

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE  
APURÍMAC  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE  
MINAS**



**“SOSTENIMIENTO COMBINADO  
CON FORE PILLING DEL  
CRUCERO 9420 EN LA MINA  
SAN ANDRÉS – MARSA, 2013”**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS,  
PRESENTADO POR EL BACHILLER:  
KEYNEER MONZON VALDIGLESIAS**

**Abancay, Diciembre del 2013  
PERÚ**

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍAC	
CÓDIGO	MFN
	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	02 SET. 2014
Nº DE INGRESO:	0379

## **DEDICATORIA**

A mis padres Víctor y Nemecia, en gratitud a su esfuerzo, mis hermanos que confiaron en mí. A mis docentes que compartieron sus conocimientos y compañeros.

## **AGRADECIMIENTOS**

A mi Alma Mater La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, forjador de profesionales con mística minera.

A la Unidad Minera MARSA.

Docentes y estudiantes.

Al Ing. Nelson Palemón Meza Peña por permitirme realizar mi proyecto de tesis y brindarme todas las facilidades para su desarrollo en la elaboración de mi proyecto.

# INDICE

	N°Pag.
DEDICATORIA	I
AGRADECIMIENTO	II
LISTA DE FIGURAS	IX
LISTA DE TABLAS	XI
LISTA DE SIMBOLOS	XII
RESUMEN	XIII
ABSTRACT	XIV

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

	Pag.
1.1 Descripción y formulación del problema.....	1
1.2 Justificación e importancia de la investigación.....	3
1.3 Limitaciones.....	3
1.4 Objetivos.....	4
1.4.1 Objetivo general.....	4
1.4.2 Objetivos específicos.....	4
1.5 Hipótesis.....	4
1.5.1 Hipótesis general.....	4
1.5.2 Hipótesis específicos.....	4

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

<b>2.1</b>	<b>Marco referencial.....</b>	<b>6</b>
<b>2.1.1</b>	<b>Antecedentes de la investigación .....</b>	<b>6</b>
<b>2.1.2</b>	<b>Reseña histórica de la mina.....</b>	<b>7</b>
<b>2.1.3</b>	<b>Ubicación y acceso.....</b>	<b>9</b>
<b>2.1.4</b>	<b>Topografía y fisiográfica.....</b>	<b>11</b>
<b>2.1.5</b>	<b>Recursos.....</b>	<b>12</b>
<b>2.1.6</b>	<b>Política de la empresa.....</b>	<b>15</b>
<b>2.1.6.1</b>	<b>Política de seguridad y salud ocupacional.....</b>	<b>15</b>
<b>2.1.6.2</b>	<b>Política ambiental.....</b>	<b>16</b>
<b>2.1.7</b>	<b>Misión, visión y objetivos de la empresa.....</b>	<b>17</b>
<b>2.1.8</b>	<b>Método de explotación.....</b>	<b>17</b>
<b>2.1.8.1</b>	<b>Labores mineras de desarrollo.....</b>	<b>18</b>
<b>2.1.8.2</b>	<b>Labores mineras de preparación.....</b>	<b>18</b>
<b>2.1.8.3</b>	<b>Labores mineras de explotación.....</b>	<b>19</b>
<b>2.1.8.4</b>	<b>Operaciones mineras unitarias.....</b>	<b>19</b>
<b>2.1.8.5</b>	<b>Perforación para sostenimiento.....</b>	<b>25</b>
<b>2.1.8.6</b>	<b>Acarreo y transporte.....</b>	<b>28</b>
<b>2.1.8.7</b>	<b>Sostenimiento.....</b>	<b>29</b>
<b>2.1.8.8</b>	<b>Relleno.....</b>	<b>29</b>
<b>2.1.8.9</b>	<b>Servicios auxiliares.....</b>	<b>30</b>
<b>2.1.9</b>	<b>Mejora del ciclo de minado.....</b>	<b>31</b>

<b>2.2 Marco teórico.....</b>	<b>31</b>
<b>2.2.1 Aspectos geológicos.....</b>	<b>31</b>
<b>2.2.1.1 Geología general.....</b>	<b>31</b>
<b>2.2.1.2 Geología local.....</b>	<b>32</b>
<b>2.2.1.3 Geología estructural.....</b>	<b>33</b>
<b>2.2.1.4 Petrología.....</b>	<b>33</b>
<b>2.2.1.5 Paragénesis y zonamiento.....</b>	<b>34</b>
<b>2.2.1.6 Alteraciones.....</b>	<b>36</b>
<b>2.2.1.7 Controles de mineralización.....</b>	<b>36</b>
<b>2.2.1.8 Mineralogía:.....</b>	<b>39</b>
<b>2.2.1.9 Geometría del yacimiento:.....</b>	<b>40</b>
<b>2.2.2 Clasificación geomecánica de los macizos rocosos.....</b>	<b>45</b>
<b>2.2.3 Disminución de la resistencia con la humedad.....</b>	<b>50</b>
<b>2.2.4 Ideas generales de plasticidad.....</b>	<b>50</b>
<b>2.2.4.1 Comportamiento de un material elástico-plástico.....</b>	<b>51</b>
<b>2.2.4.2 Propiedades mecánicas de las discontinuidades.....</b>	<b>51</b>
<b>2.2.4.3 Discontinuidades rugosas sin relleno.....</b>	<b>55</b>
<b>2.2.4.4 Discontinuidades rugosas con relleno.....</b>	<b>56</b>
<b>2.2.4.5 Influencia del agua sobre las discontinuidades plana.....</b>	<b>57</b>
<b>2.2.4.6 Resistencia adicional en planos inclinados.....</b>	<b>57</b>
<b>2.2.5 Determinación de tensiones naturales de la corteza.....</b>	<b>58</b>
<b>2.2.5.1 Esfuerzos en los límites de la excavación circular.....</b>	<b>60</b>

<b>2.2.5.2</b>	<b>Ensayos para determinar las propiedades físicas y mecánicas de las roca.....</b>	<b>62</b>
<b>2.2.5.3</b>	<b>Ensayo de propiedades físicas.....</b>	<b>62</b>
<b>2.2.5.4</b>	<b>Ensayo de comprensión simple.....</b>	<b>63</b>
<b>2.2.5.5</b>	<b>Ensayo de comprensión triaxial.....</b>	<b>66</b>
<b>2.2.5.6</b>	<b>Ensayo de carga puntual.....</b>	<b>67</b>
<b>2.2.5.7</b>	<b>Ensayo de tracción.....</b>	<b>69</b>
<b>2.2.6</b>	<b>Clasificaciones geomecánicas.....</b>	<b>70</b>
<b>2.2.6.1</b>	<b>Antecedentes sobre clasificaciones del macizo rocoso.....</b>	<b>71</b>
<b>2.2.6.2</b>	<b>Objetivos de las clasificaciones geomecánicas.....</b>	<b>72</b>
<b>2.2.6.3</b>	<b>Índice de calidad tunelera de la roca (Q).....</b>	<b>73</b>
<b>2.2.6.4</b>	<b>Valoración del macizo rocoso (RMR).....</b>	<b>74</b>
<b>2.2.6.5</b>	<b>Índice de resistencia geológica (GSI).....</b>	<b>75</b>
<b>2.2.7</b>	<b>Marco conceptual.....</b>	<b>69</b>

## **CAPÍTULO III**

### **PARTE EXPERIMENTAL**

<b>3.1</b>	<b>Descripción y clasificación del macizo rocoso en la mina San Andrés.....</b>	<b>77</b>
<b>3.1.1</b>	<b>Características litológico-estructurales.....</b>	<b>77</b>
<b>3.1.2</b>	<b>Características de resistencia del macizo rocoso.....</b>	<b>78</b>
<b>3.1.3</b>	<b>Zonificación geomecánica.....</b>	<b>80</b>
<b>3.2</b>	<b>Sostenimiento en la mina MARSÁ.....</b>	<b>81</b>
<b>3.3</b>	<b>Diseño del sostenimiento.....</b>	<b>84</b>

<b>3.3.1</b>	<b>Mapeos geomecánicos.....</b>	<b>84</b>
<b>3.3.2</b>	<b>Aberturas permisibles.....</b>	<b>85</b>
<b>3.3.3</b>	<b>Tiempo de autosoporte.....</b>	<b>86</b>
<b>3.3.4</b>	<b>Estabilidad del macizo rocoso.....</b>	<b>86</b>
<b>3.3.5</b>	<b>Cartilla geomecánica.....</b>	<b>87</b>
<b>3.4</b>	<b>Sostenimiento con pernos cementados.....</b>	<b>90</b>
<b>3.4.1</b>	<b>Especificaciones técnicas de los pernos.....</b>	<b>90</b>
<b>3.4.2</b>	<b>Parámetros de empernado.....</b>	<b>90</b>
<b>3.4.3</b>	<b>Longitud del perno.....</b>	<b>91</b>
<b>3.4.4</b>	<b>Espaciamiento entre los pernos.....</b>	<b>92</b>
<b>3.4.5</b>	<b>Número de pernos.....</b>	<b>92</b>
<b>3.4.6</b>	<b>Procedimientos de instalación.....</b>	<b>94</b>
<b>3.4.7</b>	<b>Cálculo de capacidad de soporte del perno helicoidal.....</b>	<b>94</b>
<b>3.5</b>	<b>Sostenimiento con concreto lanzado.....</b>	<b>99</b>
<b>3.5.1</b>	<b>Especificaciones técnicas .....</b>	<b>100</b>
<b>3.5.2</b>	<b>Parámetros .....</b>	<b>100</b>
<b>3.5.3</b>	<b>Cálculo del espesor .....</b>	<b>101</b>
<b>3.5.4</b>	<b>Cálculo del volumen.....</b>	<b>101</b>
<b>3.5.5</b>	<b>Aplicación .....</b>	<b>102</b>
<b>3.5.6</b>	<b>Cálculo de capacidad de soporte .....</b>	<b>103</b>
<b>3.6</b>	<b>Sostenimiento con cimbras metálicas.....</b>	<b>105</b>
<b>3.6.1</b>	<b>Especificaciones técnicas de las cimbras metálicas.....</b>	<b>106</b>

<b>3.6.2 Procedimientos de instalación.....</b>	<b>108</b>
<b>3.7 Sostenimiento con fore pilling.....</b>	<b>112</b>
<b>3.7.1 Especificaciones técnicas .....</b>	<b>114</b>
<b>3.7.2 Fore pilling con pernos cementados.....</b>	<b>114</b>
<b>3.7.3 Fore pilling más pernos cementados y concreto lanzado.....</b>	<b>116</b>
<b>3.8 Costos de labores de sostenimiento en la mina San Andrés.....</b>	<b>118</b>
<b>3.8.1 Pernos cementados.....</b>	<b>118</b>

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

<b>4.1 Macizo rocoso de la mina San Andrés.....</b>	<b>122</b>
<b>4.2 Sostenimiento en la mina San Andres.....</b>	<b>123</b>
<b>4.3 Diseño del sostenimiento.....</b>	<b>124</b>
<b>4.4 Sostenimiento con pernos cementados.....</b>	<b>124</b>
<b>4.5 Sostenimiento con concreto lanzado.....</b>	<b>124</b>
<b>4.6 Sostenimiento con cimbras metálicas.....</b>	<b>125</b>
<b>4.7 Sostenimiento con fore pilling.....</b>	<b>125</b>
<b>4.8 Análisis de costos de sostenimiento.....</b>	<b>126</b>
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>127</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>128</b>

### **BIBLIOGRAFIA**

### **ANEXOS**

## INDICE DE FIGURAS

### CAPITULO II

#### MARCO TEÓRICO

Figura N°2.1. Ubicación geográfica de U.P. MARSA.....	8
Figura N°2.2. Jumbo boomer de un brazo.....	18
Figura N°2.3. Perforadora yack leg.....	19
Figura N°2.4. Malla de perforación para un avance de sección 4x3.50m.....	20
Figura N°2.5. Malla de perforación para un avance de sección 4x3m.....	20
Figura N°2.6. Malla de perforación para un avance de sección 4.50x3.80m.....	21
Figura N°2.7. Malla de perforación para un avance de sección 5x4m .....	22
Figura N°2.8. Scoop Caterpillar R1600G.....	24
Figura N°2.9. Tensiones principales de un macizo rocoso .....	42
Figura N°2.10. Envolvente de los círculos de Mohr.....	43
Figura N°2.11. Criterio de Coulomb.....	43
Figura N°2.12. Criterio de Navier.....	44
Figura N°2.13. Criterio de Coulomb – Navier.....	44
Figura N°2.14. Criterio de Hoek Brawn.....	45
Figura N°2.15. Curva de elongación del material plástico y elástico.....	46
Figura N°2.16. Comportamiento de un material plástico, elástico.....	47
Figura N°2.17. Resistencia al corte en superficie planares.....	48
Figura N°2.18. Resistencia al corte pico y residual versus los esfuerzos normales.....	49
Figura N°2.19. Resistencia al corte en planos inclinados.....	50
Figura N°2.20. Resistencia al corte en superficie rugosas sin relleno.....	51
Figura N°2.21. Resistencia al corte en planos inclinados.....	54
Figura N°2.22. Estado de esfuerzos en relación con la morfología superficial .....	55
Figura N°2.23. Esfuerzo en los límites de una excavación circular.....	56
Figura N°2.24. Equipo prensa hidráulica .....	59
Figura N°2.25. Ensayo de compresión .....	60
Figura N°2.26. Equipo prensa hidráulica y deformometro.....	61
Figura N°2.27. Ensayo de constantes elásticos.....	61

Figura N°2.28. Equipo máquina de compresión triaxial.....	62
Figura N°2.29. Presentacion grafica.....	63
Figura N°2.30. Maquina de ensayo de carga puntual.....	64
Figura N°2.31. Ensayo de carga puntual.....	64
Figura N°2.32. Equipo maquina de compresión.....	65
Figura N°2.33. Ensayo de tracción.....	66

### CAPITULO III

#### PARTE EXPERIMENTAL

Figura N°3.1. Tabla para calcular el tipo de auto soporte.....	81
Figura N°3.2. Tabla geomecánica para el sostenimiento de labores usando el sistema GSI.....	83
Figura N°3.3. Tabla geomecánica para el sostenimiento de labores permanentes.....	84
Figura N°3.4. Pernos helicoidales.....	85
Figura N°3.5. Instacion de un perno de sostenimiento con cemento.....	89
Figura N°3.6. Equipo de pull test.....	91
Figura N°3.7. Prueba de tracción de pernos en el terreno.....	91
Figura N°3.8. Resultados de una prueba de tracción echas en el terreno a un perno con 7hr de fraguado.....	91
Figura N°3.9. Labor avanzado con shotcret.....	97
Figura N°3.10. Comportamiento del concreto en bloques de roca.....	98
Figura N°3.11. Sostenimiento de bloques con shotcret.....	98
Figura N°3.12. Colocado de cimbras metálicas.....	105
Figura N°3.13. Labor avanzada con cimbras metálicas.....	106
Figura N°3.14. Desplazamiento de la roca y presión de soporte.....	107
Figura N°3.15. Pernos tipo fore pilling.....	108
Figura N°3.16. Labor avanzada usando pernos fore pilling.....	109

## INDICE DE TABLAS

### CAPITULO II

#### MARCO TEORICO

Tabla N°2.1. Coordenadas de la concesión minera.....	7
Tabla N°2.2. Accesibilidad a la U.P. San Andres de la empresa MARSAS.....	8
Tabla N°2.3. Especies nativas de la flora en la zona de la mina.....	11
Tabla N°2.4. Especies nativas de la fauna en zona de la mina.....	12
Tabla N°2.5. Controles litológicos.....	34
Tabla N°2.6. Reserva de mineral estimadas.....	37

### CAPITULO III

#### PARTE EXPERIMENTAL

Tabla N°3.1. Sostenimiento según la clasificación de la roca.....	75
Tabla N°3.2. Tiempo de sostenimiento recomendada de las excavaciones.....	76
Tabla N°3.3. Tabla de equivalencia de GSI y RMR.....	76
Tabla N°3.4. Valores de ESR de acuerdo a la categoría de la excavación.....	80
Tabla N°3.5. Resultados ensayos de tracción realizados en diferentes labores.....	88

## LISTA DE SIMBOLOS

WR: Chimenea de desmonte

VR: Chimenea de ventilación

OR: Chimenea de mineral

VM: Vida mina

LME: Ley mínima explotable

JRC: Coeficiente de rugosidad de la discontinuidad

PA: Porosidad aparente

PEA: Peso específico aparente

RMR: Resistencia del macizo rocoso

MF: Muy fracturada

IF: Intensamente fracturada

T:Triturada o brechada

L: Longitud del perno

N:Numero de perno

P:Capacidad de apoyo del perno

FS: Factor de seguridad

## RESUMEN

El presente Trabajo de Tesis titulado **“SOSTENIMIENTO COMBINADO CON FORE PILLING DEL CRUCERO 9420 EN LA MINA SAN ANDRÉS – MARSÁ”**, se ha realizado en la Unidad Minera MARSÁ, ubicado en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180 Km, hacia el Este de la ciudad de Trujillo a una altura de 3900 msnm, pertenece a la localidad de Llacuabamba, Distrito Parcoy, Provincia Patá y Región La Libertad.

El Proyecto describe fundamentalmente como se mejora el ciclo de minado gracias al uso del sostenimiento combinado con Fore Pilling, más instalación de pernos de 8 pies como sostenimiento definitivo. Con la aplicación de este sostenimiento se han podido atravesar terrenos muy críticos; que normalmente requerían de cimbras metálicas como elemento de sostenimiento para poder continuar con el avance de la excavación subterránea de manera segura.

Por lo que el uso de este tipo de sostenimiento combinado con Fore Pilling ha contribuido a la reducción de costos en cuanto al uso de materiales para sostenimiento y sobre todo una reducción en el tiempo que se demora en sostener una determinada área si comparamos con el uso de las cimbras metálicas; lo cual trae como consecuencia que el avance de la excavación subterránea sea más fluida, mejorando de esta manera el ciclo de minado y el aumento de la producción.

## ABSTRACT

The following Thesis Work untitled "**COMBINED SUPPORT WITH THE CRUISE 9420'S FORE PILLING IN SAN ANDRES MINE-MARSA**", has been done in the Mine Unit MARSA, it's located on the western flank of the Eastern Range to 180km, towards the east of Trujillo city at a height of 3900 meter about the sea level, it's part of Llacuabamba town, Parcoy District, Pataz Province and La Libertad Region.

The Project describes basically how the mined cycle is improved thanks to the combined support with Fore Pilling use, plus the 8 feet bolts installation as definitive support. With the application of this support, it has been able to cross very critical land; which normally required metal formwork as a support element to be able to continue with the underground excavation advance in a safe way.

So that, the use of this type of combined support with Fore Pilling has contributed in the cost reduction as to the material use to support and above all a time reduction that it's taken to support a specific area if we compare with the metal formwork use, which brings as a consequence that the underground excavation advance will be more fluid, improving the mined cycle way and the production increase.

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

#### **1.1 Descripción y formulación del problema**

En la mina San Andrés la operación unitaria de sostenimiento con cimbras metálicas toma un tiempo de instalación de 03 guardias y 01 guardia para hacer el enrejado y el encibado respectivo (cada guardia de 8hr con 4 a 5hr efectivas de trabajo); pero para sostener un avance de 2,40 metros se requiere armar dos cimbras metálicas lo que demanda un tiempo total de 06 guardias.

La perforación de taladros para sostenimiento con pernos de anclaje es una actividad muy importante y requiere de criterio técnico para determinar “in-situ,” la ubicación adecuada de los taladros donde se instalará el perno, que permitirá actuar como elemento de refuerzo o sostenimiento de forma eficiente, en tal sentido que restablezca la estabilidad del macizo rocoso en un margen aceptable.

Los taladros para colocar pernos de sostenimiento deben ubicarse en lo posible

perpendicular a los estratos con la finalidad de que el perno cementado amarre a los estratos entre si y se crea un área de estabilidad en la labor. El diámetro de la broca es de 38mm con una longitud de perforación de 2,10m para la instalación de pernos cementados; esta perforación lo realiza el Jumbo que requiere de un acople al shank adapter para trabajar con la barra de 8 pies.

Por lo tanto, debido a la necesidad de mejorar la operación unitaria de sostenimiento y por razones de complejidad de la mineralización, hacen que en la mina San Andrés de MARSA se debe hacer uso del sostenimiento combinado, usando el fore pilling; mejorando de esta manera el ciclo de minado para que la mina pueda cumplir con el nivel de producción deseado. En consecuencia se formula el problema general de la siguiente manera:

¿Cómo interviene el sostenimiento combinado con fore pilling en la estabilidad del crucero 9420 en la mina San Andrés – MARSA, 2013?

El planteamiento de los problemas específicos se enuncia a continuación:

- ¿Cómo influye en el tiempo de instalación el reemplazo del sostenimiento con cimbras metálicas por el sostenimiento combinado con fore pilling en rocas blandas en la mina San Andrés?
- ¿De qué manera influye en los costos de sostenimiento el uso de pernos fore pilling en rocas blandas en la mina San Andrés?
- ¿Cómo influye el sostenimiento combinado con fore pilling en la productividad y producción de la mina San Andrés?

## **1.2 Justificación e importancia de la investigación**

Prevenir los accidentes y optimizar el ciclo de minado, es necesidad primordial, de toda empresa dedicada a la actividad minera, por lo que, la Cia Minera Aurífera Retamas, no escapa de esta necesidad para estar dentro de los márgenes de competitividad con otras unidades mineras nacionales e internacionales con las certificaciones como son la OSHAS 18001 Y ISO 9001.

Por lo que es justificable la investigación para determinar los fenómenos que envuelve la problemática del comportamiento del macizo rocoso en condiciones de roca de baja resistencia.

Este trabajo es importante porque, sirve de base para un estudio más completo del sostenimiento de un techo peligroso y cambiante. La solución obtenida con el uso del sostenimiento combinado preventivo garantizaría la estabilidad de la abertura subterránea con uso de una tecnología y método de control, haciendo posible un laboreo rápido, de alto rendimiento a muy bajo costo.

## **1.3 Limitaciones**

Como todo proyecto de investigación existen limitaciones en contar con una bibliografía, información de campo y recursos económicos, pero todo esto no es impedimento por tener el apoyo de la empresa y la orientación de profesionales en la obra, además del asesoramiento de nuestros docentes de la UNAMBA.

## **1.4 Objetivos.**

### **1.4.1 Objetivo general**

Determinar que el sostenimiento, con el uso de un nuevo tipo de sostenimiento combinado con Fore Pilling del Crucero 9420; es el más adecuado para minimizar los riesgos de accidentes y costos en todas y cada una de las etapas de la explotación del mineral.

### **1.4.2 Objetivos específicos**

- Mejorar el sostenimiento del crucero 9420 con el uso del sostenimiento combinado con fore pilling, en rocas blandas.
- Aumentar la productividad y la producción de mina en menor tiempo.
- Reducir el costo de sostenimiento en rocas blandas

## **1.5 Hipotesis.**

### **1.5.1 Hipótesis General.**

La Mina San Andrés mejorará la operación unitaria de sostenimiento, especialmente en rocas blandas, haciendo uso del sostenimiento combinado con fore pilling para mejorar su ciclo de minado.

### **1.5.2 Hipótesis Específico.**

- Al remplazar el sostenimiento del crucero 9420 de cimbras metálicas por el sostenimiento combinado con fore pilling y tener un sostenimiento eficaz en rocas de baja resistencia mecánica en la mina San Andrés

- La producción y productividad en la mina San Andrés aumenta considerablemente con el uso del sostenimiento combinado con fore pilling.
- Al utilizar el sostenimiento combinado con fore pilling en terrenos de resistencia baja se reduce los costos de sostenimiento en la mina San Andrés

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 Marco referencial**

##### **2.1.1 Antecedentes de la investigación**

Hechas las investigaciones bibliográficas no se encontró publicaciones internacionales específicas sobre el tema. A nivel nacional se encontró que uso del fore pilling como sostenimiento provisional más la instalación de pernos de ocho pies como sostenimiento definitivo y la aplicación de concreto lanzado o shotcrete ha dado buenos resultados en la mina Pallca, lo que permitio atravesar rocas sueltas. Además de que este método de sostenimiento ha contribuido a la reducción de costos y hace que el avance de la excavación subterránea sea más fluido y seguro.<sup>1</sup>

---

<sup>1</sup> LÓPEZ F, G A. (2009) Sostenimiento con pernos tipo fore pilling en la mina Pallca – Cia Minera Santa Luisa. Tesis. UNI. Lima

### **2.1.2 Reseña histórica de la Mina.**

Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del cerro el “Gigante” y de la labor “Huacrachuco” de donde, el sabio señala, se extraía abundante oro (1860).

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de cómo el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero en el que muchos otros habían fracasado anteriormente, lo singular en este caso es haberlo logrado en la década de los 80; época en que gran número de minas tuvieron que ser paralizadas al haber dejado de ser rentables como consecuencia de la baja de precio del oro en el mercado internacional.

Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandono ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro, en esta época, no era rentable su explotación con las tecnologías conocidas entonces.

El Dr. Andrés Marsano Porras Presidente Ejecutivo y principal accionista de MARSA es un admirador de Raimondi cuyas obras ya había leído profundamente cuando le fue ofrecida en el año de 1980 la oportunidad de adquirir algunos terrenos en la zona por lo que toma esta oferta recordando lo que leyó al respecto. Es así que resolvió invertir en labores de prospección y exploración con la firma Buenaventura Ingenieros S.A. (BISA).

El 15 de Abril de 1981 se constituyó Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA) siendo los accionistas fundadores los mismos que continúan hasta la fecha, los empresarios Andrés Marsano Porras, Ignacio Larco Pedraza, Santos Valdiviezo Pérez, German Patron Candela y José Heighes Quiñones.

A fines de 1981 MARSA encarga el estudio geológico de la zona “Gigante-

Huacrachuco” a Buenaventura Ingenieros S.A. comenzándose los primeros trabajos de exploración y habilitación de labores antiguas. Con la creación del Departamento de Geología e Ingeniería de la empresa a finales de 1982, se procede a realizar el primer estimado de reservas del yacimiento totalizando 23280 TM. Con una ley de 10,7 gramos de oro por tonelada métrica.

Estas pequeñas reservas sin embargo incentivaron al Dr. Andrés Marsano a invertir en la construcción de una primera planta de flotación de 50 TM/día que fue inaugurada el 14 de julio de 1983. Dadas las limitaciones de las reservas minerales conocidas en esa época resultaba una decisión más audaz que técnica. A pesar de esa incertidumbre creada por la Legislación Minera, MARSa continuó con su política de reinversión y aprovechando las ventajas de la ley 22178 (Ley de Promoción Aurífera) prosiguió su crecimiento alcanzando la planta una capacidad de tratamiento de 250 TM/día en 1989. El 18 de noviembre de 1992 se puso en operación la planta de cianuración con el sistema Merrill Crowe automatizando primero en su género en Sudamérica alcanzando hoy en día un alto nivel Técnico y Profesional que permite el procesamiento de 1000 TM/día. Si bien es cierto que el año de 1992 MARSa fue la primera productora de oro en el Perú; en la actualidad MARSa es el tercer productor de oro a nivel nacional y en minas de extracción subterránea MARSa se mantiene en el primer lugar y sobre todo con el 100% de capital Nacional.

### 2.1.3 Ubicación y acceso

**Ubicación.** La Minera Aurífera Retamas se encuentra ubicado en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180 Km, hacia el Este de la ciudad de Trujillo a una altura de 3900 msnm, pertenece a la localidad de Llacuabamba, Distrito Parcoy, Provincia Pataz y Región La Libertad. Sus coordenadas UTM referenciales son las siguientes, ver tabla N° 01.

**Tabla N° 2.1:** Coordenadas de la concesión minera<sup>2</sup>

PU NTO	ESTE	NORTE
1	231 000	9 111 000
2	231 000	9 110 000
3	230 000	9 110 000
4	230 000	9 111 000

**MARSA**, cuenta con **30,000 hectáreas** de propiedades mineras ubicadas en el entorno de la zona operativa, y se va estructurando programas de exploración y evaluación.

**Accesibilidad.** Es accesible a través de 1887km desde la ciudad de Abancay y de Lima 940km tal como se muestra en la tabla N° 02.

