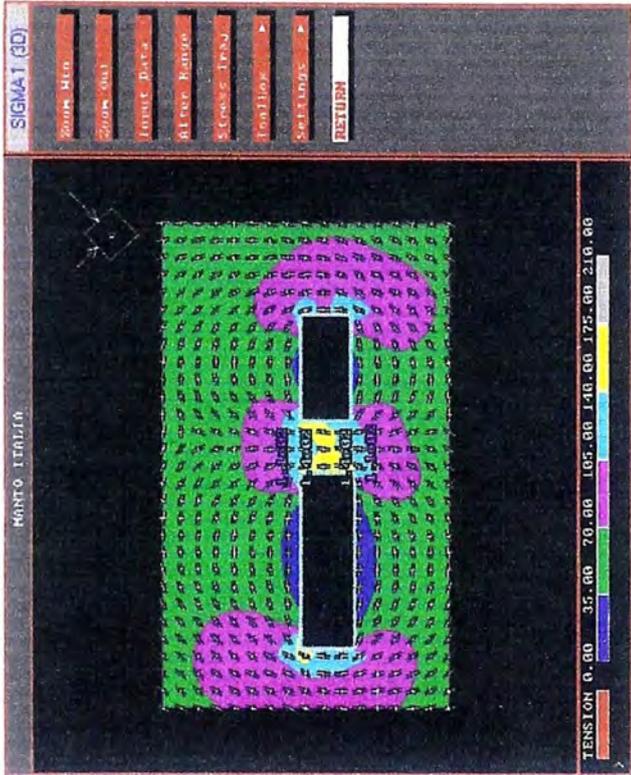
$$\phi = 47.7$$

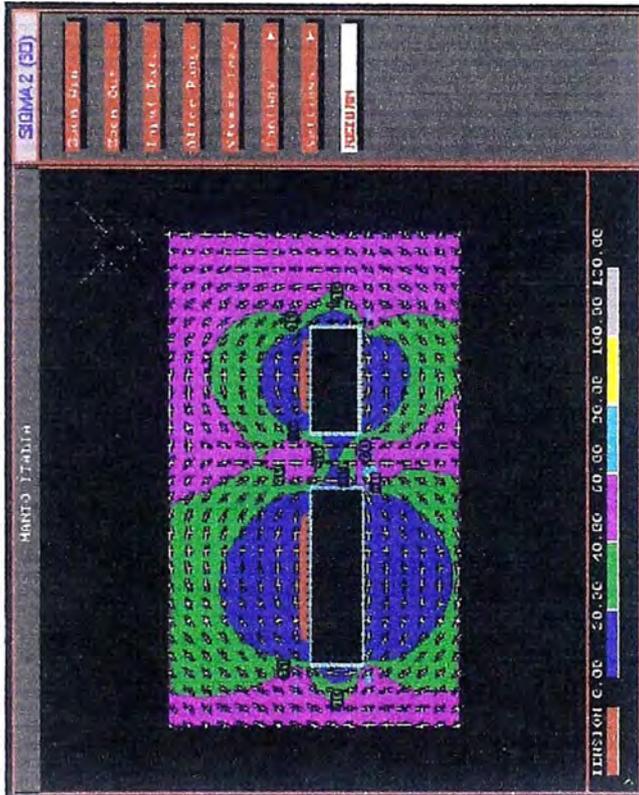
Las figuras adjuntas nos da la distribución de esfuerzos y deformaciones de la zona en estudio.

## **Interpretación de los resultados.-**

Estas figuras obtenidas del software EXAMINE, nos muestra la distribución de esfuerzos y deformaciones en el contorno de la excavación del manto Italia. Para un pilar de 4 metros de ancho y 4 metros de alto a diseñar lo cual nos da un factor de seguridad de 1 a 2; mientras que simulando a menores dimensiones del pilar hay riesgo de inestabilidad. Se observa una distribución de esfuerzos inducidos máximo de 140 MPa, intermedio de 20 MPa, mínimo de 13 MPa y deformaciones de 1cm.

Se recomienda dejar pilares de 4 m de ancho en este tajeo que son mas estables, ya que para anchos menores se realizaron simulaciones y sucedió que los esfuerzos inducidos aumentaban considerablemente llegando a obtenerse factores de seguridad menores de 1 aumentando el riesgo de inestabilidad del pilar dejado por dos accesos de explotación contiguos.

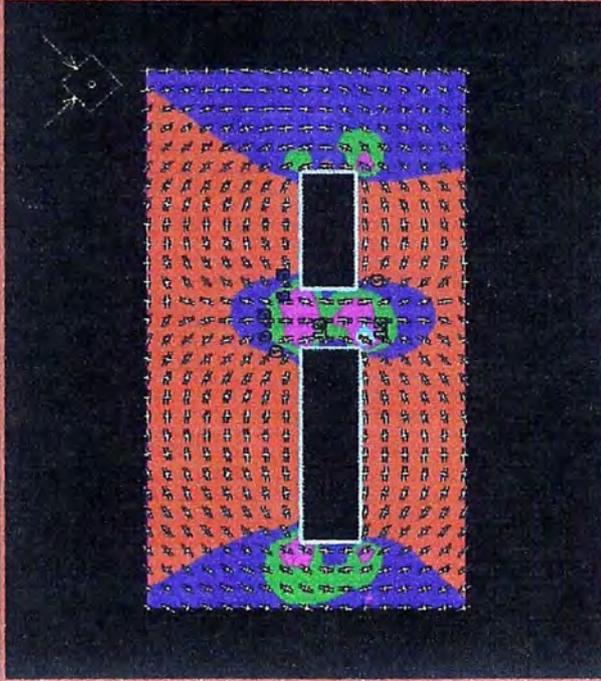




MINRIO INDLIA

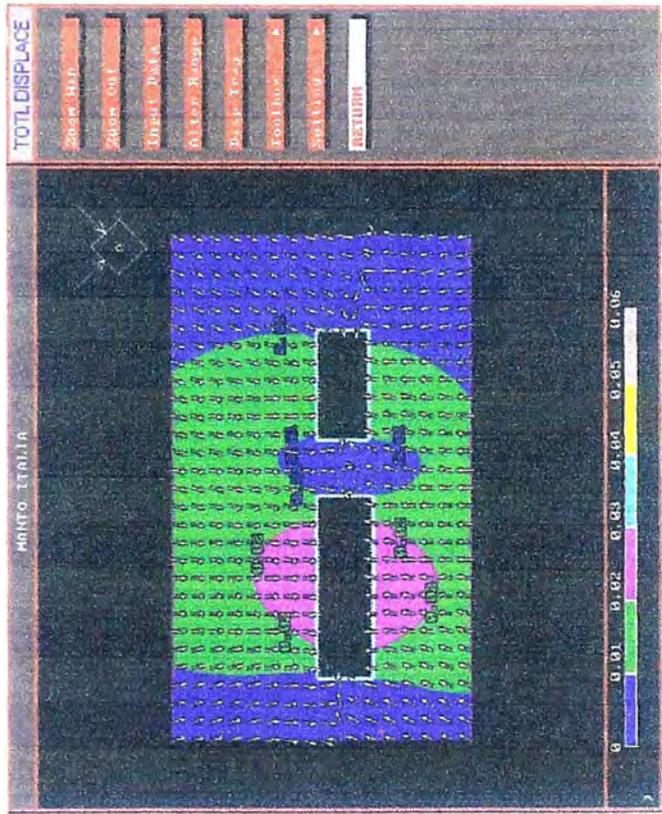
SIGMA 3 (3D)

- Zoom In
- Zoom Out
- Invert Data
- Min/Max Range
- Stress Legend
- Toolbox
- Settings
- RETURN



TENSION 0.00 6.50 13.00 19.50 26.00 32.50 39.00





### **C) Aplicación en el Pique Codiciada.-**

Los datos alimentados para la aplicación de este software para un pique de 75m de longitud y 5m x 2m de sección en roca volcánica de Peso específico 2.7 Ton/m<sup>3</sup> en el Nv.74 de la unidad de producción Codiciada, en el cual se quiere saber cual es la distancia adecuada a la que se debe construir un inclinado de 1.80m de diámetro de sección y con inclinación de 60° a 70°, fueron los siguientes:

$$\tau_{xy} = 34.5\text{MPa}, \sigma_1 = 38.7\text{MPa}, \sigma_3 = 30.5\text{MPa}$$

$$mb = 0.008, S = 0.0035$$

$$h = \text{profundidad (m)} = 75$$

$$E = 27.6 \text{ GPa}$$

$$\nu = 0.25$$

$$\sigma_c = 71.0 \text{ MPa}$$

$$\bar{\sigma}_t = 13.5$$

$$C = 14.7$$

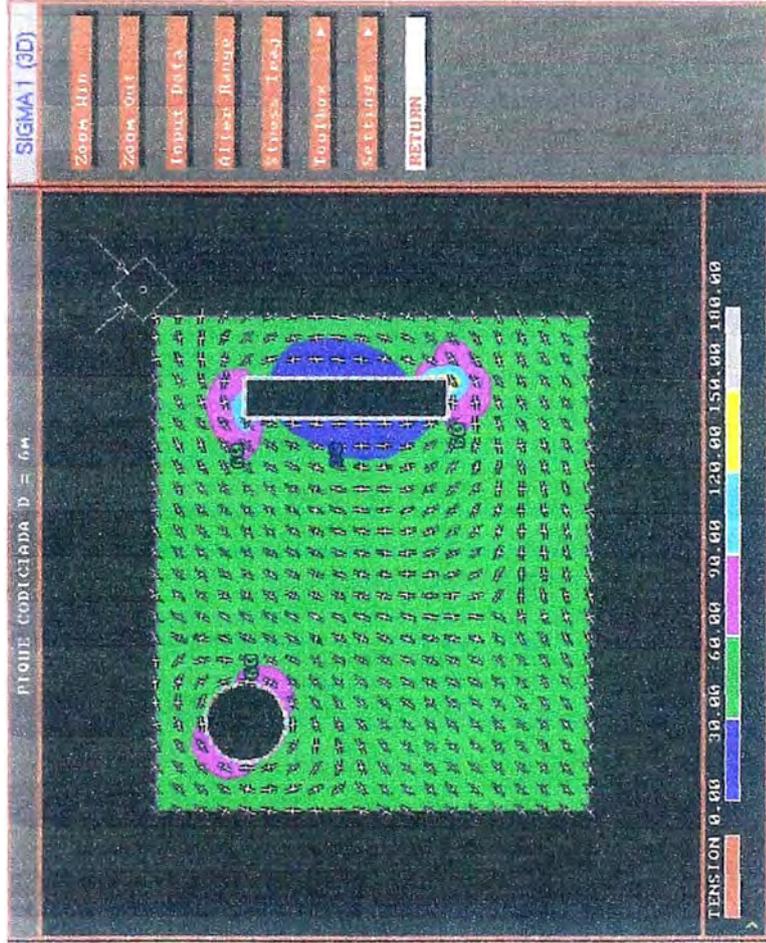
$$\theta = 43.3$$

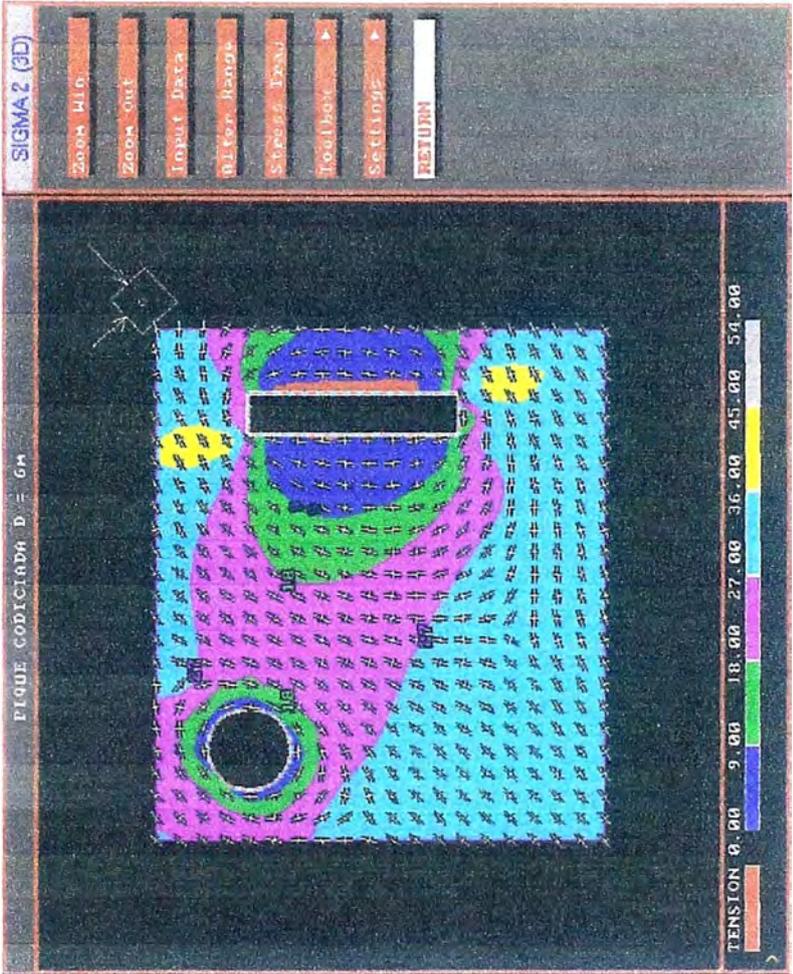
$$\phi = 47.7$$

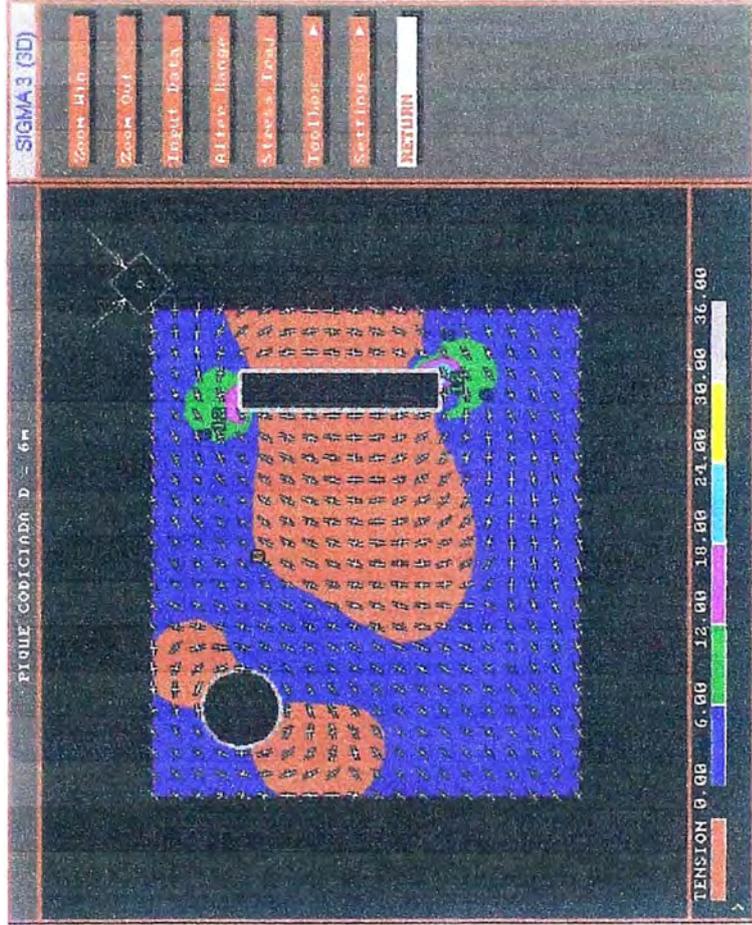
Las figuras adjuntas nos da la distribución de esfuerzos y deformaciones de la zona en estudio.

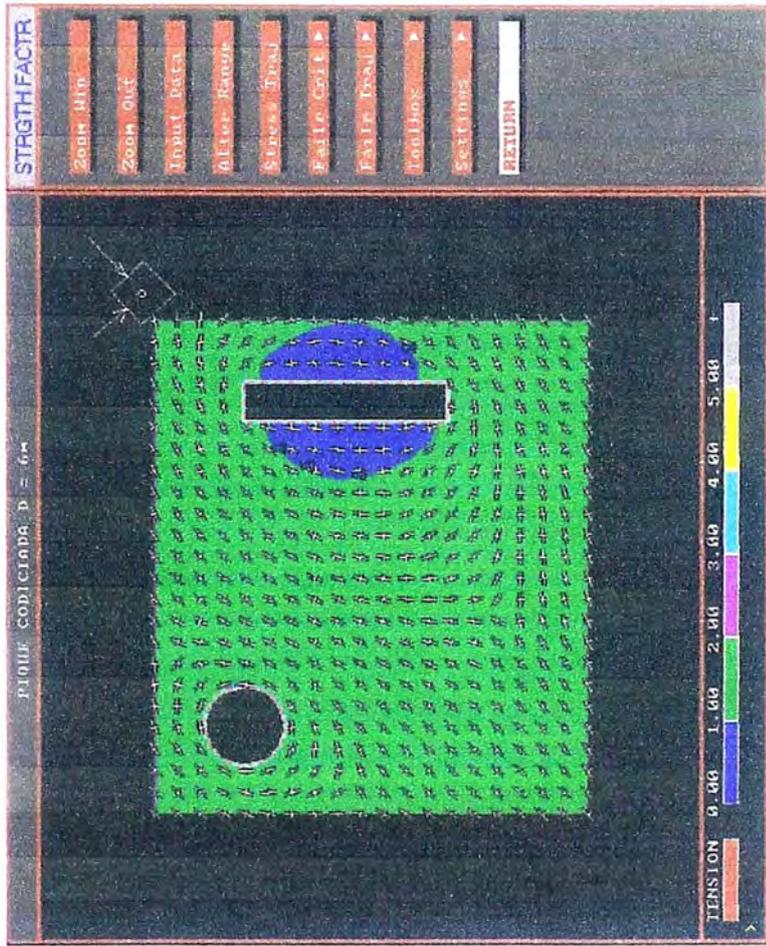
#### **Interpretación de los resultados.-**

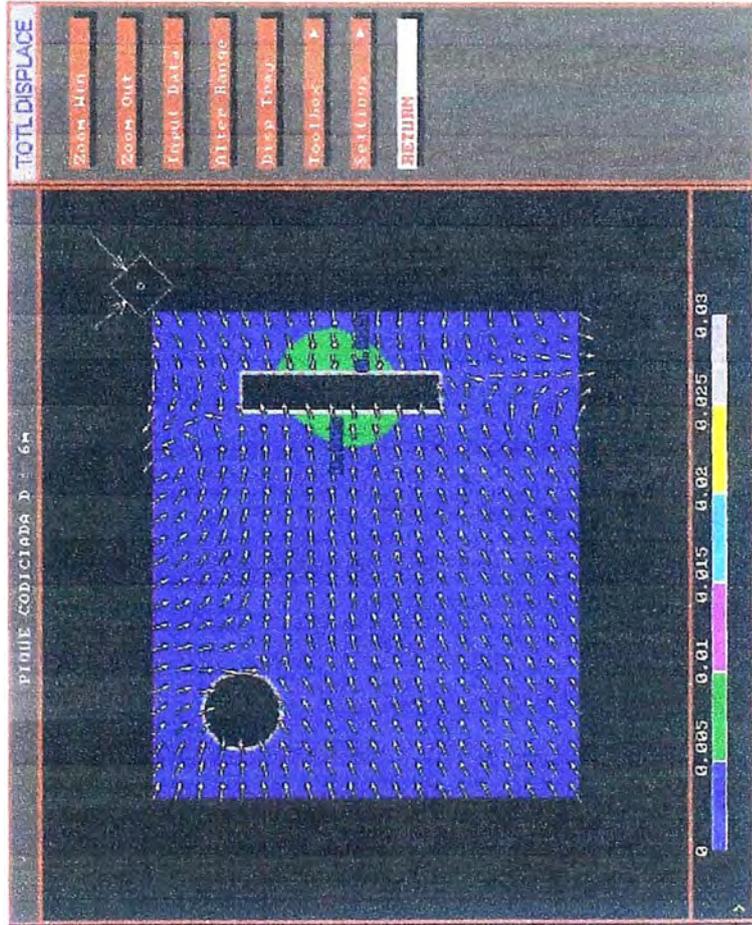
Estas figuras obtenidas del software EXAMINE, nos muestra la distribución de esfuerzos y deformaciones en el contorno de la excavación del pique codiciada y su influencia con respecto a la construcción de un echadero de mineral a una distancia de 6 metros, a esa distancia no hay perturbación de los esfuerzos generados por el pique con respecto al inclinado. Esta distancia es la mas adecuada debido a que se simuló con distancias menores donde las distribuciones de esfuerzos del pique con la del inclinado se entrecruzaban y provocando por lo tanto inestabilidad en las dos construcciones, tal como sucedía en los avances en el frente de operación generando derrumbes y accidentes por tanto se recomendó tener en cuenta esa distancia de 6m. Se observa una distribución de esfuerzos inducidos, máximo de 60 MPa, intermedio de 27 MPa y mínimo de 6 MPa, FS=1 a 2 y deformación 5 mm.









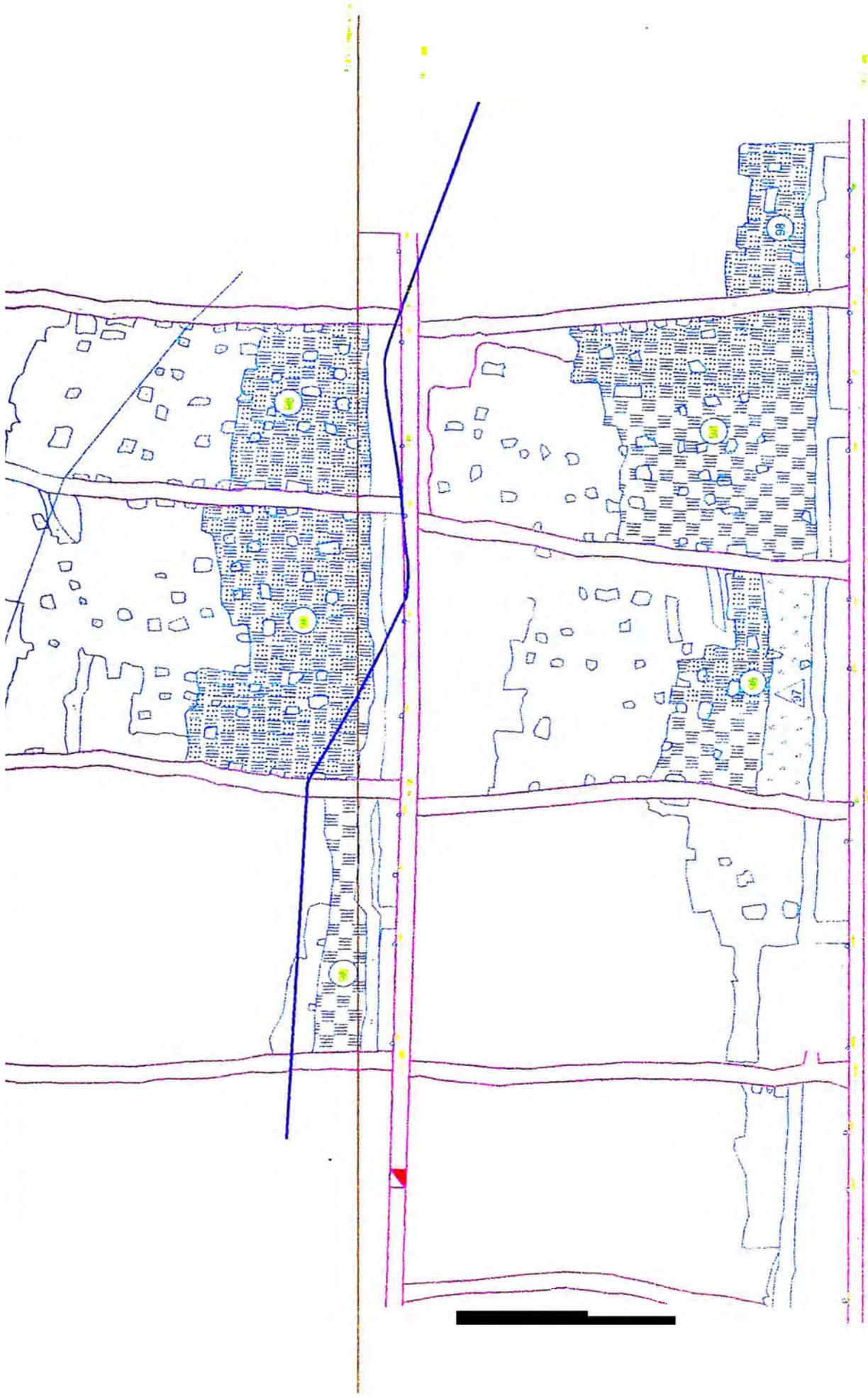


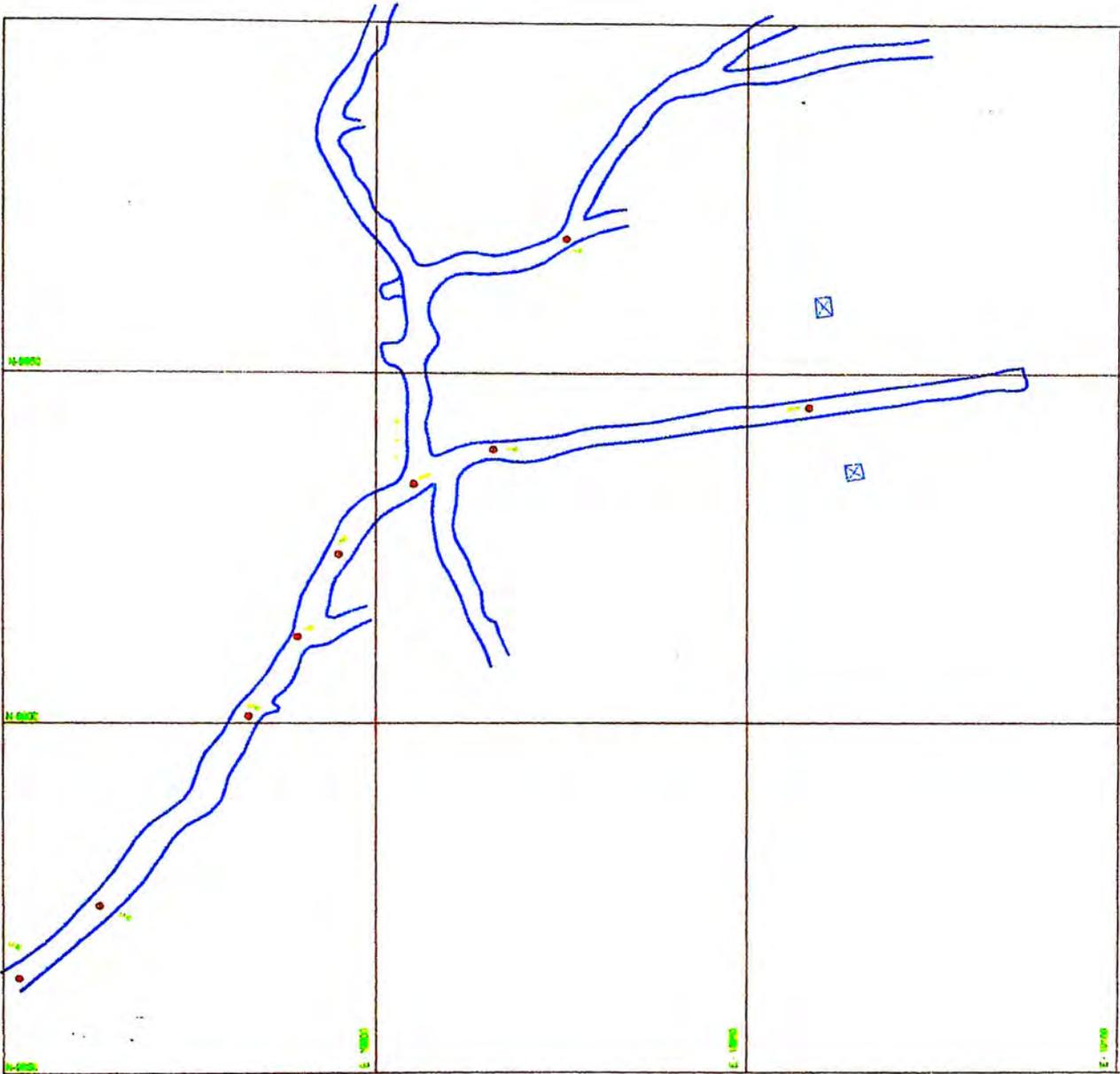
En la actualidad la recomendación fue ejecutada y se culminó con la construcción del pique y del inclinado sin problemas de derrumbe.

**D) Cuadro resumen del análisis obtenido de los 3 casos anteriores y sus recomendaciones.**

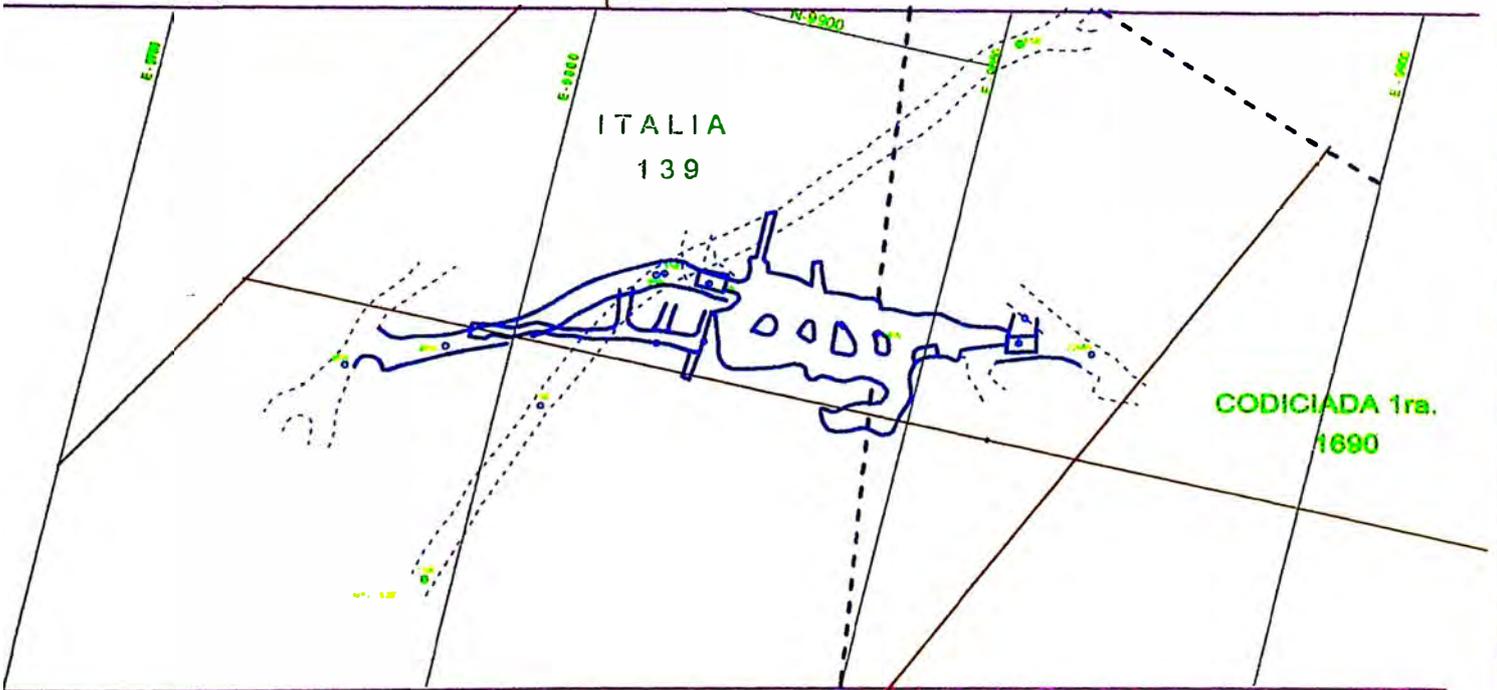
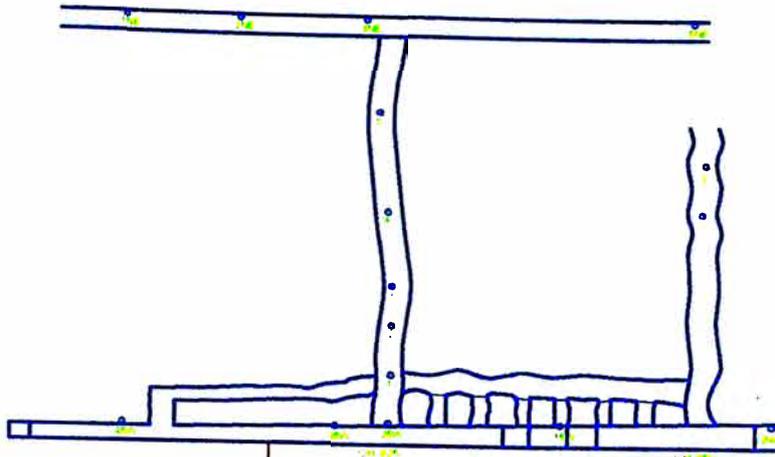
<b>Lugar</b>	<b>Recomendación</b>
Veta Rosalvina	En galerías de 2.5 m x 2.5 m que se encuentran encima de tajeos vacíos luego de la explotación, dejar como mínimo pilares de 4.0 m de espesor.
Manto Italia	En el tajeo 825 Nv. 460 en explotación, dejar pilares con anchos de 4.0 m como mínimo.
Pique Codiciada	La distancia mínima entre el pique Codiciada (5 m x 2m) y el "ore pass" (1.8 m de diámetro) es de 6m.

Se adjuntan planos 02, 03 y 04 de cada zona en estudio. También se adjunta una gráfica de la relación esfuerzo (VS) resistencia para determinar el factor de seguridad en el contorno de una excavación y asimismo se adjunta un modelo de esfuerzos inducidos asociados al socavón.

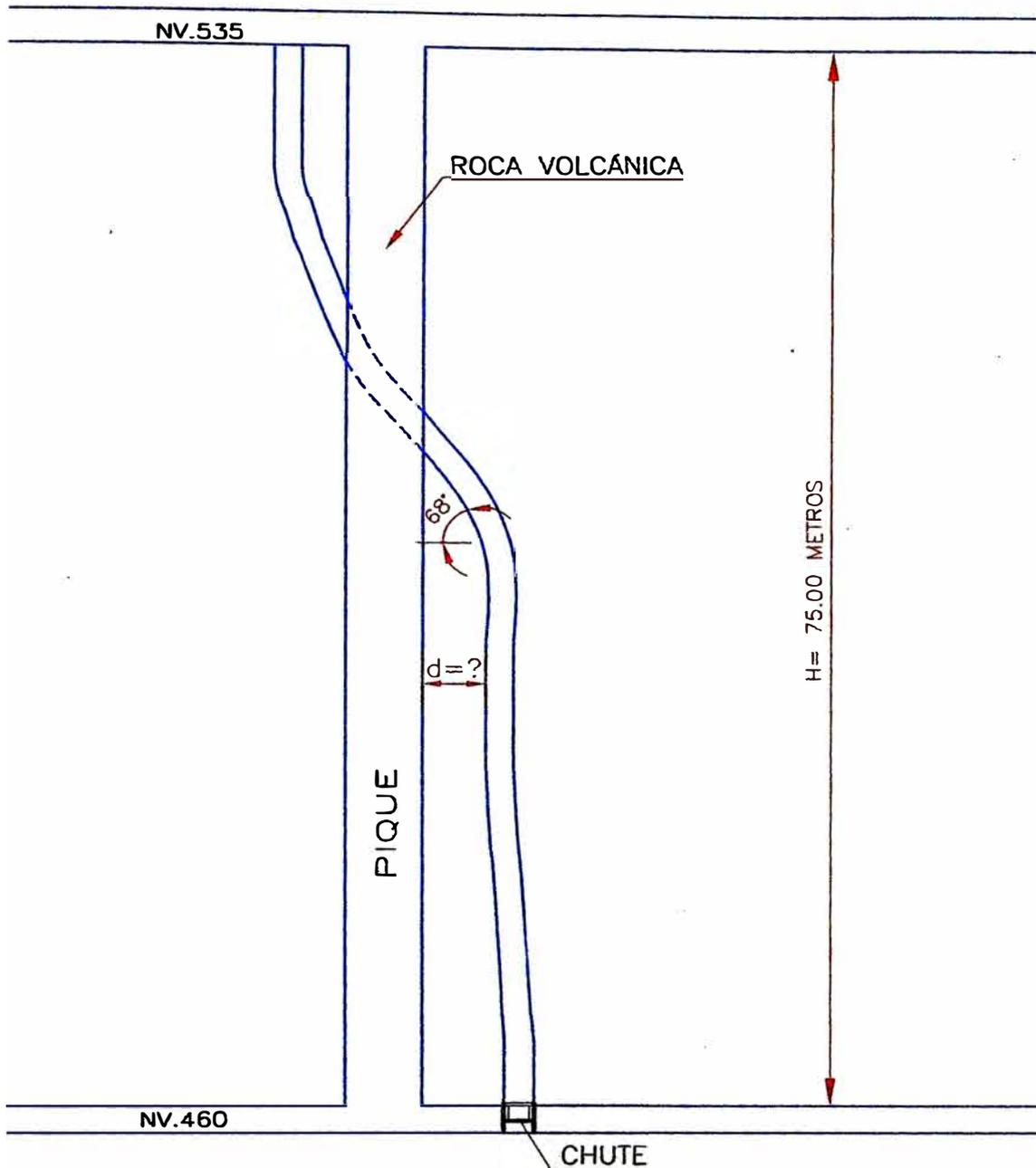




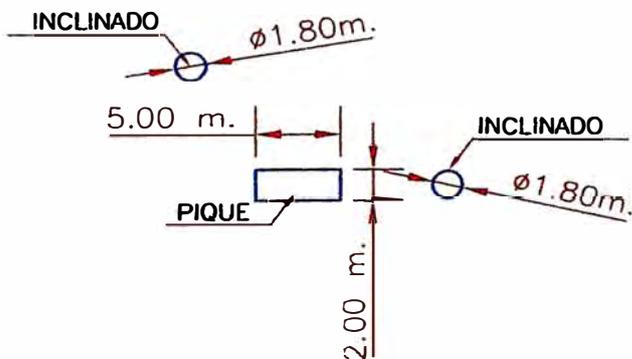
<b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA METALÚRGICA SECCIÓN DE POSTGRADO		
<b>PLANO ZONA CODICIADA NV 480</b>		
DIBUJADO POR	JOSE A. CORMAN YA M.	PLANO N°
ESCALA	1:1000	03



<b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA, METALÚRGICA SECCIÓN DE POSTGRADO		
<b>PLANO LONGITUDINAL MANTO ITALIA</b>		
DIBUJADO POR:	JOSE A. CORIMANYA M.	PLANO N°:
ESCALA:	1/1000	<b>04</b>



VISTA SECCIÓN LONGITUDINAL



VISTA EN PLANTA

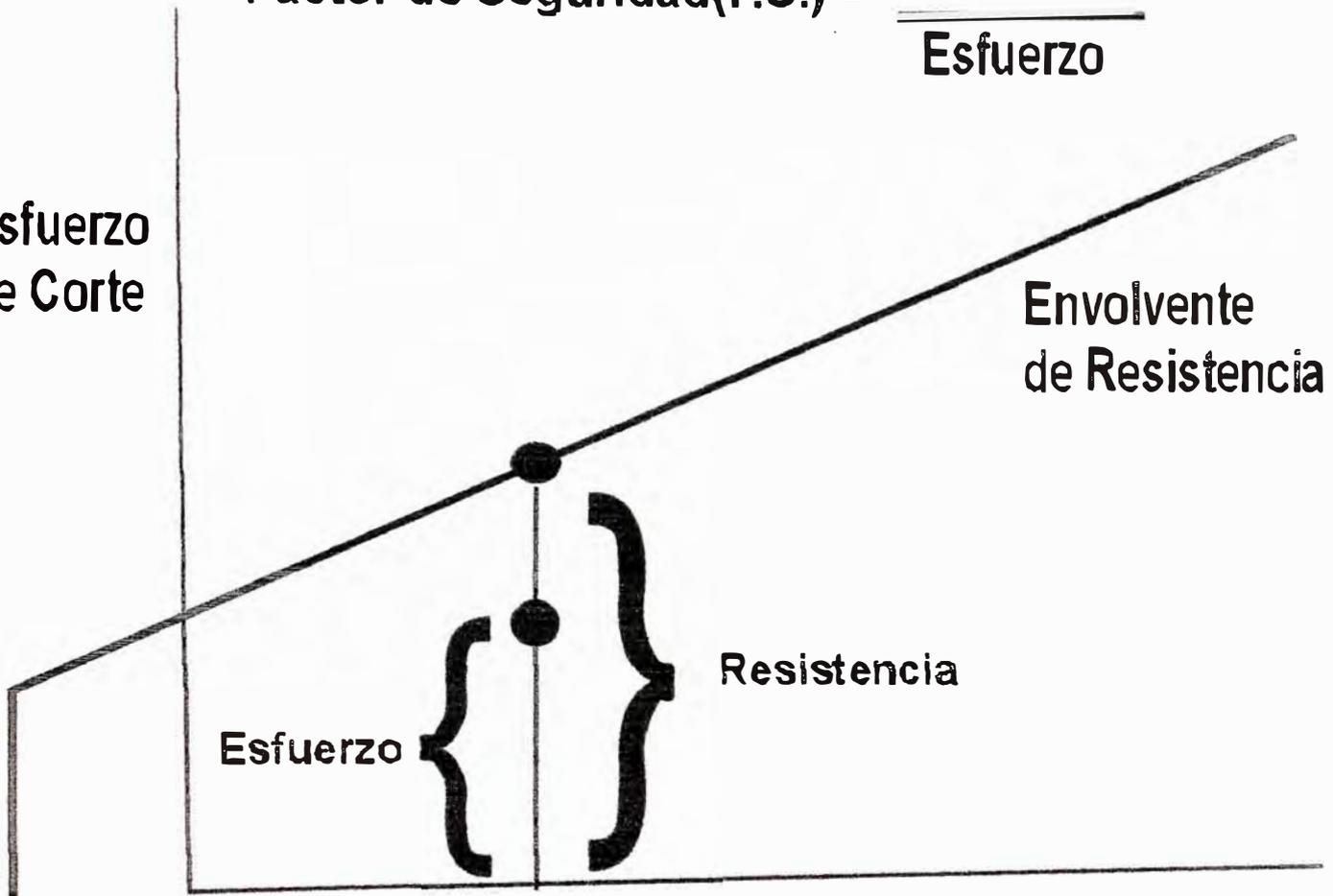
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA, METALÚRGICA SECCIÓN DE POSTGRADO	
PROYECTO PIQUE CODICIADA-DETERMINACIÓN DISTANCIAMIENTO SEGURO DEL PIQUE AL INCLINADO	
ELABORADO POR: JOSE A. CORIMANYA M.	PLANO N°
ESCALA: 1/500	05

# ESFUERZO Y RESISTENCIA

$$\text{Factor de Seguridad (F.S.)} = \frac{\text{Resistencia}}{\text{Esfuerzo}}$$

Esfuerzo de Corte

Envolvente de Resistencia



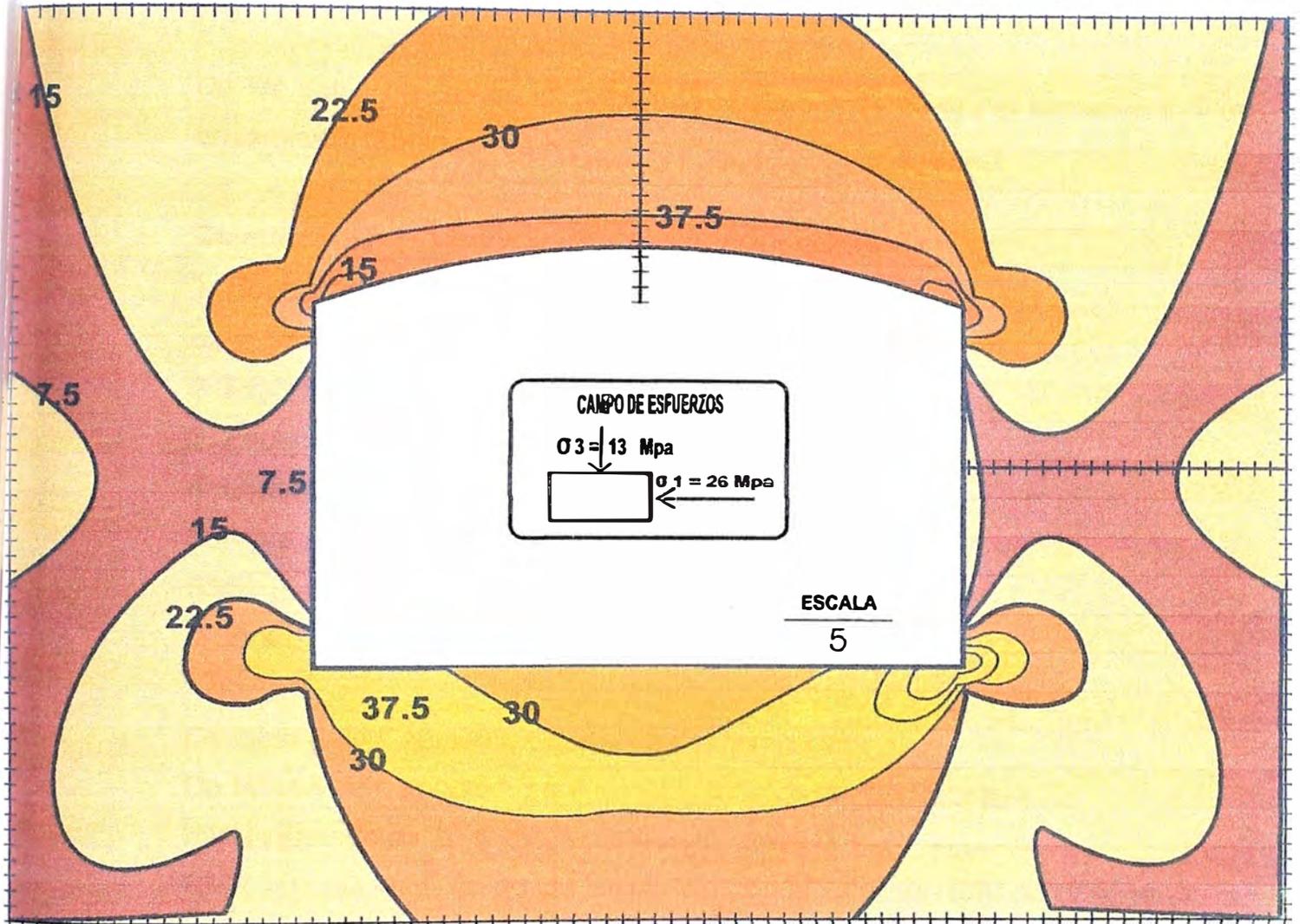
Resistencia

Esfuerzo

Esfuerzo de Confinamiento

# CONTORNOS DE ESFUERZOS DIFERENCIALES

## 01 - 03



ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO (Hoek-Brown)  
Resistencia Compresiva Uniaxial = 80 Mpa.  
 $M = 5; s = 0.001$

Propiedades Elásticas  
Módulo de Young (E) = 20,000 Mpa.  
Relación de Poisson ( $\nu$ ) = 0.25

### 3.12 DETERMINACIÓN Y DISEÑO DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO

A partir de la clasificación geomecánica expuesta en el capítulo I, se obtuvieron los siguientes resultados:

#### Estación N° 1 Veta Rosalvina

De los datos de campo se sabe que el avance es contra el buzamiento y el buzamiento medio es de 50°

Descripción	Valuación
1. Resistencia del material	
$\sigma_c = 56 \text{ MPa}$	7
2. RQD (62%)	13
3. Espaciamiento discontinuidad	15
4. Estado de discontinuidad	25
5. Agua subterránea	<u>10</u>
RMR	70

(Fuente: Tabla 3 Capitulo I)

De tabla 6 de Capítulo I, Condición desfavorable

De tabla 4 de Capítulo I, para minas y túneles corrección es -5

RMR ajustado es  $70 - 5 = 65$ , roca buena, clase II

$RMR = 9 \ln Q + 44$ , de donde reemplazando el valor de RMR se obtiene:

$$70 = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = 17.97$$

De ábaco la dimensión equivalente  $DE = 6.2$

Considerando  $ESR = 3$  ( tabla), se obtiene:

$$\text{span} = DE * ESR = 6.2 * 3$$

$$\text{span} = 18.6 \text{ m.}$$

#### **Recomendación:**

Con los datos anteriores se determina la categoría de sostenimiento, basado en al índice de calidad tunelera Q (tabla adjunta, anexo): Para este

caso corresponde a 13, instalación de pernos aislados pernos no tensionados, cementado y de longitud de 2.4m.

### **Estación N° 2 Manto Italia**

<b>Descripción</b>	<b>Valuación</b>
1. Resistencia material (71.0 MPa)	7
2. RQD (54%)	13
3. Espaciamiento de la discontinuidad	15
4. Estado de la discontinuidad	20
5. Agua subterránea	<u>7</u>
RMR	62

(Fuente: Tabla 3 Capítulo I)

De tabla 6 de Capítulo I, Condición desfavorable.