---

<sup>2</sup> INGEMMET: Carta Geológica Nacional N° 17-I

TABLA N°2.2: Accesibilidad a la U.P. San Andrés de la empresa MARSA<sup>3</sup>

<b>DESDE LA CAPITAL</b>			
<b>TRAMO</b>	<b>DISTANCIA</b>	<b>TIEMPO</b>	<b>TIPO DE CARRETERA</b>
Lima-Trujillo	580km	9hr	Asfaltada
Trujillo - Huamachuco	185km	6hr	Asfaltado
Huamachuco - Retamas	220km	10hr	Trocha
<b>Total</b>	<b>985km</b>	<b>25hr</b>	
<b>DESDE ABANCAY</b>			
<b>TRAMO</b>	<b>DISTANCIA</b>	<b>TIEMPO</b>	<b>TIPO DE CARRETERA</b>
Abancay-Lima	1050km	16hr	Asfaltada
Lima-Trujillo	580km	9hr	Asfaltada
Trujillo - Huamachuco	185km	6hr	Asfaltada
Huamachuco - Retamas	220km	10hr	Trocha
<b>Total</b>	<b>2035km</b>	<b>41hr</b>	

Es también accesible por vía aérea desde Lima y Trujillo hasta un pequeño aeropuerto en Chagual junto al río Marañón, desde donde se llega al campamento minero por trocha en un trayecto de 70km,

<sup>3</sup> Direccion Regional de Transportes la Libertad "Mapa Vial Regional"

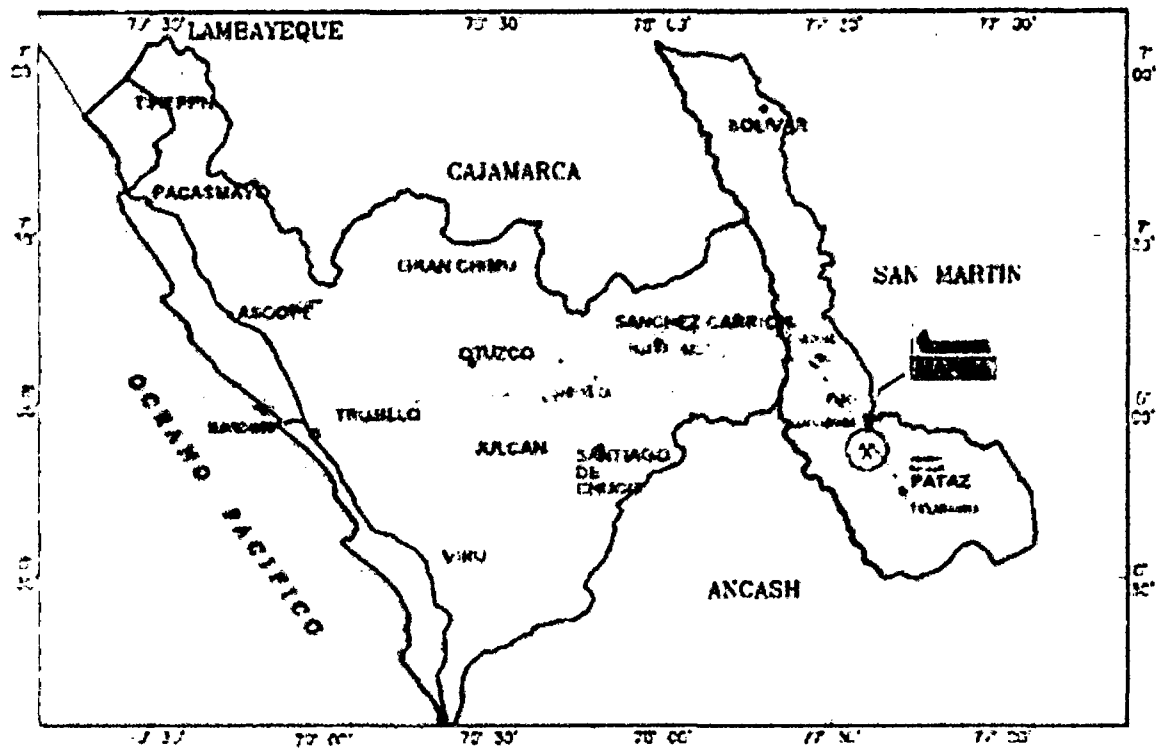


Figura. N° 2.1: Ubicación Geográfica de U.P. Marsa

#### 2.1.4 Topografía y fisiográfica

**Topografía.** La topografía de la región, en general es abrupta. La superficie actual ha tenido como agente modelador, la erosión fluvial y los eventos tectónicos ocurridos en el pasado. De esta manera, se han formado profundos valles que alternan con elevaciones de fuertes pendientes; que varían entre 1 800 a 4 200 m.s.n.m.

Los más característicos valles, son aquellos formados por los ríos Marañón, Parcoy y Tayabamba registrándose las siguientes prominencias: Suyubamba (4 250m.s.n.m.), Calvario (4 280m.s.n.m.), Santa Rosa (3 800 m.s.n.m.), Santa Mónica (4 200 m.s.n.m.), Ventanas (3 950m.s.n.m.), El Gigante (4 200m.s.n.m.), Huascacocha (4 400 m.s.n.m.), Tomac (3 850m.s.n.m.).

**Fisiografía.** La zona es un típico valle en formación emplazado en el flanco occidental de la Cordillera Oriental de los Andes, cuyas aguas discurren de Sur a Norte. Los puntos más altos de la cuenca alcanzan los 4500msnm, mientras que el punto más bajo, que corresponde a la confluencia con el Marañón, se encuentra aproximadamente a 1400msnm. En las cabeceras de las quebradas principales, existen valles en forma de U, valles colgados y depósitos glaciares, ubicados a ambos lados de la Cordillera.

### **2.1.5 Recursos**

#### **Recurso Hídrico.**

La zona es de relieve abrupto, con quebradas, ríos encañonados y laderas pronunciadas con pendientes de hasta 50%; las aguas discurren de Sur Este a Nor Oeste. La quebrada Llacuabamba se origina por las subcuencas de las quebradas Mush Mush, Ventanas y Molinetes.

La quebrada Mush Mush tiene su origen en la Laguna Blanca y Mush Mush Alto que son pequeños valles fluvio-glaciares que colectan el agua de las precipitaciones y la descargan en pequeños cursos de agua. Las características hidrográficas de la Laguna Blanca son: área = 1.88 km<sup>2</sup>; pendiente promedio = 22.5% y de Mush Mush alta son: área = 2.68 km<sup>2</sup>; pendiente promedio = 18.1 %<sup>4</sup>.

Gran parte de la provincia de Patáz, cuenta con suficiente cantidad de agua, para satisfacer los requerimientos agrícolas y domésticos de las poblaciones aledañas. El río Parcoy aledaña a la unidad minera tiene un caudal promedio de 300 m<sup>3</sup> / min.

---

<sup>4</sup> Área de Medio Ambiente (marsa)

Considerando que ciertos tributarios del río Marañón, como los ríos Carrizal, Parcoy y Tayabamba, registran un caudal casi constante durante el año, parte de ese caudal se utiliza en la actividad minera. Respecto a la fuerza motriz, debo indicar que no existe suficiente energía eléctrica en la provincia, Se tiene una red principal 10 000kv y se utilizan transformadores de reducción de 400 voltios de potencia en interior mina

## Flora

Los pobladores de la zona, se dedican principalmente a la agricultura, ganadería y minería. Se cultivan en la parte baja árboles frutales (naranjas, limas, limones, etc.). En las partes altas, se siembran trigo, maíz, lentejas, papas, cebollas y alfalfa. Debajo de los 3,600 m.s.n.m. hay condiciones adecuadas para una variedad de arbustos. Las especies que están presentes en el lugar por su uso y como indicadores de alguna característica típica en la vegetación son: el eucalipto, tola, y algunos arbustos de queñua , Taya taya y Ccera. El área de influencia está constituida mayormente de ichu y otras especies presentamos en la tabla N° 03.

Tabla N° 2.3: Especies nativas de la flora en la zona de la mina<sup>5</sup>

ORDEN	ESPECIE	NOMBRE COMUN
Gramineas	Stipa	Ichu
	CalamagrostisVicunarum	Ñapa Pasto
Gramineas	DistichilisHumilis	Gramas Salada
	BromusSp.	
Gramineas	TrifoliumAmabile	Gramas Dulce
	MuhlebergiaLigularis	
	Muhlebergia Peruviana	
	AlchemillaPinnata	
	Poa Gynnanta	
	Poa Annua	
PaspalumSp.		

<sup>5</sup> MARSA. Estudio de Impacto Ambiental, Año 2011

## Fauna

Los pobladores se dedican en gran medida a la actividad pecuaria, siendo ésta de tipo familiar, con crianza de ganado vacuno, porcino, ovino, caprino y animales domésticos de manera extensiva para el autoconsumo y/o auto subsistencia y en menor proporción para la comercialización.

Además en el área se tiene aves que están de paso, así también anfibios anuros y mamíferos.

No existen especies acuáticas porque en temporadas de sequía el río disminuye su caudal y no es propicia para la existencia de vida acuática.

Tabla N° 2.4: Especies nativas de la fauna en la zona de la Mina.<sup>6</sup>

ORDEN	FAMILIA	ESPECIE	NOMBRE COMUN
<b>AVES</b>			
Falconiformes	Accipitridae	ButeoPolyosoma	Aguilucho
	Falconidae	Falco Sparverius	Halcon Americano
Apodiformes	Trochilidae	Lesbia Nuna	Picaflor
		MetaluraPhoebe	Picaflor Negro
Passeriformes	Hirundinidae	NotiochelidosnMurina	Golondrina
		NotiochelidosnCyaneleuca	Santa Rosita
	Fringillidae	ZonotrichiaCapensis	Gorrion Americano
<b>ANFIBIOS</b>			
Anura	Bufo	Bufo Sp.	Sapo
<b>MAMIFEROS</b>			
Carnivora	Mustelidae	ConepatusRex	Zorrillo
Rodentia	Chinchillidae	LagidiumPeruvianum	Vizcacha

<sup>6</sup>MARSA. Estudio de Impacto Ambiental. Año 2011

## **Suelo**

Los suelos de la Unidad de Producción Marsa está conformada por un tipo de suelo topsoil - material orgánico lo que de acuerdo a la clase textural está conformado mayormente de arena y limo con un 86% y 14% respectivamente.

De acuerdo a la clasificación luego de la evaluación en el laboratorio de la Universidad Nacional Agraria la molina, se tiene que el suelo topsoil donde está ubicado las instalaciones de mina es fuertemente ácido, se clasifica como alto en materia orgánica, bajo en fósforo y potasio disponible y deficiente en relaciones catiónicas de potasio – magnesio

Los suelos presentan características inapropiadas para la fijación de cultivos, por lo cual representa gran valor para la actividad minera.

### **2.1.6 Política de la empresa**

#### **2.1.6.1 Política de seguridad y salud ocupacional**

Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. tiene la responsabilidad de proteger en sus operaciones, la vida y la salud de sus trabajadores, desarrollando la más alta performance de Seguridad y Salud ocupacional.

Es su política:

- ❖ Priorizar la promoción de la seguridad y protección de la salud, cumpliendo con las disposiciones legales.
- ❖ .La seguridad es responsabilidad inherente a las funciones de todos los miembros de la empresa. Alcanzar las metas de producción es una obligación que se cumplirá sin

dejar de lado la prevención de riesgos y control de pérdidas.

- ❖ Crear conciencia entre los trabajadores y sus familiares, de los objetivos de seguridad y salud ocupacional.
- ❖ Desarrollar normas y procedimientos de trabajo seguro y bien realizado, capacitando al personal para tal fin.
- ❖ Mantener los componentes de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente en la empresa.

La compañía Minera Aurífera Retamas S.A. exhorta a toda la línea de mando para que se comprometa de lleno con esta política y ejerza un liderazgo efectivo mediante su ejemplo y positiva actitud hacia la prevención de riesgos. Esperamos que todos los trabajadores de compañía, contrata y proveedores participen y cooperen en forma activa y entusiasta en esta tarea.

#### **2.1.6.2 Política ambiental**

Para Minera Aurífera Retamas S.A., la Protección Ambiental forma parte de su vida empresarial, por ello declara su compromiso para identificar, monitorear, evaluar y controlar los riesgos ambientales que sus operaciones generan. Es también vocación de Minera Aurífera Retamas S.A., el cumplimiento de las normas existentes o que el estado promulgue para la protección del medio ambiente. En este sentido, incorpora el criterio de tecnologías limpias, «NO GENERAR RESIDUOS», y promueve entre su personal prácticas eficientes en el uso y conservación de los recursos naturales y el cuidado de la flora y fauna. Todo el personal de la Unidad MARSА empresas contratistas, proveedores de servicios, comunidades aledañas y público en general, deben conocer y favorecer el cumplimiento de sus metas.

## **2.1.7 Misión, visión y objetivos de la empresa**

### **2.1.6.1 Misión**

La empresa produce concentrado principal de Oro y su compromiso es brindar a sus clientes un producto de alta calidad, a costos competitivos en el mercado.

### **2.1.6.2 Visión**

Ser una empresa de excelencia en la minería mundial en el largo plazo para el beneficio de sus accionistas directivos, personal y clientes respetando de manera responsable el medio ambiente de la comunidad donde se trabaja.

### **2.1.6.3 Objetivos**

Producir concentrados de oro al menor costo posible. Mantener un nivel de reservas de minerales que permitan la continuidad de sus operaciones. Eliminar los efectos de las pérdidas, lesiones, enfermedades profesionales, daños al medio ambiente. Desarrollar una gestión integradora de todos los componentes del trabajo bien hecho: productividad calidad y seguridad.

## **2.1.8 Método de explotación**

La explotación del yacimiento de MARSA es mediante el sistema de minado subterráneo empleando el método de explotación de corte y relleno ascendente convencional y mecanizado, cámaras y pilares con perforación en breasting. La producción es de 1 800ton por día con una ley de cabeza de 14gr.Au/tms.

### **2.1.8.1 Labores mineras de desarrollo**

Las labores de desarrollo se preparan en zona estéril y es paralelo a los cuerpos mineralizados en rumbo para su fácil acceso.

Las rampas principales cumplen el propósito para el traslado de equipos, personal, instalación de servicios auxiliares, futuras exploraciones, etc. El crucero principal se está desarrollando con el fin de llegar al yacimiento PATRIK, CHILCAS, este crucero tendrá una longitud de 3 kilómetros y tiene una gradiente positiva de -15%. Estas labores son permanentes por lo cual el sostenimiento también debe ser adecuado.

- ❖ Rampas: Son de sección 4,50m x 3,80m, con una gradiente de positiva de 15%.
- ❖ Crucero: Es de sección 5,00m x 4,00m, con una gradiente positiva de 10%.

### **2.1.8.2 Labores mineras de preparación**

Las labores de preparación se realizan desde las labores de desarrollo, rampas principales y/o crucero según el requerimiento de la producción; estas labores pueden ser inclinadas y horizontales dentro de las especificaciones técnicas.

- Subniveles: Son de sección 4,00m x 3,00m, con una gradiente positiva de 1%
- Rampas auxiliares: Son de sección 4,50m x 3,80m, con una gradiente de 15% (puede ser positiva o negativa).

También se construyen chimeneas con el propósito de emplearlos como coladores de mineral, relleno o ventilación (también se pueden usar como chimenea de servicios). Estas chimeneas se construyen con Raise Borer de un diámetro de 1,5m y Convencionalmente con máquinas perforadoras convenciones.

La longitud de las chimeneas varía de acuerdo a la necesidad y por lo cual puede alcanzar longitudes aproximadas de 380 metros.

Nomenclatura de las chimeneas son:

- ✓ WR: Chimenea de desmonte
- ✓ VR: Chimenea de ventilación
- ✓ OR: Chimenea de mineral

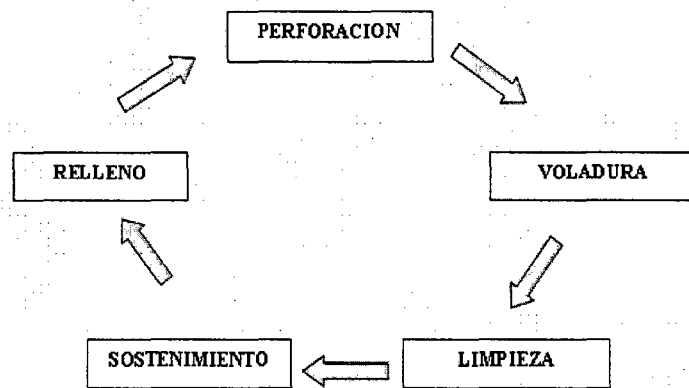
### **2.1.8.3 Labores mineras de explotación**

Estas labores se realizan tejeos en breasting para extraer blocks de mineral. También se realiza acceso a la veta, ya sea a los extremos o por medio del cuerpo mineralizado, con una gradiente de negativa de 15% para una vez accesado al mineral rebatirlo. En las labores de explotación el sostenimiento es sistemático y temporal.

- ✓ Accesos: Son de sección 4,00m x 3,00m, con una gradiente de negativa de 15%.
- ✓ Tajeos: Son de sección 4,00m x 3,50m, con cara libre de 0,50 m

### **2.1.8.4 Operaciones mineras unitarias**

Las Operaciones Unitarias en la mina Marsa son perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y relleno, se realiza según el diagrama que se muestra.



## **Perforación**

La perforación es parte principal del ciclo de minado, siendo el inicio de la operación unitaria, se realiza con los Jumbos Boomer electrohidráulicos con una longitud de perforación 3.m y con un diámetro de taladro de 45mm. Y para sostenimiento con una longitud de perforación de 2,10m y con un diámetro de taladro de 38mm.

La perforación se realiza de acuerdo a las plantillas elaboradas con criterio técnico y así mantener una correcta inclinación, profundidad y paralelismo de los taladros.

La perforación que se realiza de manera convencional se hace con máquinas JACKLEG modelo BBC-16-W, BBC-34-W y máquina SECO estos modelos son utilizados en la perforación en la parte convencional

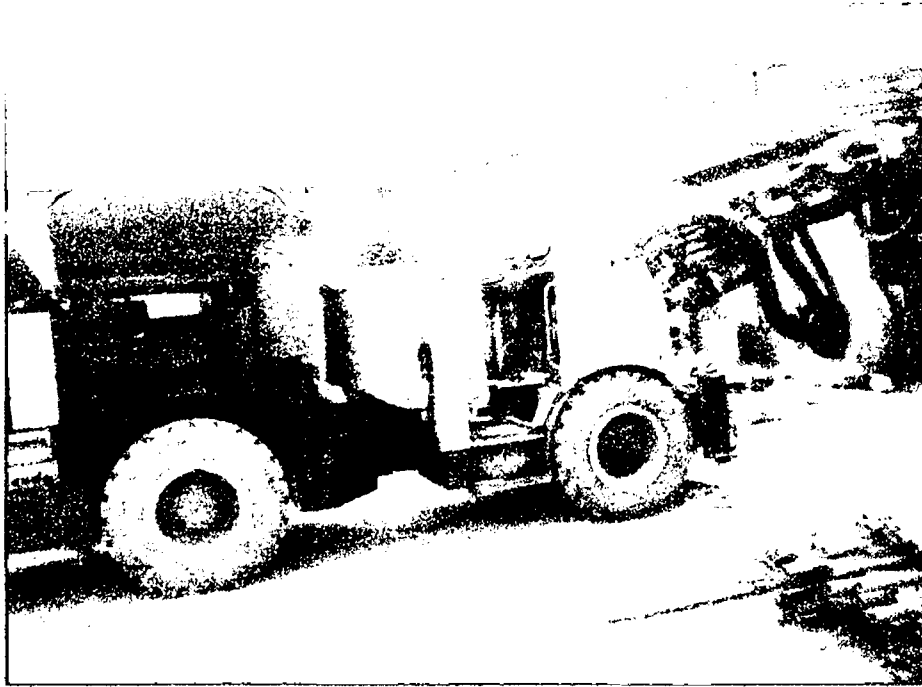


Figura N° 2.2: Jumbo Boomer de un brazo

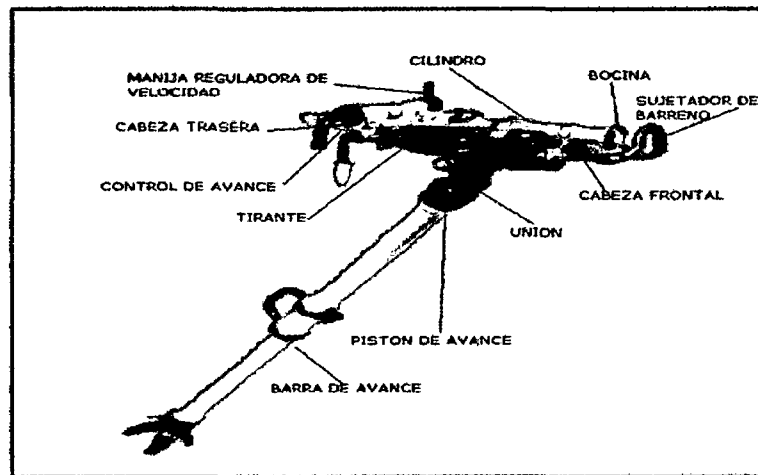


Figura N° 2.3: Perforadora Jack leg

### Perforación en breasting

La perforación se realiza con una malla rectangular que varía de acuerdo al tipo de roca, variando de una malla de 0.50m x 0.50m hasta una malla de 1.00m x 1.00m, los taladros de corona (Smooth Blasting) se perforan a cada 30cm como mínimo y el carguio se realiza intercalado quedando el taladro vacío como taladro de alivio para evitar el sobre fracturamiento en la corona; el burden no debe ser mayor que 0.50m y 1.00m respectivamente para cada tipo de malla.

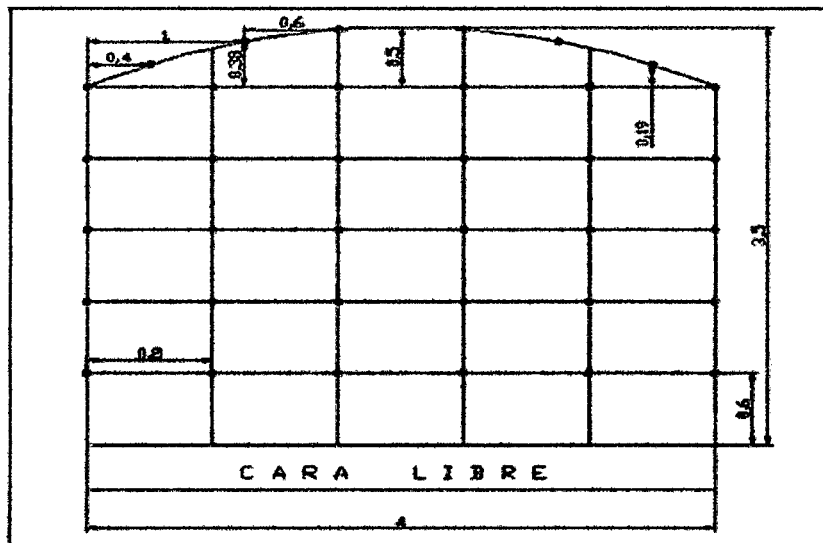


Figura 2.4. Malla de perforación para un avance Sección 4.0 m x 3.50 m

### Perforación en avance

En la perforación en avance los taladros son paralelos a la inclinación que tenga el avance con una profundidad de 3.90 m, con un diámetro de 45 mm de 7 botones, para esta tarea se tiene establecida plantillas (malla de perforación) para perforación en los cuales en número de taladros variara de acuerdo al tipo de roca y a la sección con la que se avanza.



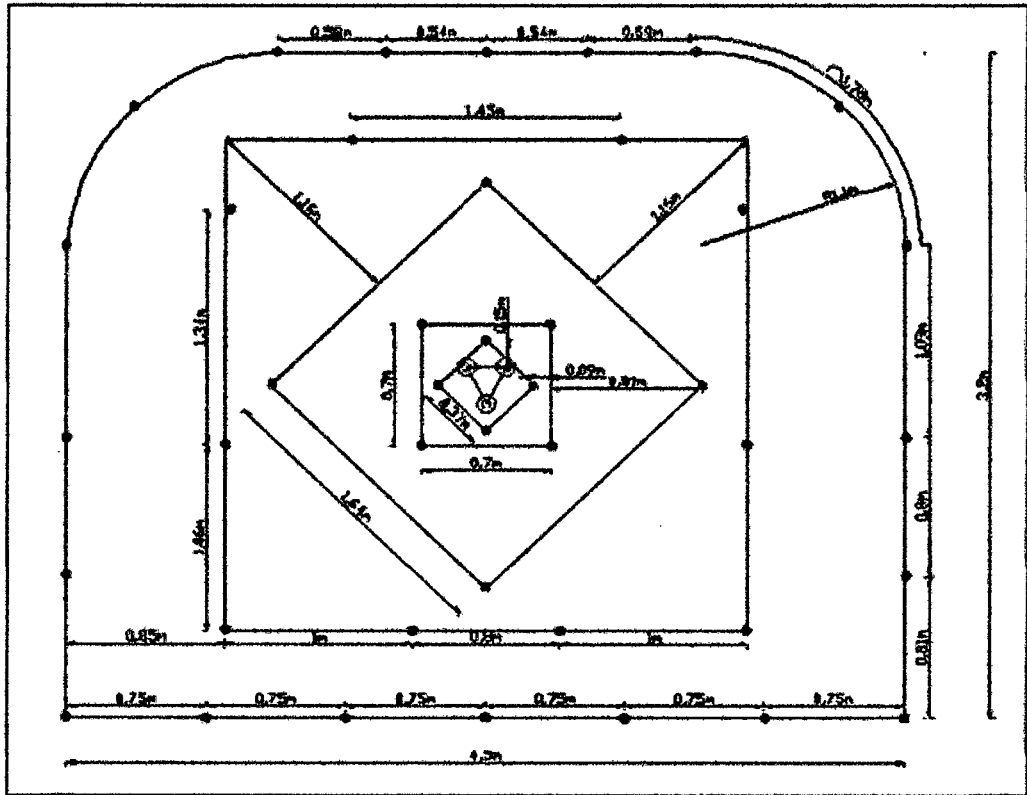


Figura 2.6. Malla de perforación para un avance Sección 4.5 m x 3.8 m

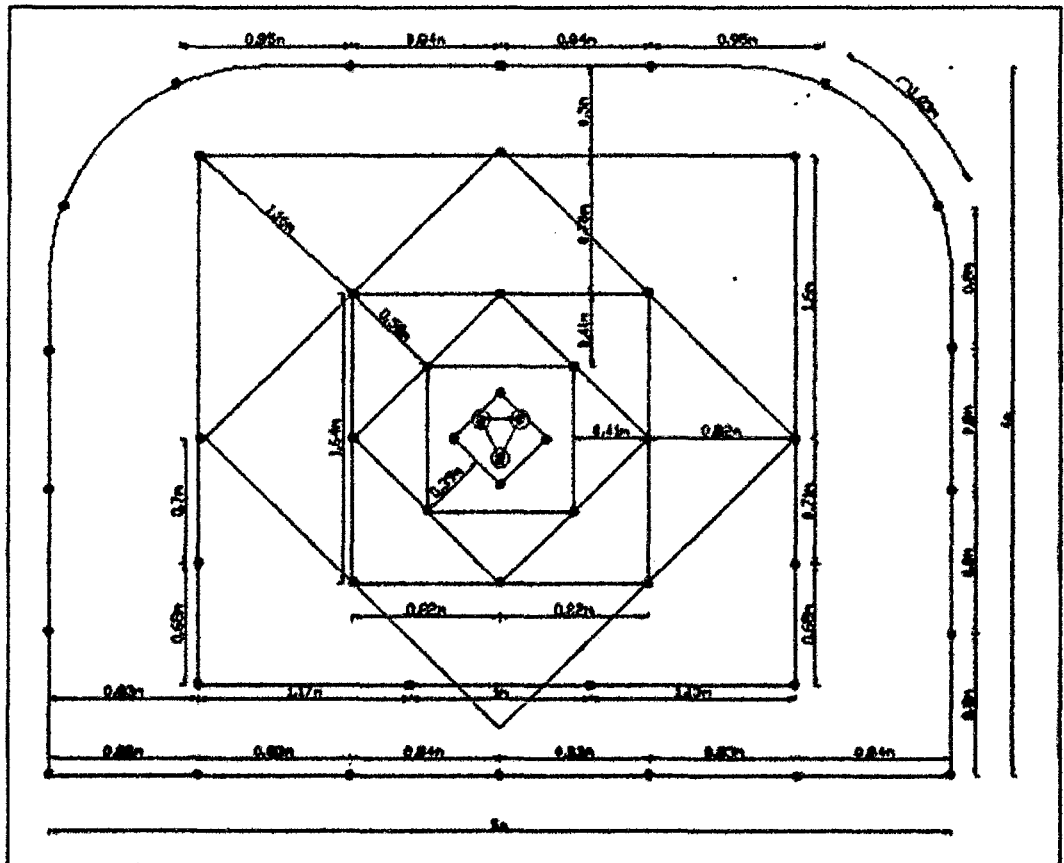


Figura 2.7. Malla de perforación para un avance Sección 5.0 m x 4.0 m

### 2.1.8.5 Perforación para sostenimiento

Siendo la perforación de taladros para sostenimiento una actividad muy importante el cual requiere de criterio técnico para determinar in-situ (en la labor), la ubicación de los taladros donde se instalará el perno para el sostenimiento, el cual permitirá actuar al elemento de sostenimiento de forma eficiente, con lo cual se está restableciendo la estabilidad del macizo rocoso en un grado aceptable.