De tabla 4 de Capítulo I, por orientación de fisuras la corrección es -10

RMR ajustado:  $62 - 10 = 52$

Roca regular, clase III

RMR =  $9 \ln Q + 44$ , de donde reemplazando el valor de RMR se obtiene:

$$62 = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = 7.38$$

De ábaco, la dimensión equivalente (DE) = 5

Considerando ESR = 3.0 (excavación minera provisional) y reemplazando en:

$$\text{span} = \text{DE} * \text{ESR}$$

$$\text{span} = 5 * 3.0 = 15\text{m}$$

### **Recomendaciones**

Con los datos anteriores se determina la categoría de sostenimiento, basado en al índice de calidad tunelera Q (tabla adjunta, anexo): Para este caso corresponde a 17, espaciamiento sistemático de pernos no tensionados, de espaciamiento de 1.0m a 1.5 m y de longitud de perno de 1.8m a 2.4m ó shotcrete de 2.5 cm. de espesor.

### **Estación N°3 Pique Codiciada**

<b>Descripción</b>	<b>Valuación</b>
1. Resistencia material (71 MPa)	7
2. RQD (58%)	13
3. Espaciamiento de discontinuidades	15
4. Estado de discontinuidades	25
5. Agua subterránea	7
RMR	67

(Fuente: Tabla 3 Capítulo I)

De tabla 6 de Capítulo I, Condición regular

De tabla 4 de Capítulo I, para minas y túneles corrección es -5

RMR ajustado  $67-5 = 62$

Roca buena, clase II

$RMR = 9 \ln Q = + 44$ , de donde reemplazando el valor de RMR se obtiene:

$$67 = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = 12.8$$

De ábaco la dimensión equivalente  $DE = 5.5$

Considerando  $ESR = 2.5$

$$\text{Span} = DE * ESR$$

$$= 5.5 * 2.5 = 13.8 \text{ m}$$

### **Recomendaciones**

Con los datos anteriores se determina la categoría de sostenimiento, basado en al índice de calidad tunelera Q (tabla adjunta, anexo): Para este caso corresponde a 13, pernos aislados, espaciamiento sistemático de pernos no tensionados, de 1.0m a 1.5 m de espaciamiento y de longitud de perno de 1.8m a 2.4m ó shotcrete de 2.5 cm. de espesor.

### **3.13 SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO DE ROCAS**

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 ha ser el esfuerzo de roca donde los elementos de sostenimiento son una parte integral de las masa rocosa. Como ejemplo se puede mencionar a las barras de anclaje que son adheridas con mortero y que luego se tensan cuando se producen deformaciones en la roca, de manera similar a como funciona el concreto armado.
- 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. El sostenimiento con arcos metálicos, denominados también como cimbras o cerchas, es un ejemplo de apoyo pasivo ya que son externos a la masa de roca y funcionan sólo cuando se producen movimientos hacia adentro de la masa rocosa aflojada.

La opción a adoptar depende del grado de aflojamiento o fracturamiento de la roca en el sector excavado.

La tendencia actual en el mundo es de lograr el autosostenimiento de la roca, procurando conservar la resistencia natural de la roca, tratando de movilizar los esfuerzos hacia los bordes de la excavación. Generalmente la solución consiste en combinar varios de los tipos de sostenimiento indicados a continuación: barras de anclaje, pernos de roca tensados, cables, y otros sistemas complementarios como es el caso de concreto proyectado

(shotcrete), mallas y arcos de acero que toman las cargas de los bloques individuales que se aflojan del macizo rocoso.

### **3.13.1 Sostenimiento activo de roca**

Son dos los principales tipos de sostenimiento activo usados en excavaciones subterráneas: pernos anclados y tensionados mecánicamente y barras de anclaje inyectadas con mortero o mediante anclajes de fricción. Con el objeto de conocer los diferentes modos en que estos sistemas trabajan se hace una ligera descripción a continuación:

El anclaje mecánico de los pernos para roca es tal vez la forma más utilizada últimamente, siempre que la roca sea lo suficientemente dura para proveer un sustento bueno para el anclaje.

Los pernos de roca tensados son más efectivos en bloques sueltos o cuñas de roca cercanas a la superficie de la excavación. Estos bloques pueden haber estado aflojados debido a planos de falla o creados por voladuras poco cuidadosas y por consiguiente deben anclarse para evitar peligros durante la construcción. Sucede con frecuencia que la cantidad de material aflojado no es muy profunda, por lo que se requiere sólo de un grado de apoyo que sostenga el peso de la roca. Cuando las piezas de roca son pequeñas, es recomendable que se añada mallas para proveer un apoyo efectivo.

Es deseable que la tensión de los pernos se haga hasta cerca del 70% de su carga de rotura, de esta manera se podrá apretar los bloques sueltos de roca y las cuñas, permitiendo que éstas queden lo más bloqueadas posible. De esta manera se evita un deterioro progresivo en la estabilidad de la roca.

Desafortunadamente, el anclaje mecánico de los pernos de roca tiene varios problemas. Hay una tendencia a que los anclajes resbalen

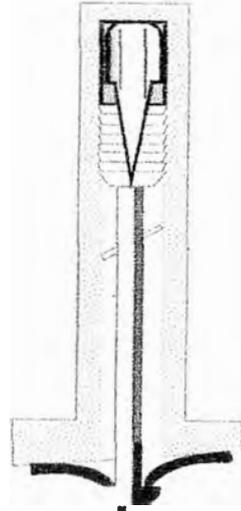
progresivamente con el tiempo, quizás como resultado de vibraciones inducidas por voladuras cercanas. Se ve algunas veces a pernos antiguos de roca que han perdido toda su tensión. Otro problema es el de la oxidación en rocas agresivas en presencia de agua. Existe antecedentes que indican que en algunas oportunidades la vida de los pernos no protegidos fueron menores que un año, en tales circunstancias y, donde se requiera una vida de largo plazo, los pernos deberán ser inyectados in situ con mortero.

La necesidad de usar pernos de roca anclados mecánicamente se reduce significativamente cuando se efectúa un sistema cuidadoso de voladura y el desprendimiento correcto de las rocas sueltas.

Estas técnicas reducen la cantidad de roca inestable que tiene necesidad de ser sostenida.

#### **3.13.1.1 Anclaje mecánico mediante pernos de roca tensionados**

El esquema ilustra un número de componentes que pueden utilizarse en diferentes combinaciones. El anclaje formado por lámina metálica que se expande al interior de la perforación es uno de los tantos tipos, en este caso una cuña cónica incluida en el perno permite que la lámina de expansión quede presionada contra el hueco taladrado. Cuando se aplica un mortero (grout), se utiliza un collar de jebe para sellar el agujero contra pérdida de mortero. Una forma alternativa es utilizar una resina de endurecimiento rápido. El mortero es inyectado por el extremo del agujero y regresa por el tubo, la inyección se detiene cuando el aire ha sido desplazado y el flujo de mortero comienza a salir.



PERNO DE ANCLAJE MECÁNICO

El perno puede ser tensionado inmediatamente después de la instalación utilizando un ajustador automático, y el mortero debe ser colocado en una etapa posterior, cuando el movimiento inicial de la roca haya cesado. Este sistema provee un anclaje muy confiable en roca buena y cuando se pueda aplicar fuertes cargas a los pernos. Para una correcta instalación se requiere trabajadores calificados y una estrecha supervisión.

Datos típicos:

Acero, designación ASTM A 615 (Grado 60) o ASTM A 722 (Grado 150). Esfuerzo de fluencia de 60.00 psi o 150.000 psi.

Diámetro del acero de  $\frac{3}{4}$  plg a  $1 \frac{3}{8}$  plg.

Diámetro del agujero de  $1 \frac{5}{8}$  plg a  $2 \frac{1}{2}$  plg.

La longitud variable.

Cuando se aplica a un perno de roca, se debe tener en mente que la tensión inicial más la carga que se presente posteriormente no deben pasar el LÍMITE ELÁSTICO DEL ACERO. El límite elástico de un perno de 1" de diámetro (roscas) puede ser tan baja como 20,000 lbs

En la práctica, los pernos son tensionales de 8,000 a 14,000lbs.

La tensión que se aplica a un perno se puede calcular aproximadamente del torque que se aplica a la tuerca, la relación torque – tensión está dada por:

$$T_n = (T_r * 12) / (k * D); \text{ lbs}$$

Donde:

$T_n$  = Tensión en la barra; lbs

$T_r$  = Torque aplicado a la tuerca; pie-lbs

$K$  = Factor de fricción barra-tuerca-arandela; varia entre 0.3 y 0.6

$D$  = Diámetro de la barra; pulgadas

Ejemplo:

Hallar la tensión en la barra si se aplica un torque de 290 pies – lbs; el factor de fricción es 0.35 y el diámetro de la barra es de 1”.

Solución:

$$T_n = (290 * 12) / (0.35 * 1) = 9943 \text{ lb.}$$

El bureau of mines ha desarrollado una fórmula empírica que da una relación más real de la relación torque – tensión:

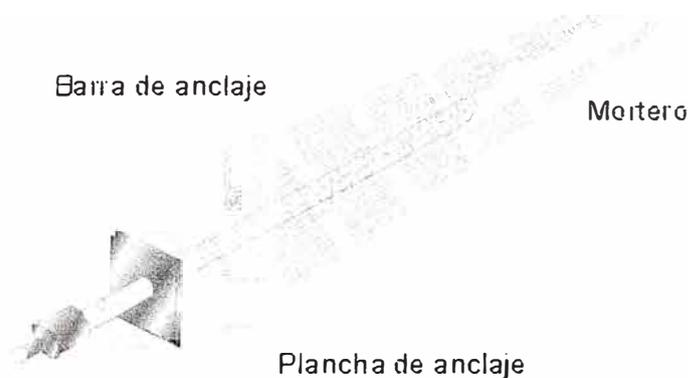
$$T_n = (42.5 * T_r) - 1000; \text{ lb.}$$

Con los datos anteriores, se tiene

$$T_n = (42.5 * 290) - 1000 = 11325 \text{ lb.}$$

### 3.13.1.2 Barras de anclaje inyectadas o a fricción

Una de las principales desventajas de los anclajes mecánicos de los pernos de roca es que, si el anclaje se desliza o el perno se rompe, la capacidad se reduce a cero y el soporte de la roca falla. Este problema es menos severo en el caso que estén totalmente inyectados o con barras de anclaje por fricción, debido a que aunque ocurra la falla de la plancha de anclaje, el resto de la longitud está anclada y continuará proveyendo apoyo.



El problema con mortero inyectado o barras de anclaje por fricción es que ellos no pueden ser tensionados y tienen que estar instalados antes de que se produzca movimientos significativos en la roca. En efecto, la experiencia ha demostrado que este problema aparente puede convertirse en una ventaja y que una combinación de voladura cuidadosa y la instalación de barras de anclaje lo más próximas a la cara de avance proporcionan una forma muy efectiva de soporte para un rango más amplio de condiciones de roca que el logrado con pernos de anclaje mecánico.

La instalación de las barras de anclaje cerca de la cara de avance asegura que aquellas piezas individuales de roca que han sido ligeramente movidas queden aseguradas.

### **3.13.1.3 Perno de rocas cementada**

Son aquellos cuyo anclaje es efectuado por medios químicos o físico-químico; es decir, utilizan un cemento (cemento Pórtland, resinas orgánicas o sintéticas, etc) con inclusión de agregados (arena, grave, etc) acelerantes, expansivos, anticorrosivo y agua.

Un perno cementado puede ser una varilla de fierro corrugado introducido en un taladro con hormigón o un perno que luego de ser pensionado se le agrega hormigón.

La adherencia cemento-roca es la roca es la que gobierna la resistencia del anclaje.

Como de nada sirve dar el anclaje una resistencia mayor que el límite elástico del acero, la longitud del cementado óptimo será la que dá al perno una resistencia al anclaje igual a la carga elástica.

$$L = F / (p * u)$$

Donde:

L = Longitud cementada del perno; pulgadas.

F = Resistencia al anclaje, carga elástica; libras.

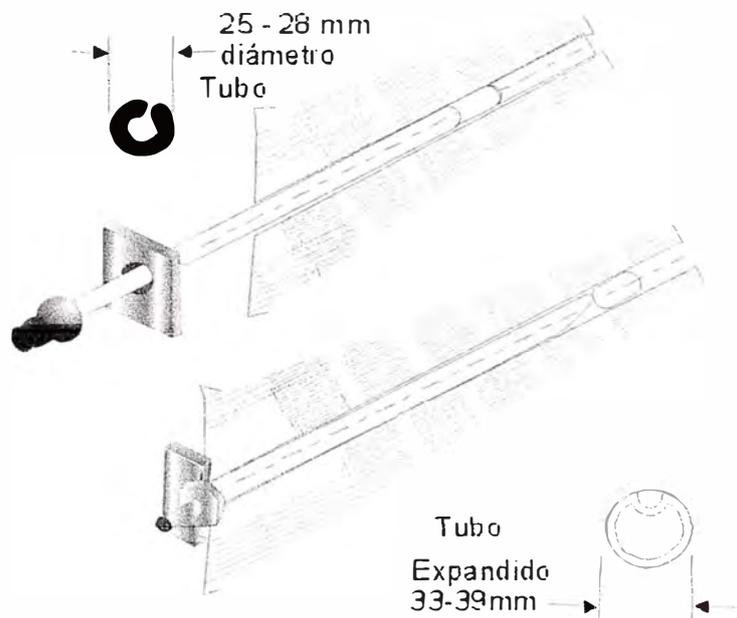
P = Perímetro del taladro; pulgadas.

U = Esfuerzo de coherencia cemento – roca (250 a 450 lb. /pulg<sup>2</sup> para cemento Pórtland – American Concrete Institute)

### 3.13.1.4 Pernos de roca anclados por fricción “SWELLEX”

Han sido desarrollados por Atlas Copco, el tubo deformado Swellex es expandido por presión de agua dentro del hueco taladrado, de esta manera queda bien fijo contra deslizamiento dentro de la perforación. Permite alguna reducción en la longitud y la instalación es rápida y simple. Proporciona apoyo inmediatamente después de la instalación y puede ser utilizado en una gran variedad de condiciones de terreno. La instalación causa contracción en la longitud de cerrojo, lo que permite una comprensión en la plancha de apoyo exterior contra la roca. La corrosión puede ser un problema en instalaciones a largo plazo. Requiere una bomba para instalación.

Los pernos “ Swellex “ son comúnmente utilizados para soportes en situaciones medias.



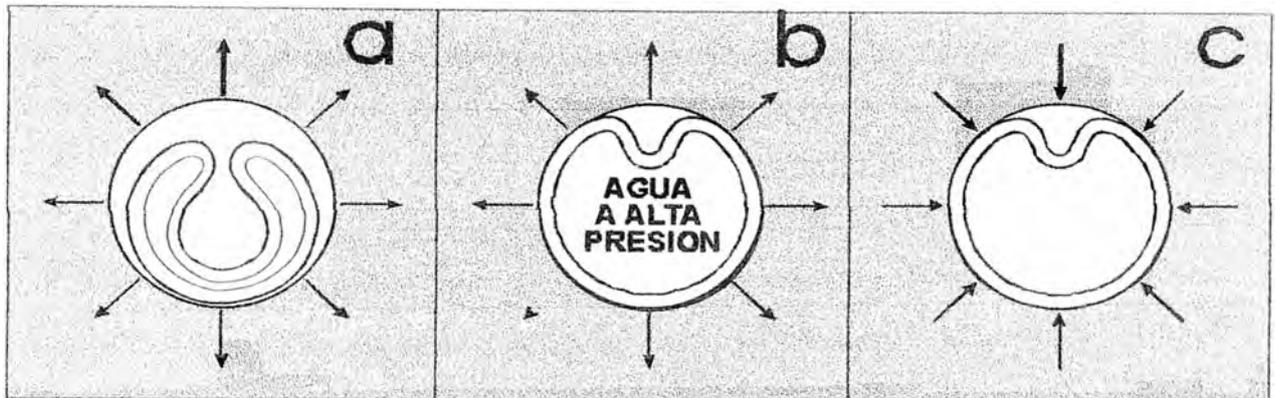
**Datos técnicos:**

**Esfuerzos de fluencia 13 tn. Diámetro de tubo 25-28 mm**

**.Diámetro de agujeros 33-39 mm.**

**Longitudes hasta 8 m**

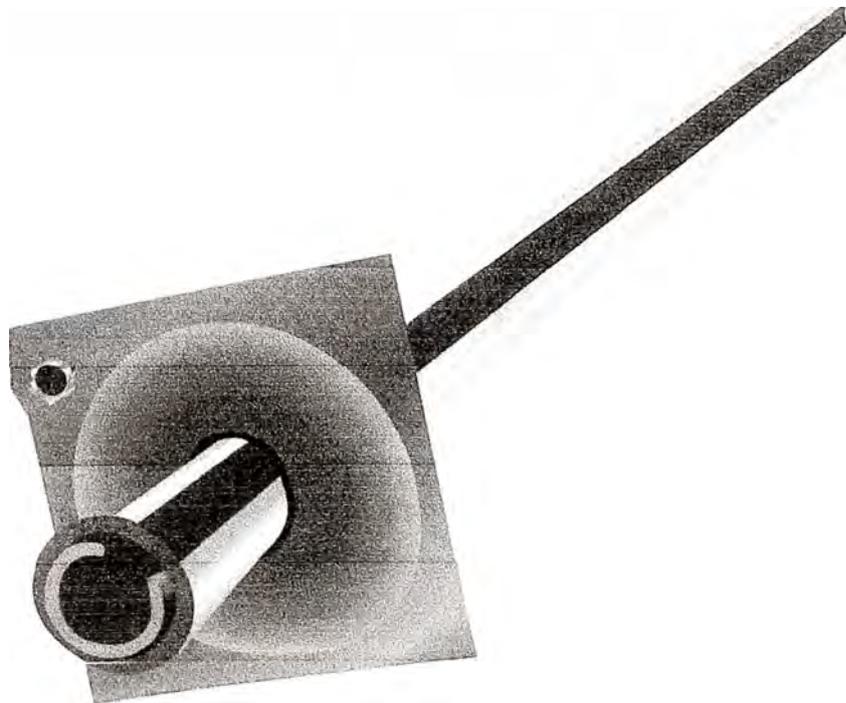
**Presión de instalación 3.000 psi**



Interacción entre la roca y el perno de anclaje Swellex durante la instalación. (a): El perno Swellex se coloca en el barreno. (b): Agua a alta presión dilata el tubo interiormente, causando una pequeña expansión elástica del diámetro del barreno. (c): se libera la presión del agua y la roca circundante se contrae, produciendo entonces el efecto de enclavamiento del swellex.

### **3.13.1.5 Estabilizadores de roca por fricción “Split Set”**

Desarrollado por “Scout” conjuntamente con la Compañía “Ingersoll -Rand” en EEUU, este dispositivo ha ganado considerable popularidad. Como el tubo cortado es forzado en el hueco perforado, la acción de instalación comprime el tubo generando una fuerza radial contra la roca, lo que genera una resistencia al deslizamiento entre la roca y el acero. Es simple y rápido para instalar y es más barato que la barras ancladas con mortero. El diámetro de la perforación es crítico y la mayoría de las fallas durante la instalación ocurre debido a que el agujero es o demasiado pequeño o demasiado grande. En algunas oportunidades, donde se ha requerido un soporte por largo tiempo, se ha presentado problemas por oxidación. El dispositivo no puede ser inyectado con mortero.



**SPLIT SET**

Datos Típicos:

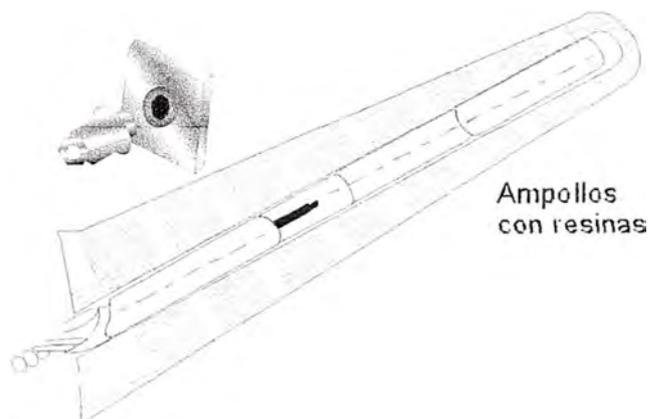
Carga de fluencia 90 KN. Diámetro de tubo 33 a 39 mm

Diámetro de agujero 32 mm a 41 mm

Longitud de 0.9 a 3.6 m (3 a 12 pies)

### 3.13.1.6 Barras fijas con resinas

Este caso representa al sistema más sofisticado de pernos de roca y combina la mayor parte de las ventajas de otros sistemas de pernos. Se utilizan resinas y catalizadores, los que están contenidos en forma separada dentro de ampollas de plástico. Estas cápsulas son empujadas dentro del agujero mediante bastones, a continuación se introduce la barra aplicándole movimientos de rotación, esto provoca la rotura de las ampollas y la resina se mezcla con el catalizador. Las barras se anclan muy bien en toda la longitud y su instalación es muy fácil. Se debe tener mucho cuidado en respetar las indicaciones de los fabricantes, las resinas son caras y muchas tienen un tiempo de vida limitado, particularmente en climas cálidos.

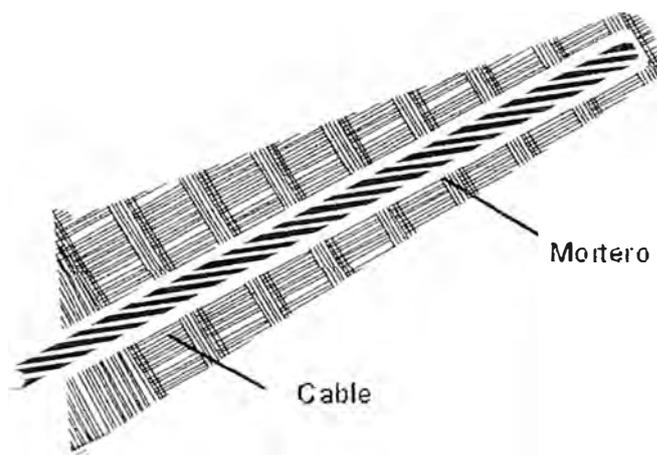


En algunos proyectos a nivel mundial se viene utilizando cada vez más donde el costo es menos importante que la velocidad y confiabilidad.

### 3.13.1.7 Cables con mortero

Los pernos de roca y barras de anclaje pueden ser reemplazados en muchas aplicaciones por cables fijados con mortero. La ventaja principal de estos cables es que pueden estar instalados en túneles angostos. Los cables colocados sin tensar pueden ser tensados después de colocar el mortero. En los últimos años ha sido utilizado exitosamente en muchas obras de Ingeniería Civil.

Los cables pueden estar instalados con bastante efectividad en túneles muy estrechos, son baratos y tienen una gran capacidad para tomar cargas. Se puede usar en rocas de diversas condiciones y tienen muy buena resistencia a la corrosión cuando son colocados en obras permanentes.



Cuando se desea tensar el cable, y se utiliza cementos normales, se debe tener cuidado de esperar varios días para permitir que este adquiera la resistencia requerida.

Datos técnicos:

Esfuerzo de fluencia 257.000 psi. Carga de fluencia 50 tn.  
diámetro del cable 20 mm. Diámetro de agujero 35 mm. Sin límites de longitud.

### **3.13.2 Sostenimiento pasivo de rocas**

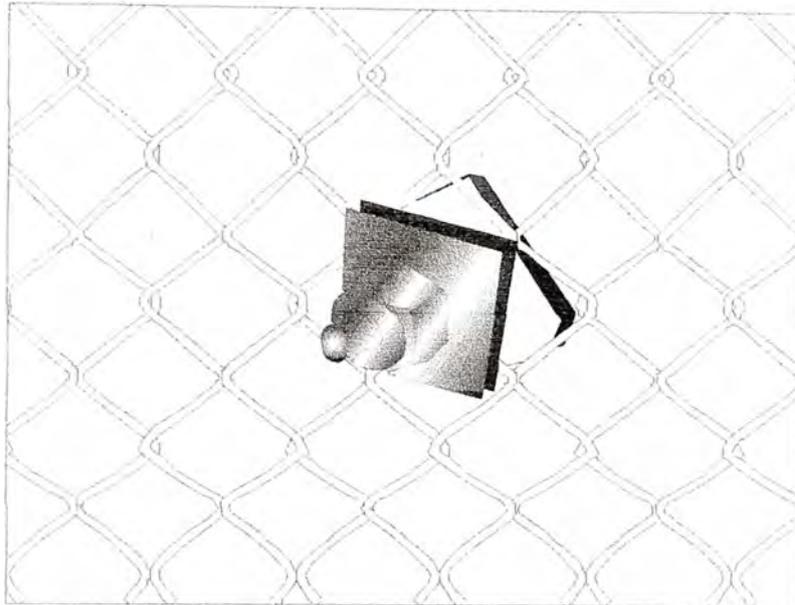
Para complementar el refuerzo logrado utilizando barras de anclaje, pernos o cables, con frecuencia se incluye el uso de malla, grampas, shotcrete y arcos de acero.

#### **3.13.2.1 Mallas**

Una regla general que puede ser utilizada para el espaciamiento de los pernos de roca, es que la distancia entre placas de apoyo sea aproximadamente igual a tres veces el espaciamiento promedio de las separaciones entre fisuras en el macizo rocoso. Si un conjunto de juntas se interceptan formando cuñas o bloques con longitud de lado promedio entre 0 a 5 m, el espaciado ideal entre pernos debería estar cerca de 1.5 m y la longitud del perno debería ser dos veces el espaciado de pernos, por ejemplo 3 m. Este ejemplo da longitudes y espaciamiento razonables de pernos pero ¿Cuál sería la solución si el espaciado entre juntas está cerca de 10 cm?. Obviamente, sería poco práctico colocar pernos a 30 cm entre centros y, bajo estas circunstancias, es conveniente el uso de mallas para soportar los pequeños bloques entre las planchas de apoyo superficial.

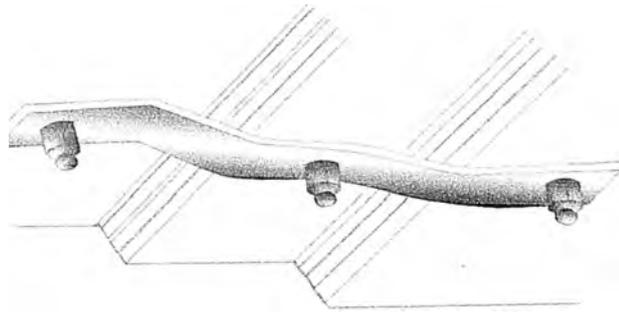
La malla puede ser trenzada o soldada. La malla trenzada es flexible y tiene gran capacidad para tomar cargas. Sin embargo, es más difícil de manipular durante instalación y no es recomendable usarla con shotcrete, debido a la dificultad de eliminar las bolsas de aire atrapados detrás de las uniones de la malla. Las mallas soldadas son más rígidas y son más fáciles de instalar, también son muy apropiadas para el uso de shotcrete. La malla de alambre soporta las piezas pequeñas de roca suelta que está a punto de caer. La malla es muy económica y de rápida instalación. La malla no puede soportar

cargas excesivas de roca porque puede fallar. La malla soldada es usada tradicionalmente como refuerzo del shotcrete, pero está siendo reemplazada por el uso de fibras metálicas aplicadas con el shotcrete.



### **3.13.2.2 Platinas metálicas**

Cuando la masa de roca que rodea una abertura subterránea está formada por lascas, lo que significa que la mayoría de los planos débiles están en una dirección, uno de los medios más efectivos para el apoyo de las mallas es el uso de platinas metálicas. Estas platinas están situadas entre pernos de roca y cubren los planos débiles.



Estas platinas metálicas no pueden ser usadas para evitar desmoronamiento de pequeños bloques de dimensiones pequeñas. Las platinas son dobladas siguiendo la forma de la superficie rocosa.

### **3.13.2.3 Shotcrete (Concreto proyectado)**

El shotcrete actúa en gran medida de la misma manera que una malla que evita el desprendimiento de pequeñas piezas de roca desde la superficie de una excavación, ayudando a soportarse así mismo y también a sostener a la roca. Debido a que el shotcrete es más fuerte que las mallas metálicas, sobre todo si se utiliza con fibras, y como es más resistente a la corrosión, es considerado como un sistema más eficiente que las mallas. Es particularmente usado en excavaciones donde se requiere de sostenimiento por mucho tiempo.

El shotcrete está siendo utilizado como un sistema versátil de apoyo con la adición de micro-silica y refuerzos de fibras de acero agregados a la mezcla del mortero. La colocación compleja de capas delgadas de shotcrete, reforzadas con mallas electrosoldadas, pueden ser ahora reemplazadas por un sistema rápido y económico de reforzarlas con el uso de fibras metálicas y micro-silica. Se han desarrollado un número suficiente de investigación sobre el diseño de mezclas, con

**inclusiones de fibras, por lo que se puede afirmar que la calidad de este tipo de obras descansa casi totalmente en los operadores de los equipos.**



**La colocación de shotcrete requiere una atención constante para el control de la presión, el volumen de suministro de agua, mezclado y aire para garantizar que el material sea colocado de manera continua e interrumpida para lograr una colocación de buena calidad, bien compacta y con un mínimo porcentaje de rebotes del material.**

**Como el shotcrete desarrolla rápidamente esfuerzos al poco tiempo de su aplicación, podría ser aplicado inmediatamente después de la excavación. La mayoría de las mezclas incluyen hasta el 5% de aditivos aceleradores. Lo que permite que en un tiempo muy corto se esté alcanzando las resistencias necesarias para absorber cargas.**

**El uso de aditivos micro-silica actúa produciendo una reducción considerable del rebote, por consiguiente, se puede aumentar**

el espesor del shotcrete permitiendo que las zonas débiles de roca con corrientes de agua queden cubiertas y ancladas de manera efectiva. El uso de sílice no afecta la resistencia a largo plazo del producto.

La adición de fibras metálicas aumenta la capacidad para tomar cargas una vez producido el agrietamiento, aunque no da mejora de manera importante la resistencia a la flexión inicial de las capas colocadas de shotcrete.

Existe básicamente dos tipos de shotcrete, el de mezcla seca y mezcla húmeda. En los casos que la roca se encuentra aflojada se está utilizando mucho el proceso de mezcla seca, por la flexibilidad del equipo y dosificación. El producto final es altamente dependiente de los operadores y especialmente del operador de la boquilla de lanzamiento.

### **3.13.2.3 Cuadros de madera**

Es una estructura o pórtico de madera compuesto por varios elementos que trabajan como una unidad de sostenimiento, se le construye de acuerdo a las exigencias de la labor minera. Es muy necesario tener en cuenta al construir y armar los cuadros, considerar los esfuerzos que van a actuar sobre cada uno de los elementos componentes. Esto sirva para sostener el techo de la labor, las presiones de las paredes laterales y las presiones del piso. Si se conoce bien estas presiones es factible seleccionar el tipo de cuadro a usarse, así como la dimensión y características de sus elementos, estos son:

#### **Sombrero.-**

Elemento que se usa como viga para soportar el techo  
Normalmente esta sujeto a esfuerzos de compresión paralelos a las fibras y a esfuerzo de flexión.

- Puede trabajar con un puente encima (otra pieza de similar dimensión) duplicando su resistencia, si ambas piezas se unieran con pernos, se cuadruplicaría dicha resistencia.
- También puede trabajar con un puente, sobre bloques a la altura de los postes; en este caso, el sombrero trabajara a la compresión y el puente a la flexión.

### **POSTES**

- Elemento que se usa como columnas para soportar la carga vertical transmitida por el techo.
- Normalmente están sujetos a esfuerzos de compresión paralelo a sus fibras debido a la carga que toman del techo y a la reacción que provocan en el piso de la labor.
- Se recomienda que la longitud no debe exceder en 12 veces la menor dimensión de su sección.
- No conviene que estas piezas soporten esfuerzos combinados (compresión – flexión), sino solo uno de ellos.
- El bloqueo debe ser en los puntos de apoyo.

### **TIRANTES**

- Elementos que son colocados entre cuadros contiguos.
- Solo están sujetos a un pequeño esfuerzo de compresión paralelo a sus fibras como resultado de las presiones laterales entre ambos, por reajuste del terreno.

### **SOLERA**

- Cuarta pieza que se usa cuando el terreno presenta empujes del piso.
- Esta sometida en sus extremos a esfuerzos de compresión perpendicular a las fibras por recibir la presión del techo a través de los postes y a la reacción del piso.
- En terrenos que presentan empujes del piso, trabaja a la flexión apoyada en los postes.

- En determinados casos trabaja a la comprensión paralela a sus fibras al recibir los esfuerzos de las cajas.

### **TOPE**

- Es un reforzamiento para asegurar que los elementos trabajen
- Transmite el esfuerzo de comprensión del terreno hacia el sombrero o poste.

### **BLOQUEO O BLOCK**

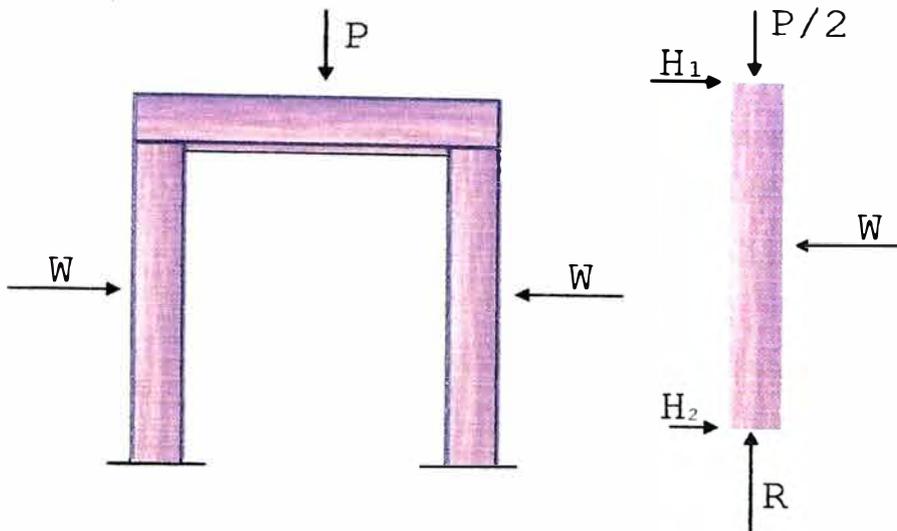
- Mantienen firmes las estructuras del sostenimiento hasta su fijación por la propia presión del terreno y transmisión las cargas del terreno a los elementos de sostenimiento.
- Deben ser fijados en la cabeza o pie de los postes o extremos del sombrero, con sus fibras en dirección paralela fuerzas alineadas y opuestas.
- No deben ser fijadas en los puntos medios del sombrero o postes, a fin de evitar que trabajen a la flexión.

### **CUÑAS.-**

- De forma triangular se utiliza para mantener en su lugar los elementos de sostenimiento.
- Descomponer la fuerza aplicada en su base, en 2 fuerzas perpendiculares a las 2 caras, que producen ajustes en las paredes del cuerpo en que penetran. Si se aumentara la fuerza aplicada el cuerpo fallaría al corte.

(Florez Olivera, Marco Antonio 2003, Pág. 8 al 30)

## CUADRO RECTANGULAR

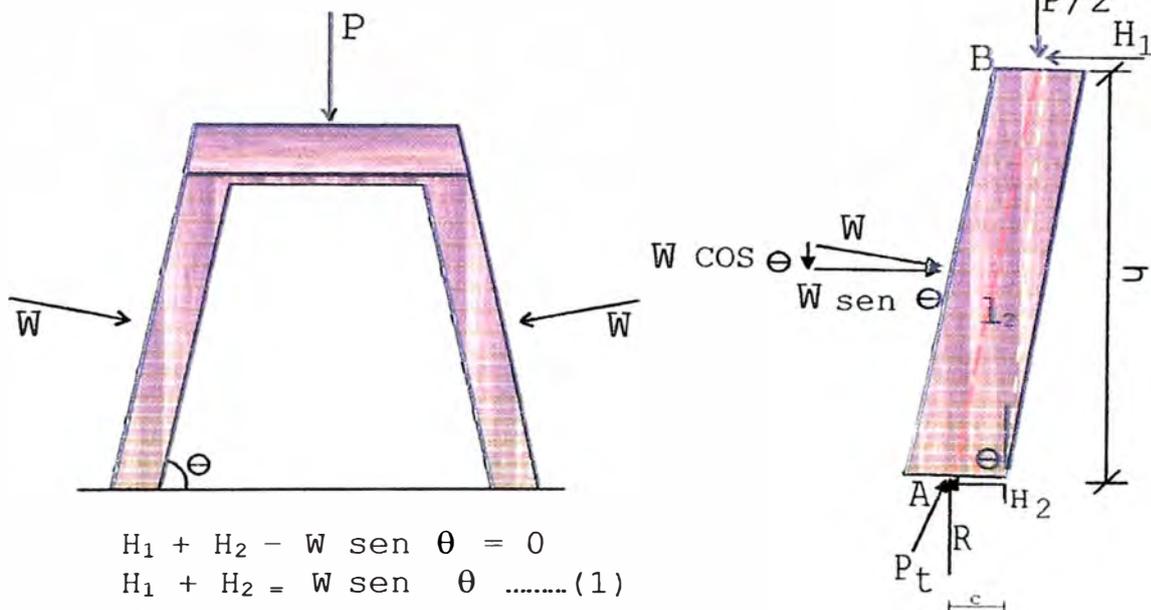


$$H_1 \div H_2 = W$$

$$H_1 \div H_2 = \frac{W}{2} \quad (1)$$

$$\frac{P}{2} = R_t \quad (2)$$

## CUADRO TRAPEZOIDAL



$$H_1 + H_2 - W \operatorname{sen} \theta = 0$$

$$H_1 + H_2 = W \operatorname{sen} \theta \quad \dots\dots (1)$$

$$\frac{1}{2} P + W \cos \theta - R = 0$$

$$R = \frac{P}{2} + W \cos \theta \quad \dots\dots (2)$$

$$R_t^2 = R^2 + H_2^2$$

$$R_t^2 = \left( \frac{P}{2} + W \cos \theta \right)^2 + \left( \frac{W}{2} \operatorname{sen} \theta \right)^2 \quad \dots\dots (3)$$

$$M_A = 0$$

$$W \frac{1}{2} c + \frac{P}{2} c - H_1 h = 0$$

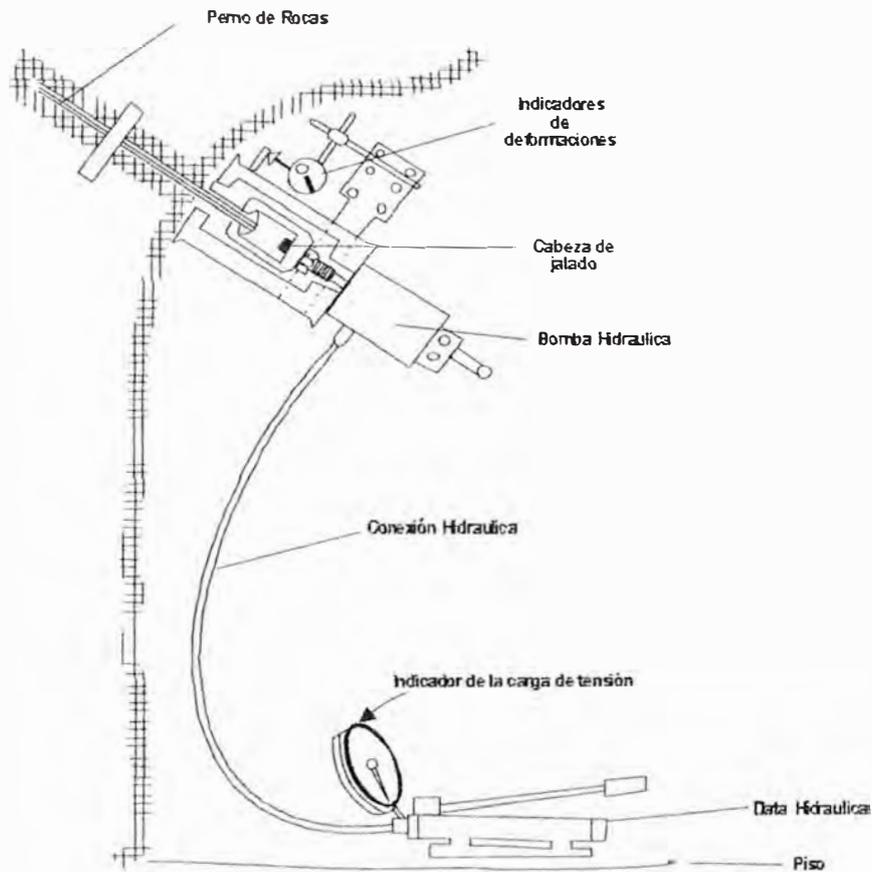
$$H_1 = \frac{P}{2} \operatorname{ctg} \theta + \frac{P}{2} \operatorname{csc} \theta \quad \dots\dots (4)$$

### **3.13.3 INSTRUMENTOS DE CONTROL**

Son instrumentos de medición in situ la carga de los pernos, deformaciones del terreno, ratios de carga, microsismicidad y otros.

- Así tenemos que para el perno de roca mecánico: La llave de torque, el tensiómetro y el pull tester.
- Movimiento del terreno: Extensómetro, medidor de lodo, ojo humano
- Carga de roca: Celdas de carga, ojo humano.
- Esfuerzos: Medidor de esfuerzos, saca testigo, sismógrafo.

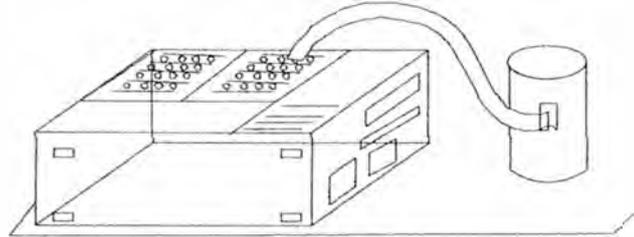
# ENSAYADOR DE PERNOS DE ROCA



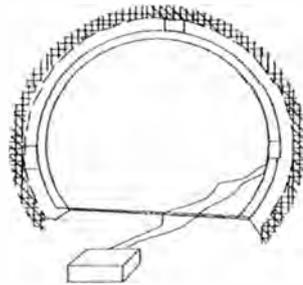
## ENSAYOS DE ARRANQUE DE PERNOS DE ROCA UTILIZADOS COMO SOSTENIMIENTO PARA DETERMINAR:

- b) LA CAPACIDAD DE CARGA O HABILIDAD DE ANCLAJE DE LOS PERNOS.
- c) LA EDAQUADIBILIDAD DE LA MASA ROCOSA A LA COLOCACIÓN DE LOS PERNOS.
- d) EL ESQUEMA O DISPOSICIÓN DE LOS PERNOS.
- c) EL RENDIMIENTO DE LOS MISMOS.

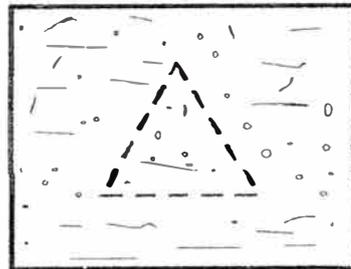
MEDICIONES DE DEFORMACIÓN DE PROBE-TAS ROCOSAS, MEDIANTE EXTENSOMETROS ELÉCTRICOS (STRAIN GAUGES)



MEDICIONES DE DEFORMACIÓN DE PROBE-TAS ROCOSAS, MEDIANTE EXTENSOMETROS ELÉCTRICOS (STRAIN GAUGES)

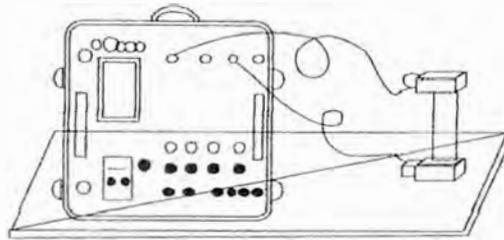


MEDICIÓN DE DEFORMACIÓN IN-SITU PARA ESTIMAR ESFUERZOS

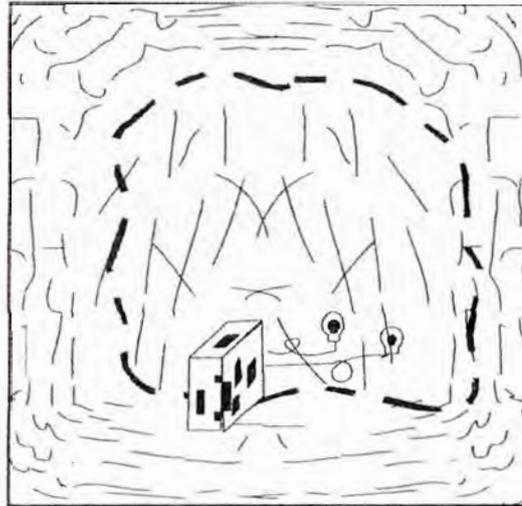


## VISOR SÓNICO

MEDICIONES EN LABORATORIO SOBRE PEQUEÑAS PROBETAS ROCOSAS



MEDICIONES IN-SITU SOBRE AREAS DE UNOS POCOS METROS

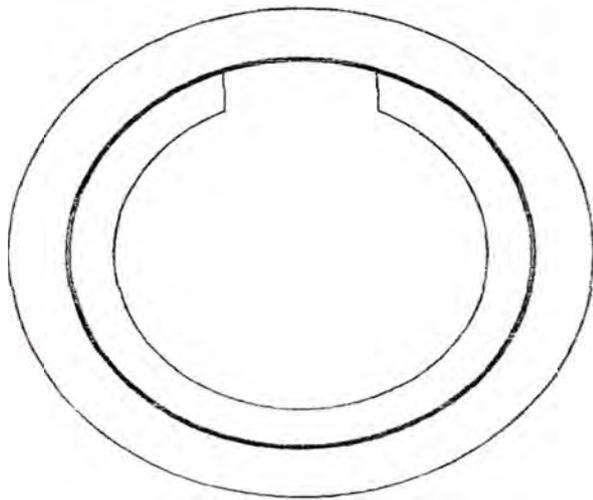


MEDICIONES DE VELOCIDADES DE ONDAS LONGITUDINALES Y TRANSVERSALES, UTILIZADO ONDAS ULTRASONICAS, PARA DETERMINACIÓN DE LAS CONSTANTES ELÁSTICAS DINAMICAS: MODULO DE YOUNG Y RELACIÓN DE POISSON DINAMICO.

# DIÁMETRO DEL TALADRO

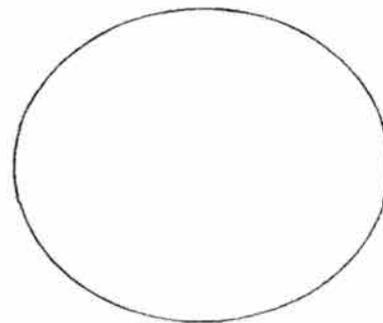
Verifique que el agujero de los taladros tenga un diámetro de 35mm a un máximo de los 37mm, para obtener la resistencia máxima de 1,0 á 1,5 toneladas para cada 305 mm (1') de un estabilizador de fricción con un diámetro de 39 mm.

< 39 mm >



Estabilizador  
de Fricción

< 35-38 mm >



TALADRO

### 3.13.4.- Costos de sostenimiento

Luego de hacer un análisis de los principales tipos de sostenimiento que se aplican en la mina, los costos de sostenimiento para pernos split set, swellex, shotcrete y cuadros de madera se resumen en el siguiente cuadro comparativo:

<b>Tipo de sostenimiento</b>	<b>Costo \$/unidad</b>
Pernos split set	13.46
Pernos mariposa	16.46
Pernos swellex	25.34
Shotcrete	27.76
Cuadros de madera	49.84

Del cuadro comparativo de costos se puede afirmar que el costo de sostenimiento con pernos split set (13.46 \$/unid.) es el mas económico y el que le sigue en costos es el perno de mariposa (16.46 \$/unid.); mientras que el sostenimiento con cuadros (49.84 \$/unid.) es el mas caro en costos, aparte que demora mas su instalación. El detalle de estos costos actualizados se encuentra en la siguiente página.