Los taladros de sostenimiento deben de ubicarse en lo posible perpendicular a los estratos con la finalidad de que el perno cementado amarre a los estratos entre si y se cree el área de estabilidad a lo largo de todo el perno. El diámetro de la broca es de 38 mm con una longitud de perforación de 2.10 m para la instalación de

pernos cementados; esta perforación lo realiza el Jumbo para lo cual requiere de un acople al shank adapter para trabajar con la barra de 8pies.

### **Voladura**

La voladura es otra operación unitaria del proceso productivo y para lograr una voladura eficiente la perforación debe cumplir con todos los parámetros de diseño (Burden, espaciamiento, paralelismo entre los taladros, limpieza y profundidad); como también los parámetros de voladura deben ser las adecuadas para lograr que el material roto cumpla con las necesidades:

- ✓ Fragmentación adecuada
- ✓ Menor taco posible
- ✓ Evitar tiros soplados, cortados.
- ✓ Evitar la sobre rotura en la corona.

La voladura es eficiente cuando se realiza un buen diseño de voladura y el empleo de agentes y accesorios adecuados para cada tipo de labor; variando entre el breasting y el avance.

### **Accesorios de voladura**

Como accesorios de voladura se emplea fulminante FANEL no eléctrico de período corto para tajeos breasting y largo en los avances, guías de seguridad, cordón detonante pentacord 3p.

## **Voladura en labores**

El método de carguío es neumático, se inicia con el reconocimiento de los taladros y luego se procede a la limpieza y sopleteo con aire comprimido una vez cargado el cebo (EMULSION + FANEL) se prosigue el carguío del explosivo, luego se realiza el amarre de los faneles con el cordón detonante sujetándolos con rocas en el interior y dejando una cola de 1.0 m. En donde se amarra la mecha lenta para iniciar la voladura.

## **Diseño de la voladura**

En el diseño de voladura consideramos todos los aspectos que puedan implicar en sus resultados, considerando las siguientes condiciones

Condiciones de la roca.

- ✓ Condiciones del explosivo.
- ✓ Condiciones de la carga.
- ✓ Condiciones de seguridad

Cada una de estas condiciones comprende una serie de factores o parámetros relacionados entre sí, y que de uno u otro modo influyen en el resultado final del disparo.

## **Evaluación de la voladura**

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos para el efecto se deberán observar los siguientes aspectos:

- ✓ Volumen o tonelaje de material movido

- ✓ Avance del frente disparado
- ✓ Grado de fragmentación del material disparado
- ✓ Sobrerotura
- ✓ Dispersión de fragmentos a distancia
- ✓ Profundidad de tacos al frente
- ✓ Costo total del disparo.

#### 2.1.8.6 Acarreo y transporte

##### **Acarreo o limpieza**

La limpieza de mineral, se realiza con Scoops Atlas Copco ST – 1000 de 3yd<sup>3</sup> y con Cargadores de Bajo Perfil R1600G, dependiendo de la calidad del mineral, teniendo como vía rampas y/o subniveles de acceso. El material producto de disparos de avances en estéril es trasladado con los mismos equipos a los tajeos como relleno.

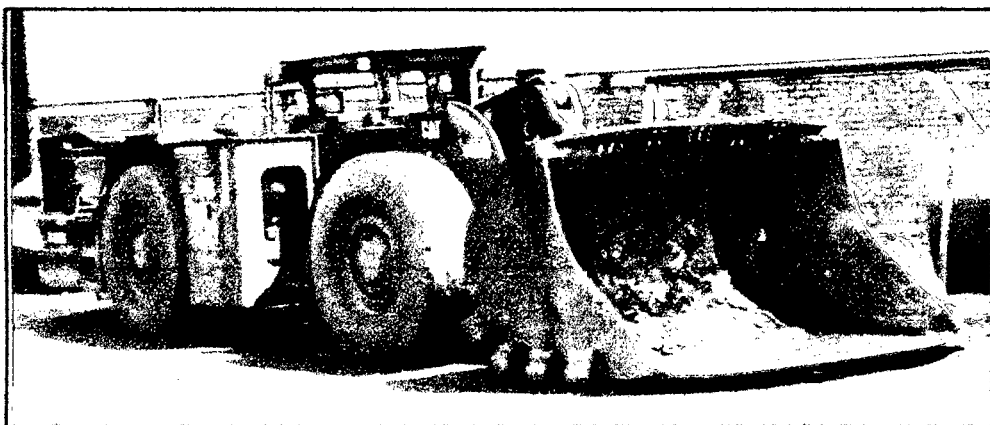


Figura 2.8. Scoop Caterpillar R1600G

## **Transporte**

El transporte o extracción de mineral se realiza por el nivel principal que es el Nivel. 400, en este nivel se encuentran las tolvas de los “ORE PASS”, El transporte de mineral se realiza con volquetes a la tolva de la planta concentradora ubicado en la unidad San Andres, Los volquetes transportan en promedio 22,5 ton por viaje.

### **2.1.8.7 Sostenimiento**

La actividad de realizar sostenimiento de una labor minera, es la etapa en la que se remedia y/o controla la inestabilidad del macizo rocoso, el sostenimiento es la garantía de una labor segura, cumpliendo de esta manera con las Normas de Seguridad para el laboreo minero.

En San Andrés, es parte de la operación unitaria realizar el sostenimiento, empleando para este fin elementos de sostenimiento como el perno cementado, shotcrete y cimbras metálicas; estos elementos de sostenimiento pueden ser combinados de acuerdo a las características del terreno y el grado de seguridad que se requiere, en este caso se pueden emplear sostenimiento temporal (en tajeos), y sostenimiento permanente en niveles y rampas principales.

### **2.1.8.8 Relleno**

El tipo de relleno que se utiliza en toda la mina San Andrés, es el mecánico. El material para el relleno se obtiene de los avances en desmonte; este desmonte es llevado hacia los tajos con scoops, y relleno hidráulico.

### **2.1.8.9 Servicios auxiliares**

#### **Redes de agua**

El sistema de red de agua para la mina está instalado en las rampas principales mediante tuberías, de los cuales se realizan los empalmes para las labores, teniendo como ingreso principal la bocamina del Niv. 3 500 y el Niv.3 900, captando el agua desde un tanque que se ubica en gigante.

El ingreso del agua desde el tanque principal a la mina es por tuberías de 2" y por gravedad, teniendo de este modo mayor presión en los niveles inferiores.

#### **Redes de aire comprimido**

La instalación de la red de tubería de aire comprimido es en toda la rampa principal, el ingreso principal es por la bocamina del Nv. 3 500, para las labores de este nivel, y la chimenea de servicios VR-800, cuya cabeza se encuentra en el Nv. 3 500, para las labores del Nv. 3 100. la casa de compresoras se encuentra en el Nv. 3 900 y 3 500, se cuenta con cuatro compresoras Ingersoll Rand de 750 CFM y cinco compresora eléctrica Sullair de 750 CFM.

#### **Redes de energía**

Para el abastecimiento de energía eléctrica se cuenta con una sub estación ubicado en la comunidad de Ilacuabamba.

#### **Ventilación de minas**

Para agilizar las operaciones unitarias se utiliza ventilación eléctrica desde 3 000 CFM

hasta 5 400CFM, y se emplea la manga de ventilación para introducir el aire limpio a las labores mineras. El arrea de ventilación ha establecido circuitos principales de ventilación a fin de llevar mejor control de la ventilación de las operaciones mineras.

### **2.1.9 Mejora del ciclo de minado**

La operación unitaria de sostenimiento con cimbras metálicas toma un tiempo de instalación de 03 guardias y 01 guardia para hacer el enrejado y el encribado respectivo; pero para sostener un avance de 2,40metros se requiere armar dos cimbras metálicas lo que demanda un tiempo total de 06 guardias; mientras que el empleo del sistema combinado usando el fore pilling para un avance de 2,4 metros tiene un tiempo de instalación de 04 guardias (03 guardias para aplicar el shotcrete del 2” pulgadas de espesor y 01 guardia para la instalación de los pernos definitivos de 8pies) lo que demuestra que el ciclo de minado se verá mejorado.

### **2.2.1 Aspectos geológicos<sup>7</sup>**

#### **2.2.1.1 GEOLOGÍA GENERAL.**

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo (considerado como distrito minero), está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Pataz", que cortan a los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 Km. entre Vijus al Norte y Buldibuyo al Sur, con un ancho promedio de 2,5 Km. limitado por el E - NE con el Complejo del Marañón y volcánicos Lavasén, y por el W - SW con las rocas sedimentarias Paleozoicas del grupo Mitu. Al NW del batolito, afloran pequeños intrusivos de pórfido

---

<sup>7</sup> MARSÁ. Departamento de Geología (2012). Geología de la Unidad Minera San Andrés. Lima

diorita-andesita, que intruyen a las rocas Paleozoicas, de posible edad cretáceo superior.

En el distrito minero, las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, depositándose en las trampas estructurales, dando lugar a la formación de vetas; posteriormente, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

El relleno mineralógico de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita - esfalerita, chalcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre.

#### **2.2.1.2 Geología Local.**

El Distrito Minero del Gigante, se caracteriza por la presencia de un complejo Intrusivo Paleozoico con predominancia de granodiorita y monzonita en la zona SE y tonalitas y dioritas en la zona NE del Distrito que engloba una secuencia de andesitas estratificadas en la posible cúpula del cuerpo intrusivo, donde se observa una zona fracturada, cizallada(regional) de más de 3 Km. de longitud que se prolonga a los distritos de Parcoy y Buldibuyo, originado por una falla inversa de rumbo promedio N 27° con buzamiento variables entre 30° y 60° NE, y que han originado una zona debilitada de fracturamiento con un ancho entre 20 y 50m, la cual ha sido rellenada por un sistema principal de vetas y ramales de vetillas secundarias de cuarzo lechoso, que han sufrido posterior fracturamiento y relleno con pirita oscura aurífera, acompañado por cantidades menores de arseno-pirita, marmatita y galena. Se han acumulado en lentes de aproximadamente 20m. de longitud, discontinua en su rumbo y buzamiento.

### **2.2.1.3 Geología Estructural.**

Según el cuadro tectónico descrito por Wilson y Reyes (1967), para la zona existen tres unidades tectónicas: un área de pliegues, un área imbrincada y una zona de bloques fallados; siendo ésta última la que correspondería a nuestra área de estudio. El área de bloques fallados se caracteriza por haber sufrido movimientos predominantemente verticales a lo largo de fallas, que tienen rumbo aproximado NE - SE.

Uno de los ejes principales de fallamiento, correspondería al valle del Marañón, donde es común hallar rocas del Complejo Marañón en contacto – fallado con las formaciones mesozoicas. Los desplazamientos verticales producidos por las fallas son generalmente muy considerables.

La estructura general de los bloques muestra un predominio de pliegues anchos y abiertos en los sedimentos del Paleozoico Superior y Mesozoico, a pesar de que las fallas regionales produjeron cierto desplazamiento horizontal; sus movimientos principales fueron verticales.

### **2.2.1.4 Petrología.**

#### **Estratigrafía.**

La columna estratigráfica del área está constituida en la parte inferior por rocas antiguas del complejo metamórfico. Sobre esta yacen en discordancia angular sedimentos continentales y marinos pertenecientes al Paleozoico y Mesozoico.

En la parte superior también en discordancia angular se exponen derrames y piroclásticos pertenecientes a los volcánicos lavasen. Un intrusivo granodiorítico corta las rocas sedimentarias y llega hasta la parte inferior de los volcánicos.

### **a).- Rocas Ígneas.**

Conformado por el Batolito de Patáz, que tiene aproximadamente 160Km de longitud (NW-SE) y un ancho de 2,5 a 5km. unidad litológica de primera importancia en MARSÁ, constituida por 2 facies: la 1ra. facie, microdioritadiorita; la 2da. Facie, tonalita, granodiorita-granito.

### **b) Rocas Sedimentarias.**

Constituida por la unidad volcano sedimentaria del grupo Mitu (pérmico superior), constituido por areniscas, limolitas, tobas riolíticas aglomerados de riolitas y dacitas, al piso se observan microconglomerados a conglomerados, color rojizo a violáceo. Estas unidades litológicas se encuentran puntualmente plegadas y falladas, en la zona de Retamas 2 y San Francisco (a 2 950 m.s.n.m).

### **c) Rocas metamórficas.**

Representada por el Complejo del Marañón, constituida por unidades litológicas como pizarras, filitas, esquistos y metavolcánicos, del Batolito de Patáz, encontrándose plegadas y falladas esporádicamente en todas las zonas de MARSÁ.

#### **2.2.1.5 Paragénesis Y Zonamiento.**

La riqueza mineral, ocurrió primero cerca de las cajas y luego continuó hacia el centro obedeciendo a una secuencia paragenética, que se detalla a seguir.

**a) Etapa de alteración hidrotermal.**

Silicificación, Sericitización y Cloritización, esta última asociada al oro libre. El grado y ancho de alteración algunas veces guarda cierta relación con la potencia de las vetas y decrece distalmente.

**Etapa de mineralización.**

- Mineralización Primaria.

- Calcita( $\text{CaCO}_3$ )
- Cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ) su emplazamiento continuó a través de gran parte de la deposición metálica.
- Pirita( $\text{FeS}_2$ )
- Arsenopirita( $\text{FeAsS}$ )
- Pirrotita( $\text{FeS}$ )
- Chalcopirita( $\text{CuFeS}_2$ )
- Esfalerita( $\text{ZnS}$ )
- Galena( $\text{PbS}$ )
- Oro diseminado (Au)

El oro se encuentra mezclado físicamente con estos sulfuros y no en forma de combinación química, encontrándose mayormente al estado nativo, rellenando las micro fracturas y porosidades de los sulfuros, en forma libre en zonas de oxidación y en menor proporción en forma de electrum (aleación con la plata). Los tamaños normales del oro están en el orden de 0.01mm a 0.15mm, esporádicamente sobrepasan de 0.15mm.

### **2.2.1.6 Alteraciones.**

Las estructuras mineralizadas estudiadas se emplazan en rocas intrusivas, en las filitas del Complejo Marañón y en el contacto del intrusivo. Todas ellas han sufrido alteración hidrotermal. Esta alteración se ha producido cerca de los depósitos y no tienen gran alcance. En el mejor caso llega a tener hasta 20 metros.

En las rocas intrusivas, la alteración se evidencia por los minerales característicos, como la Sericita, Clorita, Cuarzo y Calcita. En las filitas del Complejo Marañón, la alteración se manifiesta por una fuerte silicificación y piritización.

En los depósitos estudiados se han producido alteraciones supérgenas, originándose así las especies secundarias que ocupan la zona de oxidación de las vetas. Esta zona de oxidación en la mayoría de los depósitos auríferos tiene poca profundidad, alcanza sólo 30 a 40 metros por debajo de la superficie. En ella aparecen los siguientes minerales en orden de abundancia:

- Limonita( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) $n\text{H}_2\text{O}$
- Goethita( $\text{FeO}(\text{OH})$ )
- Novelita( $\text{SiO}_2n\text{H}_2\text{O}$ )

### **2.2.1.7 Controles de Mineralización.**

#### **a) Controles Estructurales.**

En cuanto a las guías fisiográficas, diremos que las estructuras mineralizadas de la zona algo conspicua en sus afloramientos. Generalmente ofrecen una depresión en el terreno, a manera de trincheras, haciendo variar en muchos sitios la topografía local. Esto, se debe

principalmente a que el relleno de la estructura posee una dureza diferente a la roca de caja, y en este caso el relleno es más suave que el intrusivo alterado.

Las estructuras en general, como las fallas y fracturas, son un control importante, que a lo largo de ellas circularon y/o se depositaron las soluciones de mineral, en muchos casos actúan como entrampamientos de las soluciones mineralizantes, formando los clavos mineralizados.

**b) Controles Litológicos.**

El control litológico está dado por las rocas intrusivas que son las más favorables para la formación de estructuras bien definidas. Así tenemos que los mejores yacimientos se encuentran en las partes críticas de los Batolitos de Patáz y Parcoy, mientras que hacia los bordes y en el contacto con dicho batolitos (con las filitas), los yacimientos ofrecen valores más bajos en Oro, Esto se puede observar en el borde SE del Batolito de Parcoy. Más al sur, ya en Tayabamba, la roca de la caja predominante es la filita. Aquí los valores de Oro son bastante bajos, en cambio se incrementan las leyes de Cobre. El resumen de esto se presenta en el cuadro siguiente:

Tabla N° 2.5: Controles Litológicos

<b>Estratigrafía Litología</b>	<b>Minerales Metálicos Característicos</b>
Batolito de Pataz :	Pirita Galena
Adamelita Granodiorita Tonalita	Esfalerita Tetraedrita Oro Nativo
Batolito de Parcoy :	Pirita Galena
Granitos rojos Granodiorita Diorita	Esfalerita Chalcopirita Magnetita
Rocas Metamórficas y otros :	Chalcopirita Malaquita
Filitas del Complejo Marañón	Covelita

Las rocas microdioritas-dioritas son favorables para la formación de estructuras mineralizadas; las rocas granodioritas-granitos son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas.

**c) Control Mineralógico.**

En cuanto al control mineralógico se puede afirmar que la pirita es el mineral más importante de la zona. Esta contiene gran porcentaje de Oro.

El cuarzo en su variedad lechosa es muy frecuente como mineral de ganga, pero no siempre contiene minerales de mena, especialmente cuando la estructura es potente (2,0 – 5,0 metros); en cambio las vetas angostas parecen contener buenos valores.

También existen en la zona diques de cuarzo de 6 a 10 metros de potencias, y estos contienen diseminaciones o estructuras más angostas con minerales metálicos de Oro y Cobre.

El cuarzo lechoso es el mineral principal como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena y esfalerita-marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita.

**d) Sistema de Vetas.**

Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo de Pataz, agrupadas dentro del sistema NW - SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Valeria, Cabana 3, Garfio, etc.) y sistema N - S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco-Las Torres, Cabana 2), este sistema vienen a conformar estructuras tensionales del primero. Las vetas del Sistema NW-SE tienen rumbo N 20° - 50°W, con buzamiento de 10° a 40° NE; la veta Garfio entre 55° y 70° NE. Las variaciones del rumbo y buzamiento son consecuencia de los esfuerzos tensionales y compresionales que causaron plegamientos y fallamientos. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico.

**2.2.1.8 Mineralogía:**

**b) Mineral de mena.**

El principal mineral de mena es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita - esfalerita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre.

**c) Minerales de ganga.**

Acompañando al mineral de mena se presentan otros minerales en proporciones variables, ya sean metálicos o no metálicos, constituyendo éstos los minerales de ganga e impurezas, porque no son económicamente beneficiables. Estos minerales son: cuarzo lechoso, calcita, caolín, chalcopirita, etc.

**2.2.1.8 Geometría del Yacimiento:**

El depósito de Gigante es filoniano - cizalla; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes hidrotermales, epigenético, de carácter primario, origen hipógeno, con temperaturas de formación de facies mesotermal a epitermal. Las estructuras mineralizadas presentan lazos cimoides múltiples - compuestos y curvas cimoidales. Estructuralmente la mineralización económica se presenta en forma de ore shoots elongados, de magnitudes diferentes. La génesis del yacimiento se puede relacionar al carácter magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, que han originado las asociaciones mineralógicas de tipo mesotermal - epitermal. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico.

**a) Reservas Probadas**

Entre los criterios de cubicación se considera: La toma de muestras, categorías de mineral, nomenclatura de blocks, delimitación de blocks, cálculo de áreas, cálculo de volumen, cálculo el peso específico, cálculo de tonelaje, ley del block, determinación de la dilución, ancho de minado, área minada, volumen minado, tonelaje minado, ley de minado, ley económica o rentable.

Las reservas probadas está determinado de los bloques de mineral con dimensiones de ancho y altura de 20m x 20m. además con un peso específico de mineral de 3,15 ton/m<sup>3</sup> y un buzamiento superior a los 45°

Tabla N° 2.6: Reservas de Mineral Estimados<sup>8</sup>

SECCIÓN	TMS	POTENCIA (m)	(gr. Au/TM)	NUMERO BLOQUES
Gigante	1164	1,05	10,61	8
	9221		17,32	
Porv. Intermedio	15569	1,07	15,32	12
Porv. Medio	4038	0,78	14,79	4
Nivel Cinco	17812	0,94	14,87	15
Las Torres	8041	1,13	11,98	37
	45017		16,95	
La Españolita	92391	0,75	16,63	98
Cabana	81969	0,74	19,29	88
Virtud	18775	1,45	21,04	10
San Vicente Alto	12237	1,12	16,14	9
Valeria III	55402	1,43	15,91	31
Las Chilcas	187353	0,84	21,49	177
Cachaco	3567345	1,35	18,4	2097
Daniela	2456234	1,30	14,6	1500
<b>TOTAL</b>	<b>6572568</b>	<b>1,07</b>	<b>16,33</b>	<b>4086</b>

<sup>8</sup> Departamento de Ingeniería y Topografía

## **b) Vida Mina (VM)**

En las exploraciones y desarrollo, la política de MARSA es mantener el nivel de reservas, para lograr este objetivo se desarrolla un agresivo programa mensual de avances lineales de alrededor de 2 mil metros. Las exploraciones son vitales para encontrar y renovar nuestras reservas.

Este agresivo programa de exploraciones con labores mineras se viene ejecutando desde la cota 3 220 hacia cotas más profundas, actualmente ya estamos explorando en la cota 2 570. Este programa junto a los programas de perforación diamantina de largo

alcance permiten incrementar nuevas áreas de exploración y una reevaluación de las áreas más antiguas.

En años anteriores las reservas y la producción provenían del sistema esperanza que es una estructura con rumbo NNW – SSE y buzamiento NE, pero adicionalmente se tienen identificadas 14 estructuras al piso de Esperanza con el mismo rumbo y buzamiento. Con la profundización realizada en los últimos años se han interceptado las vetas Cabana 2, Cabana 3 y Daniela con valores de oro superiores al promedio de ley de las reservas actuales y que pertenecen a este sistema de estructuras paralelas. Adicionalmente también se ha interceptado la veta Valeria que es una estructura tensional con valores de oro superiores. Los resultados que se vienen obteniendo son muy alentadores y esto ha permitido que manteniendo el programa de exploraciones las reservas se incrementen sustancialmente.

De acuerdo a las reservas probadas se puede determinar la vida de la mina

$$\text{Producción por día Mina} = 1500 \frac{\text{TM}}{\text{DIA}} \left( \frac{30 \text{ DIAS}}{25 \text{ DIAS}} \right)$$

$$\text{Producción por día Mina} = 1800 \frac{\text{TM}}{\text{DIA}}$$

$$\text{VM} = \frac{\text{RESERVAS PROBADAS (TM)}}{\text{PRODUCCION POR DIA} \left( \frac{\text{TM}}{\text{DIA}} \right)}$$

$$\text{VM} = \frac{6572568(\text{TM})}{1800 \left( \frac{\text{TM}}{\text{DIA}} \right)}$$

VM = 10 año, 1 mes, 21 días

ITEM	CONTRATAS CONSTITUIDAS EN LA UNIDAD.	Tm/día
1	Contrata Minera LOS ANDES	100
2	Contrata Minera AESA	200
3	Contrata Minera ALFA	300
4	Contrata Minera CANCER	300
5	Contrata Minera COMILUZ	250
6	Contrata Minera TAURO	400
7	Contrata Minera SERMIN	50
8	MINCONTRAL	200

PRODUCCION TOTAL

1800

**c) Numero de bloques.**

A partir del cuadro N° 04 se ha determinado 488 bloques de mineral, delimitando los bloques en trabajos de desarrollo como son subniveles, galerías, chimeneas inclinadas y chimeneas verticales todo esto sobre la estructura mineralizada; determinándose como también la potencia promedio de veta. A partir del cual determinar con certeza la reserva de mineral.

**d) Ley Mínima Explotable.**

La ley mínima explotable en Marsa es de 6,74gr/tn inferior a esta ley se considera como material estéril, el cálculo para determinar esta ley mínima es de acuerdo a los siguientes parámetros.

Parámetro: **Ley Mínima Explotable**

$$\text{Fórmula: } lme = M / [ ( P - Cf ) * Rc * Rf ]$$

$lme$  = Ley mínima explotable

$M$  = Costos imputados a la unidad de mineral (US\$/t - mineral)

$P$  = Precio del metal (US\$/t - fino comercial)

$Cf$  = Costos imputados a la unidad de fino (US\$/t - fino comercial)- DEDUCCIONES

$Rc$  = Recuperación Concentrador y

$Rf$  = Recuperación Fundición.

### **2.2.2 Clasificación geomecánica de los macizos rocosos**

Cuando no se tiene información detallada sobre el macizo rocoso y sus esfuerzos, el uso de un esquema de clasificación del macizo rocoso puede ser considerablemente beneficioso. En el caso más simple, se puede utilizar un esquema de clasificación como un chequeo para asegurar que toda la información relevante ha sido considerada.

En otro extremo, se puede utilizar uno o más esquemas de clasificación del macizo rocoso, para desarrollar una idea de la composición y características del macizo rocoso, a fin de proporcionar estimados iniciales de los requerimientos de sostenimiento y de las propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso.

## **CONCEPTOS GENERALES**

### **Propiedades mecánicas de los materiales**

El modelo geomecánico tiene por objetivo cuantificar los diversos parámetros que componen el modelo geológico para que puedan utilizarse en los cálculos propios del modelo matemático.

Para construir el modelo geomecánico de una mina, se parte de las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades, de las que es esencial conocer su resistencia la corte para estimar la estabilidad de la mina.

Es necesario conocer las propiedades mecánicas del macizo rocoso en cuanto a su resistencia y su deformabilidad. Las propiedades del macizo rocoso cuyo conocimiento presenta mas interés son: el modulo de elasticidad, el coeficiente de Poisson, la cohesión y la fricción.



compresión  $\sigma_3$ .

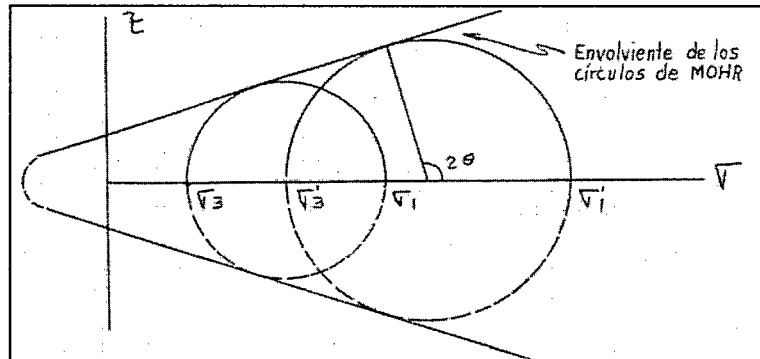


Figura N°2.10. Envolvente de los círculos Mohr

\* **Criterio de Coulomb-Navier:** Dada la imposibilidad de encontrar una solución matemática de la envolvente definida por Mohr  $\tau_{\theta} = f(\sigma_{\theta})$  en el criterio de Coulomb-Navier se obtiene una aproximación de la envolvente, suponiendo que dicha envolvente es una recta.

**Coulomb** son aplicadas a roturas de roca; la falla se produce por corte.

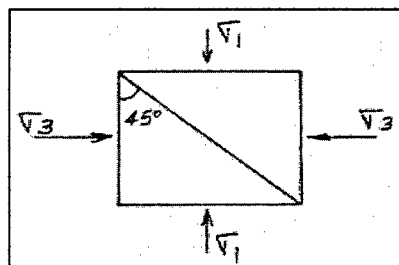


Figura N°2.11. Criterio de Coulomb

$$\tau_{\text{máx.}} = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_2) = S_0$$

$$\sigma_c = \sigma_{\tau}$$

Navier

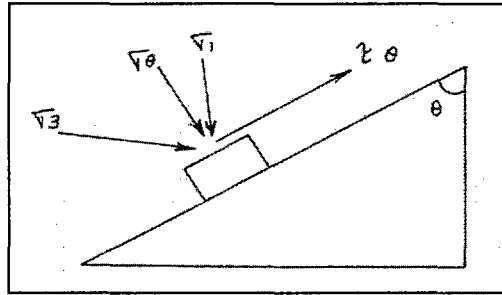


Figura N°2.12. Criterio de Navier

Coulomb-Navier

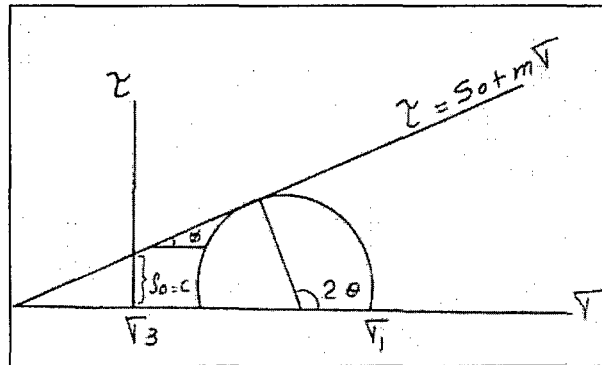


Figura N°2.13. Criterio de Coulomb-Navier

\* **Criterio de Hoek-Brown:** Esta teoría relaciona a los esfuerzos principales que intervienen en el fenómeno del debilitamiento de la roca con la siguiente fórmula:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{(m \sigma_c \sigma_3 + S \sigma_c^2)}$$

$\sigma_1$  = es el esfuerzo principal mayor en el debilitamiento

$\sigma_3$  = es el esfuerzo principal menor aplicado a la muestra

$\sigma_c$  = es la resistencia a la compresión simple de la roca

$m$  y  $S$  = son constantes que dependen de las propiedades de la roca y del grado de

fracturamiento antes de ser sometida a los esfuerzos  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ .

De la formula anterior tenemos para  $\sigma_3 = 0$  la resistencia a compresión simple será:

$$\sigma_{cs} = \sqrt{(S \times \sigma_c^2)}$$

De la formula anterior tenemos para  $\sigma_1 = 0$

$$\sigma_t = \frac{1}{2} \sigma_c (m - \sqrt{(m^2 + 4 S)})$$

Además de la relación existente entre las tensiones  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  en la rotura a veces conviene expresar el criterio de rotura por medio de la relación entre la tensión normal y la tensión cortante sobre un plano que forma el Angulo  $\beta$  con la dirección de la tensión principal máxima.

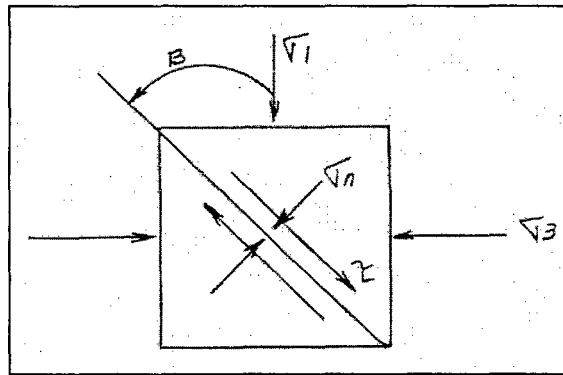


Figura N°2.14. Criterio de Hoek-Brown

$$\tau = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3) \text{ Sen } 2\beta$$

$$\sigma_n = \frac{1}{2} (\sigma_1 + \sigma_3) - \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3) \text{ Cos } 2\beta$$

Los criterios de rotura anteriormente descritos sirven de herramienta para hallar curvas completas de esfuerzo de deformación, inclinación de fracturas y fallas al esfuerzo cortante.

### 2.2.3 Disminución de la resistencia con la humedad

La presencia de fluidos en los poros aun sin presión, puede tener una influencia importante sobre la resistencia de la roca. Dentro de los límites de precisión del criterio de debilitamiento, se supone que la presencia de agua en los poros de la roca será un factor de reducción en su resistencia a la compresión uniaxial mas no en el valor de la constante del material  $m$ .

### 2.2.4 Ideas generales de plasticidad

La plasticidad es la propiedad que presentan los cuerpos de adquirir deformaciones permanentes cuando las fuerzas externas a que están sometidos dejan de actuar sobre estos. Se caracteriza porque no se puede encontrar una relación única entre tensiones y deformaciones.

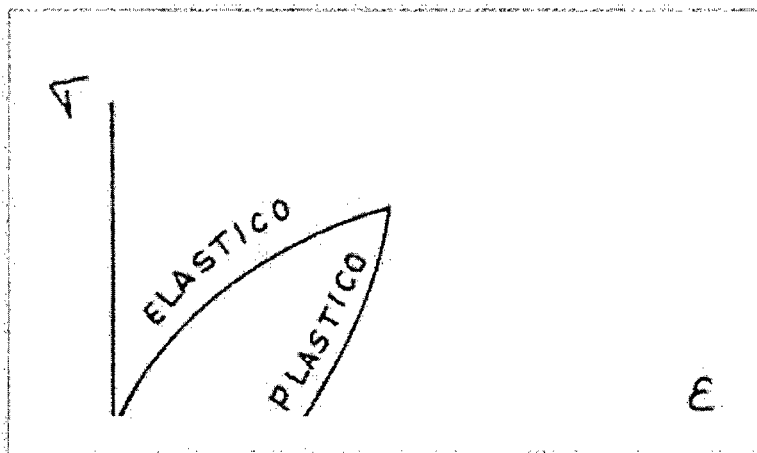


Figura N°2.15. Se puede observar que el material plástico sigue una curva de descarga distinta de la de carga, mientras que el material elástico se carga y se

descarga siguiendo la curva.

#### 2.2.4.1 Comportamiento de un material elástico-plástico

El comportamiento de un material elástico-plástico es tal que por debajo de tensiones, el material tiene las características de un cuerpo perfectamente elástico, y por encima del mencionado nivel de tensiones, funciona como un cuerpo perfectamente plástico.

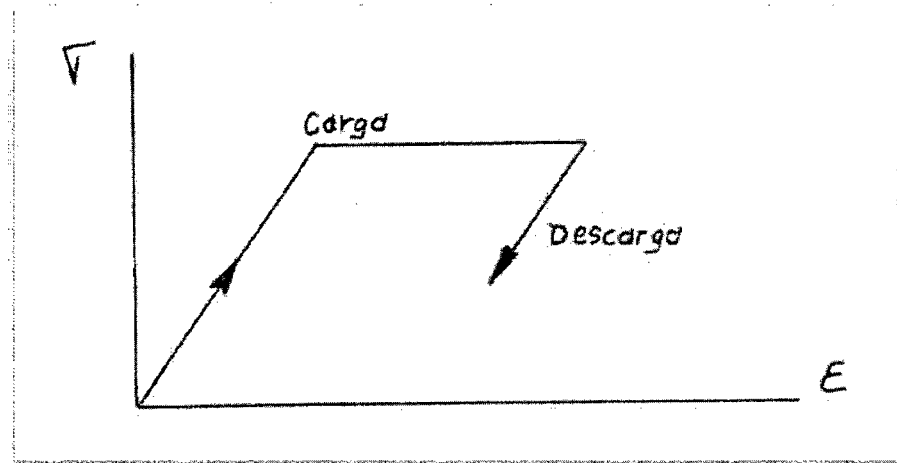


Figura N°2.16. Comportamiento de un material elástico-plástico

En el momento que se localiza el esfuerzo máximo se forma una gran cantidad de pequeñas fracturas, más que nada paralelas a la dirección de la carga. Esta fisuración local prosigue a lo largo de todo el proceso subsecuente del debilitamiento con muy pocos cambios en la distribución de las fisuras angulares, estos fenómenos empieza con los resquebrajamiento y la formación de pequeñas fracturas.

#### 2.2.4.2 Propiedades mecánicas de las discontinuidades

Cuando uno que realiza una excavación subterránea debe considerarse la preexistencia de una o varias discontinuidades. En este trabajo analizaremos varios casos de

discontinuidades en el macizo rocoso.

### Discontinuidades planas

Estos tipos de discontinuidades ocurren en planos de estratificación, la junta está cementada, lo que significa que es necesario aplicar una fuerza de tracción para separar las dos mitades de dichos estratos.

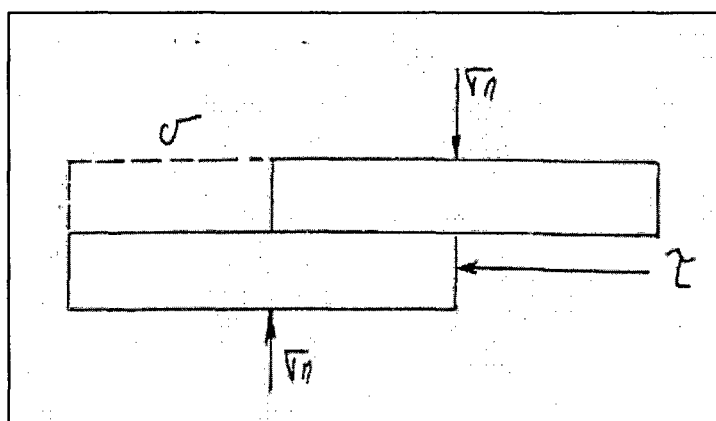


Figura N°2.17. Resistencia al corte en superficies planares

Estos están sometidos a una tensión normal  $\sigma_n$  y a una tensión de corte  $\tau$  necesario para producir un desplazamiento  $\delta$ . La discontinuidad tiene una resistencia al esfuerzo cortante indicado por:

$$\tau = c + \sigma \tan \Phi$$

Donde  $c$  representa la resistencia al esfuerzo cortante del material que mantiene la junta o la fuerza de cohesión de la superficie.

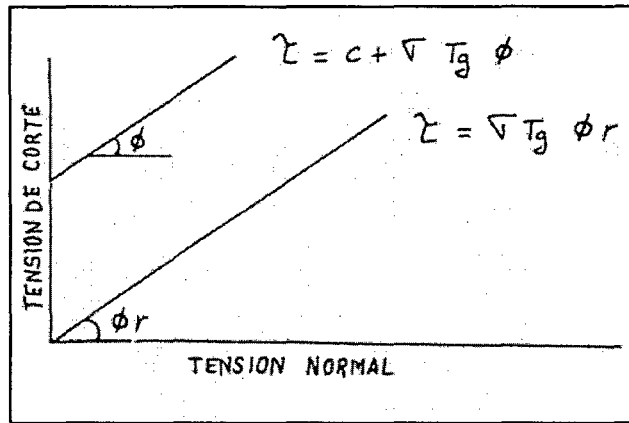


Figura N°2.18. Resistencias al corte pico y residual versus los esfuerzos normales.

Existe una relación lineal  $\tau = c + \sigma \tan \Phi$  que representa la resistencia residual al corte en función de la tensión normal, esto significa que a perdido totalmente la cohesión del material cementante.

$\Phi$  es el Angulo de fricción

$\Phi_r$  es el Angulo de fricción residual.

El Angulo de fricción representa el factor de incremento de la tensión de corte por el frotamiento producido entre los labios de la discontinuidad al aumentar  $\sigma$ .

### Resistencia adicional en planos inclinados

Para explicar este caso dibujaremos una superficie de discontinuidad que hace un Angulo  $\alpha$  con la horizontal.

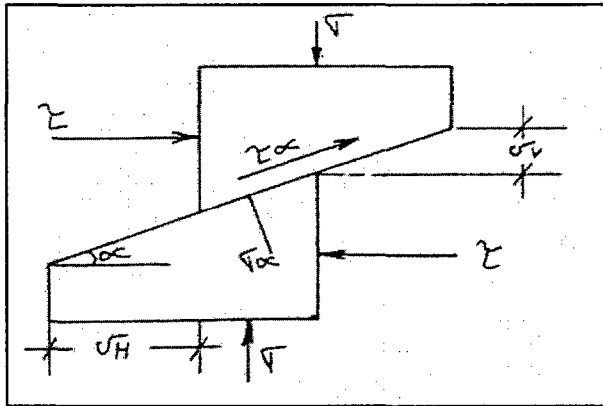


Figura N°2.19. Resistencia al corte en planos inclinados

Las tensiones  $\sigma$  y  $\tau$  que actuaban sobre superficie de discontinuidad cuando esta era horizontal, se transforma en  $\sigma_\alpha$  y  $\tau_\alpha$ , normal y paralela respectivamente a la superficie de discontinuidades relacionadas:

$$\tau_\alpha = \tau \cos^2 \alpha - \sigma \operatorname{sen} \alpha \cos \alpha$$

$$\sigma_\alpha = \sigma \cos^2 \alpha + \tau \operatorname{sen} \alpha \cos \alpha$$

Cuando la cohesión es nula tenemos

$$\tau_\alpha = \sigma_\alpha \tan \Phi$$

Que se transforma en:

$$\tau = \sigma \tan (\Phi + \alpha)$$

### Influencia del agua sobre las discontinuidades planas

La presencia del agua en las superficies de discontinuidades disminuye la resistencia al corte, debido que la tensión normal efectiva disminuye como

consecuencia de la presión del agua.

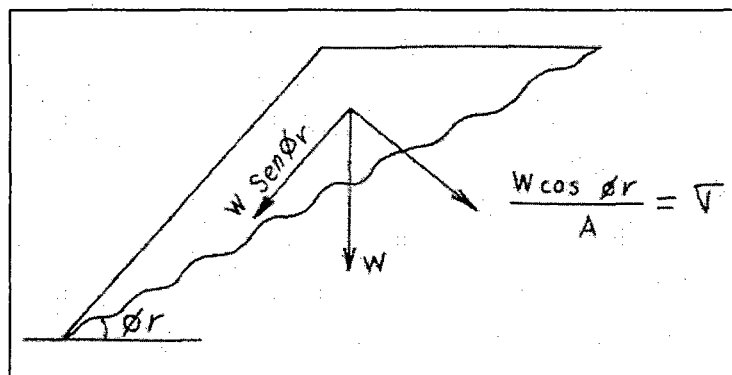
Siendo  $\mu$  la presión del agua dentro de la discontinuidad, la tensión normal  $\sigma$  se transforma en  $\sigma - \mu$ , por consiguiente:

$$\tau = c + (\sigma - \mu) \tan \Phi$$

El agua hace que cambien las características químicas de las superficies de la junta y por consiguiente los valores de fricción se modifiquen en el deslizamiento y el grado de desgaste varia en el mismo.

#### 2.2.4.3 Discontinuidades rugosas sin relleno

Para explicar estos casos recurriremos a la ecuación de Barton (Corte- Discontinuidades- Estructurales).



FiguraN°2. 20. Resistencia al corte en superficies rugosas sin relleno

$$\tau \text{ máx.} = \sigma \text{ Tan } ((\text{JRC Log } (\sigma_c / \sigma) + \Phi r)$$

Donde:

$\tau \text{ máx.}$  = Resistencia de pico al corte

$\sigma$  = Tensión efectiva normal

JRC = Coeficiente de rugosidad de la discontinuidad

$\sigma_c$  = Resistencia a compresión simple de los labios de la discontinuidad

$\Phi_r$  = Angulo residual de fricción.

En las juntas sin rellenar los labios de las discontinuidades están directamente en contacto Roca-Roca, los pequeños desplazamientos cortantes de las juntas causados por tensiones de cizallamiento dentro del macizo rocoso, a menudo se materializan en un contacto de las rugosidades de los labios de la discontinuidad, estos son típicos de las fallas y fracturas que forman un Angulo  $\theta$ , en el rumbo, con fallas y fracturas longitudinales y transversales.

La rugosidad de una discontinuidad viene caracterizada por una ondulación; este es un factor importante, determinante de la resistencia al corte. La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura y el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad.

La apertura es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad abierta, en la que el espacio que interviene tiene agua o aire.

#### **2.2.4.4 Discontinuidades rugosas con relleno**

El relleno de las juntas puede ser de un espesor tal que no exista contacto entre los labios de la discontinuidad, siendo la resistencia al corte la que proporciona el material de relleno, que en realidad es muy pequeña, en este caso la rugosidad de la junta no influye en la resistencia al corte; el espesor de relleno es un factor fundamental en

la estabilidad del macizo rocoso. En algunas juntas rellenas puede haberse producido una mineralización que ocasionalmente aumenta la resistencia al corte.

#### 2.2.4.5 Influencia del agua sobre las discontinuidades planas

La presencia del agua en las superficies de discontinuidades disminuye la resistencia al corte, debido que la tensión normal efectiva disminuye como consecuencia de la presión del agua.

Siendo  $\mu$  la presión del agua dentro de la discontinuidad, la tensión normal  $\sigma$  se transforma en  $\sigma - \mu$ , por consiguiente:

$$\tau = c + (\sigma - \mu) \tan \Phi$$

El agua hace que cambien las características químicas de las superficies de la junta y por consiguiente los valores de fricción se modifiquen en el deslizamiento y el grado de desgaste varia en el mismo.

#### 2.2.4.3 Resistencia adicional en planos inclinados

Para explicar este caso dibujaremos una superficie de discontinuidad que hace un

Angulo  $\alpha$  con la horizontal.

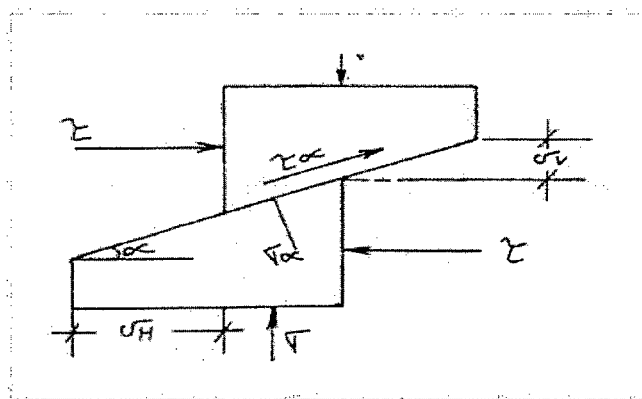


Figura 2.21. Resistencia al corte en planos inclinados

Las tensiones  $\sigma$  y  $\tau$  que actuaban sobre superficie de discontinuidad cuando esta era horizontal, se transforma en  $\sigma_\alpha$  y  $\tau_\alpha$ , normal y paralela respectivamente a la superficie de discontinuidades relacionadas:

$$\tau_\alpha = \tau \cos^2 \alpha - \sigma \operatorname{sen} \alpha \operatorname{cosec} \alpha$$

$$\sigma_\alpha = \sigma \cos^2 \alpha + \tau \operatorname{sen} \alpha \operatorname{cosec} \alpha$$

Cuando la cohesión es nula tenemos

$$\tau_\alpha = \sigma_\alpha \tan \Phi$$

Que se transforma en:

$$\tau = \sigma \tan (\Phi + \alpha)$$

### 2.2.5 Determinación de tensiones naturales de la corteza

El estado de materiales de un determinado punto de la corteza terrestre y en un momento dado es el resultado de una serie de fuerzas de distinto orden y carácter. Las tensiones que existen en el macizo rocoso antes de efectuar la excavación incluyen, por una parte, los componentes de las tensiones gravitacionales, debidas al peso de la roca suprayacente y a los efectos del confinamiento lateral, por otra parte, están los componentes de las tensiones residuales en el macizo rocoso algunas de las cuales se originan en procesos tales como cristalización, metamorfismo, sedimentación, consolidación, etc., mientras que otros componentes de las tensiones iniciales en el macizo rocoso se ve alterado por las excavaciones realizadas, que producen una nueva distribución de tensiones en el contorno de las excavaciones y en sus

proximidades.

La determinación del estado tensional en un macizo rocoso es un problema muy complicado de resolver. Hay muchas técnicas e instrumentos diseñados con este fin y cada vez van apareciendo nuevos aparatos; esto demuestra que todavía no se ha desarrollado aun técnica sencilla para resolver el problema y además los elevados costos de los equipos para realizar las medidas de tensiones in-situ y por otra parte las técnicas utilizadas son altamente especializadas y requieren personal bien calificado.

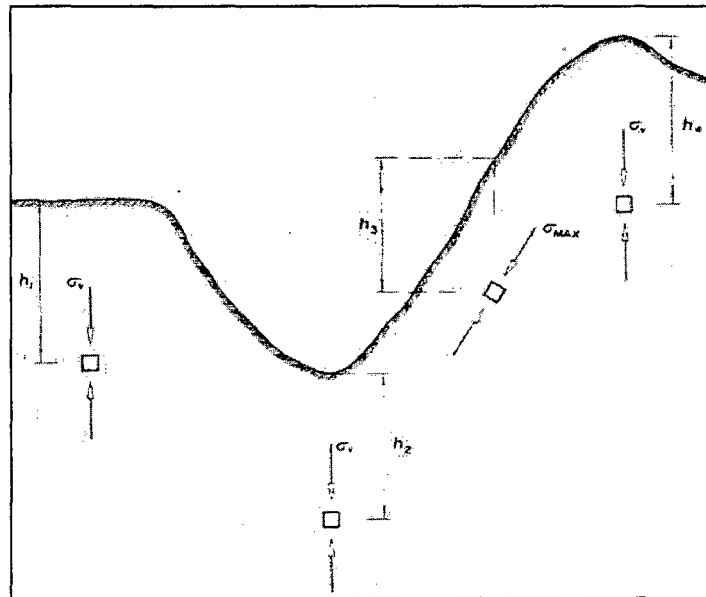


Figura N°2.22. Estado de esfuerzos en relación con la morfología superficial

### 2.2.5.1 Esfuerzos en los límites de la excavación circular

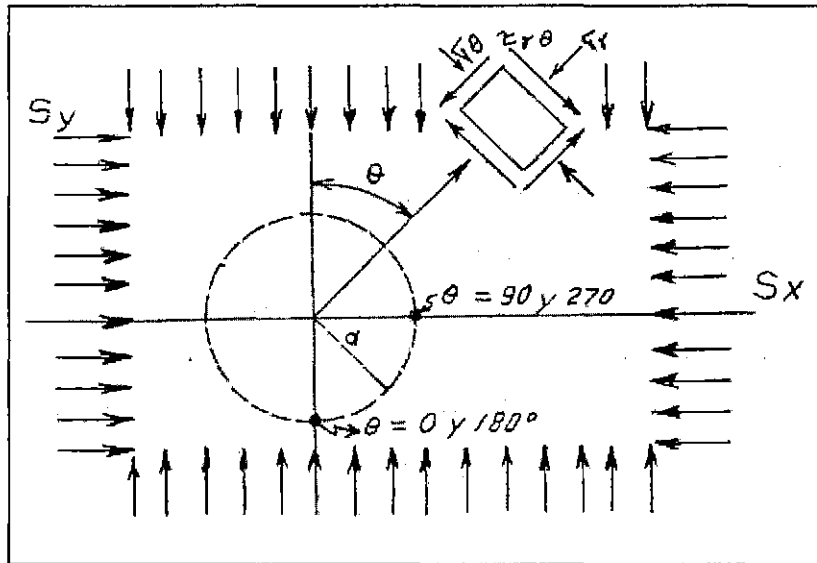


Figura N°2.23. Esfuerzos en los límites de una excavación circular

$$\sigma_{\theta} = S_y ( (1+k) - 2 (1-k) \cos 2\theta )$$

$$k = S_x / S_y$$

En el techo y piso de la excavación  $\theta = 0^{\circ}, 180^{\circ}$

$$\sigma_{\theta} = S_y ( (3k-1) )$$

En las paredes de la excavación  $\theta = 90^{\circ}, 270^{\circ}$

$$\sigma_{\theta} = S_y ( (3-k) )$$

Cuando la superficie interna de la excavación tenga cargas de presión de agua o sufra la reacción de un revestimiento de concreto o de las cargas aplicadas por las ondas, habrá que tomar en cuenta todos esos esfuerzos internos al calcular la distribución de los esfuerzos de la roca que circunda la excavación.

**\* Los componentes de un punto (r, θ)**

- Radial

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

- Tangencial

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

- Cortante

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

**\* Esfuerzos principales en un punto (r, θ)**

- Mayor

$$\sigma_1 = \frac{1}{2} (\sigma_r + \sigma_\theta) + \left( \frac{1}{4} (\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + \tau_{r\theta}^2 \right)^{1/2}$$

- Menor

$$\sigma_2 = \frac{1}{2} (\sigma_r + \sigma_\theta) - \left( \frac{1}{4} (\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + \tau_{r\theta}^2 \right)^{1/2}$$

- Inclinación en un punto

$$\tan 2\alpha = (2\tau_{r\theta}) / (\sigma_\theta - \sigma_r)$$

Estas ecuaciones dependen de la magnitud de los esfuerzos aplicados y de la geometría o forma del cuerpo comprimido. Las constantes  $\epsilon$  E y  $U \mu$  modulo de Young y relación

de Poisson, respectivamente no aparecen en las ecuaciones, esto significa que el modelo de esfuerzos es independiente del material que se usa, con la condición que se trate de un material elástico lineal.

La relación existente entre los componentes, vertical y horizontal de las tensiones naturales gravitatorias viene dado por:

$$S_y = (U / (1-U)) S_x = m S_x$$

### **2.2.5.2 Ensayos para determinar las propiedades físicas y mecánicas de las rocas**

En este punto se tratarán los diferentes tipos de ensayo efectuados en laboratorio para determinar las propiedades mecánicas de las rocas.

### **2.2.5.3 Ensayo de propiedades físicas**

Su objetivo es determinar los parámetros físicos: densidad, porosidad, absorción y peso específico aparente.

El secado de la muestra se efectúa en un horno ventilado a una temperatura de 105 ° C a 110° C; para saturarla se sumerge en agua destilada; llevando un registro periódico de pesos, se obtiene ya sea el estado seco o saturado cuando la diferencia entre dos pesadas sucesivas no exceda de 0,01grs., lo que se logra en aproximadamente 48 horas.

Las propiedades físicas se determinan mediante las siguientes relaciones gravimétricas y volumétricas:

- Densidad (gr /cm<sup>3</sup>)  $\gamma = \frac{P_{seco}}{Vol}$ .

- Porosidad aparente (%)  $P.A = \frac{P_{sat} - P_{seco}}{\gamma_w X Vol} X 100$ .

- Absorción (%)  $ABS. = \frac{P_{sat} - P_{seco}}{P_{seco}} \times 100.$

- Peso específico aparente ( $KN/m^3$ )  $P. EA. = \frac{P_{seco}}{Vol.} \times 100.$

Donde:

$P_{seco}$  = peso seco (gr)

$P_{sat}$  = peso saturado (gr)

$Vol.$  = volumen ( $cm^3$ )

#### 2.2.5.4 Ensayo de compresión simple

En los ensayos de compresión simple, se pueden distinguir dos aspectos que son:

- **Ensayo de compresión simple propiamente dicho**

Su objetivo es determinar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

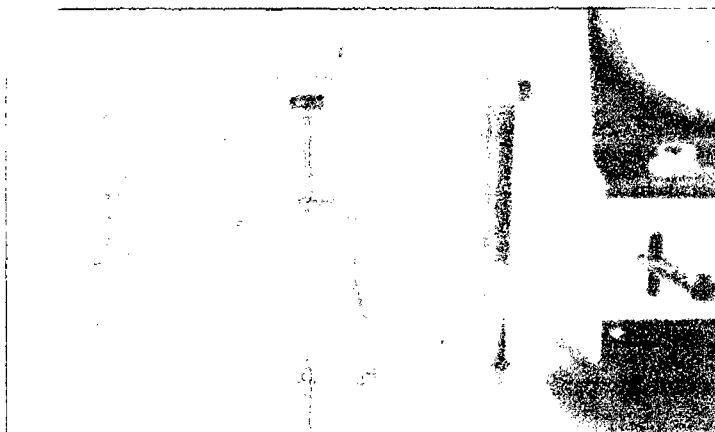


Figura N°2.24. Equipo: prensa hidráulica

Para realizar el ensayo, hay que disponer de una prensa de capacidad adecuada que permita aplicar la carga sobre la probeta a velocidad constante hasta que se produzca la rotura en la misma, en un intervalo de tiempo entre 5 y 15 minutos; también la velocidad de carga puede establecerse entre los límites de 0,5 a 1 MPa / seg.

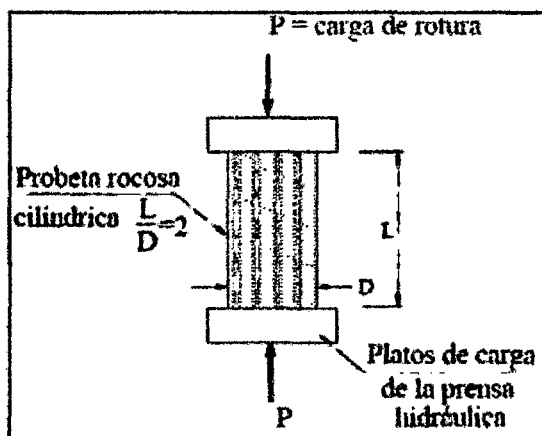


Figura N°2.25. Ensayo de compresión simple

La resistencia a compresión simple, se calcula de la siguiente manera:

$$\sigma_c = \frac{P}{S} = \frac{4P}{\pi D^2}$$

Donde:

$P$  = carga máxima a la que ha sido sometida la probeta durante el ensayo

$S$  = área de la sección transversal de la probeta

$D$  = diámetro de la probeta

- **Ensayo de constantes elásticas**

Su objetivo es determinar las características de deformabilidad de la roca intacta (modulo de deformación y relación de poisson)

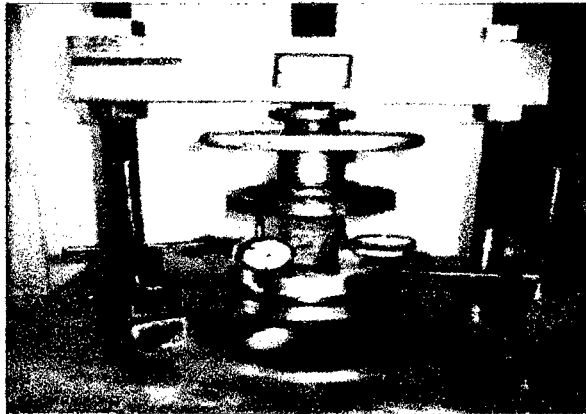


Figura N°2.26. Equipo: prensa hidráulica y deformómetro

Para realizar el ensayo, hay que disponer de una prensa de capacidad adecuada que permita aplicar la carga sobre la probeta a velocidad constante. A continuación se empieza a aplicar carga en forma escalonada y se toman lecturas de la deformación axial, hasta alcanzar la rotura.