## SOSTENIMIENTO - PERNOS SPLIT SET 7

(MAQUINA JACK LEG)

### Datos Técnicos

Tipo de Roca:			Effic. Perf.	90%	N° Labor	
Long. Perf. Efect.	7	Pies	Effic. Disp.		Hras/Gdia	8
N° Taladros Perforados	25	Tal.	Pza / Gdia	25.00	m/mes	1250

### Costo de Mano de Obra

Personal	N° Hh	Und.	Incid.	P.Unit	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Maestro Perforista	8.00	Hh.	100%	2.62	20.96	0.84	
Ayudante Perforista	8.00	Hh.	100%	2.19	17.52	0.70	
Peón Servicios	8.00	Hh.	20%	2.00	3.20	0.13	
Capataz / Lider	8.00	Hh.	20%	4.36	6.98	0.28	
Ing. Guardia	8.00	Hh.	20%	7.75	12.40	0.50	
Bodeguero	8.00	Hh.	20%	2.19	3.50	0.14	
<b>Total de M. de Obra</b>	<b>22.00</b>	<b>Hh.</b>			<b>64.56</b>		<b>2.58</b>

### Costo de Perforación

Materiales	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Aceite de Perforación	0.27	Gln	100%	7.00	1.89	0.08	
Barrenos Integrales	157.50	Pp	100%	0.11	17.33	0.69	
Manguera 1"	20.00	mp	100%	0.10	2.00	0.08	
Manguera 1/2"	20.00	mp	100%	0.04	0.80	0.03	
Andamios	4.00	Hm	100%	1.00	4.00	0.16	
Tubería de 2"							
Perforadora Manual	157.50	Pp	100%	0.07	11.03	0.44	
Aguzadora	157.50	mp	100%	0.02	3.15	0.13	
Herramientas Personal	1.00	Gdia	100%	3.77	3.77	0.15	
<b>Total Perforación</b>					<b>43.96</b>		<b>1.76</b>

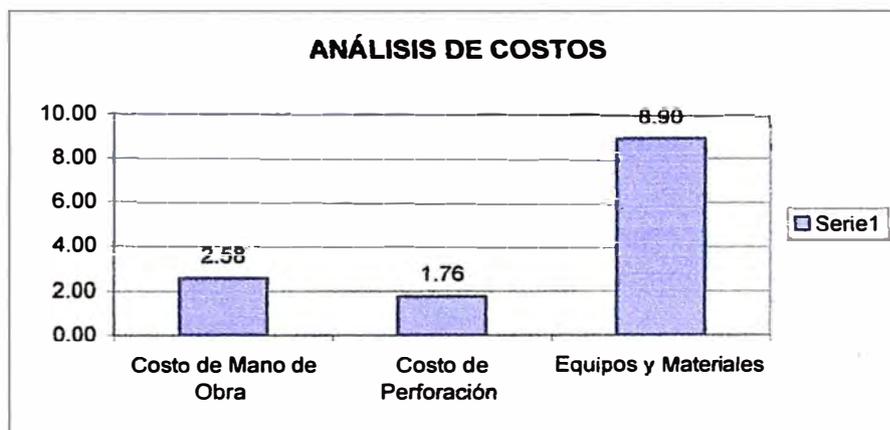
<b>Implementos de Seguridad</b>	<b>22.4</b>	<b>Hh</b>	<b>100%</b>	<b>0.25</b>	<b>5.6</b>	<b>0.22</b>	<b>0.22</b>
---------------------------------	-------------	-----------	-------------	-------------	------------	-------------	-------------

### Equipos y Materiales

Descripción	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Perno Split Set 7' (Perno + placa)	25.00	Pza.	100%	6.50	162.50	6.50	
Scissor lift	8.00	Hr.	20%	35.00	56.00	2.24	
Cargador Lámparas	8.00	Hm	100%	0.49	3.92	0.16	
Ventilador 30.000 CFM							
<b>Total Equipos</b>					<b>222.42</b>		<b>8.90</b>

**COSTO TOTAL ( US\$ / Pza.)**

**13.46**



**SOSTENIMIENTO - PERNOS MARIPOSA**

**Datos Técnicos**

Tipo de Roca:		Effic. Perf.	90%	N° Labor	
Long. Perf.Efect.	7 Pies	Effic. Disp.		Hras/Gdia	8
N° Taladros Perforados	25 Tal.	Pza / Gdia	25.00	m/mes	1250

**Costo de Mano de Obra**

Personal	N° Hh	Und.	Incid.	P.Unit	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Maestro Perforista	8	Hh.	100%	2.62	20.96	0.84	
Ayudante Perforista	8	Hh.	100%	2.19	17.52	0.70	
Peón Servicios	8	Hh.	20%	2.00	3.20	0.13	
Capataz / Lider	8	Hh.	20%	4.36	6.98	0.28	
Ing. Guardia	8	Hh.	20%	7.75	12.40	0.50	
Bodeguero	8	Hh.	20%	2.19	3.50	0.14	
<b>Total de M. de Obra</b>	<b>22</b>	<b>Hh.</b>			<b>64.56</b>		<b>2.58</b>

**Costo de Perforación**

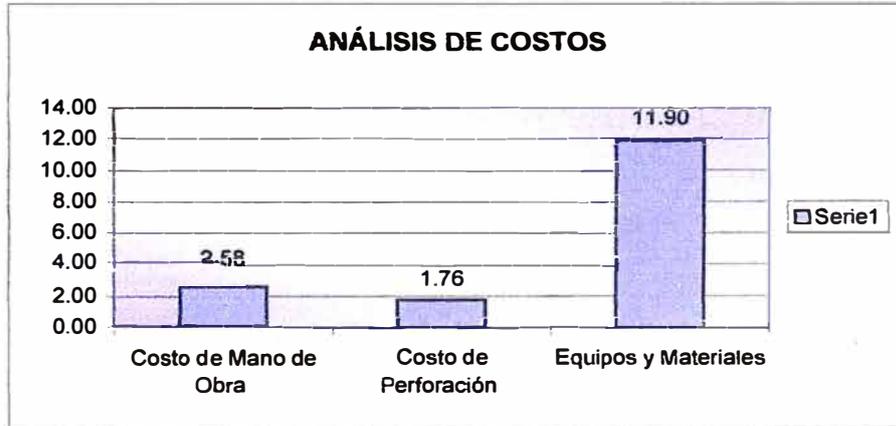
Materiales	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Aceite de Perforación	0.27	Gln	100%	7.00	1.89	0.08	
Barrenos Integrales	157.50	Pp	100%	0.11	17.33	0.69	
Manguera 1"	20.00	mp	100%	0.10	2.00	0.08	
Manguera 1/2"	20.00	mp	100%	0.04	0.80	0.03	
Andamios	4.00	Hm	100%	1.00	4.00	0.16	
Tubería de 2"							
Perforadora Manual	157.50	Pp	100%	0.07	11.03	0.44	
Aguzadora	157.50	mp	100%	0.02	3.15	0.13	
Herramientas Personal	1.00	Gdia	100%	3.77	3.77	0.15	
<b>Total Perforación</b>					<b>43.96</b>		<b>1.76</b>

<b>Implementos de Seguridad</b>	22.4	Hh	100%	0.25	5.60	0.22	<b>0.22</b>
---------------------------------	------	----	------	------	------	------	-------------

**Equipos y Materiales**

Descripción	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Perno Mariposa (Perno + placa)	25.00	Pza.	100%	9.50	237.50	9.50	
Scissor lift	8.00	Hr.	20%	35.00	56.00	2.24	
Cargador Lámparas	8.00	Hm	100%	0.49	3.92	0.16	
Ventilador 30,000 CFM							
<b>Total Equipos</b>					<b>297.42</b>		<b>11.90</b>

<b>COSTO TOTAL ( US\$ / Pza.)</b>	<b>16.46</b>
-----------------------------------	--------------



**SOSTENIMIENTO - SWELLEX**

**Datos Técnicos**

Tipo de Roca:		Effic. Perf.	90%	N° Labor	
Long. Perf.Efect.	7	Pies	Effic. Disp.	Hras/Gdia	8
N° Taladros Perforados	25	Tal.	Pza / Gdia	25.00	m/mes 1250

**Costo de Mano de Obra**

Personal	N° Hh	Und.	Incid.	P.Unit	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Maestro Perforista	8.00	Hh.	100%	2.62	20.96	0.84	
Ayudante Perforista	8.00	Hh.	100%	2.19	17.52	0.70	
Peón Servicios	8.00	Hh.	20%	2.00	3.20	0.13	
Capataz / Lider	8.00	Hh.	20%	4.36	6.98	0.28	
Ing. Guardia	8.00	Hh.	20%	7.75	12.40	0.50	
Bodeguero	8.00	Hh.	20%	2.19	3.50	0.14	
<b>Total de M. de Obra</b>	<b>22.00</b>	<b>Hh.</b>			<b>64.56</b>		<b>2.58</b>

**Costo de Perforación**

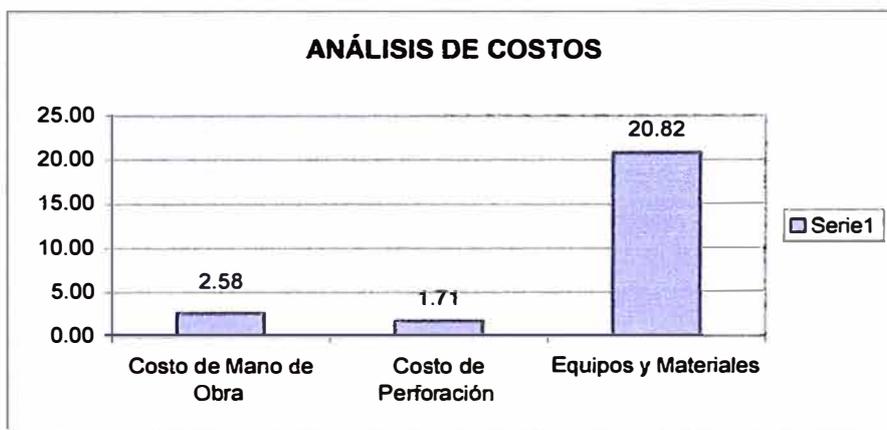
Materiales	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Aceite de Perforación	0.27	Gln	100%	7.00	1.89	0.08	
Barrenos Integrales	157.50	Pp	100%	0.11	17.33	0.69	
Manguera 1"	20.00	mp	100%	0.10	2.00	0.08	
Manguera 1/2"	20.00	mp	100%	0.04	0.80	0.03	
Andamios	4.00	Hm	100%	0.70	2.80	0.11	
Perforadora Manual	157.50	Pp	100%	0.07	11.03	0.44	
Aguzadora	157.50	mp	100%	0.02	3.15	0.13	
Herramientas Personal	1.00	Gdia	100%	3.77	3.77	0.15	
<b>Total Perforación</b>					<b>42.76</b>		<b>1.71</b>

<b>Implementos de Seguridad</b>	22.4	Hh	100%	0.25	5.60	0.22	<b>0.22</b>
---------------------------------	------	----	------	------	------	------	-------------

**Equipos y Materiales**

Descripción	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / Pza.	US\$ / Pza.
Perno Completo(Perno + placa + tuerca)	25.00	Pza.	100%	18.50	462.50	18.50	
Scissor fift	8.00	Hr.	20%	35.00	56.00	2.24	
Cargador Lámparas	4.00	Hm	100%	0.49	1.96	0.08	
Ventilador 30,000 CFM							
<b>Total Equipos</b>					<b>520.46</b>		<b>20.82</b>

<b>COSTO TOTAL ( US\$ / Pza.)</b>	<b>25.34</b>
-----------------------------------	--------------



SOSTENIMIENTO - LANZADO DE SHOTCRETE 4'

Datos Técnicos

Tipo de Roca:		Efic. Perf.		N° Labor	
Long. Perf.Efect.		Efic. Disp.		Hras/Gdia	8
Preparación de mezcla m <sup>2</sup>	65 m <sup>2</sup>	m <sup>2</sup> / Gdia	43.00	m/mes	1075

Costo de Mano de Obra

Personal	N° Hh	Und.	Incl.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / m <sup>2</sup>	US\$ / m <sup>2</sup>
Maestro (Preparación de la mezcla)	8.00	Hh.	100%	2.62	20.96	0.32	
Ayudante (Preparación de la mezcla)	16.00	Hh.	100%	2.19	35.04	0.54	
Operador de scoop	8.00	Hh.	20%	2.95	4.72	0.07	
Capataz (Preparación)	8.00	Hh.	25%	2.62	5.24	0.08	
Maestro Shotcretero	8.00	Hh.	100%	2.19	17.52	0.41	
Ayudantes Shotcreteros	24.00	Hh.	100%	2.00	48.00	1.12	
Capataz / Lider	8.00	Hh.	33%	4.36	11.51	0.27	
Ing. Guardia	8.00	Hh.	20%	7.75	12.40	0.29	
Bodeguero	8.00	Hh.	50%	2.19	8.76	0.20	
<b>Total de M. de Obra</b>	<b>30.00</b>	<b>Hh.</b>			<b>164.15</b>		<b>3.30</b>

Costo de Perforación

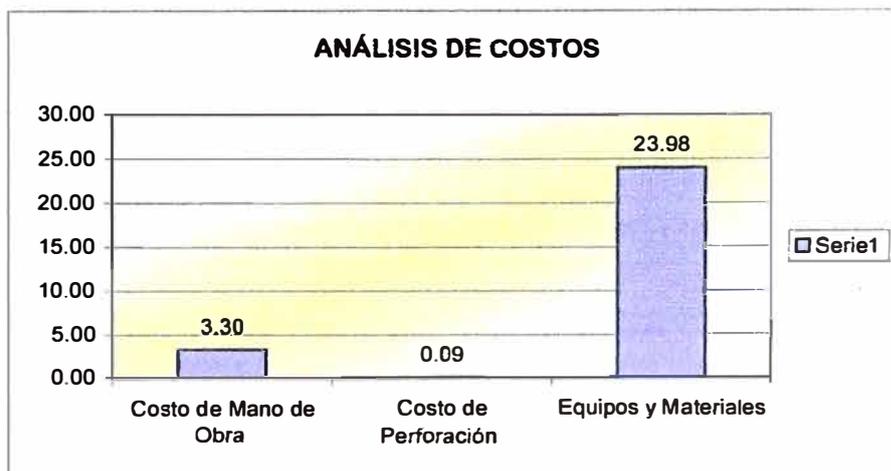
Materiales	Cant.	Und.	Incl.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / m <sup>2</sup>	US\$ / m <sup>2</sup>
Aceite de Perforación		Gln	100%	7.00	-	-	
Barrenos Integrales		Pp	100%	0.11	-	-	
Manguera 1"		mp	100%	0.10	-	-	
Manguera 1/2"		mp	100%	0.04	-	-	
Andamios		Hm	100%	0.70	-	-	
Tubería de 2"							
Perforadora Manual		Pp	100%	0.07	-	-	
Aguzadora		mp	100%	0.02	-	-	
Herramientas Personal	1.00	Gdia	100%	3.77	3.77	0.09	
<b>Total Perforación</b>					<b>3.77</b>		<b>0.09</b>

<b>Implementos de Seguridad</b>	<b>67.84</b>	<b>Hh</b>	<b>100%</b>	<b>0.25</b>	<b>16.96</b>	<b>0.39</b>	<b>0.39</b>
---------------------------------	--------------	-----------	-------------	-------------	--------------	-------------	-------------

Equipos y Materiales

Descripción	Cant.	Und.	Incl.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / m <sup>2</sup>	US\$ / m <sup>2</sup>
Cemento Tipo V	63.00	Bols.	100%	6.20	390.60	9.08	
Agregados	7.00	m <sup>3</sup>	100%	15.85	110.95	2.58	
Acelerante	21.00	Gln	100%	2.96	62.16	1.45	
Calibradores	168.00	Pza	100%	0.20	33.60	0.78	
Dramix (fibra)	2.00	kg.	100%	2.35	202.10	4.70	
Scooptrams 2.5 Yd <sup>3</sup>	2.00	Hm	100%	42.00	84.00	1.95	
Cargador Lámparas	4.00	Hm	100%	0.49	1.96	0.05	
Maquina Aliva	8.00	Hm	100%	18.21	145.68	3.39	
<b>Total Equipos</b>					<b>1031.05</b>		<b>23.98</b>

<b>COSTO TOTAL ( US\$ / m<sup>2</sup> )</b>	<b>27.76</b>
---	--------------



**CUADRO DE MADERA 8'X8'**

**Datos Técnicos**

Tipo de Roca:	III	Effic. Perf		N° Labor	4
Actividades:	Instalac. Trasl.madera, encibado(02 vueltas), enrejado, retiro de anterior, patillas y limpieza			Hras/Gdia	8
N° de Taladros Perforados	Tal.	Ea / Gdia	1.50	m/mes	75

**Costo de Mano de Obra**

Personal	N° Hh	Und.	Incid.	P.Unit	Total US\$	US\$ / EA	US\$ / EA
Maestro enmaderador	8.00	Hh.	100%	2.62	20.96	13.97	
Ayudante enmaderador	8.00	Hh.	100%	2.19	17.52	11.68	
Peón servicios	8.00	Hh.	25%	2.00	4.00	2.67	
Capataz / Líder	8.00	Hh.	20%	4.36	6.98	4.65	
Ing. Guardia	8.00	Hh.	20%	7.75	12.40	8.27	
Bodeguero	8.00	Hh.	20%	2.19	3.50	2.34	
<b>Total de M. de Obra</b>	<b>23.00</b>	<b>Hh.</b>			<b>65.36</b>		<b>43.57</b>

**Costo de Perforación**

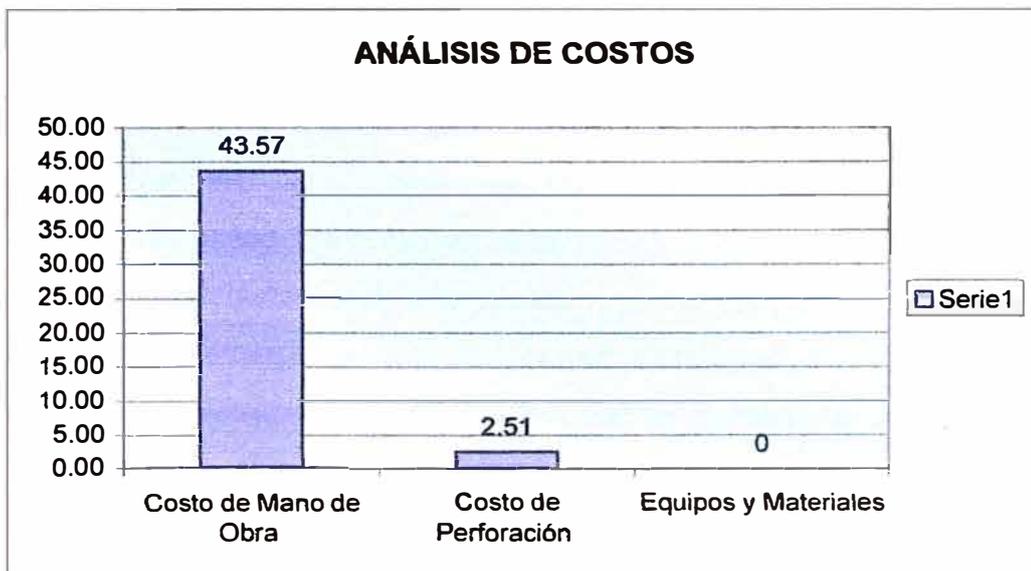
Materiales	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / EA	US\$ / EA
Aceite de perforación		Gln	100%	7.00	0.00	0.00	
Barrenos integrales		Pp	100%	0.11	0.00	0.00	
Mangueras 1"		mp	100%	0.10	0.00	0.00	
Mangueras 1/2"		mp	100%	0.04	0.00	0.00	
Andamios		Hm	100%	0.70	0.00	0.00	
Tubería de 2"							
Perforadora manual		Pp	100%	0.07	0.00	0.00	
Aguzadora		mp	100%	0.02	0.00	0.00	
Herramientas Personal	1.00	Gdia	100%	3.77	3.77	2.51	
<b>Total Perforación</b>					<b>3.77</b>		<b>2.51</b>

<b>Implementos de Seguridad</b>	22.80	Hh	100%	0.25	5.7	3.75	<b>3.75</b>
---------------------------------	-------	----	------	------	-----	------	-------------

**Equipos y Materiales**

Descripción	Cant.	Und.	Incid.	P.Unit.	Total US\$	US\$ / EA	US\$ / EA
Scissor lift	0.00	Hm	0%	0	0	0	
Scooptrams 2.2 Yd³							
Cargador Lámparas	0.00	Hm	0%	0	0	0	
Ventilador 30,000 CFM							
<b>Total Equipos</b>					<b>0</b>		<b>0</b>

<b>COSTO TOTAL ( US\$ / EA )</b>	<b>49.84</b>
----------------------------------	--------------



## **CAPITULO IV**

### **4. RIESGO OPERACIONAL Y SU ADMINISTRACIÓN**

La existencia de riesgo asociado a un sistema o proceso productivo, crea posibilidades de variación en los resultados operacionales que se ha planeado obtener. Cuando el resultado posible de la operación de un sistema o proceso, es igual o cercano al buscado, significa que no existe variación respecto de lo planeado; en tal situación, o no existe riesgo asociado a ese sistema o proceso, o bien, tiene su potencial de pérdidas neutralizado o inhibido.

Desde el punto de vista conceptual y práctico, es correcto emplear el término RIESGO para expresar la percepción que se tiene de la contingencia o proximidad de una pérdida operacional debido a cambios productivos.

Si estos cambios producidos en la naturaleza y/o en las propiedades del sistema o proceso productivo, se detectan en forma anticipada y se actúa en forma oportuna, adecuada a las nuevas condiciones imperantes, es factible reducir el potencial de pérdidas impuesto por el riesgo, llevándolo a un nivel o magnitud insuficiente para degradar los resultados operacionales.

Tales mecanismos de detención, análisis y tratamiento del riesgo operacional, son en sí herramientas para realizar una efectiva administración del riesgo, en forma sistemática y continua, y a través de planes de acción perfectamente integrados a la estrategia de negocios de la organización. Sin embargo, se otorga escasa atención al riesgo operacional y, por lo tanto, se desaprovechan oportunidades de mejorar la última línea de resultados. Esta situación encuentra explicación, entre otras, en las siguientes razones:

- Falta de entendimiento acerca de que es el riesgo operacional, sobre todo cuando esta clase de riesgo no es aceptable. Lo habitual es que la Gerencia

de empresas conozca y maneje sólo el riesgo que está relacionado con decisiones del ámbito financiero (especulativo)

- Complacencia o conformismo con los resultados de la gestión directiva. Existe la creencia que las pérdidas que se forman son las únicas que ocurren.
- Creencia que los contratos de seguros que mantiene vigencia la empresa cubren suficientemente los ítemes de pérdidas que la afectan.
- Tolerancia inconsciente de pérdidas que por su magnitud, aunque no por su frecuencia de ocurrencia, pasan inadvertidas porque ya están incorporadas a los presupuestos de operaciones y mantención.

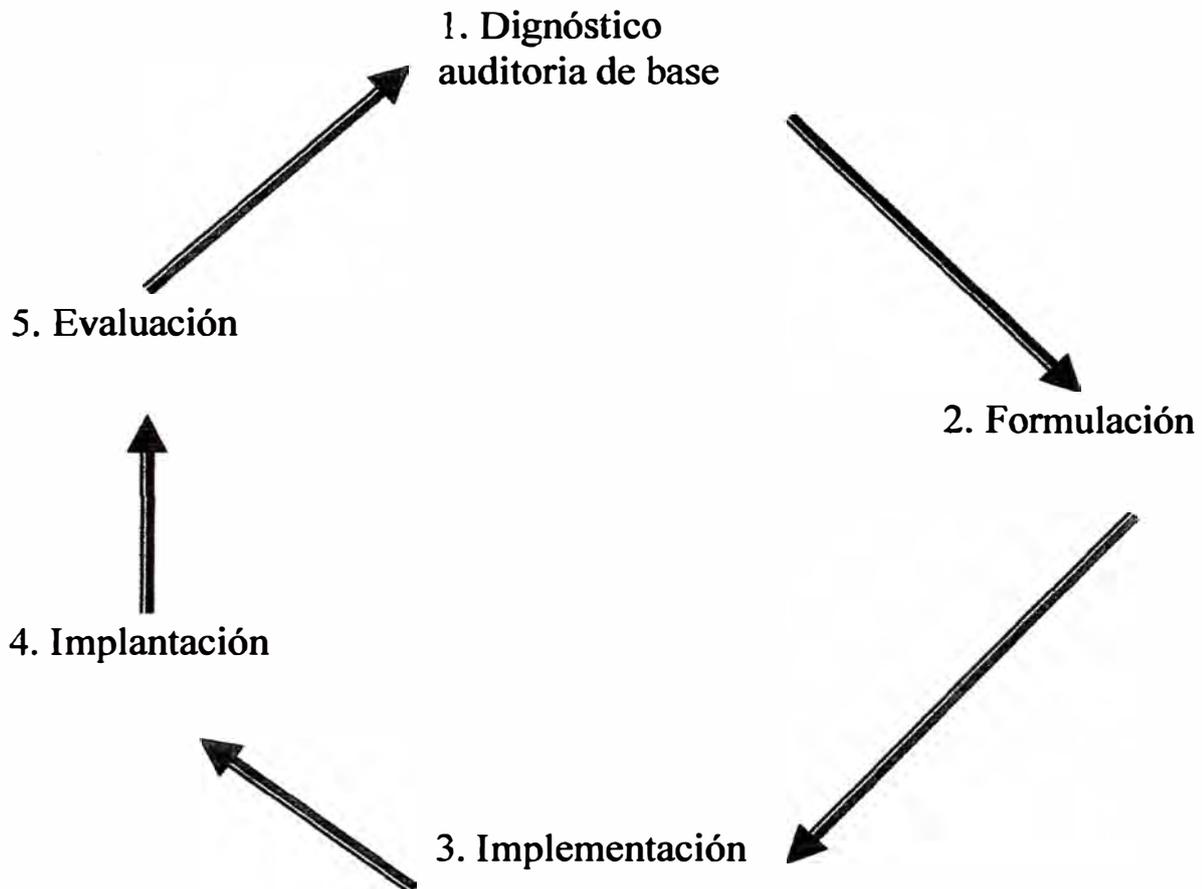
Sobre la base de lo ya señalado, podemos afirmar que la principal razón para formular, implantar y mantener en funcionamiento un Plan Estratégico de Administración de Riesgos Operacionales, es asegurar la obtención de los resultados operacionales esperados.