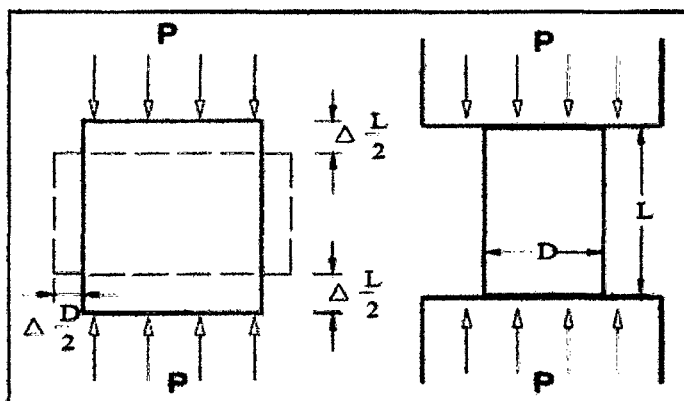


Figura N°2.27. Ensayo de constantes elásticas

Las constantes elásticas se determinan por las siguientes formulas:

Deformación unitaria axial  $\epsilon L = \Delta L / L$

Deformación unitaria diametral  $\epsilon D = \Delta D / D$

Módulo de deformación  $E = 50\%(\sigma_c / \epsilon L$

Coefficiente de Poisson  $\mu = \epsilon D / \epsilon L$

Donde:

L = longitud axial de la probeta

D = diámetro de la probeta

#### 2.2.5.5 Ensayo de compresión triaxial

Su objetivo es determinar los parámetros de resistencia al corte (cohesión y ángulo de fricción interna) y la constante "mi" de la roca intacta

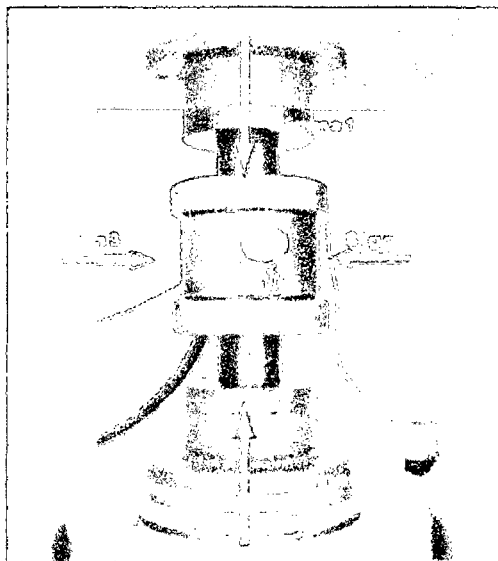


Figura N°2.28. Equipo: máquina de compresión triaxial

Para realizar este trabajo se requiere de una prensa de las mismas características que la utilizada en el ensayo de compresión simple. Una variante adicional de la prueba es la prueba sencilla uniaxial a la compresión donde  $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$ ; y al debilitamiento,  $\sigma_1 = \sigma_c$ , la resistencia uniaxial de compresión de la roca. La muestra se somete a un esfuerzo axial  $\sigma_1$  y a confinamiento radial que corresponde a  $\sigma_2 = \sigma_3$ , que es la presión hidráulica de la cámara.

Los resultados se calculan haciendo uso de un programa, como muestra en el gráfico siguiente.

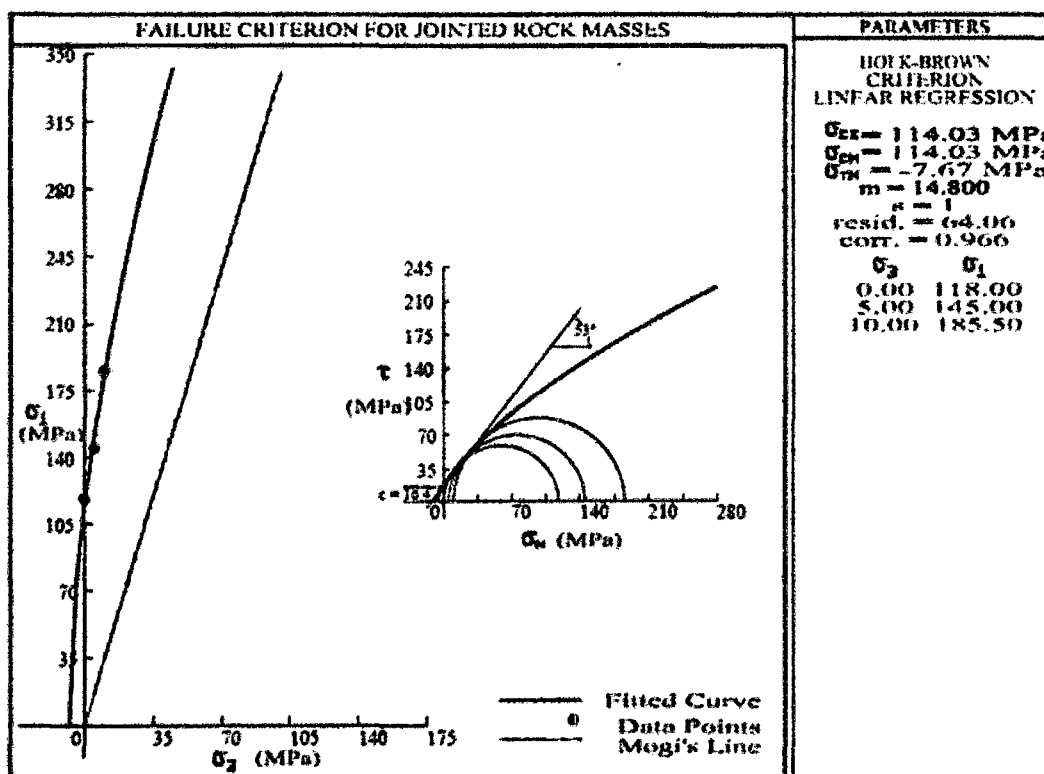


Figura N°2.29. Presentación gráfica

### 2.2.5.6 Ensayo de carga puntual

Su objetivo es determinar el índice de resistencia a la carga puntual

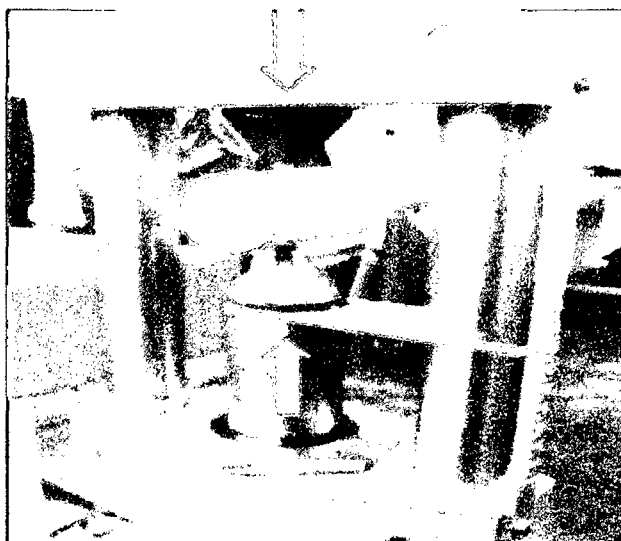


Figura N°2.30. Equipo: máquina de ensayo de carga puntual

En este ensayo se rompen trozos de testigo o rocas de forma irregular aplicando la carga entre dos piezas cónicas con puntas esféricas.

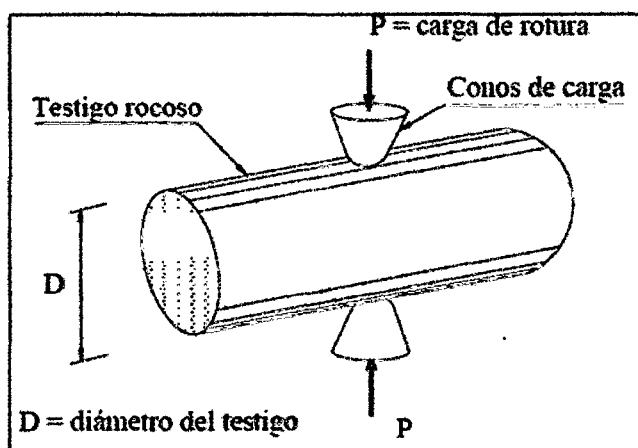


Figura N°2.31. Ensayo de carga puntual

El índice de resistencia a la carga puntual, se calcula de la siguiente manera:

$$I_s = P/D^2$$

Donde:

$I_s$  = índice de resistencia de la carga puntual

$P$  = carga de rotura

$D$  = diámetro del testigo

Para testigos NX -54mm

$$\sigma_c = 24 \times I_s$$

#### 2.2.5.7 Ensayo de tracción

Su objetivo es determinar en forma indirecta la resistencia a la tracción de la roca intacta.

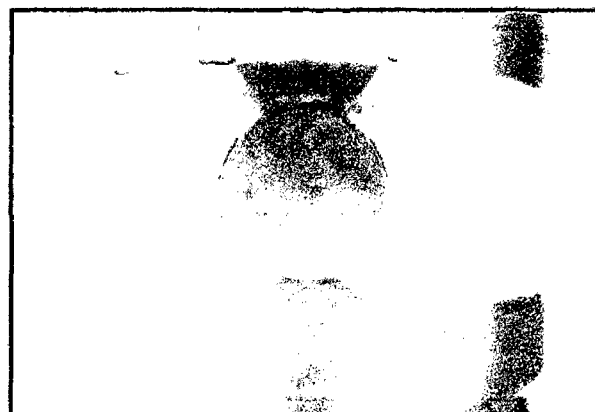


Figura N°2.32. Equipo: máquina de compresión

El ensayo que utilizado para determinar la resistencia a la tracción, es el ensayo de tracción brasileño que es apropiado para materiales frágiles. La probeta cilíndrica de roca se somete a compresión diametral teóricamente esta compresión genera una atracción

uniaxial, que forma ángulo recto con el diámetro sometido a compresión. El cilindro se romperá cuando la tensión de tracción alcance el valor de la resistencia a la tracción de la roca.

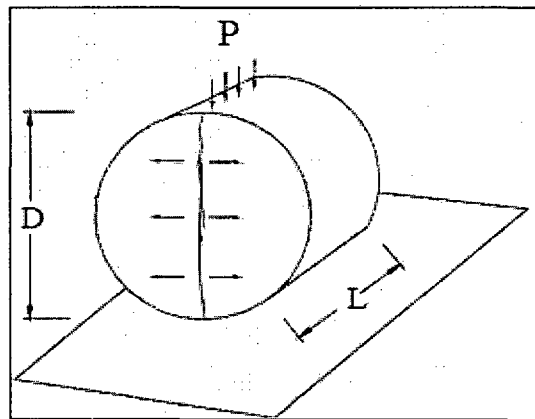


Figura N°2.33. Ensayo de tracción

El índice de resistencia a la tracción, se calcula de la siguiente manera:

$$\sigma_t = 2P / \pi DL$$

Donde:

$\sigma_t$  = resistencia a la tracción

P = carga aplicada

D = diámetro de la probeta

L = longitud axial de la probeta

## 2.2.6 Clasificaciones geomecánicas

Para definir las condiciones del macizo rocoso de una manera sistemática, hoy en día existen criterios de clasificación geomecánica ampliamente difundidos en

todo el mundo, como los desarrollados por Barton y colaboradores (1974), Laubscher (1977), Bieniawski (1989), Hoek y Marinos (2000) y otros; los mismos que se determinan utilizando los datos de los mapeos geomecánicos efectuados en las paredes de las labores mineras o en los techos.

### **2.2.6.1 Antecedentes sobre clasificaciones del macizo rocoso**

- Ritter (1879): Primer intento de formalizar un enfoque empírico para el diseño de túneles, en particular para determinar los requerimientos de sostenimiento.
- Terzaghi (1956): Primera referencia sobre el uso de una clasificación del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de túneles, con cimbras.
- Lauffer (1958): Clasificación que involucra el tiempo de autosostenimiento para túneles.
- Deere et. al. (1964): Índice RQD (Designación de la Calidad de la Roca), para proveer un estimado cuantitativo de la calidad del macizo rocoso, a partir de los testigos de la perforación diamantina.
- Wickham et. al. (1972): Método cuantitativo para describir la calidad del macizo rocoso y para seleccionar el sostenimiento, en base a la Valoración de la Estructura Rocosa (RSR-Rock StructureRating). Primer sistema que hace referencia al shotcrete.
- Pacher et. al. (1974): Modificación del criterio de Lauffer que actualmente forma parte de la propuesta general de tunelería conocida como NATM.
- Barton et. al. (1974): Índice de Calidad Tunelera (Q) para la determinación de las características del macizo rocoso y de los requerimientos de sostenimiento de túneles.
- Bieniawski (1973): Clasificación Geomecánica o Valoración del macizo rocoso

RMR (Rock Mass Rating), refinado sucesivamente en varias oportunidades, última versión 1989. Aplicable a la estimación del sostenimiento, al tiempo de autosostenimiento y los parámetros de resistencia del macizo rocoso.

- Laubscher et. al. (1977): RMR de Bieniawski modificada para la minería MRMR (Mining Rock Mass Rating), última versión 1990. Aplicable a la estimación del sostenimiento y los parámetros de los métodos de minado por hundimiento, principalmente.
- Hoek et. al. (1994): Índice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index), para clasificar el macizo rocoso, estimar la resistencia de la masa rocosa y el sostenimiento. Última versión 1998.
- Palmström (1995): Índice del Macizo Rocosos RMI (Rock Mass Index). Sistema para caracterizar el macizo rocoso y para aplicaciones en el sostenimiento, excavación TBM, voladura y fragmentación de rocas.

#### **2.2.6.2 Objetivos de las clasificaciones geomecánicas**

Los principales objetivos son:

- \* Identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento del macizo rocoso.
- \* Dividir una formación rocosa en grupos de similar comportamiento, es decir, clases de macizos rocosos de diferentes calidades.
- \* Proporcionar una base para el entendimiento de las características de cada clase del macizo rocoso.
- \* Relacionar la experiencia de las condiciones de la roca de un lugar a las condiciones y

experiencia encontradas en otros lugares.

\* Sirven como base para diseñar los tipos de sostenimiento de acuerdo al tipo de roca que se presente en la operación minera.

### 2.2.6.3 Índice de calidad tunelera de la roca (Q)

Criterio de clasificación geomecánica desarrollado por Barton y colaboradores en el año 1974. Sobre la base de una evaluación de un gran número de casos históricos de excavaciones subterráneas, Barton y colaboradores del Instituto Geotécnico de Noruega, propusieron un índice de calidad tunelera (Q) para la determinación de las características del macizo rocoso y de los requerimientos de sostenimiento de los túneles. El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0,001 hasta un máximo de 1,000 y está definido por:

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

Donde:

RQD= designación de la calidad de la roca

$J_n$ = número de sistemas de juntas

$J_r$ = número de rugosidad de las juntas

$J_a$ = número de alteración de las juntas

$J_w$ = factor de reducción de agua en las juntas

SRF= factor de reducción de los esfuerzos

La calidad tunelera de la roca Q puede ser considerada en este sistema como una función de solo tres parámetros, los cuales son medidas de:

1. Tamaño de bloques (RQD /J<sub>n</sub>)
2. Resistencia al corte entre los bloques (J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>)
3. Esfuerzo activo (J<sub>w</sub>/SRF)

Relacionando el valor del índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, Barton y colaboradores definieron un parámetro adicional al que lo denominaron Dimensión Equivalente (De) de la excavación: El valor de ESR está relacionado al uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que esta demande del sistema de sostenimiento instalado para mantener la estabilidad de la excavación.

#### **2.2.6.4 Valoración del macizo rocoso (RMR)**

Criterios de clasificación geomecánica desarrollado por Bieniawski 1974 y mejorada en el año 1989. Este criterio toma en cuenta los siguientes parámetros:

\* La resistencia compresiva (Rc) de la roca intacta, que puede ser determinada con golpes de picota o con otros procedimientos como lo ensayos de laboratorio.

\* El RQD (Rock Quality Designation), que puede ser determinado utilizando los testigos de las perforaciones diamantinas. El RQD es el porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10cm, de la longitud total del taladro.

- \* El espaciamiento de las discontinuidades.
- \* La condición de las discontinuidades, referidas en este caso a la persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización.
- \* Orientación de las discontinuidades.
- \* La presencia de agua.

Para cada parámetro se han establecido rangos de valores y para cada rango una valoración.

Bieniawski publicó un conjunto de pautas para la selección del sostenimiento de túneles en roca, en base al RMR.

#### **2.2.6.5 Índice de resistencia geológica (GSI)**

Criterio de clasificación geomecánica desarrollado por Hoek y Marinos en el año 2000. En este criterio, para definir la estructura del macizo rocoso, se considera por un lado el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, se toman en cuenta las siguientes cinco categorías de fracturamiento:

- \* Masivo Levemente Fracturada (LF)
- \* Moderadamente Fracturada (F)
- \* Muy Fracturada (MF)
- \* Intensamente Fracturada (IF)
- \* Triturada o brechada (T)

Por otro lado, se considera la condición superficial del macizo rocoso que involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías que se toman en cuenta se definen así:

\* Macizo rocosa Muy Buena (MB)

\* Macizo rocosa Buena (B)

\* Macizo rocosa Regular (R)

\* Macizo rocosa Pobre (P)

\* Macizo rocosa Muy Pobre (MP)

Cabe señalar que entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación. Por ejemplo, el RMR de Bieniawski (1 989) está correlacionado al Q (índice de calidad del macizo rocoso) de Barton (1 974), por la expresión

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44.$$

Por otro lado, el RMR de Bieniawski (1 989) está correlacionado al

GSI de Hoek y Marinos (2 000) para el caso  $\text{RMR} > 23$  y considerando condiciones secas, por la expresión  $\text{GSI} = \text{RMR} - 5$

## **CAPÍTULO III**

### **PARTE EXPERIMENTAL**

#### **3.1 Descripción y clasificación del macizo rocoso en la mina San Andrés**

##### **3.1.1 Características litológico-estructurales**

El registro de la información litológico-estructural, se efectúa mediante observaciones puntuales a lo largo de una labor subterránea.

Los parámetros de observación que se utilizan son:

- \* Apertura de la discontinuidad
  
- \* Persistencia de la discontinuidad
  
- \* Relleno de la discontinuidad
  
- \* Rugosidad de las paredes de la discontinuidad

\* Espaciado de las discontinuidades

\* Alteración de la discontinuidad

El método que se usa para la descripción cuantitativa de las discontinuidades estructurales, es el método sugerido por la sociedad internacional de mecánica de rocas (ISRM – “Society International For Rock Mechanics”).

### **3.1.2 Características de resistencia del macizo rocoso**

La determinación de la resistencia compresiva del macizo rocoso está basado en el criterio empírico de rotura proporcionado por Hoek-Brown (1980).

Para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso de la mina San Andres se hizo uso del programa RocLab.

\* **Uso del programa RocLab:** Sirve para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso generalizados de Hoek-Brown, como son:

- El parámetro del macizo rocoso (mb)
- constantes del macizo rocoso (s y a)

También se puede realizar el cálculo de los parámetros de resistencia equivalentes de Mohr-Coulomb, como son:

- Cohesión (c)
- Ángulo de fricción ( $\Phi$ )

El programa puede determinar otros parámetros del macizo rocoso como son:

- La resistencia a la tracción ( $\sigma_t$ )
- La resistencia a la compresión uniaxial ( $\sigma_c$ )
- El módulo de deformación ( $E_{rm}$ )

Todos estos parámetros se calculan basados en la introducción de los siguientes datos:

- La resistencia a la compresión de la roca intacta ( $\sigma_{ci}$ )
- El parámetro de la roca intacta ( $m_i$ )
- El índice de resistencia geológica (GSI)
- El factor de perturbación (D)

A continuación se presenta un resumen de los parámetros de macizo rocoso obtenidos con el uso del programa RocLab, que se utiliza en el sostenimiento del macizo rocoso.

**Tabla N° 3.1** Sostenimiento según la clasificación de la roca

Calidad de roca	Índices Q	RMR	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Extremadamente mala	<0.1	<16	Cimbra metálica o cuadros espaciados de 1 o 1.5m. Malla reforzada de 2"- empernado sistemático.
Muy mala	1.0-0.1	16 – 30	Shocret 2" de espesor, perno sistemático 1 o 5m. + taladros de drenaje.
Mala	4.0-1	30 – 40	Shocret 2" de espesor empernado sistemático.
Regular	4.0– 2.0	40 – 60	empernado sistemático
Buena	20 – 40	>60	Pernos cementado y/o split set. Puntual
Muy buena	<40	80 – 100	No necesita

Tabla N° 3.2 Tiempo de Sostenimiento recomendados de las Excavaciones<sup>9</sup>

CLASE	I	II	II	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
Tiempo sin sostenimiento	10 años	6 meses	1 semana	5 horas	10 minutos
Luz de labor	5m <sup>2</sup>	4m <sup>2</sup>	3 m <sup>2</sup>	1.50m <sup>2</sup>	0.50 m <sup>2</sup>
Q	100 – 40	40 – 10	10 – 41	4 – 1	<1
RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	<20

### 3.1.3 Zonificación geomecánica

En la mina San Andres así como en cualquier otra mina subterránea, se encuentra una amplia variedad de características del macizo rocoso donde esta remplazado el yacimiento. Esto significa que cada zona presenta sus propias particularidades, las mismas que deberán ser consideradas en el diseño.

En San Andrés la zonificación geomecánica se hizo en base a la calidad del macizo rocoso, la cual está definida por el índice de resistencia geológica (GSI); de acuerdo al mismo se definió cinco tipos de roca, simbolizada cada una con un color para su fácil identificación.

---

<sup>9</sup>Geopervol. área de geomecánica MARSA

Tabla N° 3.3. Tabla de equivalencia GSI Y RMR

TIPO DE ROCA		RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION DE LA ROCA	COLOR
II		71 – 80	BUENA "A"	AZUL
	II-B	61 – 70	BUENA "B"	VERDE
III	III-A	51 – 60	REGULAR "A"	CELESTE
	III-B	41 – 50	REGULAR "B"	AMARILLO
IV	IV-A	31 – 40	MALA "A"	NARANJA
	IV-B	21 – 30	MALA "B"	ROJO
V	V-A	0 – 20	MUY MALA	MORADO

De acuerdo a cada tipo de roca, se establece el tipo de sostenimiento a usarse, como se puede ver en los planos geomecánicos, que se adjuntan en anexo.

### 3.2 Comportamiento del sostenimiento en la Mina MARSÁ

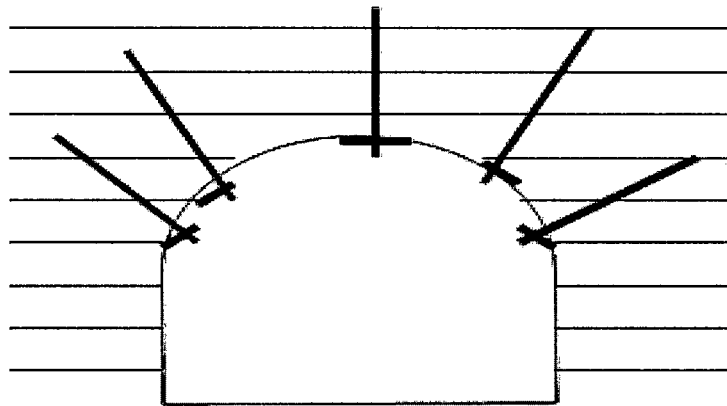
El tipo de sostenimiento empieza a actuar desde el momento en que es colocado en las labores de la mina San Andres de MARSÁ. La incidencia de la Geomecánica, hace que las tendencias en cuanto a estabilidad de macizos rocosos cambie, cuyo objetivo es llegar a controlar el macizo rocoso; en trabajo se aplica el Mapeo Geomecánico, que nos permite clasificar el macizo rocoso y así determinar el tipo de sostenimiento utilizando las tablas Geomecánicas que consideran parámetros como el GSI (Geological Strenght index), el índice Q de Barton et al (1974) y el índice RMR (Rock Mass Rating) de Bienawski (1974) que se basan en características del macizo rocoso que se pueden observar durante el mapeo.

## TIPOS DE MALLA PARA LA COLOCACIÓN DE PERNOS DE SOSTENIMIENTO, SEGÚN EL TIPO DE ROCA.

### A) TIPO A

- Diseño típico para roca estratificada
- Orientación perpendicular a los estratos
- Diseño radial

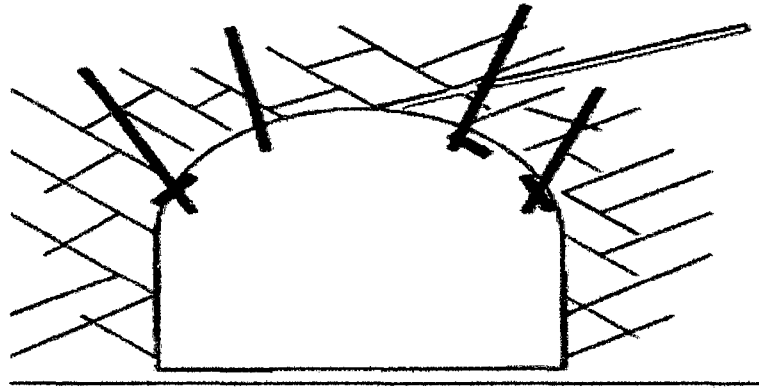
Sostenimiento tipo A



### B) TIPO B.

- Diseño típico para roca diaclasada con más de dos familias de fisuras
- Orientación sistemática con ángulos iguales y equidistantes en la periferie
- Diseño radial

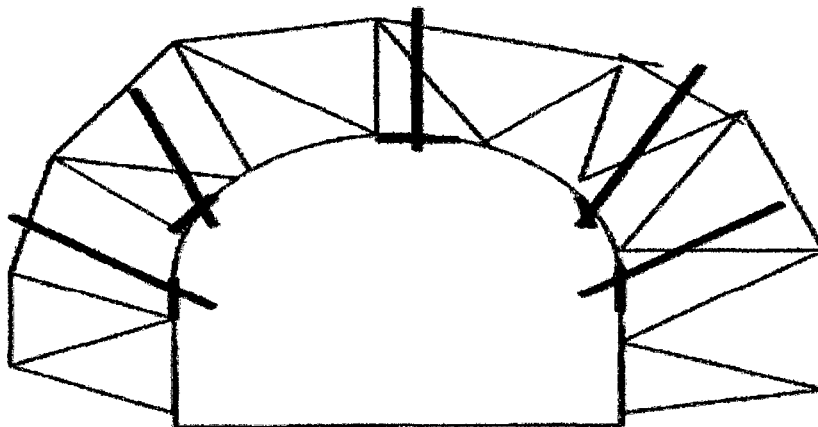
### Sostenimiento tipo B



### C) TIPO C.

- Diseño típico para rocas diaclasadas
- Orientación perpendicular a la base de la cuña
- diseño ocasional por suspensión

### Sostenimiento tipo C

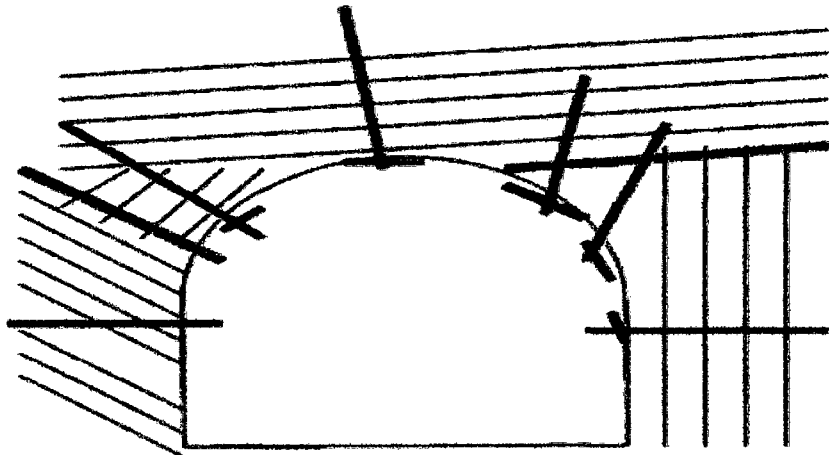


### D) TIPO D.

- Diseño típico para rocas falladas con diferentes orientaciones
- Orientación perpendicular a las fallas y fracturas de las rocas

- Diseño mixto (radial y ocasional)

#### Sostenimiento tipo D



#### **ELECCIÓN DEL PERNO A COLOCAR.**

Para la elección del perno a colocar se debe tener en cuenta los datos del mapeo geomecánico, es el mapeo el que determina si se debe colocar uno u otro tipo de perno; también si la disposición de los pernos en el terreno debe ser sistemática (cuando se coloca de acuerdo a una malla de perforación) o puntual (cuando se coloca el perno sobre un lugar específico); el tipo de perno a utilizar, también obedece al criterio de si la labor a sostener es temporal o permanente.

### **3.3 Diseño del sostenimiento**

#### **3.3.1 Mapeos geomecánicos**

Se actualizan en forma mensual y se basan en la tabla geomecánica. Estos mapeos nos proporcionan la siguiente información:

- \* Definen el tiempo que la roca soporta sin sostenimiento (tiempo de auto soporte).

- \* Definen el tiempo que la labor debe estar abierta con sostenimiento.
- \* Definen las aberturas máximas.
- \* Definen el tipo de sostenimiento a instalar.
- \* Se ubica las áreas con problemas estructurales dentro del tajeo.

### 3.3.2 Aberturas permisibles

Una forma para evaluar la estabilidad de la excavación subterránea es mediante el índice de roca relacionando con los valores determinado por Barton, se toma el valor de ESR = 4, correspondiente a aberturas mineras temporales y ESR = 1.6 correspondiente a aberturas mineras permanentes.

$$\text{Abertura máxima (m)} = 2 \times \text{ESR} \times Q^{0.4}$$

ESR está relacionada con el uso para el cual la excavación es efectuada y con el grado de seguridad demandado, como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla N°3.4. Valores de ESR de acuerdo a la categoría de la excavación, según Hoek Brown excavación subterránea<sup>10</sup>

CATEGORIA DE LA EXVACACION	ESR
Excavaciones mineras temporales	3 -5
Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas, túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso	1.3
Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales	1.0
Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, facilidades deportivas y publicas, fábricas	0.8

<sup>10</sup> Curso de geomecánica aplicada al minado subterráneo - CIP)

### 3.3.3 Tiempo de autosoporte

Es el tiempo en el cual la excavación se mantiene estable (no se aprecia deformaciones del macizo rocoso). Depende de la calidad del macizo rocoso y la abertura de la excavación. Este se calcula aplicando la tabla de autosoporte versus abertura, propuesta por Bieniawski. Para su aplicación se necesita conocer el índice Q o RMR de la abertura de la labor.

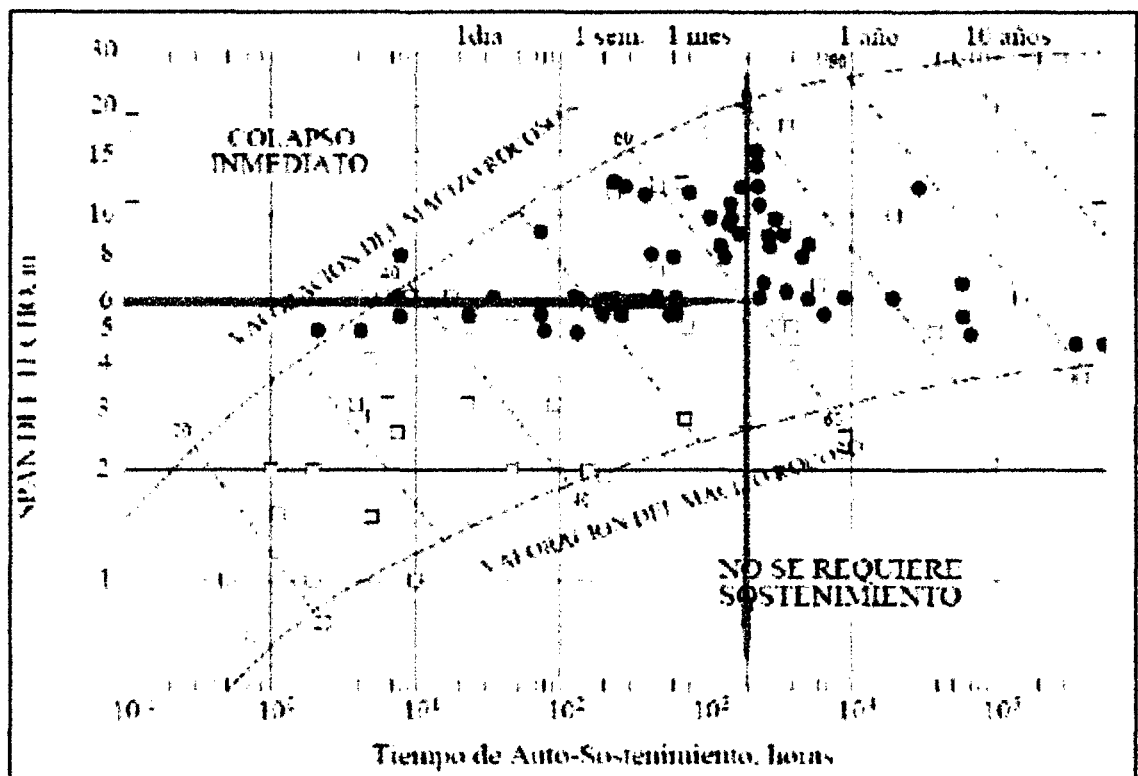


Figura N°3.1. Tabla para calcular el tiempo de autosoporte

### 3.3.4 Estabilidad del macizo rocoso

Desde el punto de vista geotécnico se refiere al grado de seguridad o estabilidad que se exige de la roca que circunda a una abertura subterránea.

\* Inestabilidad ocasionada por la geología estructural

- \* Inestabilidad debido a los esfuerzos exagerados
- \* Inestabilidad ocasionada por las meteorizaciones
- \* Inestabilidad debido a presiones neutras por flujos de agua

El nivel de diseño en el factor de seguridad (FS) antes de aplicar el sostenimiento deberá ser mayor a la unidad (depende de la variación del proyecto) para considerarlo en condiciones de estabilidad (FS=1.5).

### **3.3.5 Cartilla geomecánica**

Se usa para estimar el tipo de sostenimiento a usar en la mina San Andrés, ya sea en tajeos o labores permanentes. Esta cartilla se realizó basada en la aplicación del índice de resistencia geológica (GSI).

Para la utilización de esta tabla se determina “in situ” lo siguiente:

- \* Parámetro de estructura, según la cantidad de fracturas por metro lineal medidas con el flexometro.
- \* Parámetro de condiciones de discontinuidades cuyos dominios se determinan con golpes de la picota en las paredes de la discontinuidad en la excavación, además de observar las formas de las fracturas y su relleno.

A seguir se presenta la cartilla geomecánica diseñada en la mina San Andrés en las figuras N°3.2 y figura N°3.3



IDENTIFICACION DE LOS TIPOS DE ROCA, SOSTENIMIENTO Y TIEMPO DE SOSTENIMIENTO VERSION 2.

CÓDIGO DE COLORES	CALIDAD E IDENTIFICACION DEL TIPO DE ROCA	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO		TIEMPO DE ALARGAMIENTO DE LA ABERTURA DEL TUNEL			
			ESTABILIZACION LABOR PERMANENTE	ESTABILIZACION LABOR TEMPORAL	0-5 METROS	6-10 METROS	10-15 METROS	15-20 METROS
■	Buena a regular Dificultad de Sobresustentamiento	Resaca de roca Sedimentaria Dificultad de Sobresustentamiento	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	6-10 metros 10-15 metros 15-20 metros 20-25 metros	10-15 metros 15-20 metros 20-25 metros 25-30 metros	15-20 metros 20-25 metros 25-30 metros 30-35 metros
□	Regular a mala (No se debe usar en caso de mala calidad)	Resaca de roca Sedimentaria Dificultad de Sobresustentamiento	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	0-5 meses 10 meses 15 meses 20 meses	6-10 meses 10-15 meses 15-20 meses 20-25 meses	10-15 meses 15-20 meses 20-25 meses 25-30 meses	15-20 meses 20-25 meses 25-30 meses 30-35 meses
■	Buena a regular Dificultad de Sobresustentamiento	Resaca de roca Sedimentaria Dificultad de Sobresustentamiento	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	0-5 meses 10 meses 15 meses 20 meses	0-5 meses 10 meses 15 meses 20 meses	6-10 meses 10-15 meses 15-20 meses 20-25 meses	10-15 meses 15-20 meses 20-25 meses 25-30 meses	15-20 meses 20-25 meses 25-30 meses 30-35 meses
■	Buena a regular Dificultad de Sobresustentamiento	Resaca de roca Sedimentaria Dificultad de Sobresustentamiento	0-5 metros 10 metros 15 metros 20 metros	0-5 meses 10 meses 15 meses 20 meses	0-5 meses 10 meses 15 meses 20 meses	6-10 meses 10-15 meses 15-20 meses 20-25 meses	10-15 meses 15-20 meses 20-25 meses 25-30 meses	15-20 meses 20-25 meses 25-30 meses 30-35 meses

NOTA: Tipos de trabajo largos, incluye a las labores previas a su explotación. En pasajes y estacionadas

Figura 3.3. Tabla geomecánica para el sostenimiento de labores permanentes

### 3.4 Sostenimiento con pernos cementados

En la Mina San Andres se usa los pernos cementados como elemento principal de sostenimiento tanto en los tajeos como en las labores de avance. La malla de sostenimiento varía de acuerdo al tipo de roca.

Los taladros para los pernos son perforados con jumbo boomer con una barra de 8 pies de longitud y una broca de 38 mm de diámetro.

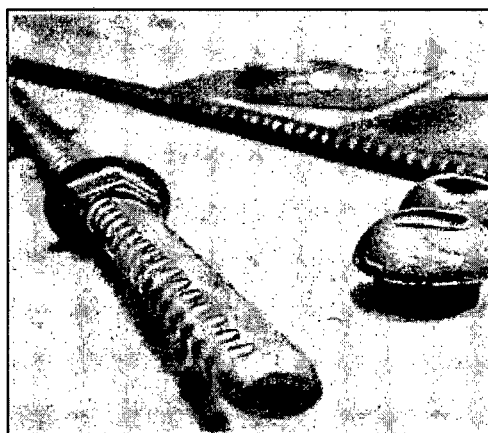


Figura N°3.4. Pernos helicoides

#### 3.4.1 Especificaciones técnicas de los pernos

Tipo de perno : barra helicoidal

Longitud de los pernos : 8 pies

Diámetro del perno : 3/4"

Capacidad de anclaje del perno : 1.40 Tn/m<sup>3</sup>

#### 3.4.2 Parámetros de empernado

Calidad del terreno : B (según cartilla geomecánica)

Presencia de agua : ninguno

Sección : 4.5m x 3.8m

Longitud de la labor : 3.5 m

Φ de taladros : 25mm.

Longitud del taladro : 2.25m.

Mortero : Cemento

Agua : 11.5 lt./bolsa

### 3.4.3 Longitud del perno<sup>11</sup>

Para la elección se tiene en cuenta únicamente la necesidad de anclar el perno en una zona sana, se puede deducir como la longitud mediante la relación:

Para Techos

$$L = 2 + \frac{0.15 B}{ESR}$$

Para Pared

$$L = 2 + \frac{0.15 H}{ESR}$$

Donde:

L = Longitud del perno

B = Ancho de la excavación

H = Altura de la excavación

ESR = Support Relation Excavation.

---

<sup>11</sup> Aceros Arequipa S.A

### 3.4.4 Espaciamiento entre los pernos

El espaciamiento teórico esta fijado mediante la relación:

$$E^2 = \frac{Q}{L\gamma}$$

Donde:

L = Longitud del perno

Q = Capacidad del perno

E = Espaciamiento promedio

$\gamma$  = Densidad de la roca

En la práctica, el espaciamiento máximo entre pernos es el menor de la mitad del largo del perno.

### 3.4.5 Número de pernos<sup>12</sup>

Se determina mediante la relación:

$$N = (\gamma) (L) (F) (B/R)$$

Donde:

N = Número de pernos por metro de galería

$\gamma$  = Densidad de la roca

L = Longitud del perno

---

<sup>12</sup> Aceros Arequipa S.A

F = Factor de seguridad

B = Ancho de la labor

R = Límite de fluencia del perno

El número de pernos a emplearse puede variar teniendo en cuenta el grado de fracturamiento, fallas, planos de estratificación, diaclasas, etc. que presentan las rocas circundantes a la labor.

\* Cálculo del número de pernos

Área a sostener (Área de influencia)

$$\text{Techo } 4,5\text{m} \times 3,5\text{m} = 15,8 \text{ m}^2$$

Hastiales

$$\text{Caja techo } 2,8\text{m} \times 3,5\text{m} = 9,8 \text{ m}^2$$

$$\text{Caja piso } 2,8\text{m} \times 3,5\text{m} = 9,8 \text{ m}^2$$

$$= 35,4\text{m}^2$$

Malla de Sostenimiento

$$1,5 \text{ m} \times 1,5 \text{ m} = 2,25 \text{ m}^2$$

Entonces N° de pernos por labor de avance

$$35,4\text{m}^2 / 2,25 \text{ m}^2 = 16 \text{ pernos}$$

Cemento

24 cartuchos = 6 pernos      Nº de bolsas de cemento 11/2 Bolsas

### 3.4.6 Procedimientos de instalación

Primero se remoja el cemento durante 3-5min utilizando un tubo hueco de PVC se coloca 4 cartuchos de cemento y 2 resinas después se introduce la barra helicoidal dentro del taladro, se va retirando el tubo de PVC conforme se va inyectando el perno, luego se empieza a batir con la maquina perforadora que se usa para el empernado de las labores.

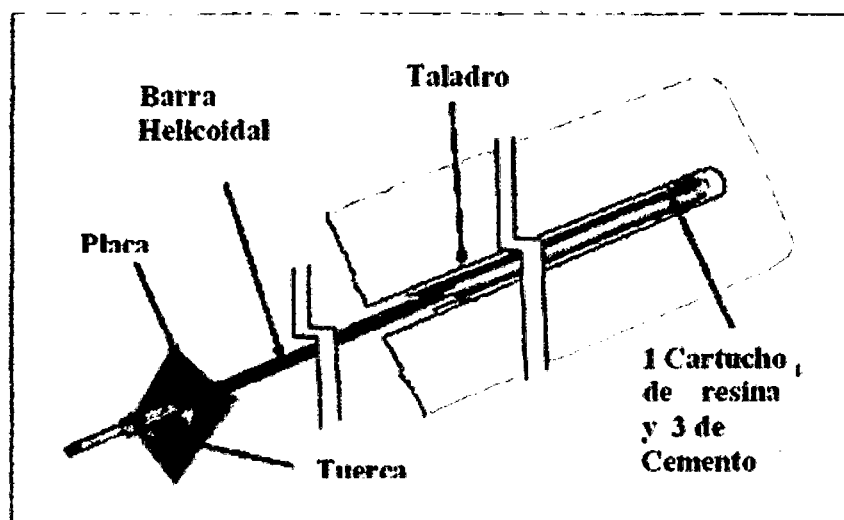


Figura N°3.5. Instalación de un perno de sostenimiento con inyección de cemento.

### 3.4.7 Cálculo de capacidad de soporte del perno helicoidal<sup>13</sup>

La resistencia a la tracción mínima de las barras helicoidales de Aceros Arequipa S.A. está fabricada bajo la norma ASTM A615 Grado 75.

La capacidad de soporte de un acero se determina por la siguiente ecuación.

<sup>13</sup> Aceros Arequipa S.A

$$P = R_c \times S$$

$$S = \pi \times d^2 / 4$$

Donde:

P = Capacidad de apoyo del perno (Kg.)

R<sub>c</sub> = Resistencia a la tracción mínima del perno = 7 030 Kg/cm<sup>2</sup>.

S = Área del perno (cm<sup>2</sup>)

d = Diámetro del perno (cm)

\* Cálculo de soporte con perno helicoidal

Φ = 3/4" (d=1,9cm, r= 0,95 cm)

$$S = \pi \times r^2 = 3,1415 (0,95 \text{ cm})^2 = 2,83 \text{ cm}^2$$

$$P = R_c \times S = (7\,030 \text{ kg/cm}^2) (2,83 \text{ cm}^2) = 1\,9895 \text{ kg} = 19,9 \text{ tn}$$

Capacidad de apoyo del perno

**P = 19,9 ton**

Según las pruebas realizados en campo, el perno alcanza las 20 ton.

Tabla N° 3.5: Muestra los resultados ensayos de tracción realizados en diferentes labores de la mina San Andres, usando 1 equipo Pull Test, donde se puede apreciar que los pernos alcanzan la capacidad de 20 ton.<sup>14</sup>

LABOR	TIPO DE	CONDICIÓN	HORAS DE FRAGUAD	CAPACIDAD (Ton)	DESPLAZAMIENTO (cm)
CX 9420	IVB	Sin filtración	6	1	3.5
			7	2	no cedió
			8	2	no cedió
			9	2	no cedió
G1 9991-	IVA	con	5	3	5.0
			9	1	1.6
Xc 9950- W	IVB	Sin filtración	5	2	no cedió
			6	2	no cedió
			7	2	no cedió

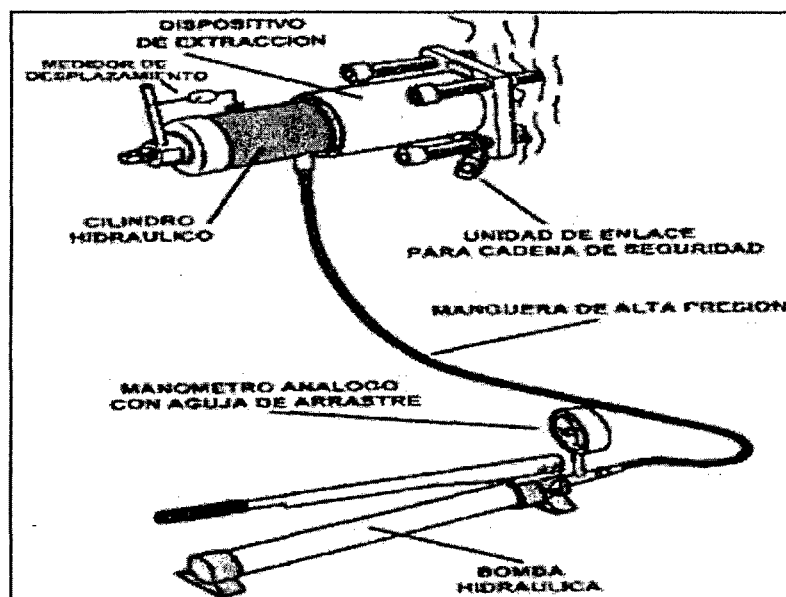


Figura N°36: Equipo de Pull Test

<sup>14</sup> Cia Minera Aurifera Retamas S.A

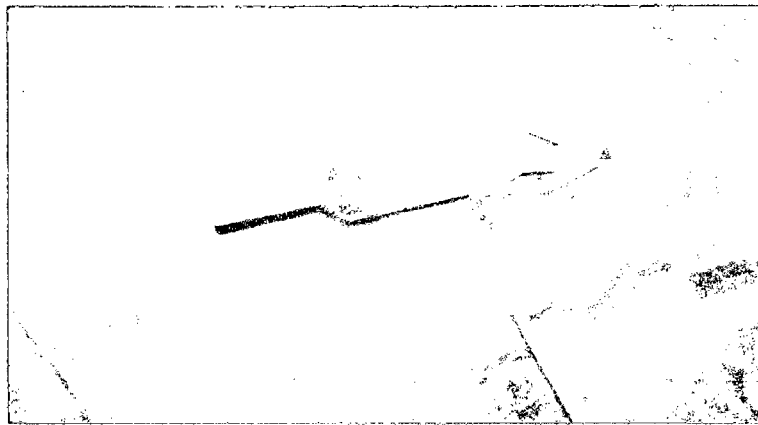


Figura N°3.7. Prueba de tracción de pernos en el terreno

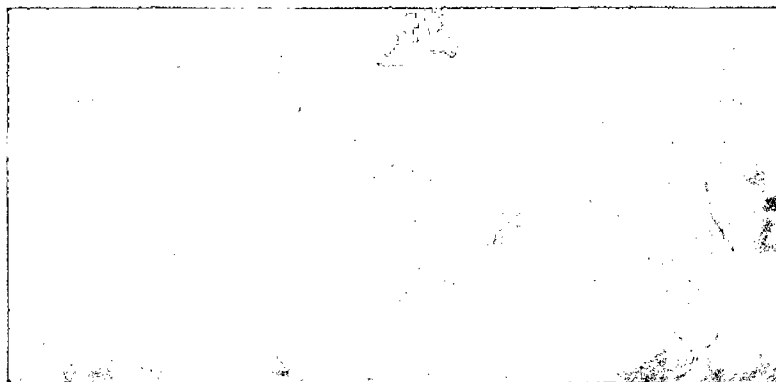


Figura N°38: Resultado de una prueba de tracción echa en el terreno a un perno con 7 horas de fraguado

\* **Condición estructural de la roca:** Las cuñas son formadas por la intersección de planos estructurales, fracturas así como planos de estratificación y por sistemas de discontinuidades, los cuales separan al macizo rocoso en piezas. Para calcular los parámetros geométricos de un bloque suspendido, se efectúa por:

*Método de Suspensión de Estratos:* Para el soporte de una zona potencialmente inestable en terreno estratificado laminar, el anclaje deberá colocarse por encima de la zona inestable. Si se asume que el peso de la roca de la zona inestable (estrato

suspendido) es soportado completamente por la fuerza desarrollada por los pernos, entonces.

$$T = (\delta) (h) (S^2)$$

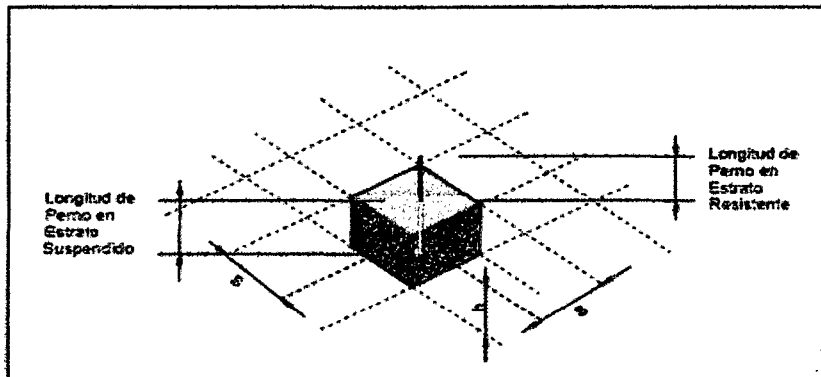
Donde:

T = Peso del block

$\delta$  = Peso unitario de la roca (2,7 ton/m<sup>3</sup>)

h = Potencia de la zona inestable (1,8m)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitudinal y transversal (1,5mx1,5m)



### **ESTRATO SUSPENDIDO DE ALTURA "h" SIENDO SOSTENIDO POR UN PERNO ESPACIADO A UNA MALLA "SXS"**

El factor de seguridad FS se calcula así:

$$FS = P / T$$

Donde:

P = Capacidad de apoyo del perno

T = Peso del block

FS = Factor de seguridad

Entonces, tenemos para:

### **Barra Helicoidal de 2,25 m**

$$T = 2,7 \text{ tn/m}^3 \times 1,5\text{m} \times 1,5\text{m} \times 1,8\text{m} = 10,9 \text{ ton}$$

Peso del block muerto, **T = 10,94 ton**

$$FS = 19,9 \text{ ton}/10,9 \text{ ton} = 1,83$$

Factor de seguridad **FS = 1,8**

### **3.5 Sostenimiento con concreto lanzado**

El shotcrete se utiliza principalmente en terrenos fracturados, clasificación Tipo D y E (según tabla geomecánica de MARSA). Se aplica por el método de la vía seca, por medio de una bomba que funciona con aire comprimido. El concreto lanzado por vía seca.- como lo indica su nombre, se mezcla en seco y se añade el agua en la boquilla, se puede incorporar un acelerante en la mezcla.

Para un adecuado aprovechamiento se debe satisfacer los siguientes criterios:

\* Uso: es más adaptable a las condiciones cambiantes del terreno, sobretodo donde hay agua.

\* Lanzabilidad: debe lanzarse sobre la cabeza con un mínimo de rebote.

\* Resistencia temprana: debe tener una resistencia temprana para poder dar soporte al terreno en menos de 4 a 8 horas.

\* Economía: debe ser bajo el costo de los materiales y mínimo el desperdicio por rebote.

### 3.5.1 Especificaciones técnicas

Dosificación:

Cemento : 10 bolsas

Arena : 1m<sup>3</sup> (180 palas)

Aditivo : 4 galones

Agua : 170 litros

Fibra metálica : 5 kilos

Espesor del shotcrete : 2 pulg.

Resistencia a la compresión : 228 Kg. / cm<sup>2</sup>

### 3.5.2 Parámetros

Calidad del terreno : D (según cartilla geomecánica de MARSA)

Sección : 4,5 m x 3,8m

Longitud a sostener : 7,3 m

Esesor del shotcrete : 2 pulg (0,051m)

Rugosidad : 20%

Rebote : 30%(para esta labor; su valor varía de acuerdo a las condiciones de la labor)

### 3.5.3 Cálculo del espesor

Se determinará mediante la siguiente fórmula empírica:

$$T_c = \frac{D}{150} (65 - RSR)$$

Donde:

TC = espesor del shotcrete en pulgadas

D = diámetro de la excavación en pies.

RSR =  $13,3 \text{ Log}(Q) + 46,5$

### 3.5.4 Cálculo del volumen

Se determina de la siguiente manera:

$$V = (P) (L) (T_c) (R) (Rb)$$

Donde:

V = volumen se shotcrete a usar

P = perímetro a sostener.

L = longitud a sostener.

TC = espesor del shotcrete.

R = rugosidad.

Rb = rebote

\* Cálculo del volumen de shotcrete

$$P = 4,5 + 3,8 + 3,8 = 12,1\text{m}$$

$$V = 12,1 \times 7,3 \times 0,051 \times (1+0,2) \times (1+0,3)$$

$$V = 7,03\text{m}^3$$

### 3.5.5 Aplicación

La calidad del shotcrete final depende de los procedimientos usados en su aplicación. Estos procedimientos incluyen: la preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y el entrenamiento de la cuadrilla.

El shotcrete no debe ser aplicado directamente a la superficie rocosa seca, con polvo o congelada. El área de trabajo debe ser rociada con un chorro de aire-agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie donde se aplicará el shotcrete.

La roca húmeda creará una buena superficie, sobre la cual se colocará la capa inicial de shotcrete. En caso de aplicar varias capas de shotcrete, antes de aplicar la siguiente capa es necesario limpiar la anterior para una buena adherencia.

También es necesario tener en consideración, que es esencial que el abastecimiento de aire sea consistente y tenga suficiente capacidad para asegurar el suministro

constante y permanente de shotcrete a alta velocidad a la superficie rocosa.



Figura N°3.9. Labor avanzada con shotcrete

### 3.5.6 Cálculo de capacidad de soporte

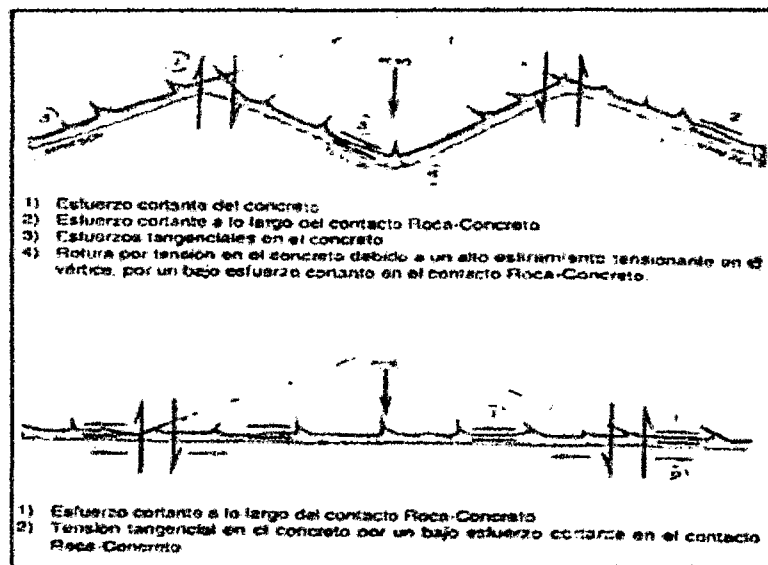


Figura N°3.10. Comportamiento del concreto en bloques de roca

(Fuente: Libro excavaciones subterráneas de túneles en roca)

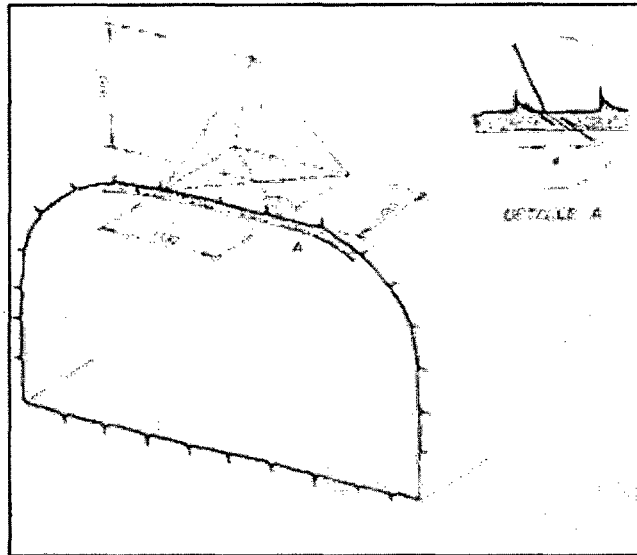


Figura N°3.11. Sostenimiento de bloques con shotcrete<sup>15</sup>

La capacidad de apoyo del shotcrete se determina por la siguiente ecuación.

$$P = (A_c) (F_c) (0.2)$$

Donde:

P = capacidad de apoyo del shotcrete

A<sub>c</sub> = área de corte

F<sub>c</sub> = capacidad de carga del shotcrete = 18 Kgr / cm<sup>2</sup>

\* Cálculo de soporte del shotcrete de 2 pulg de espesor

$$A_c = 4 \times 100\text{cm} \times 5,1\text{cm} = 2\,040 \text{ cm}^2$$

$$P = 2\,040\text{cm}^2 \times 18 \text{ Kgr/cm}^2 \times 0,2 = 7\,344 \text{ Kgr} = 7,34 \text{ ton}$$

<sup>15</sup> Libro excavaciones subterráneas de túneles en roca

Capacidad de apoyo del shotcrete de 2 pulg de espesor

$$P = 7,3 \text{ ton}$$

El factor de seguridad FS se calcula así:

$$FS = P / T$$

Donde:

P = Capacidad de apoyo del shotcrete

T = Peso del block muerto

FS = Factor de seguridad

Entonces, tenemos para:

**Shotcrete de 2 pulg de espesor**

$$T = 1,0 \times 1,0 \times 1,0 \times 2,7 = 2,7 \text{ ton}$$

Peso del block muerto,

$$T = 2,7 \text{ ton}$$

$$FS = 7,3 \text{ ton} / 2,7 \text{ ton} = 2,7$$

Factor de seguridad,

$$FS = 2,7$$

### 3.6 Sostenimiento con cimbras metálicas

Las cimbras metálicas se utilizan en terrenos muy malos, terrenos tipo F (según la tabla geomecánica de MARSA); el uso de estos fue reemplazado por los sostenimientos combinados (fore pilling, pernos cementados y shotcrete); debido principalmente a

factores de costo y tiempo de sostenimiento.