Un plan de esta naturaleza utiliza el esfuerzo y aporte de toda la gente que forma parte del sistema productivo para conseguir un mínimo de interrupciones de los procesos, una elevada calidad del producto en cada operación productiva que se realiza, y un bajo nivel de costos.

La mejor práctica gerencial es aquella que procura identificar y eliminar las pérdidas potenciales, en lugar de destinar gran parte de su gestión a atender los problemas generados por las pérdidas que ya ocurrieron. Esta práctica, no obstante depende del consumo y comprensión que se posea acerca del concepto de "riesgo operacional " y su administración.

(SERNAGEOMIN 2002, Pág. 1,28)

## DISEÑO DE UN SISTEMA DE SEGURIDAD CON CALIDAD Y PRODUCTIVIDAD



**Diagnóstico auditoría de base.-** en esta fase hay que tener en cuenta lo siguiente:

- a) Organización
- b) Recursos humanos
- c) Operaciones y tareas

Se aplicarán las siguientes herramientas:

- 1) Recolección de datos (muestras)
- 2) Entrevistas
- 3) Encuestas
- 4) Redacción de informes
- 5) Evaluación de informes

- 6) Inspecciones
- 7) Observaciones de desempeño
- 8) Análisis de desempeño
- 9) Participación de reuniones
- 10) Organigramas de la organización
- 11) Análisis de funciones

**Formulación.-** en esta fase hay que tener en cuenta lo siguiente:

- d) La política, es decir la filosofía de la empresa.
- e) Objetivos estratégicos del negocio
- f) Responsabilidades, contar con manuales, encuestas, etc.

**Implementación.-** en esta fase hay que tener en cuenta lo siguiente:

- g) Estudio de riesgos operacionales; se requiere como mínimo tres personas 1 Geólogo, 1 Minero, 1 Metalurgista y 1 asesor.
- h) Estándares administrativos; es decir los aceptado o establecido como correcto para realizar una actividad de control de riesgo en la organización, la misma que se va ir muestreando.
- i) Estándares operativos; aceptado como correcto para la operación como tal. Dentro los estándares operacionales se tienen los Reglamento Nacionales de Seguridad e Higiene Minera y los estándares internacionales.

**Implantación.-** en esta fase hay que tener en cuenta como fue la capacitación, afiches y comunicación.

**Evaluación.-** en esta fase hay que realizar el seguimiento a los puntos anteriores.

## **4.1 PLAN ESTRATÉGICO DE SEGURIDAD**

En base a un sistema de Gestión integral de operaciones mineras relacionado al liderazgo, seguridad, salud, gestión ambiental y calidad se tiene en cuenta:

### **4.1.1 Visión general**

Desarrollar las actividades con liderazgo partiendo de la alta gerencia, en un ambiente seguro y saludable, formando los trabajadores más competitivos y con la mayor cultura de seguridad, en el ámbito de la minería nacional, cuidando la productividad, calidad y el medio ambiente, como un solo ente integrado.

La seguridad tiene que ser un valor arraigado en la conciencia del trabajador, para lo cual se tendrá como estrategia:

El principio de esfuerzo y perseverancia en el mejoramiento continuo de los hábitos de seguridad y cambio de cultura de seguridad en toda la organización.

### **4.1.2 Misión y objetivos**

- Profundizar y difundir la aplicación del Sistema de seguridad total Corona, a todo el personal (en cumplimiento al Reglamento de Seguridad e Higiene Minera).
- Disminuir progresivamente los índices de seguridad hasta en un 20% con respecto al año anterior.
- Mejorar el desempeño mediante el liderazgo, del 90% de los supervisores de operación, logrando se vean como entrenadores y capacitadores.
- Incrementar las horas capacitadas a supervisores y trabajadores en un 15% con respecto al año anterior, mejorando la concientización del control de riesgos.
- Que el 10% de los trabajadores conozca y aplique estrictamente las diez reglas básicas de seguridad.
- Aplicar auditoria a los procesos productivos y medir estándares de desempeño general (disciplina, participación, administración de tiempo, desarrollo de habilidades, espíritu de equipo, comunicación) proceso de mejora continua.

- Participación de 100% de líderes de seguridad en las labores de subsuelo y superficie.
- Manejar el desempeño de seguridad para que en cada zona haya menos accidentes durante períodos más largos de tiempo.

#### **4.1.3 Política y Lineamiento de Seguridad**

- El compromiso total de la alta gerencia con el sistema de gestión en seguridad, liderará y brindará todo el apoyo en la prevención de riesgos.
- Desarrollar la seguridad basada en el comportamiento, al ser la persona humana quien origina la totalidad de los accidentes.
- La seguridad es la parte vital del trabajo, más no un servicio que se presta o recibe. Cada trabajador es un prevencionista.
- Ningún trabajo es tan importante ni tan urgente como para realizarlo sin seguridad.
- Un trabajo en equipo para resolver y corregir, causa de incidentes y conductas riesgosas – clave para cortar los accidentes.
- El hombre clave en la prevención de pérdidas es el supervisor efectivo, quien lidera la seguridad actuando como entrenador y no como árbitro.
- Participación unánime, en base a 4 pilares: Compromiso, responsabilidad, sentido común y capacitación.
- Fiel cumplimiento de normas y procedimientos por todos los integrantes de la empresa.
- Desarrollar gran campaña de comunicación e información efectiva a todo nivel a fin de prevenir pérdidas.
- Practicar los valores que forman parte de nuestra cultura de seguridad.

Prevenición (antes de la perdida)

- Espíritu cívico de participación voluntaria (predisposición a superar sus propias capacidades, ayudar a sus compañeros de trabajo y a la organización).

Practicar los 7 hábitos de la gente altamente efectiva (proactivo, empezar con un fin en mente, lo primero, ganar,

comprender antes de ser comprendido, sinergirse es decir trabajar como un todo y no divididos, afíle la sierra).

Seguridad integral, iniciativas de seguridad, armonía en el trabajo.

- Una condición indispensable para trabajar en Sociedad Minera Corona es pensar, actuar con seguridad, practicando los buenos hábitos en todo momento (las personas cambian la forma de hacer las cosas, al existir una necesidad clara de hacerlo).

## **4.2 PUNTOS DEL SISTEMA DE SEGURIDAD TOTAL**

Comprende el desarrollo de 20 puntos clasificados en 3 fases:

A) Clasificación de peligros-riesgos como causa de accidentes.

Comprende la evaluación del riesgo y permite el desarrollo de la habilidad y cultura preventiva.

1.- Inspecciones (diarias, conjuntas y especiales).

2.- Reporte y control de incidentes y conductas riesgosas.

3.- Investigación de accidentes e incidentes.

4.- Observación del trabajo (habilidad, desempeño, procedimientos y velocidad).

5.- Análisis de seguridad en el trabajo (a cargo de supervisores y líderes, el mismo trabajador hace su procedimiento de trabajo y el supervisor lo revisa).

B) Control de riesgos y causas de accidentes.

1.- Orden y limpieza (practicar el decálogo del desarrollo).

2.- Reglamentos y autorizaciones de trabajo.

3.- Protección personal – obligatorio.

4.- Capacitación y selección de personal (desarrollo del espíritu cívico de participación, valores, habilidades, conocimiento y destreza).

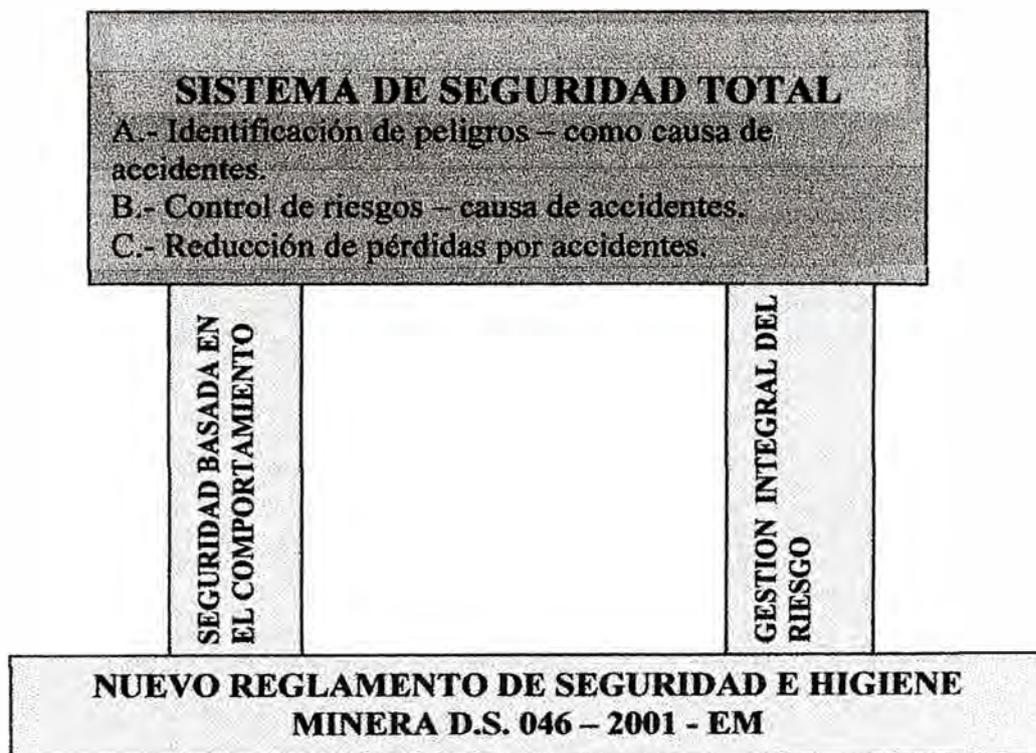
5.- Gestión con liderazgo de la supervisión (planeamiento, organización, ejecución y control), practicar la comunicación empática es decir llevarse mejor con los demás en el trabajo.

6.- Reuniones semanales y comunicación grupal de trabajo en equipo con participación de la alta gerencia.

- 7.- Refuerzo del comportamiento a la cultura en seguridad (reinstrucciones, motivación, clima positivo, reclutar a renuentes a superarse).
- 8.- Manejo integral del riesgo (cantidad de riesgo y riesgo indebido, evaluación de gravedad y probabilidad del riesgo).
- 9.- Participación y compromiso unánime del personal en seguridad (desarrollo del sentido de propiedad y pertenencia frente a la seguridad).
- 10.- Afiches y señalizaciones, prevención de incendios.
- 11.- Auditorias y evaluación del programa (Con el nuevo reglamento de seguridad e higiene minera, evaluando procesos más que resultados).
- 12.- Participación familiar en la seguridad (mejora del autoestima y bienestar del trabajador). Participación de Servicio Social.

### C) REDUCCION DE PERDIDAS POR ACCIDENTES

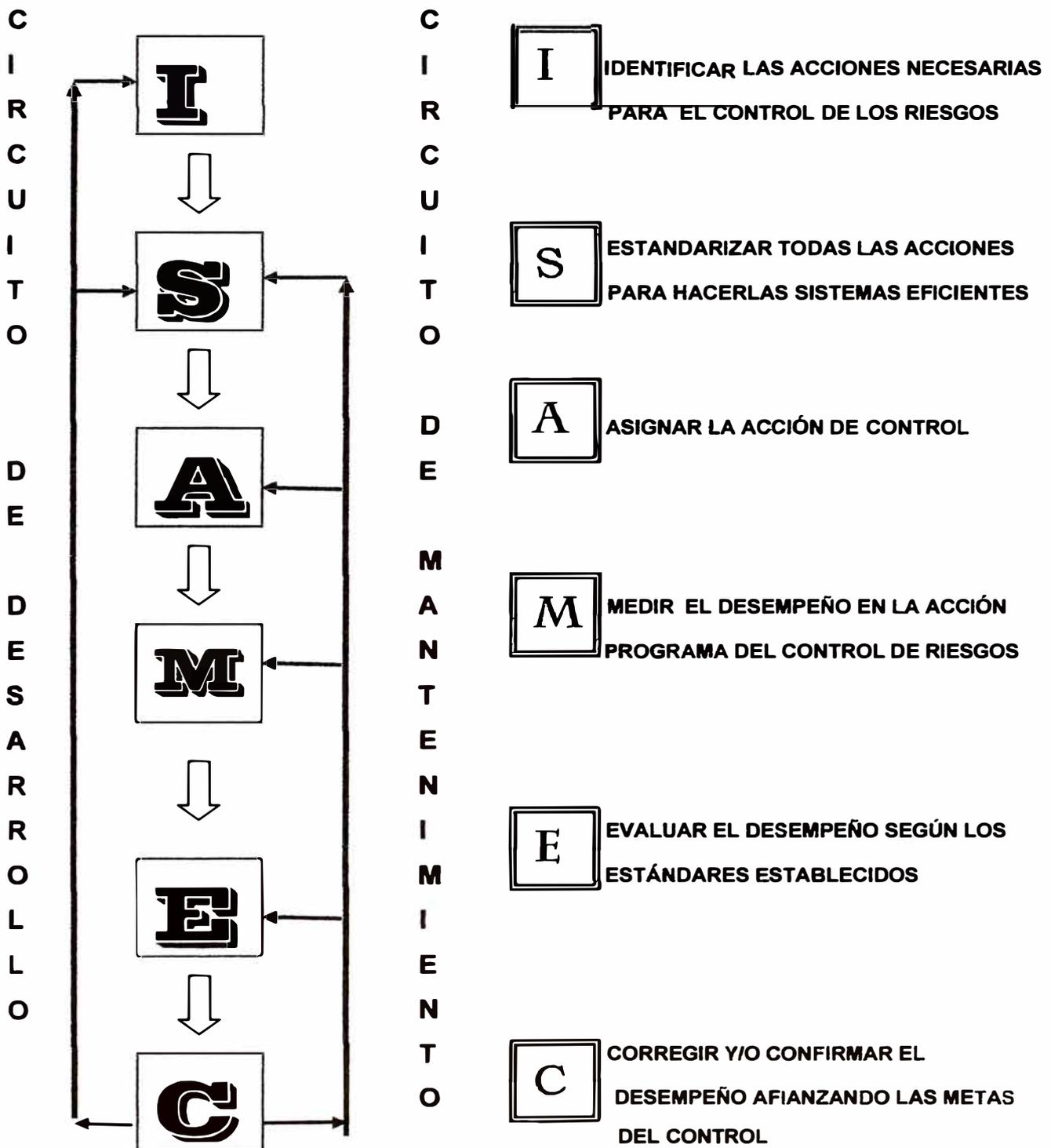
- 1.- Primeros auxilios y planes de contingencias (simulacros).
- 2.- Entrenamiento y práctica de cuadrillas de rescate.
- 3.- Exámenes médicos.



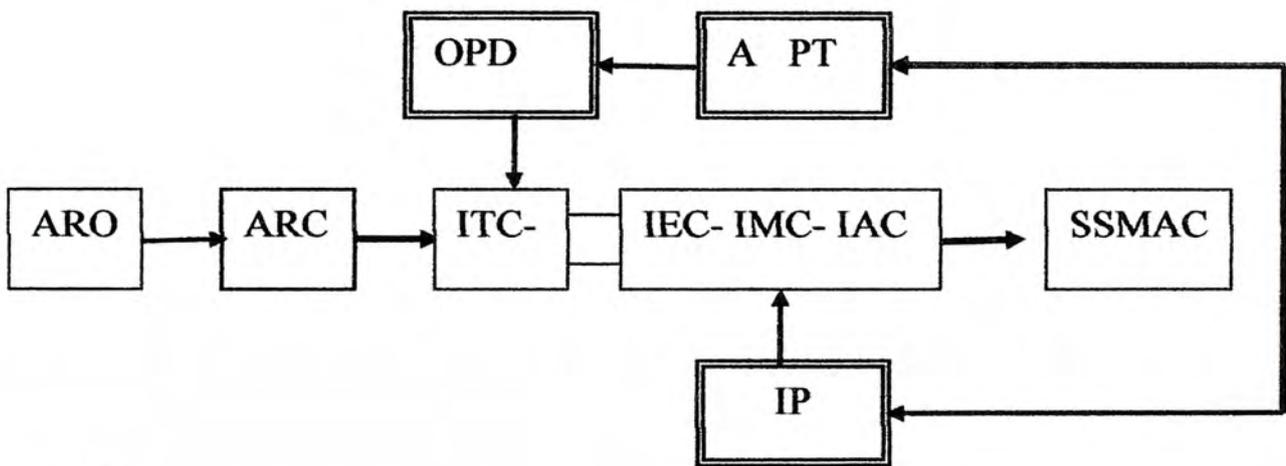
## ESQUEMA DEL SISTEMA DE SEGURIDAD

Se adjunta 2 diagramas de flujo, uno referido a un modelo de control de riesgo y el otro correspondiente al proceso de planeamiento de control de perdida.

## MODELO DE CONTROL



## PROCESO DE PLANEAMIENTO DE LA GESTIÓN DE CONTROL DE RIESGO



### Leyenda:

- ARO = Análisis de riesgo operacional
- ARC = Análisis de riesgo de criticidad
- ITC = Inventario de tareas de criticidad
- IEC = Inventario de equipos críticos
- IMC = Inventario de materiales críticos
- IAC = Inventario de ambiente crítico
- IP = Inspecciones planeadas
- OPD = Observaciones planeada del desempeño
- A, PT = Análisis y procedimiento de trabajo
- SS = Seguridad y salud
- MA = Medio Ambiente
- C = Calidad

### **4.3 CORRELACIÓN ENTRE LA MECÁNICA DE ROCAS Y LA SEGURIDAD MINERA**

*“Para comprender mejor esta relación, es conveniente enfocar previa y simultáneamente cada uno de los conceptos”.*

Siendo el trabajo, la voluntad de realizar un esfuerzo productivo previniendo los riesgos, de una forma libre, consciente y responsable donde conjugan los esfuerzos físico – mentales en porcentajes variables.

Mientras que la producción, es la acción encauzada a la elaboración de una cosa útil, que puede ser un bien material o la prestación de un servicio para satisfacer las necesidades y lograr el desarrollo.

Tenemos los siguientes factores dentro de la minería.

Los yacimientos minerales

Capital y recursos económicos

La tecnología, “software” y hardware”, etc..

El factor humano, o lo que se le podría denominar como “humanware” en el sistema productivo de las empresas.

La Mecánica de Rocas es una ciencia que ayuda a comprender el comportamiento del macizo rocoso, estructuras y esfuerzos en el contorno de la excavación que intervienen del diseño de sostenimiento adecuado ya sea para una excavación temporal o permanente. De esta forma se correlaciona con la Seguridad Minera ayudando a proporcionar las herramientas adecuadas en el diseño de excavación y lograr un ambiente de trabajo seguro, también cuantificando un factor de seguridad en el diseño del sostenimiento subterráneo mediante la relación Fuerza resistente (VS) Fuerza actuante la cual debe de ser mayor de uno.

La seguridad es encontrarse libre de accidentes, lesión o pérdida. En consecuencia, existe una estrecha relación entre estos elementos como se puede observar en el diagrama siguiente:

**MATRIZ DE RIESGOS PROPUESTOS POR EL CONSEJO  
INTERAMERICANO**

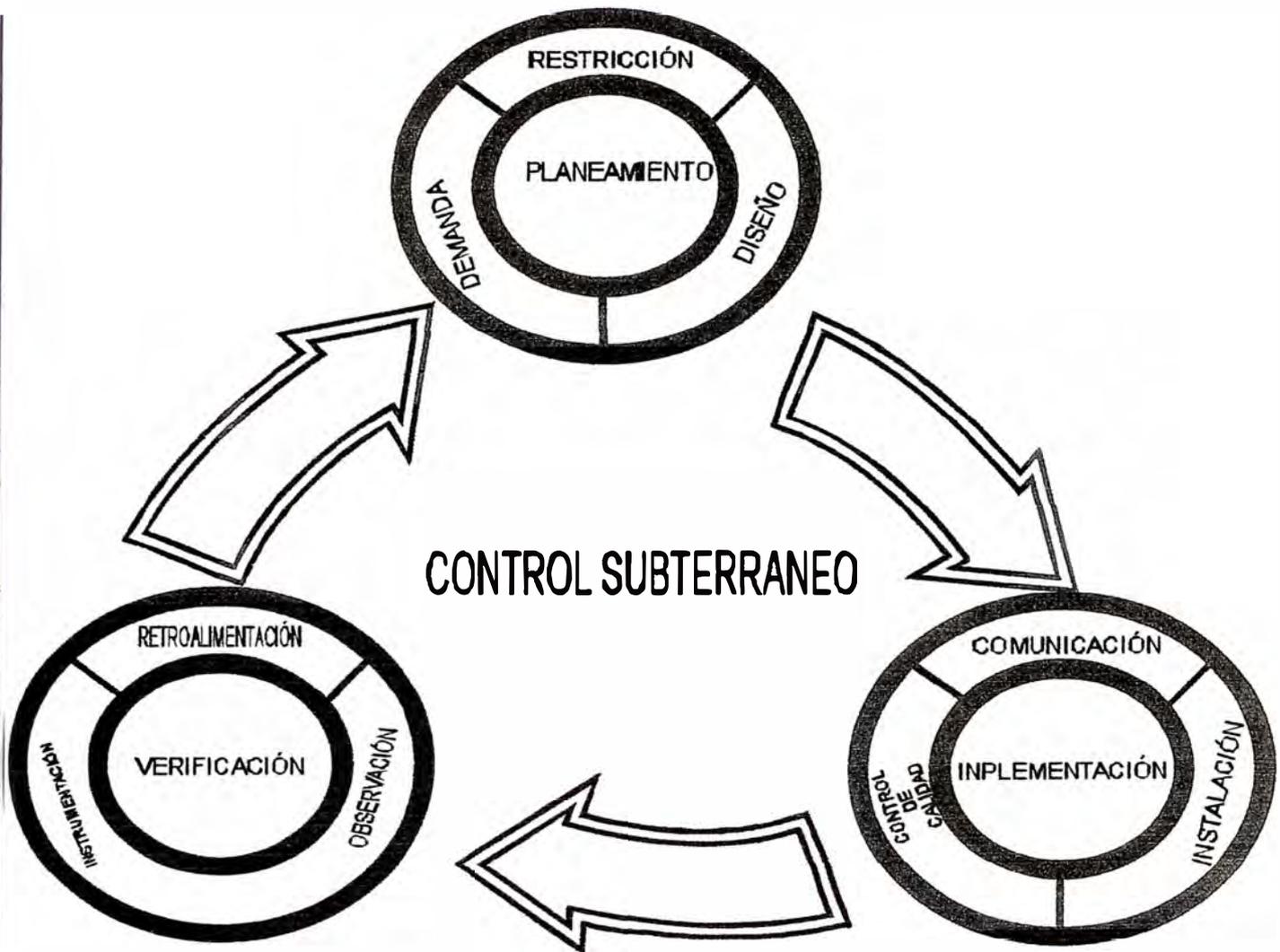
<b>PROBABILIDAD</b>	<b>CATASTROFICO (CAIDA DE ROCAS)</b>	<b>SERIO</b>	<b>DE MENOR IMPORTANCIA</b>
Extremadamente Alto	<i>Riesgo Inaceptable</i>		
Bastante alto			
Inusual pero Posible			
Improbable			
Remota			
Extremadamente Remota			

El programa está orientado a una fuerza laboral de trabajadores de la empresa y trabajadores de las diferentes Contratas; quienes están expuestos a una amplia gama de riesgos de la actividad laboral como: trabajos de minado y ecología, topografía, tratamiento de minerales, mantenimiento mecánico, mantenimiento eléctrico, suministros, etc.

De acuerdo a la ley **General de Minería y la Política de Seguridad** de la empresa, el **hombre es el factor más importante de la producción** y hacia el cual está dirigido a nuestros objetivos.

La Mecánica de Rocas debe integrarse a la Gestión total de Seguridad de la empresa e incluso servir como una herramienta de control subterráneo en el proceso de diseño como se muestra en dibujo adjunto.