En la mina San Andrés tiempo que demandaba armar un cimbra metálico era de tres guardias y el número de personas que se empleaban eran cuatro personas.

### **3.6.1 Especificaciones técnicas de las cimbras metálicas**

Los arcos de acero “cimbras” deben ser utilizados en terrenos malos y muy malos, con RMR menores a 30, de las clases V – IVB. Según evaluación geomecánica aplicando el Estándar de Evaluación Geomecánica.

Usar tablas de 7.6 cm (3”) de espesor 20 cm (8”) de ancho y longitud según espaciamiento de cimbras.

Los tirantes deben ser de fierro corrugado de  $\frac{3}{4}$ ”, según espaciamiento entre cimbras y doblados 12 cm en cada extremo.

Instalar 5 tirantes de fierro corrugado por cada arco de acero.

Las cimbras será de tres piezas; dos postes y un arco tipo baúl y se acondicionara una base para las instalaciones de servicios.

Soldar en la base del poste de las cimbras el patin de riel según diseño.

#### **➤ Cimbras rígidas tipo H**

Se utilizaran en zonas plásticas con cargas litostáticas ligeras y sin mayor influencia de esfuerzos.

Usar cimbras de W4”x13Lb/pie. para labores de 2,7 m x 2.7 m,

Usar cimbras W6"x20Lb/pie. para labores de 4,0 m x 4,0 m,

El espaciamiento entre cimbras será de 1,3 m a 1,5m según evaluación geomecánica.

Usar 4 pernos por cada empalme.

➤ **Cimbras cedentes tipo Omega**

Se utilizaran en terrenos sueltos y asociado a condiciones de altos esfuerzos, deformaciones y discontinuidades de fallas mayores.

Usar cimbras con perfiles THN-21 (21Kg/m) y/o THN-29 (29 Kg/m).

El traslape entre los arcos y patas de las cimbras es de 40 cm. para labores de 2,7m x 2,7 m. y 50 cm para labores de 4 m x 4m,

Usar 4 abrazaderas con sus respectivas tuercas por cada juego de arcos de acero.

El espaciamiento entre cimbras de tipo omega será de 0.60 m a 1.0 m según evaluación geomecánica.

\* Postes y sombrero: vigas de acero en H de 6pulg x 6pulg

\* Enrejados: planchas acanaladas o madera

\* Espaciamiento entre cimbras: 1,2 a 1,5 m. (depende del tipo de roca)

\* Dimensiones de la cimbra: depende de la sección de la labor

### 3.6.2 Procedimientos de instalación

Para que las cimbras metálicas puedan actuar debidamente, es necesario considerar algunos aspectos importantes en su instalación.

\* En primer lugar, en lo que concierne a la evolución de las cargas, es preferible que se instalen lo antes posible, pues cualquier retraso ya sea en tiempo o en distancia al frente se traduce en aumentos de la presión sobre el techo, si prevalecen las cargas de descompresión o roca suelta.

\* Para iniciar la colocación de las cimbras, se debe proceder a asegurar el techo, lo cual se realiza mediante la colocación de las “jangas” que actúan como una especie de marchavantes.

\* Los postes de las cimbras se colocan correctamente apoyadas y sujetas al piso, manteniendo su verticalidad, para lo cual de ser necesario, se aseguran con cáncamos a las paredes. Los siguientes cimbras a colocar se aseguran con los tirantes y se protegen en forma sistemática con el encostillado.

\* Luego se procede con el bloqueo de las cimbras contra las paredes rocosas para que pueda haber una transferencia uniforme de las cargas rocosas. Para que las cimbras sean efectivas se realiza un buen bloqueo.

\* La instalación se hace cimbra por cimbra, es decir, se completa la instalación de una cimbra para comenzar con el siguiente.

Instalar la cimbra perpendicular al eje de la labor.

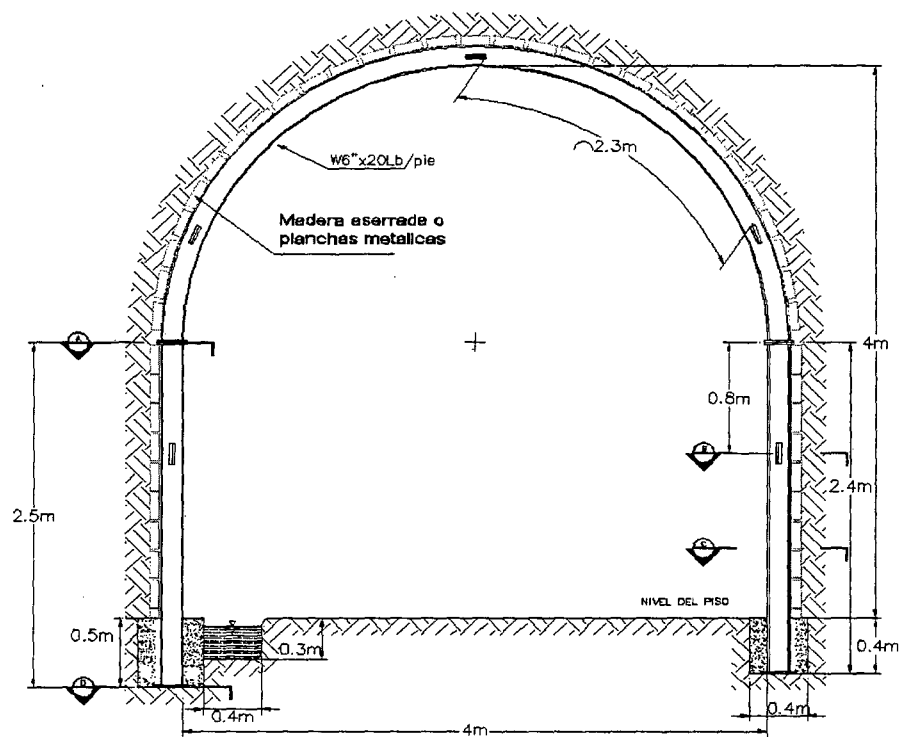
Usar dados de concreto en terrenos arcillosos o tipo panizo,

Usar bolsacrete de la mezcla de 1m<sup>3</sup> de arena gruesa mas 2 bolsas de cemento. para rellenar los vacíos.

Usar puntales de madera de 10 cm. diámetro y 2,5m. de longitud como marchavantes o micropilotes de fierro corrugado de 1" de espesor y 3m de longitud en labores muy críticas.

En labores con presencia de agua usar planchas metálicas acanaladas tipo trapezoidal.

### Cimbras Rígida Tipo HW6x20lb/pie





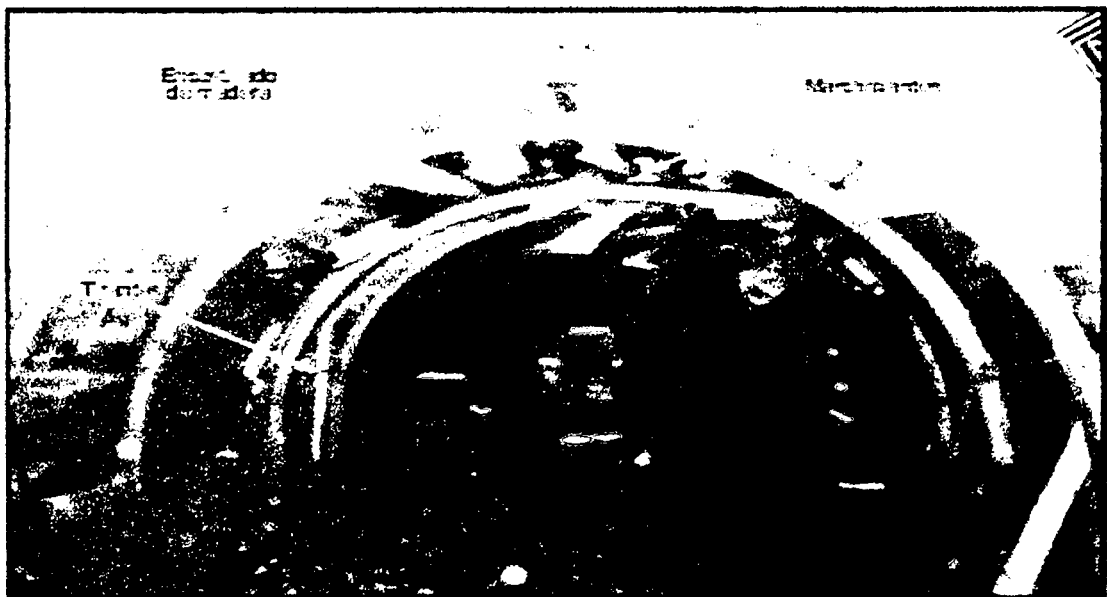
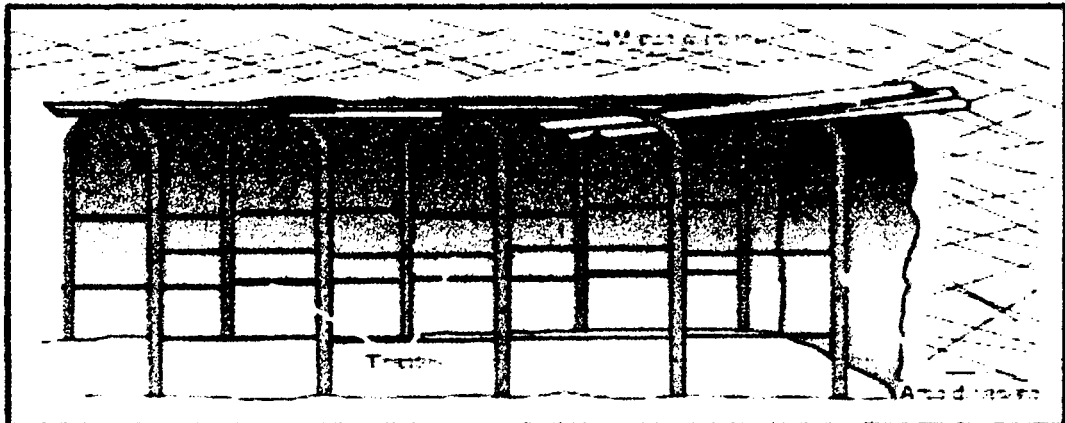
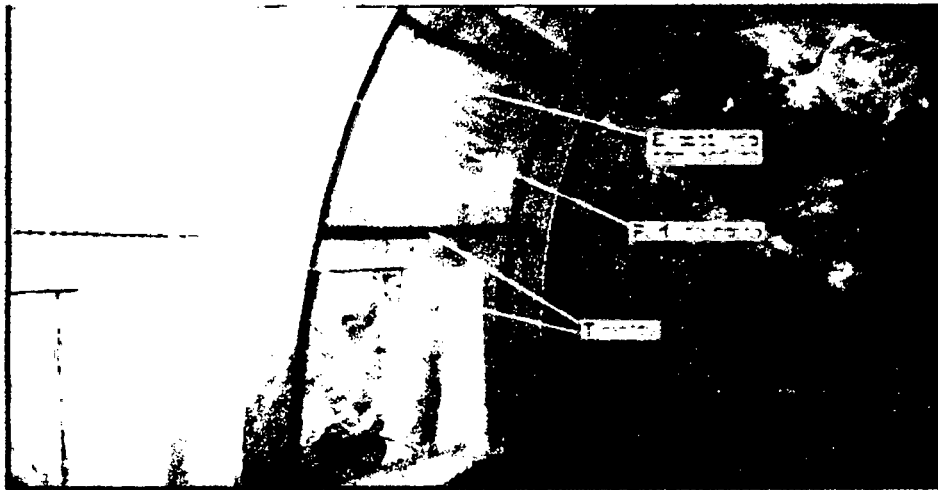


Figura 3.13. Labor avanzada con cimbras metálicas

### 3.7 Sostenimiento con fore pilling

El fore pilling es un método de sostenimiento preventivo que trabaja a manera de marchavantes o guardacabeza.

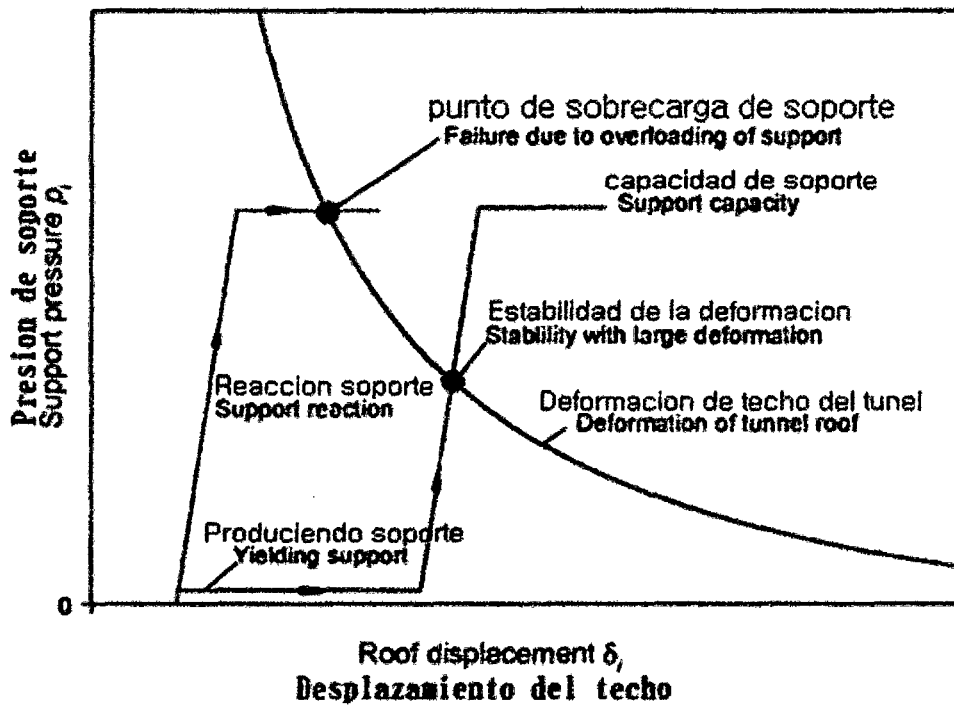


Figura N°3.14. Muestra como los sostenimientos pasivos como los cuadros metálicos pueden fallar si son instalados muy cerca del frente de avance de una excavación en un terreno malo. Esto porque la presión de soporte requerida para lograr la estabilizar la roca es mas grande que la capacidad de soporte del tipo de apoyo. Como los desplazamientos de la excavación subterránea aumentan a medida que transcurre el tiempo, la presión del soporte requerida para lograr el estabilizar la roca disminuye como lo ilustra la curva en la figura. Entonces, retrasando la activación del sistema de apoyo se puede estabilizar la excavación en las presiones de soporte dentro de la capacidad del sistema apoyo. Esto puede ser conseguido retrasando la instalación del sistema de apoyo pero esto puede ser muy peligroso debido a que

los trabajadores en el frente de avance tienen que trabajar en una excavación sin sostenimiento.

Los fore pilling se usan como una alternativa a respaldar el frente de avance, estos crean un guardacabeza de roca reforzada delante del frente de avance lo cual nos permite trabajar sobre un techo seguro. Estos fore pilling nos ayudan a estabilizar la superficie *de* la excavación subterránea.

En la mina San Andres los fore pilling consisten en la instalación de pernos cementados de 14pies de longitud que se colocan en forma longitudinal al avance la excavación a un ángulo de 1° a 3° con respecto a las paredes y techo de la excavación subterránea.

En la Mina San Andres el uso del sostenimiento del fore pilling como sostenimiento preventivo más la instalación de pernos de 8 pies y la aplicación de shotcrete como sostenimiento definitivo han reemplazado el uso de los cuadros metálicos como elementos de sostenimiento en terrenos tipo F (según la tabla geomecánica de MARSA)

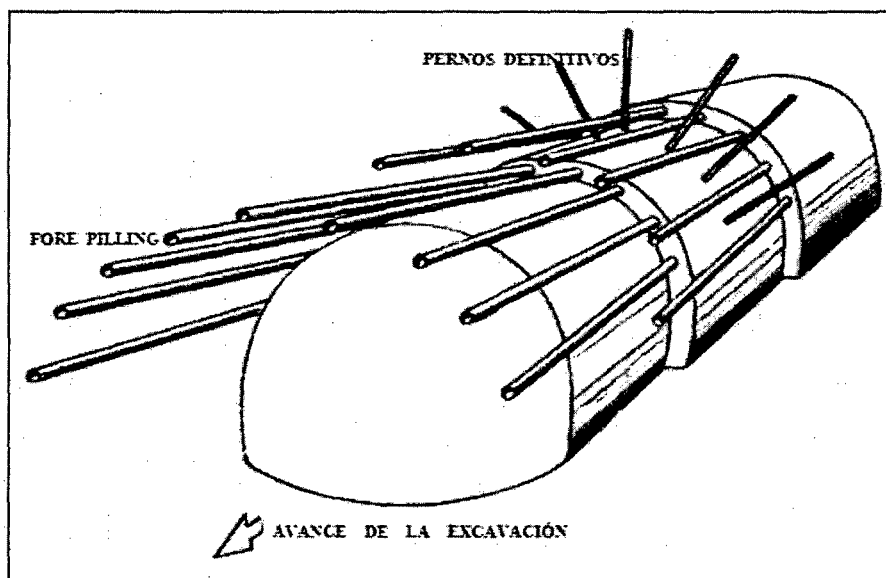


Figura 3.15. Fore pilling

### 3.7.1 Especificaciones técnicas

Tipo de perno : fierro corrugado

Longitud de los pernos : 14 pies

Diámetro del perno : 3/4"

Espaciamiento entre pernos : 60 cm.

Relación cartuchos de cemento a perno : 6 cartuchos / pernos (promedio)

: 4 de recina/ perno



Figura 3.16. Labor avanzada usando fore pilling

### 3.7.2 Fore pilling con pernos cementados

Se aplica en terrenos deleznales, el procedimiento es el siguiente:

\* **Paso 01:** Se instalan dos filas de pernos tipo fore pilling (pernos de 14 pies de longitud) alrededor de todo el frente con una separación de 60 cm. y una inclinación de 1° y 3° con respecto al techo de la labor minera. Y luego se procede a la perforación de taladros de producción sólo 8 pies de longitud.

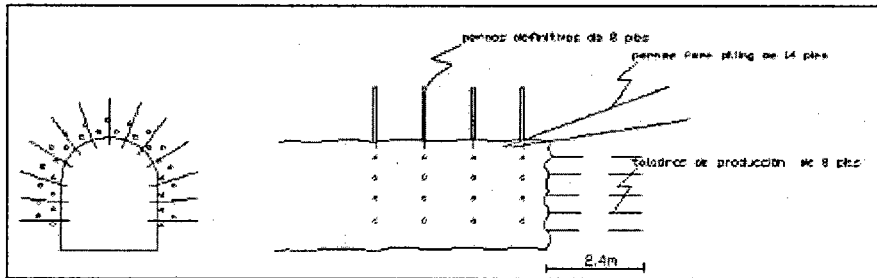


Figura 3.17. Paso 01

\* **Paso 02:** Luego de realizar el disparo se procede a la limpieza de un avance de aproximadamente 2,40 m sobre un techo seguro, ya que el fore piling sirve como un especie de marchavantes.

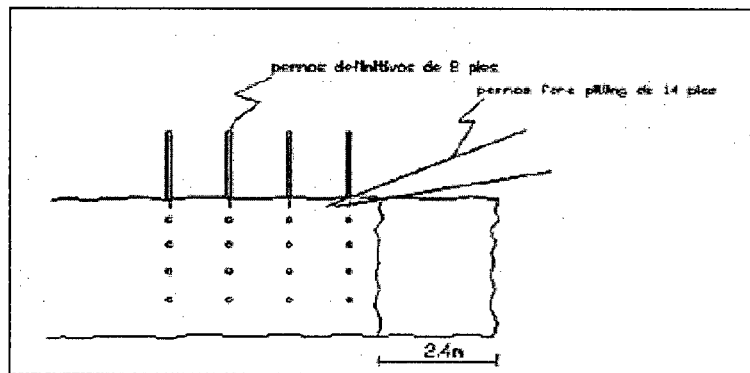


Figura 3.18. Paso 02

\* **Paso 03:** Finalmente después de realizada la limpieza se procede a la aplicación de pernos definidos de 8 pies de longitud; con lo cual la zona queda ya completamente sostenida y se puede seguir el avance de la labor minera. Luego se instalan nuevamente los fore piling y se sigue la secuencia la descrita.

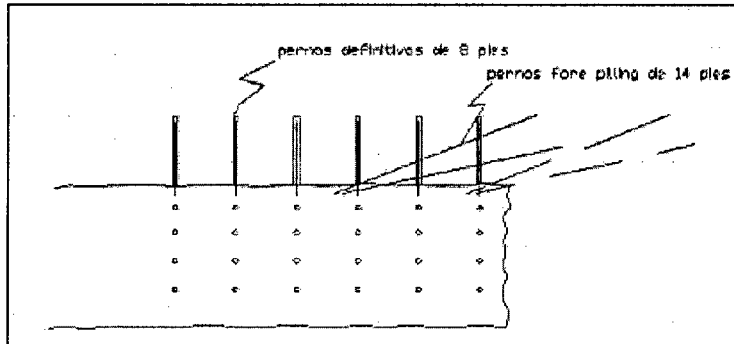


Figura 3.19. Paso 03

### 3.7.3 Fore piling más pernos cementados y concreto lanzado

Se aplica en terrenos arcillosos, el procedimiento es el siguiente:

\* **Paso 01:** Se instalan dos filas de pernos tipo fore piling (pernos de 14 pies de longitud) alrededor de todo el frente con una separación de 60 cm. y unas inclinaciones de 1° y 3° con respecto al techo de la labor minera. Y luego se procede a la perforación de taladros de producción sólo 8 pies de longitud.

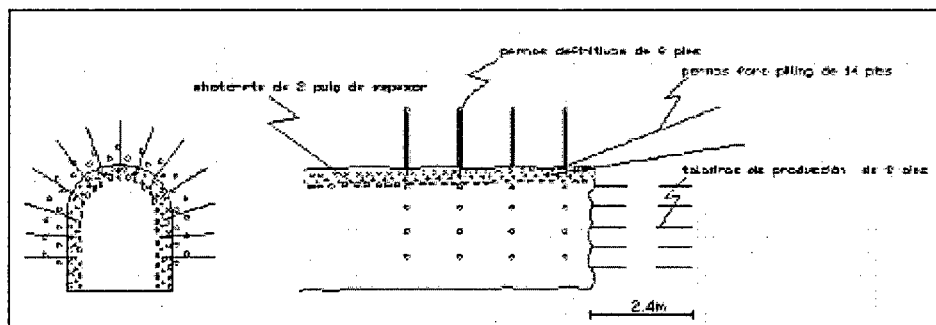


Figura 3.20. Paso 01

\* **Paso 02:** Como el fore piling sirve como una especie de marchavantes, este nos permite trabajar bajo un techo sostenido; por lo que la limpieza del disparo de 2.40 metros de avance se realiza con total seguridad.

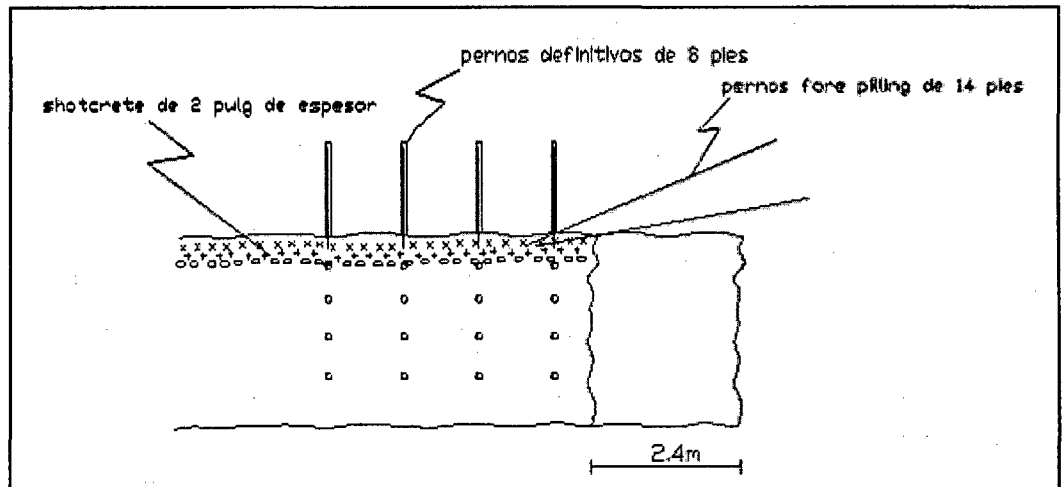


Figura 3.21. Paso 02

\* **Paso 03:** Por último después de realizada la limpieza se procede a la aplicación de pernos definidos de 8 pies de longitud y la aplicación de shotcrete hasta alcanzar un espesor de 2 pulgadas; con lo cual la zona queda ya completamente sostenida y se puede seguir el avance de la labor minera. Luego se instalan nuevamente los fore piling y se sigue la secuencia la descrita.