# PROCESO DE DISEÑO



## CAPITULO V

### 5.- Conclusiones y Recomendaciones

#### 5.1. Conclusiones

1. En vista que la mina carecía de muestras de sondajes diamantinos para poder hallar el índice de calidad de roca RQD se estimó este valor, se aplicó el método recomendado para estos casos por el Dr. Dennis Shannon de NORCAT-CANADA en su visita a la UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA. Esto se aplicó para 3 áreas críticas de la mina de los datos del levantamiento geológico de campo de las discontinuidades del terreno:

$$RQD = 100 - 4 * \left( \frac{\text{Cantidad total de fisuras}}{\text{Distancia} = 18 \text{ metros}} \right)$$

Reemplazando:

$$RQD_{3tr} = 100 - 4 * \frac{170}{18} = 62\% \quad (\text{Veta Rosalvina})$$

$$RQD_{p1} = 100 - 4 * \frac{187}{18} = 58\% \quad (\text{Pique Codiciada})$$

$$RQD_{4t1} = 100 - 4 * \frac{204}{18} = 54\% \quad (\text{Manto Italia})$$

2. El modelo híbrido de esfuerzos y deformaciones (HMM) aunque es complejo pero se familiariza con programas comerciales como el EXAMINE y el PHASES en minería y que aplicados en la presente tesis ayudó a resolver problemas de inestabilidad en las unidades Manuelita y Codiciada de Sociedad Minera Corona S.A.
3. El software DIPS fue útil para el cálculo de las familias de discontinuidades estructurales en el macizo rocoso en estudio,

complementándose fácilmente con la hoja de cálculo EXCEL. También se determinó la Roseta de discontinuidades que nos indicó que la orientación de la mayor concentración de discontinuidades es N50°E para una excavación de la galería en la veta Rosalvina; por tanto la orientación favorable es N40°O.

4. El software UNWDEGE fue útil para determinar las cuñas de inestabilidad subterránea en la veta Rosalvina en una galería de 2.7m x 3.0m de sección. Este da los elementos necesarios y recomienda el sostenimiento adecuado, para los siguientes factores de seguridad:

<b>Nº de vista de cuña</b>	<b>Factor de seguridad (F.S.)</b>	<b>Peso de cuña (Ton)</b>	<b>Recomendación</b>
1(Techo)	0.0	0.00	-
2(Techo - esquina)	0.0	0.10	Desatar
3(Caja lateral izquierda)	-	4.02	-
4(Caja piso)	Muy grande	0.40	Cuidado – puente
5(No cuña)	-	-	-
6(Caja lateral derecha)	0.68	0.30	Colocar un perno split set de 3ton y 1.5m long.

5. El software EXAMINE sirvió para realizar simulaciones que pudieron analizar problemas serios de inestabilidad en la mina en áreas críticas donde la experiencia del personal de mina no era suficiente para estos casos.
6. El año 2002 según los reportes estadísticos de la mina en estudio fueron causados por manipuleo de materiales (44%) y desprendimiento de roca (36%), que según la lesión anatómica corresponde a fractura de huesos (72%). Este índice de accidente por

caída de rocas se redujo con respecto a los años 1999 y 1998 donde esta causa ocupaba el primer lugar accidentes anuales en mina.

7. Del cuadro comparativo de la estadística de accidentes de seguridad 2001 (VS) 2002 se obtuvo las siguientes mejoras :  
Nº de accidentes incapacitantes se redujo en 10.75% en el 2002  
Índice de frecuencia se redujo en 15.71% en el 2002.  
Índice de severidad se redujo en 88.45% en el 2002  
Índice de accidentabilidad se redujo en 90.26%.
8. A nivel Nacional el año 2002 la mayor cantidad de accidentes fatales se debió al desprendimiento de caída de roca (45%).
9. El sistema de sostenimiento mas económico es el de split set como lo indica el siguiente cuadro:

<b>Tipo de sostenimiento</b>	<b>Costo \$/unidad</b>
Pernos split set	13.46
Pernos mariposa	16.46
Pernos swellex	25.34
Shotcrete	27.76
Cuadros de madera	49.84

10. El Plan estratégico de seguridad basado en un sistema de Gestión integral de operaciones está dando buenos resultados en la mina y donde la Mecánica de Rocas ha dado sus aportes a este sistema.

## 5.2. Recomendaciones

1. Del software EXAMINE se analizaron los esfuerzos en el contorno de la excavación basándose en el método de los modelos híbridos de esfuerzo y deformación, obteniéndose las siguientes recomendaciones en las áreas críticas que se me pidió hiciera un estudio en mina:

Lugar	Recomendación
Veta Rosalvina	En galerías de 2.5m x 2.5m. que se encuentran encima de tajeos vacíos luego de la explotación, dejar como mínimo pilares de 4.0m. de espesor.
Manto Italia	En el tajeo 825 Nv. 460 en explotación, dejar pilares con anchos de 4.0m. como mínimo.
Pique Codiciada	La distancia mínima entre el Pique Codiciada (5m x 2m) y el "ore pass" (de 1.8 m. de diámetro) debe ser de 6 m.

2. En base a la clasificación geomecánica y de acuerdo al "Q" de Barton se recomendó lo siguiente:

Para la veta Rosalvina insatención de pernos aislados de 2.4m de longitud. En el pique Codiciada y el manto Italia, pernos de anclaje no tensionados de 1.80m a 2.4m de longitud y espaciado de 1 m a 1.5m o una capa de shotcrete de 2.5cm de espesor.

3. Progresivamente debe reemplazarse el sistema de sostenimiento con madera en mina por el sistema de soporte mecanizado.
4. Se debe crear un Departamento de Mecánica de Rocas que esté convenientemente interrelacionado con las actividades de Planeamiento de Minado, Operaciones y Seguridad Minera.

5. La utilización de “softwares” especializados en Mecánica de Rocas y en Perforación Voladura de Rocas son de suma importancia, ya que agiliza cálculos tediosos y complicados para el análisis de estabilidad del macizo rocoso y análisis de mallas de perforación y disparos.
6. La Gerencia de la mina debe dar importante apoyo y prioridad al control de estabilidad de las rocas para los ingenieros desde un punto de vista “Macro View” y “Micro View” para el trabajador del interior mina.
7. Preparar y capacitar al personal del sistema productivo mediante seminarios y “Workshops” principalmente en los siguientes temas: Seguridad, Salud, Geomecánica (Mecánica de Rocas, Mecánica de Suelos, otros tópicos relacionados), Planeamiento táctico, Planeamiento estratégico, etc.
8. El sistema de Gestión total de seguridad en mina debe ser integrado con un proceso de diseño para control subterráneo que involucre planeamiento del sostenimiento, implementación y verificación de los sistemas de sostenimiento.

## VITA

Nací en el Departamento de Lima. Mis padres: Raymundo Corimanya Huamán y Margarita Mauricio Silva (fallecida), tengo 6 hermanos: Rene, Miguel, Roxana, Rosa María, José y María.

Estudie la primaria en el Colegio Estatal Leoncio Prado de 1967 a 1971 del Rimac y la educación secundaria en el G.U.E. Carlos Pareja Paz Soldan del Rimac de 1972 a 1976.

Realicé estudios superiores en la Universidad Nacional de Ingeniería, egresando el año 1988, optando el grado de Bachiller en Ingeniería de Minas en 1990 y el título profesional de Ingeniero de Minas en 1992. Luego realicé estudios de Maestría en Ciencias en Ingeniería de Minas en la misma Universidad egresando en 1993.

Realice mis prácticas pre-profesionales en la Cia. Minera Perubar y la Cia. Atlas Copco en 1988. Posteriormente efectué un estudio de investigación en la Cia Minera Farallón referente a un Plan de optimización de la mina el año 1989. Trabaje en la Cantera de Calizas Marmolina como Superintendente en 1990.

Empecé a trabajar en la docencia universitaria como Jefe de prácticas en la Escuela Minas Universidad Nacional de Ingeniería 1991-1996, luego por concurso fui nombrado en la categoría de Profesor Auxiliar en 1997 y actualmente ascendí a la categoría de Profesor Asociado desde Octubre de 2002.

Fui expositor en el XXI Pre - Convención de Ingenieros de Minas del Perú realizado en Trujillo con el tema Plan de optimización de la mina Farallón del 23 al 26 de Junio de 1993. También fui expositor en el Seminario Internacional de Actualización Minera, en la Universidad Nacional del Centro Huancayo sobre Mecánica de rocas, organizado por la XXIV Promoción de Ingenieros de Minas 200-I Ing° Heraclio Ríos Quinteros, Julio 2000.

Fui Auditor en Fiscalización Minera de 1996 al 2001 en las minas Andaychahua, Consorcio Minero Horizonte, Cia. Minera San Nicolás, Cia. Minera Las Camelias,

Comunidad minera Llocllapampa, Proyecto Chancas - Southern Perú Cooper Corporation, Shougang Hierro Perú. Viaje a la Argentina para participar en la V Reunión de la Asociación Iberoamericana de la Enseñanza Superior de la Minería en la Universidad de Catamarca (Argentina) del 7 al 10 de Octubre de 1997. También viaje a Chile a visitar la Universidad de Santiago de Chile (UNSACHI), en ese mismo año. Fui seleccionado en Chile por el JICA (Agencia de Cooperación Internacional del Japón) y la AGCI (Agencia de Cooperación Internacional del Gobierno de Chile) – SERNAGEOMIN, para una beca al curso internacional GESTION INTEGRAL DE LAS OPERACIONES MINERAS, en la Tercera Región de Chile – Copiapó, Noviembre de 2002.

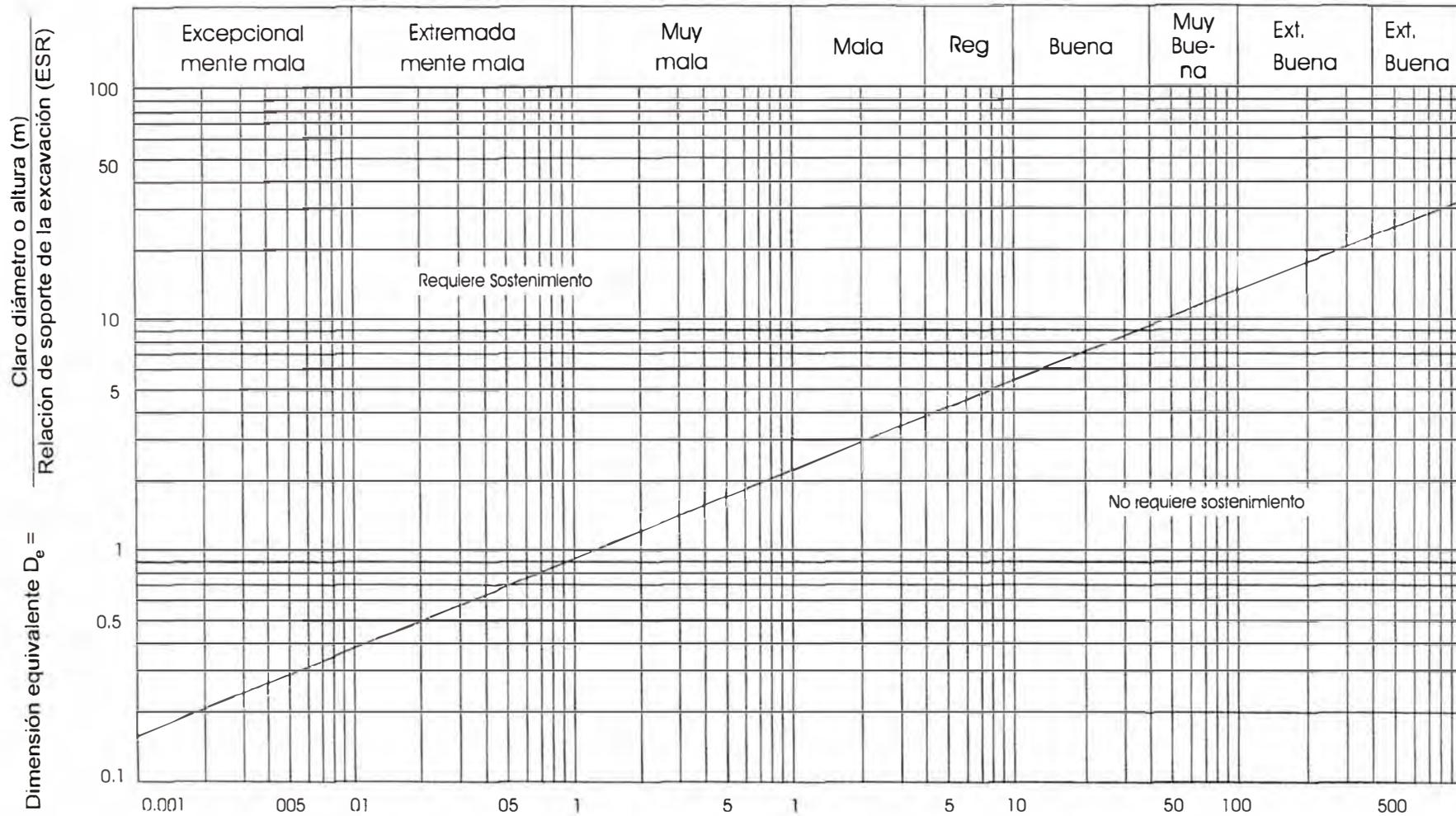
### **5.3. Referencias bibliográficas**

- 1.- Centro de Formación Técnica Minera - UNI. 2000 - Curso Internacional de Control en la Estabilidad de Rocas – Lima, 75 Pág.
- 2.- DELSO SALOME, HORINZON. 2000 – Tesis de Maestría Minas UNI, 128 Pág.
- 3.- FLOREZ OLIVERA, MARCO ANTONIO. 2003 – Apuntes del curso Diseño de Planta Minera de la Facultad de Minas UNI, 100 Pág.
4. - GOODMAN RICHARD E. 1980 - Introduction to rock mechanics- University of California at Berkeley - John Wiley & Sons - USA, 478 Pag.
- 5.- HOEK E. & BROWN E.T. 1980 - Excavaciones subterráneas en Rocas - Edit. Mc Graw Hill - México, 503 Pag.
6. - HOBEK E. & BAWDEN W.F. - Support of Underground Excavations in Hard Rock 1995, 211pag.
- 7.- JUAREZ BADILLO, E. RICO RODRIGUEZ, A. 1999 - Mecánica de Suelos, Editorial LIMUSA, S.A. de CV. - México DF., 642 Pág.
- 8.- Manual DIPS, Versión 2.2 Departamento de Ingeniería Civil y Mecánica de Rocas-Universidad de Toronto-Canadá 2000, 105 Pág.
- 9.- Manual EXAMINE, Versión 3.1 Departamento de Ingeniería Civil y Mecánica de Rocas-Universidad de Toronto-Canadá 2000, 60 Pág.
- 10.- Manual UNWEDGE, Versión 3.0 Departamento de Ingeniería Civil y Mecánica de Rocas-Universidad de Toronto-Canadá 2000, 45 Pág.
- 11.- RAMIREZ OYANGUREN P. 1984 - Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea - Instituto Geológico y Minero – España, 362 Pág.
- 11.- SCALETTI HUGO 2001- Apuntes de curso Elementos Finitos de la Facultad de Ingeniería Civil de la UNI – Lima-Perú, 84 Pág.
- 12.- SERNAGEOMIN (Servicio Nacional Geológico Minero de Chile) 2002 – Curso internacional Gestión integral de operaciones mineras, 300 Pág.
- 13.- STAG & ZIENKIEWICZ (Editores) 1970 - Mecánica de Rocas en la Ingeniería Práctica - Edit. Blume - Madrid - Barcelona – España, 398 Pág.

# **ANEXO**

**TABLA 10: ECUACIONES APROXIMADAS PARA LAS RELACIONES DE LOS ESFUERZOS PRINCIPALES Y LAS ENVOLVENTES**

	Rocas carbonatadas con el crucero de los cristales bien desarrollado (dolomita, caliza y mármol)	Rocas arcillosas litificadas (lodolita, limonita, lutita y pizarra) (normales al crucero)	Rocas arenosas con cristales fuertes y el crucero de los cristales poco desarrollado (arenisca y cuarcita)	Rocas ígneas cristalinas de gran fino y polimineláricas (andesita, dolerita, diabasa y riolita)	Rocas cristalinas ígneas y metamórficas de grano grueso y polimineralicas (anfíbolita, gabro, gneiss, granito, cuarziolita)
Muestra de roca inalterada Muestras de roca de tamaño de laboratorio, libres de defectos estructurales Valor CSIR 100+Valor NGI 500	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{7\sigma_{3n} + 1.0}$ $T_n = 0.186(\sigma_N + 0.140)^{0.658}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{10\sigma_{3n} + 1.0}$ $T_n = 0.918(\sigma_N + 0.099)^{0.677}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{15\sigma_{3n} + 1.0}$ $T_n = 1.044(\sigma_N + 0.067)^{0.692}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{17\sigma_{3n} + 1.0}$ $T_n = 1.044(\sigma_N + 0.067)^{0.692}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{25\sigma_{3n} + 1.0}$ $T_n = 1.220(\sigma_N + 0.040)^{0.707}$
Macizo rocoso de muy buena calidad Roca íntimamente embonada inalterada con fisuras no meteorizadas con separación $\pm 3$ m. Valor CSIR 85, Valor NGI 100	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{3.5\sigma_{3n} + 0.1}$ $T_n = 0.651(\sigma_N + 0.028)^{0.679}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{5\sigma_{3n} + 0.1}$ $T_n = 0.739(\sigma_N + 0.020)^{0.662}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{7.5\sigma_{3n} + 0.1}$ $T_n = 0.848(\sigma_N + 0.013)^{0.792}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{8.5\sigma_{3n} + 0.1}$ $T_n = 0.883(\sigma_N + 0.012)^{0.705}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{12.5\sigma_{3n} + 0.1}$ $T_n = 0.998(\sigma_N + 0.008)^{0.708}$
Macizo rocoso de buena calidad Roca sana a poco meteorizada y poco afecta por fisuras espaciadas de 1 a 3 m Valor CSIR 65, Valor NGI 10	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.7\sigma_{3n} + 0.004}$ $T_n = 0.369(\sigma_N + 0.006)^{0.669}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{1.0\sigma_{3n} + 0.004}$ $T_n = 0.427(\sigma_N - 0.004)^{0.683}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{1.5\sigma_{3n} + 0.004}$ $T_n = 0.501(\sigma_N + 0.003)^{0.695}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{1.7\sigma_{3n} + 0.004}$ $T_n = 0.525(\sigma_N + 0.002)^{0.698}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{2.5\sigma_{3n} + 0.004}$ $T_n = 0.603(\sigma_N + 0.002)^{0.702}$
Macizo rocoso de mediana calidad Roca sana a poco meteorizada y poco afecta por fisuras espaciadas de 1 a 3 m Valor CSIR 44, Valor NGI 1.0	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.14\sigma_{3n} + 0.000}$ $T_n = 0.198(\sigma_N - 0.0007)^{0.662}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.20\sigma_{3n} + 0.000}$ $T_n = 0.234(\sigma_N - 0.0005)^{0.6*5}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.30\sigma_{3n} + 0.0001}$ $T_n = 0.280(\sigma_N + 0.0003)^{0.688}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.34\sigma_{3n} + 0.000}$ $T_n = 0.295(\sigma_N + 0.0003)^{0.69}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.5\sigma_{3n} + 0.000}$ $T_n = 0.346(\sigma_N + 0.0002)^{0.702}$
Macizo rocoso de mala calidad Muchas juntas meteorizadas, con espaciamiento de 30 a 500 mm con algo de relleno/pedacera de roca limpia Valor CSIR 23, Valor NGI 0.1	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.04\sigma_{3n} + 0.00001}$ $T_n = 0.115(\sigma_N - 0.0002)^{0.646}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.05\sigma_{3n} + 0.00001}$ $T_n = 0.129(\sigma_N - 0.0002)^{0.655}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.80\sigma_{3n} + 0.0000}$ $T_n = 0.162(\sigma_N + 0.0001)^{0.672}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.09\sigma_{3n} + 0.00001}$ $T_n = 0.172(\sigma_N + 0.0001)^{0.676}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.13\sigma_{3n} + 0.00001}$ $T_n = 0.203(\sigma_N + 0.0001)^{0.680}$
Macizo rocoso de muy mala calidad Muchas juntas meteorizadas, con espaciamiento de menos de 50 mm con relleno/pedacera de roca finos. Valor CSIR 3, Valor NGI 0.01	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.007\sigma_{3n} + 0}$ $T_n = 0.042(\sigma_N)^{0.534}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.010\sigma_{3n} + 0}$ $T_n = 0.050(\sigma_N)^{0.359}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.15\sigma_{3n} + C}$ $T_n = 0.061(\sigma)^{0.546}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.017\sigma_{3n} + 0}$ $T_n = 0.065(\sigma)^{0.548}$	$\sigma_{1n} = \sigma_{3n} + \sqrt{0.025\sigma_{3n} + 0}$ $T_n = 0.078(\sigma_N)^{0.559}$

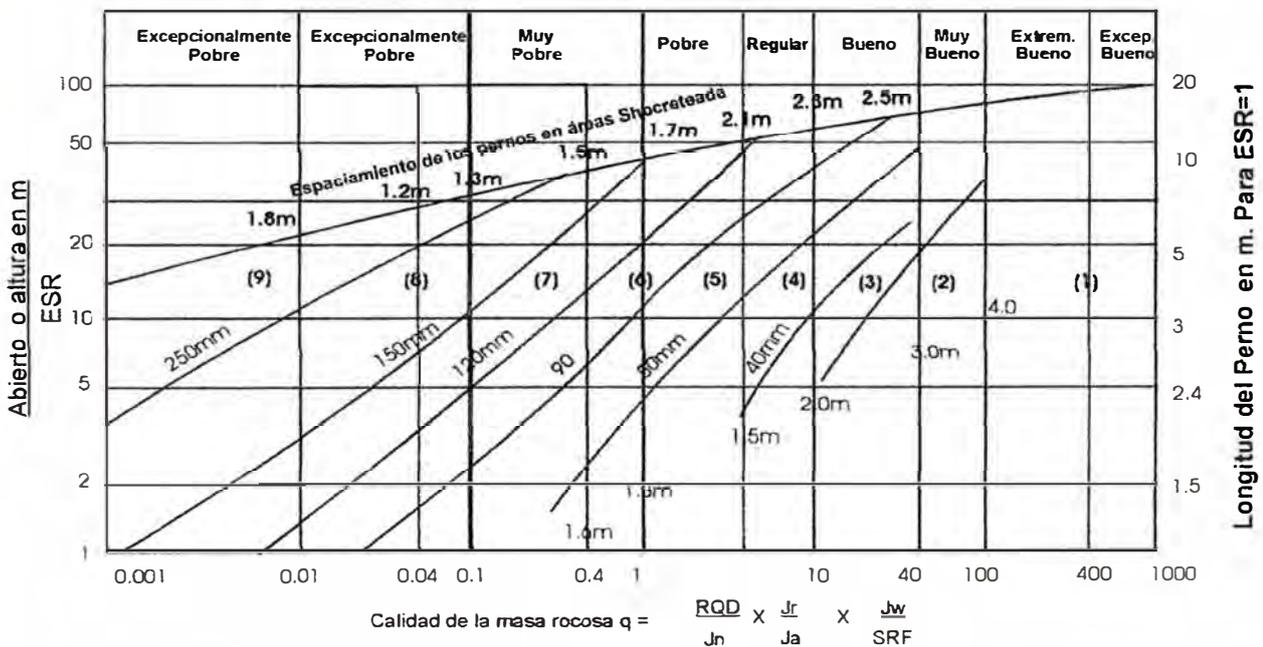
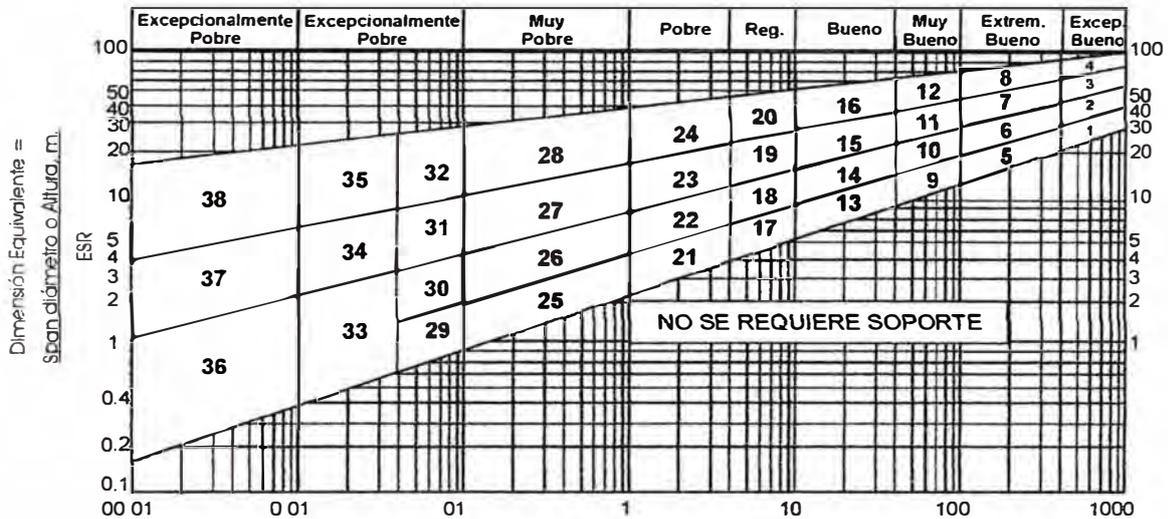


$$\text{Calidad para túneles } Q = \frac{QRD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Fig. Relación entre la dimensión equivalente máxima  $D_e$  de una excavación subterránea sin sostenimiento y del índice  $Q$  de la calidad para túneles (NGI) (Según Barton, Lien y Lunde)

## Sostenimiento permanente

Para determinar el sostenimiento permanente se puede utilizar los gráficos que se presentan en las figuras 1 y 2



### CATEGORIAS DE REFORZAMIENTO

- 1) Sin sostenimiento
- 2) Pernos esporádicos
- 3) Pernos Sistemáticos
- 4) Pernos sistemáticos con shotcrete sin refuerzo, de 40-100 de espesor
- 5) Shotcrete reforzado con fibra, 50-90mm y pernos
- 6) Shotcrete reforzado con fibra, 90-120mm y pernos
- 7) Shotcrete reforzado con fibra, 120-150mm y pernos
- 8) Shotcrete reforzado con fibra, > 150 mm, con arcos de acero (cerchas) y pernos.
- 9) Revestimiento de concreto armado.

Figura 2: Categorías de sostenimiento estimado, basado en el índice de calidad tunelera Q (Según Grimstad y Barton, 1993). Figura 2: Categorías de sostenimiento estimado, basado en el índice de calidad tunelera Q (Según Grimstad y Barton, 1993).

## UTILIZACION DE LOS SISTEMAS DE CLASIFICACION GEOMECANICA RMR Y Q PARA EVALUAR LA ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES

Abiertos máximos de las excavaciones

$$\text{Máxima abertura (sin sostenimiento)} = 2 (\text{ESR}) Q^{0.4}$$

$$\text{RMR (sin sostenimiento)} = 22 \ln \text{DE} + 25$$

$$\text{Ancho máximo (sin sostenimiento)} = \text{ESR} * \exp^{(\text{RMR}-25/22)}$$

Definición de ESR (Relación de sostenimiento de la excavación)

ESR esta relacionado con el uso para el cual la excavación es efectuada y con el grado de seguridad demandado, como se muestra en el siguiente cuadro.

	<b>CATEGORÍAS DE LA EXCAVACIÓN</b>	<b>ESB</b>	<b>Nº DE CASOS</b>
A	Excavaciones mineras temporales	3-5	2
B	Piques verticales	2.5	
	Sección circular	2.0	
	Sección Rectangular		
C	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6	83
D	Cámaras de almacenamiento plantas de tratamiento de agua, túneles carreteras y ferrocarrileros menores, cámara de equilibrio, túneles de acceso.	1.3	25
E	Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, cámaras de defensa, civil, portales, intersecciones.	1.0	73
F	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, fabricas	0.8	2

Definición de DE (dimensión equivalente)

$$\text{DE} = \frac{\text{Ancho o altura de la excavación}}{\text{ESR}}$$

**TABLA 2 SISTEMA Q : MEDIDAS DE SOSTENIMIENTO PARA RANGOS Q DE 10 A 1000<sup>(1)</sup>**

CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO	Q	FACTORES CONDICIONALES		ABERTURA ESR (m)	P <sup>(2)</sup> (kg/cm <sup>2</sup> )	ABERTURA ESR (m)	TIPO DE SOSTENIMIENTO	NOTAS (Tabla 6)
		RQD/2n	Jr/Jn					
1 <sup>(3)</sup>	1000-400				< 0.01	20-40	sb (utg)	
2 <sup>(3)</sup>	1000-400				< 0.01	30-60	sb (utg)	
3 <sup>(3)</sup>	1000-400				< 0.01	46-80	sb (utg)	
4 <sup>(3)</sup>	1000-400				< 0.01	65-100	sb (utg)	
5 <sup>(3)</sup>	1000-400				0.05	12-30	sb (utg)	
6 <sup>(3)</sup>	1000-400				0.05	19-45	sb (utg)	
7 <sup>(3)</sup>	1000-400				0.05	30-65	sb (utg)	
8 <sup>(3)</sup>	1000-400				0.05	48-88	sb (utg)	
9	100-40	≥20 <20			0.25	8.5-19	sb (utg) B (utg) 2.5 – 3	
10	100-40	≥30 <30			0.25	14-30	B (utg) 2-3 m B (utg) 1.5-2m + clm	
11 <sup>(3)</sup>	100-40	≥30 <30			0.25	23-48	B (tg) 2-3 m B (tg) 1.5-2m + clm	
12 <sup>(3)</sup>	100-40	≥30			0.25	40-72	B (tg) 2-3 m	

		<30					B (tg) 1.5-2m + clm	
13	40-10	≥10	≥1.5		0.5	5-14	Sb (utg)	I
		≥10	≤1.5				B (utg) 1.5-2 m	I
		<10	≥1.5				B (utg) 1.5 -2 m	I
		<10	≤1.5				B (utg) 1.5-2 m + S 2-3 cm	I
14	40 - 10	≥10		≥15	0.5	9 -23	B (tg) 1.5 -2 m + clm	I, II
		<10		≥15			B (tg) 1.5 - 2 m + S (mr) 5 - 10 cm	I,II I, III
				<1.5			B (utg) 1.5 - 2 m + clm	
15	40 - 10	<10			0.5	15 - 40	B (tg) 1.5 -2 m + clm	I, II, IV
		≥10					B (tg) 1.5 - 2 m + S (mr) 5 - 10 cm	I, II, IV
16 <sup>(3,4)</sup>	40 - 10	<15			0.5	30 - 65	B (tg) 1.5 -2 m + clm	I, V, VI
		≥15					B (tg) 1.5 - 2 m + S (mr) 5 - 10 cm	I, V, VI

(1) Tomado de Barton et al (1974)

(2) Aproximado

(3) Estimaciones del sostenimiento original del autor. Insuficientes casos registrados disponibles para una estimación confiable de los requerimientos de sostenimiento.

El tipo de sostenimiento a ser usado en las categoría 1-8 dependera de la tecnica de voladura. Voladuras cuidadosas y acabados con barreno pueden eliminar la necesidad de sostenimiento. Voladuras gruesas pueden requerir aplicaciones simples de shotcrete, especialmente donde la altura de la excavación es > 25 m. Casos futuros registrados deberan diferenciar las

categorias 1 a 8 Clave; sb = pernos aislados; B = empernado sistematico; (ug) = no tensionado, cementado; (tg) = tensionado (del tipo cabeza expandida para roca competente ), cementado y post – tensionado en roca de calidad muy pobre;; S = shotcrete ; (mr) = refuerzo de malla; cl = malla con cadenas; CCA = arco de concreto armado; (Sr) = refuerzo de acero. Los espaciamientos de los pernos estan dados en metros (m). Los espesores de shotcrete o arcos de concreto armado se dan en centímetros (Cm)

**TABLA 3 SISTEMA Q : MEDIDAS DE SOSTENIMIENTO PARA RANGOS Q DE 1 A 10<sup>(1)</sup>**

CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO	Q	FACTORES CONDICIONALES		ABERTURA ESR (m)	P <sup>(2)</sup> (kg/cm <sup>2</sup> )	ABERTURA ESR (m)	TIPO DE SOSTENIMIENTO	NOTAS (Tabla 6)
		RQD/2n	Jr/Jn					
17	10-4	≥30		≥6	1.0	3.5-9	Sb (utg)	I
		≥10, ≤30		<6			B(utg) 1-1.5 m	I
		<10					B (utg) 1-1.5 m + S 2-3 cm	I
		<10					S 2 – 3 cm	I
18	10-4	>5		≥10	1.0	7-15	B (tg) 1-1.5 m + clm	
		>5		<10			B (utg) 1-1.5 m + clm	
		≤5		≥10			B(tg)1-1.5 m + S2-3 cm	
		≤5		<10			B(utg) 1-1.5m + S 2-3 cm	
19	10-4			≥20	1.0	12-29	B (tg) 1-2 m + S (mr)	
				<20			10-15 cm	
							B(tg) 1-1.5 m + S (mr)	
							5 – 10 cm	
20 <sup>(3)</sup>	10-4			≥35	1.0	34-52	B (tg) 1-2 m + S (mr)	II,V,VI
				<35			20-25 cm	I,II,IV
							B (tg) 1-2 m + S (mr)	

21	4 - 1	$\geq 12.5$ $< 12.5$	$\leq 0.75$ $< 0.75$ $> 0.75$	1.5	2.1-6.5	B(utg) 1 m + S 2-3 cm S 2.5 -5 cm B (utg) 1 m	10-20 cm	I I I
22	4 - 1	$\geq 10, < 30$ $\leq 10$ $< 30$ $\geq 30$	$> 1.0$ $> 1.0$ $\leq 1.0$	1.5	4.5 - 11.5	B (utg) 1 m + cim S 2.5 - 7.5 cm B(utg) 1 m +S (mr) 2.5- 5 cm B(utg) 1m		I I I I
23	4 - 1			1.5	5 - 24	B (tg) 1-1.5 m + S (mr) 10.15 cm B (tg) 1-1.5 m + S (mr) 5-10 cm		I,II,IV,V I
24 <sup>(3,4)</sup>	4 - 1		$\geq 30$ $< 30$	1.5	18-46	B (tg) 1-1.5 m + S (mr) 10.30 cm B (tg) 1-1.5 m + S (mr) 10-15 cm		I,V,VI I,II,IV

- (1) Tomado de Barton et al (1974)  
(2) Aproximado  
(3) Ver nota XII en la tabla 6  
(4) Ver pie de pagina en la Tabla 2

**TABLA 4 SISTEMA Q : MEDIDAS DE SOSTENIMIENTO PARA RANGOS Q DE 0.1 A 1.0<sup>(1)</sup>**

CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO	Q	FACTORES CONDICIONALES		ABERTURA ESR (m)	P <sup>(2)</sup> (kg/cm <sup>2</sup> )	ABERTURA ESR (m)	TIPO DE SOSTENIMIENTO	NOTAS (Tabla 6)
		RQD/2n	Jr/Jn					
25	1.0 – 04	>10	>0.5		2.25	1.5-4.2	B(utg) 1 m + mr o clm	I
		≤ 10	>0.5				B (utg) 1 m + S (mr) 5 cm	I
			≤ 0.5				B(tg) 1 m + S (Nr) 5 cm	I
26	1.0-0.4				2.5	3.2-7.5	B(tg) 1 m +S (mr) 5-7.5 cm B(utg) 1 m + S 2.5 – 5 cm	VIII,X,XI I,IX
27	1.0 – 0.4			≥12	2.25	6-18	B (tg) 1 m + S (mr) 30 – 40	I,IX
				<12			cm	I, IX
				>12			B (utg) 1 m + S (mr)5 – 7	VIII, X, XI
				<12			cm CCA 20-40 cm + B (tg) 1 m S (mr) 30-100 cm + B (tg) 1 m	VIII, X, XI
28 <sup>(4)</sup>	1.0-0.4			≥30	2.25	15-38	B (tg) 1 m + S (mr) 30-40	I, IV, V, IX
				≥20 , < 30			cm	I, II, IV, IX
				< 20			B (utg) 1 m + S(mr) 20 – 3 0 cm	I, II, IX IV, VIII, X, XI

							B(tg) 1 m + s (mr) 15 – 20 cm CCA(sr) 30 – 100 cm + B (tg) 1 m	
29	0.4-0.1	> 5 ≤ 5	> 0.25 > 0.25 ≤ 0.25		3.0	1.0-3.1	B (utg)1 m + S 2-3 cm B (utg)1 m + S (mr) 5 cm B(tg) 1 m + S (Mr) 5 cm	
30	0.4 – 0.1	≥5 , < 5			3.0	2.2-6	B (tg) 1 m + S 2.5 - cm S (mr) 5 – 7 cm B (tg) 1 m + S (mr) 5 – 7 .5 cm	IX IX VIII, X, XI
31	0.4 – 0.1	> 4 ≤ 4, ≥ 1.5 < 1.5			3.0	4-14.5	B (tg) 1 m +S (mr) 5- 12.5 cm S(mr) 7.5 – 25 cm CCA 20-40 cm + B (tg) 1m CCA (sr) 30-50 cm + B (tg) 1 m	IX IX IX, IX VIII, X, XI

- (1) Tomado de Barton et al (1974)
- (2) Aproximado
- (3) Ver pie de pagina (3) en la Tabla 2
- (4) Ver nota XII en la Tabla 6

**TABLA 5 SISTEMA Q : MEDIDAS DE SOSTENIMIENTO PARA RANGOS Q DE 0.1 A 1.0<sup>(1)</sup>**

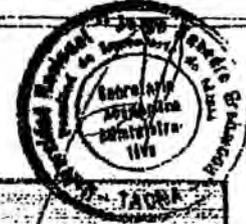
CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO	Q	FACTORES CONDICIONALES		ABERTURA ESR (m)	P <sup>(2)</sup> (kg/cm <sup>2</sup> )	ABERTURA ESR (m)	TIPO DE SOSTENIMIENTO	NOTAS (Tabla 6)
		RQD/2n	Jr/Jn					
33	0.1 - 0.01	≥ 2 <2			6	1.0 - 3.9	B (tg) 1 m + S (mr) 2.5 - 5 cm S (mr) 5-10 cm S (mr) 7.5 - 15 cm	IX IX VIII, X
34	0.1 - 0.01	≥ 2 <2	≥ 0.25 ≥ 0.25 ≥ 0.25		6	2.0 - 11	B(tg) 1 m + S (mr) -7.5 cm S (mr) 7.5 - 1.5 cm S (mr) 15-25 cm CCA (sr) 20-60 cm + B (tg) 1 m	IX IX IX VIII, X, IX
35	0.1 - 0.01			≥15 ≥15 <15 <15	6	6.2-28	B(tg) 1 m + S (mr) 30-100 cm CCA(sr) 60-200 cm + B (tg) 1 m B (tg) 1 m + S (mr) 80-75 cm CCA (sr) 40-150 cm + B (tg) 1 m	II, IX, XI VIII, X, XI, II XI, XI, III VIII, X, XI, III
36	0.001- 0.001				12	1.0-2.0	S(mr) 10-20 cm S (mr) 20-60 cm + B (tg) 0.5-1.0 m	IX VIII, X, XI
37	0.01-0.001				12	1.0-6.5	S (mr) 20-60 cm S (mr) 20-60 cm + B (tg)) 0.5 - 1.0 m	IX VIII, X, XI
38 <sup>(5)</sup>	0.01-0.001			≥10 ≥10 <10	12	4.0 - 20	CCA (sr) 100-300 cm CCA (sr) 100-300 cm + B (tg) 1 m	IX VIII,X,II,XI IX



**TABLA 6 SISTEMA Q : MEDIDAS DE SOSTENIMIENTO – NOTAS  
SUPLEMENTARIAS**

- I. Para casos de estallidos de rocas severos, pernos tensionados con placas de soporte agrandadas son empleadas frecuentemente, con espaciamentos de cerca de 1 m (ocasionalmente menores de 0.8 m)
- II. Varias longitudes de perno frecuentemente utilizadas en la misma excavación , es decir, 3.5 y 7 m.
- III. Varias longitudes de perno frecuentemente utilizadas en la misma excavación, es decir, 2,3 y 4m.
- IV. Cables de anclaje tensionados, frecuentemente utilizados para suplir las presiones de sostenimiento del perno. Espaciamiento típico de 2-4 m.
- V. Varias longitudes de perno frecuentemente utilizadas en la misma excavación es decir, 6, 8 y 10.
- VI. Cables de anclaje tensionados frecuentemente utilizados para suplir las presiones de sostenimiento de los pernos. Espaciamiento típico de 4 – 6m.
- VII. Varias casas de fuerza de la vieja generación en esta categoría emplean empernado aislado o sistemático con áreas cubiertas de malla con cadenas y un techo de arco de concreto con abertura libre (25-40 cm) como sostenimiento permanente.
- VIII. Casos que involucran hinchamiento , por ejemplo, arcilla montmorillonita (con acceso de agua). Un espacio para la expansión por debajo del sostenimiento es empleado en el caso de hinchamiento severo. Medidas de drenaje se usan en lo posible.

- IX. Casos que no involucran arcilla expansiva o roca comprensible.
- X. Casos que involucran roca comprensible . Un pesado sostenimiento rígido es utilizado generalmente como sostenimiento permanente.
- XI. De acuerdo a la experiencia de los autores (Barton et al), en casos de expansión o asentamiento, el sostenimiento temporal requerido antes que los arcos de concreto ( o shotcrete ) sean formados puede consistir de empernado (de tipo cabeza expandida) si el valor de  $RQD/J_n$  es suficientemente alto (es decir  $> 1.5$ ), posiblemente combinado con shotcrete. Si el macizo rocosos esta severamente fracturado o triturado (es decir  $RQD/J_n < 1.5$ , por ejemplo una zona de tipo "cubo de azúcar" en la cuarcita), entonces el sostenimiento temporal puede consistir de muchas aplicaciones de Shotcrete. Empernado sistemático (pensionado) puede se adicionado luego, de reforzar el arco de concreto (o shotcrete) para reducir la desigual carga del concreto, pero ello puede no ser efectivo cuando  $RQD/J_n < 1.5$  , o cuando existe mucha arcilla, a menos que los pernos sean cementados antes del tensionado. Una longitud suficiente de perno anclado podría también obtenerse usando anclajes con resina de fraguado rápido en aquellos macizos de roca extremadamente pobres en calidad. Serios casos de expansión y/o asentamiento pueden requerir que los arcos de concreto sean construidos hasta el frente, posiblemente usando un escudo como encofrado temporal. Sostenimiento temporal del frente del trabajo puede ser requerido también en estos casos.



INFORME N° 001-D2-IMPOTAIM  
INFORME DE ENSAYO

**SOLICITANTE** : ING. JOSE CORUMANYA MAURICIO

**ENTIDAD EJECUTORA** : UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE B. GROHMANN  
LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS-SUFLOS  
JEFE : Ing. Carlos Jimba Ccori

**SERVICIO SOLICITADO** : Propiedades Mecánicas en Rocas

**OBRA** : Trabajo de Tesis de Maestría: Mecánica de Rocas Aplicada a la Seguridad Minera.

**LUGAR** : Sección PostGrado De la Facultad de Minas de la UNJBG.

**FECHA** : Tacna, 11 de Marzo del 2009

"Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización escrita de la UNJBG-IMPOTAIM"



**RESULTADOS.**

La Tabla 03 muestra las propiedades físicas luego del ensayo:

No	DESCRIPCION	AREA Cm <sup>2</sup>	FECHA ROTURA	CARGA Kg	RESISTENCIA COMPRESION Kg./cm <sup>2</sup>	RESISTENCIA TRACCION Kg./cm <sup>2</sup>
01	M1	11.40	28/01/01	8436.9	717.82	142.48
02	M1	11.34	28/01/01	8709.1	747.95	134.02
03	M2	11.40	28/01/01	11340.0	985.70	96.73
04	M2	11.40	28/01/01	11290.1	981.36	98.49
05	M3	11.34	28/01/01	8164.8	698.32	161.35
06	M3	11.34	28/01/01	8481.4	725.40	109.97
07	M4	11.34	28/01/01	7030.8	617.45	139.31
08	M4	11.34	28/01/01	7188.6	632.19	142.84
09	M5	11.46	28/01/01	6577.2	562.40	119.28
10	M5	11.46	28/01/01	6756.3	577.72	122.70

La Tabla 04 muestra Resultados promedio

No	DETALLE	RESISTENCIA COMPRESION KG/CM <sup>2</sup>	RESISTENCIA A TRACCION Kg./cm <sup>2</sup>	COEFICION Kg./cm <sup>2</sup>	ANGULO DE FRICCION INTERNA	RESIST. CORTE Kg./cm <sup>2</sup>
01	Zona Codificada	723.58	138.24	150	47.70	552.35
02	Zona Manuclita	983.53	97.61	155	57.33	922.15
03	Zona Manuclita	711.36	180.66	175	73.42	409.91
04	Zona Manuclita	624.93	141.07	152	39.89	412.24
05	Zona Manuclita	570.06	121.04	140	36.64	352.06

ESTE INFORME DE ENSAYO CONSTA DE TRES (03) PAGINAS DE TEXTO Y CUATRO (04) TABLAS

Elaborado por:

Ing. Reynaldo Cuadaluza Loza  
CIP. N° 52432

Laboratorio de Mecánica de Rocas-Suelos





1. DESCRIPCION DE LA MUESTRA

El solicitante proporcionó 05 bloques de roca de forma irregular de acuerdo a la Tabla D

No.	DETALLE	VETA	NIVEL	UBICACION	MINA	
01	Zona Cediciada	Ollanta 2 <sup>a</sup>	4025	ByPass 005 NE	Sociedad Minera Corona S.A	09/11/01
02	Zona Mamechita	10	-450	Gal-985 SW	Sociedad Minera Corona S.A	09/11/01
03	Zona Mamechita	Roma	-450	Gal-740 SW	Sociedad Minera Corona S.A	09/11/01
04	Zona Mamechita	301	-450	Gal-890 NB	Sociedad Minera Corona S.A	09/11/01
05	Zona Mamechita	13-A	-385	Tajo 150	Sociedad Minera Corona S.A	09/11/01

2. FECHA DE RECEPCION

30/01/2002

3. FECHA DE EJECUCION

15 al 30 /01/2002

4. PROCEDIMIENTO DEL MUESTREO

Para cada una de las muestras se realizó una extracción diamétrica de 02 probetas para la realización de los ensayos de acuerdo a la siguiente Tabla 02.

NO	DESCRIPCION	DIAMETRO	ALTURA	L/D
01	M1	3.81	6.3	1.65
02	M1	3.80	6.4	1.68
03	M2	3.81	7.1	1.86
04	M2	3.81	7.1	1.86
05	M3	3.80	6.2	1.63
06	M3	3.80	6.2	1.63
07	M4	3.80	7.21	1.90
08	M4	3.80	7.21	1.90
09	M5	3.82	6.64	1.74
10	M5	3.82	6.64	1.74

5. METODO DE ANALISIS Y ENSAYOS

- > El método y consideraciones para los ensayos de compresión uniaxial sobre las probetas, fueron las especificadas en las NORMAS ASTM C-42. De acuerdo a la relación L/D, las probetas no cumplen con la norma especificada por lo tanto se procederá de acuerdo a la Norma Anteriormente Mencionada.
- > Para obtener la Resistencia a Tracción se procedió a utilizar el método brasileño.

6. CONDICION DE LOS ENSAYOS

Temperatura de ensayo: 19 ± 2°C.



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL**  
**LABORATORIO DE ENSAYO DE MATERIALES**  
**INFORME**

l : Laboratorio N°1-Ensayo de Materiales  
 : CONCYTEC  
bra : Morococha - Mina Manuelita - Cia. Minera Corona - Tesis  
sunto : Ensayo de Compresión en Roca  
pediente : 00-0928  
cibo : 48517  
echa : 30/03/2000

DE LA MUESTRA : Consistente en una muestra de roca, identificada como P1, 3T, 4;  
proporcionadas por el Peticionario.

DE LOS RESULTADOS :

2.1) ENSAYO DE COMPRESION :

MUESTRA	DIMENSIONES ( cm. )			CARGA ( kg )	AREA ( cm <sup>2</sup> )	RESISTENCIA A LA COMPRESION ( kg/cm <sup>2</sup> )
	LARGO	ANCHO	ALTURA			
P1	5	5	10	24000	25	960
3T	4	4	8	14600	16	913
4	2.8	2.8	5.6	8650	7.85	1102

2.2) ENSAYO DE DENSIDAD :

MUESTRA	PESO ( grs. )	VOLUMEN ( cm <sup>3</sup> )	DENSIDAD ( gr/cm <sup>3</sup> )
4	156.3	250	1.599

HECHO POR : Ing. A.T.C.  
AUXILIAR : I.V.

  
ING. CARLOS BARZOLA GASTELU  
JEFE DEL LABORATORIO N°1  
ENSAYO DE MATERIALES



Otra vista del pique de izaje manuelita



Instrucción de campo sobre Geomecánica impartida por el Dr. Dennis Shannon de NORCAT Northern Center for Advanced Technology Inc. at Cambrian College en una mina subterránea cuando capacitó en la UNI.