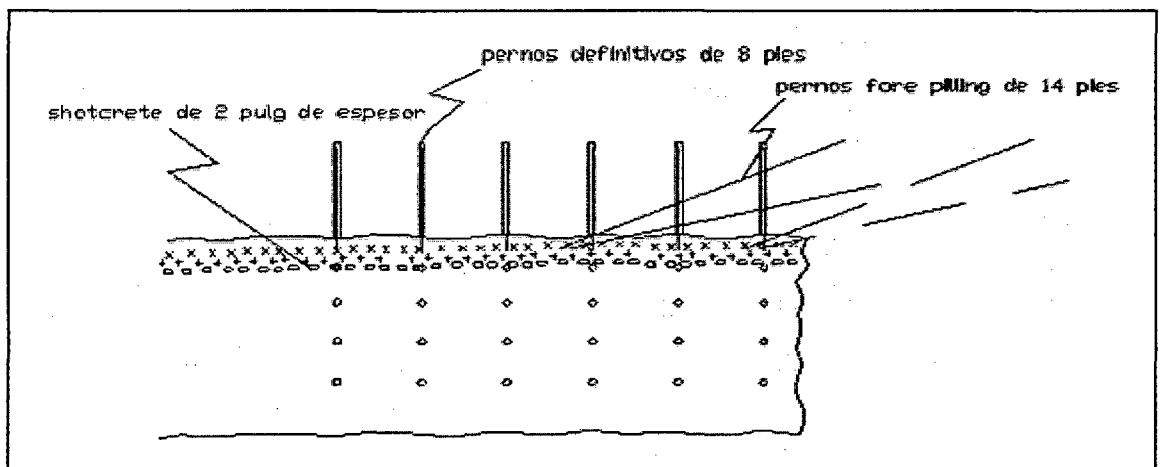


Figura 3.22. Paso 03

### 3.8 Costos de labores de sostenimiento en la mina san Andrés

#### 3.8.1 Pernos cementados

<b>Datos Técnicos</b>	
Tipo de Roca	Media
Número de Taladros	18.00 Taladros
Longitud de Taladro	7.00 Pies
Longitud de Taladro	1.80
Eficiencia de Perforación	92.22%

<b>FECHA:</b>				
<b>PARTIDA:</b>			<b>N° Talad.</b> 18.00	Uni
<b>EQUIPOS:</b>	JUMBO ATLAS COPCO			
<b>NO INCLUYE:</b>	MATERIALES		<b>AVANCE:</b> 18.00	Pernos

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/PERNO
<b>1.-</b>	<b>MANO DE OBRA</b>						
	Maestro Perforista	1.00	Tarea	1.00	77.93	US\$/Tarea 77.93	
	Ayud. Perforista	1.00	Tarea	1.00	64.44	US\$/Tarea 64.44	
	Peón	1.00	Tarea	1.00	57.82	US\$/Tarea 57.82	
						200.19	<b>09.79</b>

<b>2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>								
	Personal Operativo normal	1.00	Tarea	1.00	3.05	US\$/Tarea	3.05	
	Personal Operativo en Agua	2.00	Tarea	1.00	3.42	US\$/Tarea	6.85	
							9.90	0.45
<b>3.- HERRAMIENTAS</b>								
	Barreno Integral de 4'	0.0736	Uni	1.00	264.65	US\$/uni	19.49	
	Barreno Integral de 6'	0.0417	Uni	1.00	294.28	US\$/uni	12.27	
	Manguera de 1"	0.0083	M	30.00	8.30	US\$/m	2.08	
	Manguera de 1/2"	0.0083	M	30.00	3.72	US\$/m	0.93	
	Conexiones	0.0083	Uni	4.00	26.11	US\$/uni	0.87	
	Aceite	0.1758	Gl	1.00	21.05	US\$/gl	3.70	
	Herramientas	1.0000	Tarea	1.00	0.00	US\$/Tarea	0.00	
							39.33	1.19
<b>4.- EQUIPOS DE CONTRATA</b>								
	Jumbo Atlas Copco	1.00	Pp	106.40	0.21	US\$/pp	22.34	
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	3.00	0.74	US\$/Tarea	2.22	
							24.55	0.86
<b>5.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>								
							273.98	12.29

<b>6.- COSTOS INDIRECTOS</b>						
	Contingencias	%	0%	US\$	0.00	0.00
	Vivienda	%	2.20%	US\$	4.40	0.24
	Medicinas	%	1.50%	US\$	3.00	0.17
	Gastos Generales	%	0%	US\$	0.00	0.00
	Utilidad	%	10%	US\$	27.40	1.52
					34.80	1.93
<b>TOTAL COSTO x PERNO CEMENTADO EN DOLARES (US\$/PERNO)</b>						<b>14.22</b>
Gastos Generales		%	15.04%	46.44		1.38
<b>TOTAL COSTO x PERNO CEMENTADO EN DOLARES (US\$/PERNO)</b>						<b>15.50</b>

**MATERIALES**

	Perno (Perno+placa+Tuerca)	1.00	Uni	18.00		US\$/uni	0.00	
--	----------------------------	------	-----	-------	--	----------	------	--

Demás cuadros de costo sobre, sostenimiento con concreto lanzado, sostenimiento con cimbras metálicas, sostenimiento con fore piling, esta en anexo N°11,12,13

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1 Macizo rocoso de la mina San Andrés

El registro de la información litológico-estructural, se efectúa mediante observaciones puntuales a lo largo de una labor subterránea.

Para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso de la mina San Andrés se hizo uso del programa RocLab.

se presenta un resumen de los parámetros de acuerdo a la calidad del macizo rocoso obtenidos con el uso del programa RocLab,

Calidad de roca	Índices	RMR	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Extremadamente mala	<0.1	<16	Cimbra metálica o cuadros a 1 o 1.5m. Malla reforzado de 2"- perno sistemático.
Muy mala	1.0-0.1	16 – 30	Shocret 2"perno sistemático 1 o 5m. Shocret + taladros de drenaje.

El tiempo del are abierta sin sostener para una roca regular es de 1 semana, roca mala es de 5 horas, para roca muy mala es de 10 minutos, la longitud del área abierta sin sostener, para roca mala es de 1.50m y para roca muy mala es de 0.50m, el índice de calidad del macizo roco es, para roca mala es de 4-1, para roca muy mala es de >1

#### **4.2 Sostenimiento en la mina San Andres**

El tipo de sostenimiento empieza a actuar desde el momento en que es colocado. Dentro de este tipo de sostenimiento, en MARSA la incidencia de la Geomecánica, hace que las tendencias en cuanto a estabilidad de macizos rocosos cambie, cuyo objetivo es llegar a controlar el del macizo rocoso; esto se logra mediante la aplicación del Mapeo Geo mecánico, que nos permite clasificar el macizo rocoso y así determinar el tipo de sostenimiento a aplicarse utilizando las tablas Geo mecánicas que consideran índices o parámetros como el GSI (Geological Strenght index), el índice Q de Barton y el índice RMR (Rock Mass Rating) de Bienawski que se basan en características del macizo rocoso que se pueden observar durante el mapeo.

Para la elección del perno a colocar se debe tener en cuenta los datos del mapeo geo mecánico, es el mapeo el que determina si se debe colocar uno u otro tipo de perno; también si la disposición de los pernos en el terreno debe ser sistemática (cuando se coloca de acuerdo a una malla de perforación) o puntual (cuando se coloca el perno sobre un lugar específico); el sostenimiento como el perno cementado, shotcrete y el cuadro metálico; estos elementos de sostenimiento pueden ser combinados de acuerdo a las características del terreno y el grado de seguridad que se requiere, así como el sostenimiento combinado con Fore Pilling, en este caso se pueden emplear sostenimiento temporal (en tajeos), y sostenimiento permanente en niveles y rampas principales.

#### **4.3 Diseño del sostenimiento**

Una forma para evaluar la estabilidad de la excavación subterránea es mediante el índice de roca relacionando con los valores determinado por Barton, se toma el valor de ESR = 4, correspondiente a aberturas mineras temporales y ESR = 1.6 correspondiente a aberturas mineras permanentes, donde el Índice de calidad del macizo rocoso para roca muy mala es de  $>1$  y el tiempo de autosoporte es de 5 horas, entonces de acuerdo a la cartilla geomecánica se determina el tipo de sostenimiento.

#### **4.4 Sostenimiento con pernos cementados**

En la Mina San Andres se usa los pernos cementados como elemento principal de sostenimiento tanto en los tajeos como en las labores de avance. La malla de sostenimiento varía de acuerdo al tipo de roca, se utilizan pernos con una longitud de 8 pies, Capacidad de anclaje del perno es de 1.40 Ton/pie, el N° de pernos por labor de avance es de 16 pernos con 1 1/2 bolsa de cemento, con una capacidad de soporte del perno de 20 ton y un factor de seguridad de 1.8.

#### **4.5 Sostenimiento con concreto lanzado**

El shotcrete se utiliza principalmente en terrenos fracturados, clasificación Tipo D y E (según tabla geomecánica de la Mina San Andres). Se aplica por el método de la vía seca, por medio de una bomba que funciona con aire comprimido. El concreto lanzado por vía seca.- como lo indica su nombre, se mezcla en seco y se añade el agua en la boquilla, se puede incorporar un acelerante en la mezcla, se realizara con un espesor de shotcrete de 2 pulgadas y Resistencia a la compresión de 228 Kg. / cm<sup>2</sup>, con un volumen de 7.03m<sup>3</sup> Capacidad de apoyo del shotcrete de 7.3 ton y su factor de seguridad es de 2.7

#### **4.6 Sostenimiento con cimbras metálicas**

Los arcos de acero “cimbras” deben ser utilizados en terrenos malos y muy malos, con RMR menores a 30, Según evaluación geomecánica

Los postes de las cimbras se colocan correctamente apoyadas y sujetas al piso, manteniendo su verticalidad, para lo cual de ser necesario, se aseguran con cáncamos a las paredes. Los siguientes cimbras a colocar se aseguran con los tirantes y se protegen en forma sistemática con el encostillado a 1.20m.

Luego se procede con el bloqueo de las cimbras contra las paredes rocosas para que pueda haber una transferencia uniforme de las cargas rocosas. Para que las cimbras sean efectivas se realiza un buen bloqueo

En la mina San Andrés tiempo que demandaba armar un cimbra metálico era de tres guardias y el número de personas que se empleaban eran cuatro personas.

#### **4.7 Sostenimiento con fore pilling**

El fore pilling es un método de sostenimiento preventivo que trabaja a manera de marchavantes o guardacabeza, como los sostenimientos pasivos como los Cuadros metálicos pueden fallar si son instalados muy cerca del frente de avance de una excavación en un terreno malo. Esto porque la presión de soporte requerida para lograr la estabilizar la roca es más grande que la capacidad de soporte del sistema de apoyo, En la Mina San Andres los fore pilling consisten en la instalación de pernos cementados de 14pies de longitud que se colocan en forma longitudinal al avance la excavación a un ángulo de 1° a 3° con respecto a las paredes y techo de la excavación subterránea, con una separación de 60cm

#### **4.8 Análisis de costos de sostenimiento**

De acuerdo a los resultados el costo total por perno cementado de 8 pies es de 15.50\$/perno, el total de costo de shotcrete es de 22.27\$/m<sup>2</sup>, el total de costos por cimbra colocado es de 1108\$/cimbra y el total de costo por perno fore pilling es de 26.56\$/perno, por consiguiente el sostenimiento que nos favorece es de sostenimiento combinado.

## CONCLUSIONES

1. La solución obtenida con el uso del fore pilling garantiza la estabilidad del mismo mediante un procedimiento novedoso en cuanto su tecnología y método de control, haciendo posible un laboreo de alto rendimiento y muy bajo costo.
2. El hecho de que el costo del sostenimiento usando el fore pilling + pernos cementados + shotcrete sea mas barato a de las cimbras metálicos se debe a que el costo de los materiales que se emplean en el primero son más baratos que los que se emplean en el segundo.

El costo de sostenimiento por metro lineal de avance utilizando las cimbras metálicos es de \$ 1108.40; mientras que utilizando sostenimiento con fore pilling + pernos cementados + shotcrete es de \$ 786.49, se concluye que el sostenimiento combinado con fore pollig es más económico en un 70%.

3. Las ventajas que se obtienen aplicando los sostenimientos definitivos (pernos y/o shotcrete) usando el fore pilling como sostenimiento combinado, son los siguientes: es más económico por metro lineal de avance, es de fácil y rápida ejecución, menor utilización de mano de obra, menor utilización de materiales y equipo, da una mayor confianza al operador minero desde el punto de vista de seguridad y disminución de riesgos por caída de rocas.

## RECOMENDACIONES

1. Continuar con la implementación del método de sostenimiento propuesto en reemplazo de las cimbras metálicas, por los beneficios económicos y operativos que ofrece.
2. Hacer extensivo su uso en las distintas unidades mineras donde sea factible su aplicación.
3. Continuar con el estudio del sostenimiento de un techo peligroso y cambiante, mediante el uso del sostenimiento combinado.
4. El fore pilling es solo un sostenimiento preventivo que como ya se mencionó en esta tesis actúa como un marchavante para poder trabajar sobre un techo seguro, por lo que necesariamente debe de ser instalado un sostenimiento definitivo para lograr estabilizar completamente la roca.
5. Es conveniente calcular y hacer pruebas para determinar la capacidad de sostenimiento temporal del fore pilling y el tiempo máximo que se tendría para un terreno de baja competencia, antes de realizar el sostenimiento definitivo. Esto daría una mayor confianza al operador de mina y reducir más el riesgo de la caída de rocas.

## BIBLIOGRAFÍA

- BIENIAWSKI, Z.T. (1989) Engineering rock mass classifications. New York, Wiley. 251p.
- CÓRDOVA, R. D. (2006) Geomecánica aplicada al minado subterráneo. Lisboa, LNEC
- GAMERO S. F. (1977) La mecánica de rocas en la minería. Editorial Ibergesa. España,
- Hoek et. al. (1998) Índice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index), para clasificar del macizo rocoso, estimar la resistencia de la masa rocosa y el sostenimiento. Balkema, Rotterdam
- HOEK, E. – BROWN, E.T. (1985) Excavaciones subterráneas en roca. Traducido de la primera edición. Editorial Calypso. México,
- HOEK, Evert (2006) Practical Rock Engineering. Evert Hoek Consulting Engineer Inc., Canadá
- Laubscher et. al. (1990): RMR de Bieniawski modificada para la minería RMR (Mining Rock Mass Rating), última versión. Aplicable a la estimación del sostenimiento y los parámetros de los métodos de minado por hundimiento, principalmente. New York, Wiley
- LÓPEZ FELIX, Geancalo A. (2009) Sostenimiento con pemos tipo fore pilling en la mina Palca – Cia Minera Santa Luisa. Tesis. UNI. Lima.
- MARSÁ (2012) Informes del Departamento de Geología de la mina MARSÁ
- MARSÁ, Área de Medio Ambiente (2012). Evaluación ambiental de la mina San Andrés. Lima

- **MARSA. Departamento de Geología (2012). Geología de la unidad minera San Andrés. Lima**
- **Palmstron (1995): Índice del macizo rocoso RMI (Rock Mass Index).**
- **ROBLES E. N. H. (1994) Excavaciones y sostenimiento de túneles en roca. CONCYTEC, Lima**
- **STAGG – ZIENKIEWICZ (1970) Mecánica de rocas en la ingeniería práctica. Editorial Blume. España.**
- **TORRES Y. Luis (2004) Capacidad de anclaje de los pernos de roca. Lima**
- **Wickham et. al. (1972): Método cuantitativo para describir la calidad de una macizo rocoso y para seleccionar el sostenimiento, en base a la Valoración de la Estructura Rocosa (RSR-Rock StructureRating). Primer sistema que hace referencia al shotcrete. ASCE, New York**


## **SITIOS EN LA RED**

- **[https://www.google.com.mx/webhp?sourceid=toolbar\\_instant&hl=es&ion=1&qscr1=1&rlz=1T4TSNS\\_esPE478PE478#hl=es&qscr1&rlz=1T4TSNS\\_esPE478PE478&sclient=psyab&q=concepto%20de%20sostenimiento%20de%20labores%20mineras&oq=&gs\\_l=&pbx=1&fp=fd8fa4ebcc1abe5b&ion=1&bav=on.2,or.r\\_qf.&bvm=bv.48705608,d.dmg&biw=1188&bih=537](https://www.google.com.mx/webhp?sourceid=toolbar_instant&hl=es&ion=1&qscr1=1&rlz=1T4TSNS_esPE478PE478#hl=es&qscr1&rlz=1T4TSNS_esPE478PE478&sclient=psyab&q=concepto%20de%20sostenimiento%20de%20labores%20mineras&oq=&gs_l=&pbx=1&fp=fd8fa4ebcc1abe5b&ion=1&bav=on.2,or.r_qf.&bvm=bv.48705608,d.dmg&biw=1188&bih=537). 13/07/2013.**
- **<http://www.ugr.es/~agcasco/personal/restauracion/teoria/TEMA05.htm>. 13/07/2013.**

- <http://www.buenastareas.com/ensayos/Relleno-Hidraulico/1373608.html>.  
13/07/2013
- <http://www.minminas.gov.co/minminas/downloads/UserFiles/File/Minas/Glosario%20.pdf>. 13/07/2013

**ANEXOS**

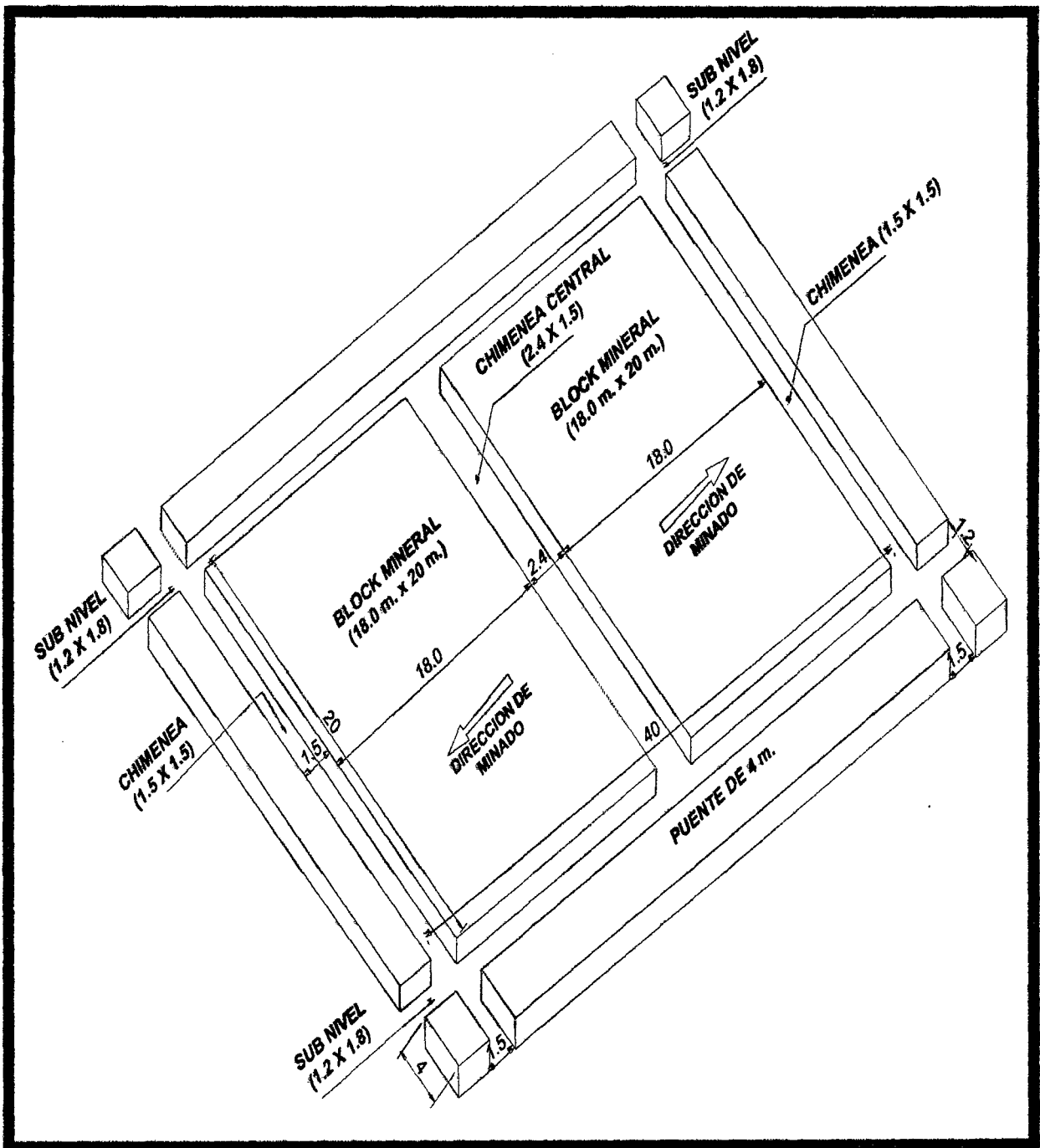
**ANEXO N°01. Cartilla geomecanica de la clasificación de la roca**

<b>TIPO MACIZO RO COSO</b>	<b>CLASE</b>	<b>COLOR</b>	<b>RMR</b>	<b>ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO RO COSO</b>
<b>MUY BUENA</b>	<b>I</b>	<b>AZUL</b>	<b>81 - 100</b>	Roca dura con muy pocas fracturas, ligeramente alterada
<b>BUENA</b>	<b>II</b>	<b>VERDE</b>	<b>61 - 80</b>	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.
<b>REGULAR - A</b>	<b>III - A</b>	<b>AMARILLO</b>	<b>51 - 60</b>	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda.
<b>REGULAR - B</b>	<b>III - B</b>	<b>AMARILLO</b>	<b>41 - 50</b>	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas y con presencia de algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, húmedo - mojado.
<b>MLA - A</b>	<b>IV - A</b>	<b>ROJO</b>	<b>31 - 40</b>	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas parizadas, de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas.
<b>MLA - B</b>	<b>IV - B</b>	<b>ROJO</b>	<b>21 - 30</b>	Roca suave muy fracturada, con múltiples fallas parizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo constante de agua.
<b>MUY MALA</b>	<b>V</b>		<b>0 - 20</b>	Roca muy suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.

Fuente. Departamento de geomecánica, MARSA

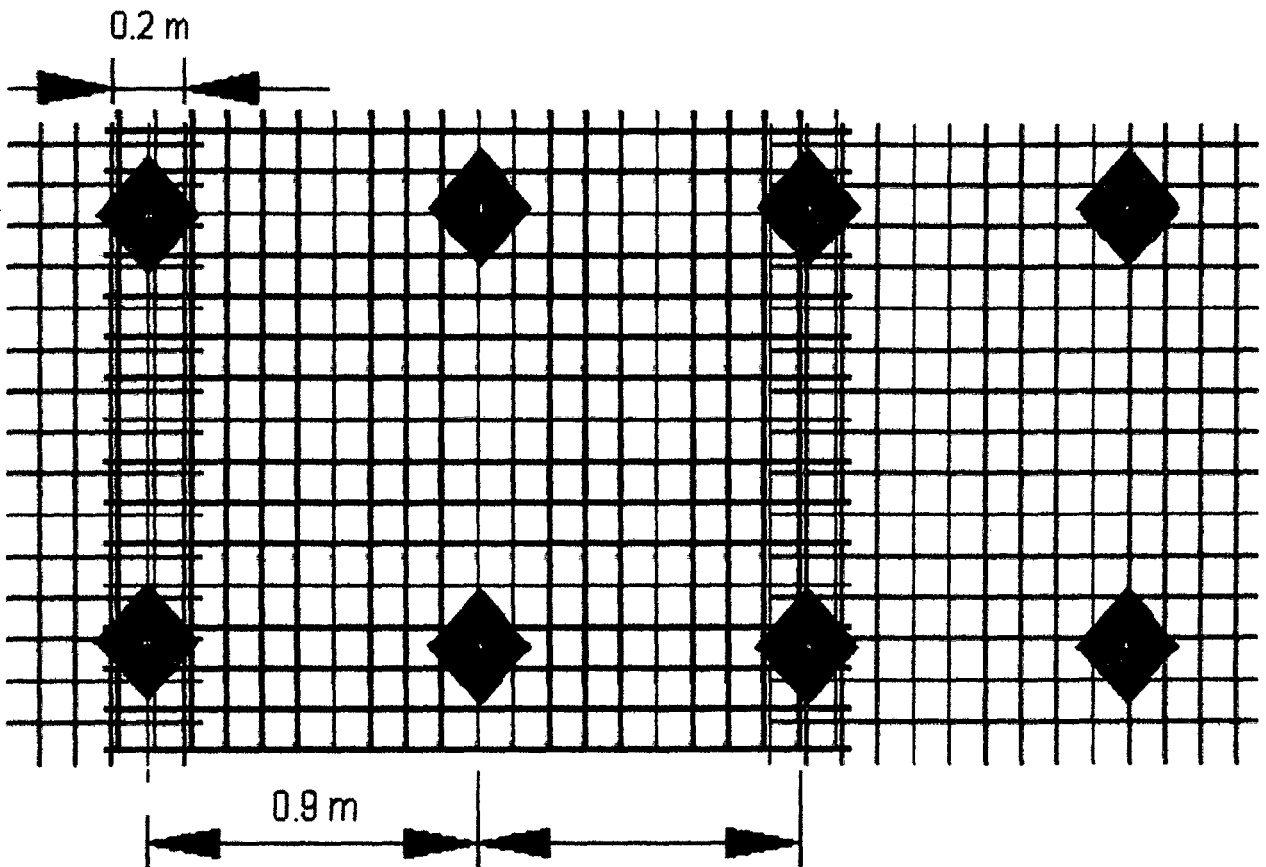


### ANEXO N°03. Representación geométrica del Tajo



Fuente. Departamento de topografía, San Andres, MARSA

**ANEXO N°04.** mallas de 2x2, 4x4 (pulg) para roca fracturada



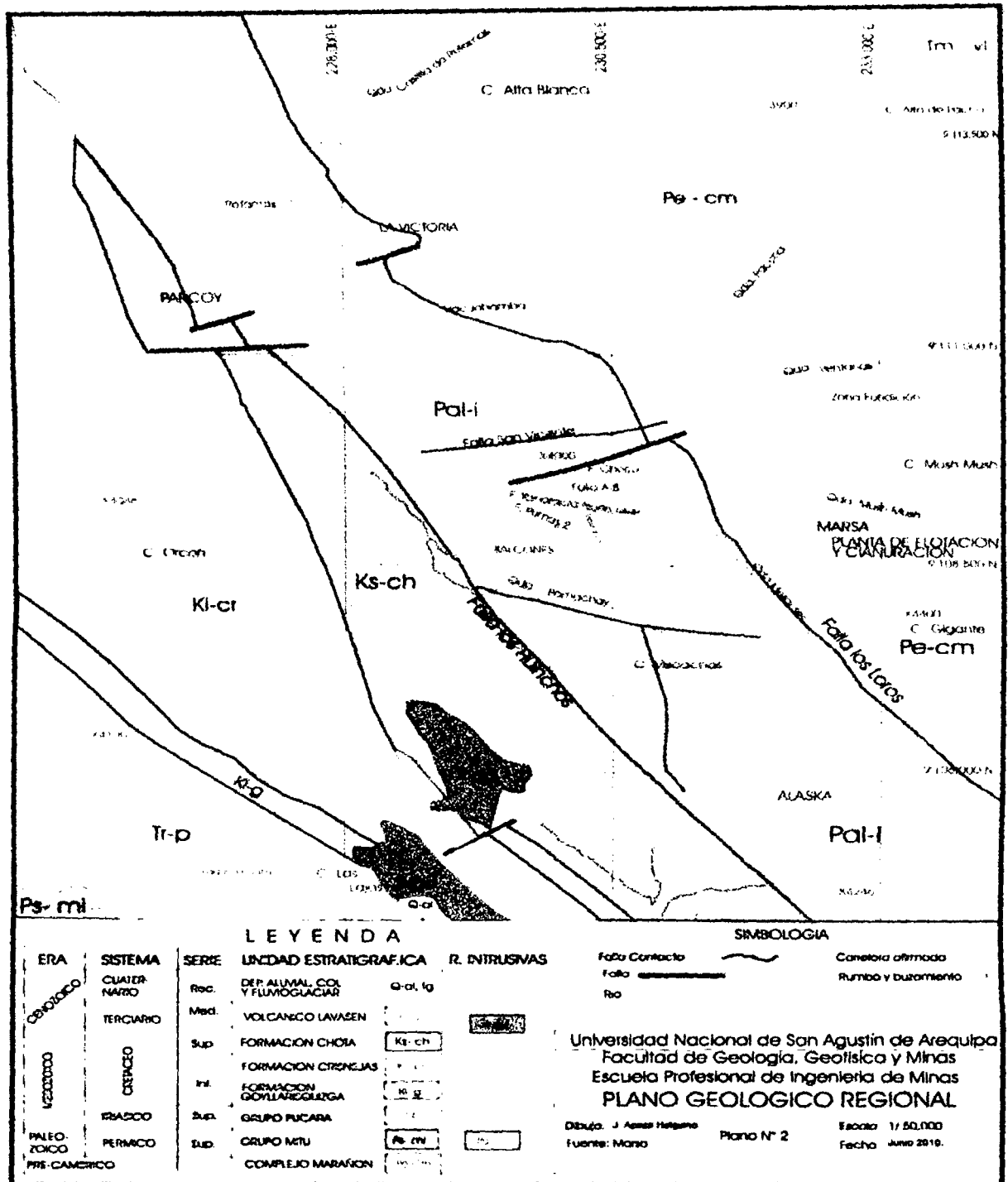
Fuente. Departamento de geomecanica, MARSA

**ANEXO N°05. Sostenimiento según el tipo de roca**

<b>TIPO MACIZO ROCOSO</b>	<b>TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION</b>
<b>MUY BUENA</b>	Generalmente no requiere ningun tipo de sostenimiento.
<b>BUENA</b>	Generalmente no requiere ningun tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos.
<b>REGULAR A</b>	Pernos esporadicos, espaciados a 1.50m c/u.
<b>REGULAR B</b>	Pernos sistematicos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado cada 1.50 m, si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada, alternativamente una capa de shotcrete 2".
<b>MALA A</b>	Perno sistematico 6' de longitud (cementados o con resina), espaciados de 1 a 1.50m, y una capa de shotcrete, de 2" de espesor.
<b>MALA B</b>	Perno sistematico de 6' a 8' de longitud (cementados o con resina), espaciados de 1.0 a 1.20 m, con malla de refuerzo y una capa de shotcrete, de 3" de espesor.
<b>MUY MALA</b>	Cimbras metalicas, espaciadas de 1.0 a 1.40 m (según recomendación) con vigas reticuladas y marchavantes si es requerido.

Fuente. Departamento de geomecanica, MARSA

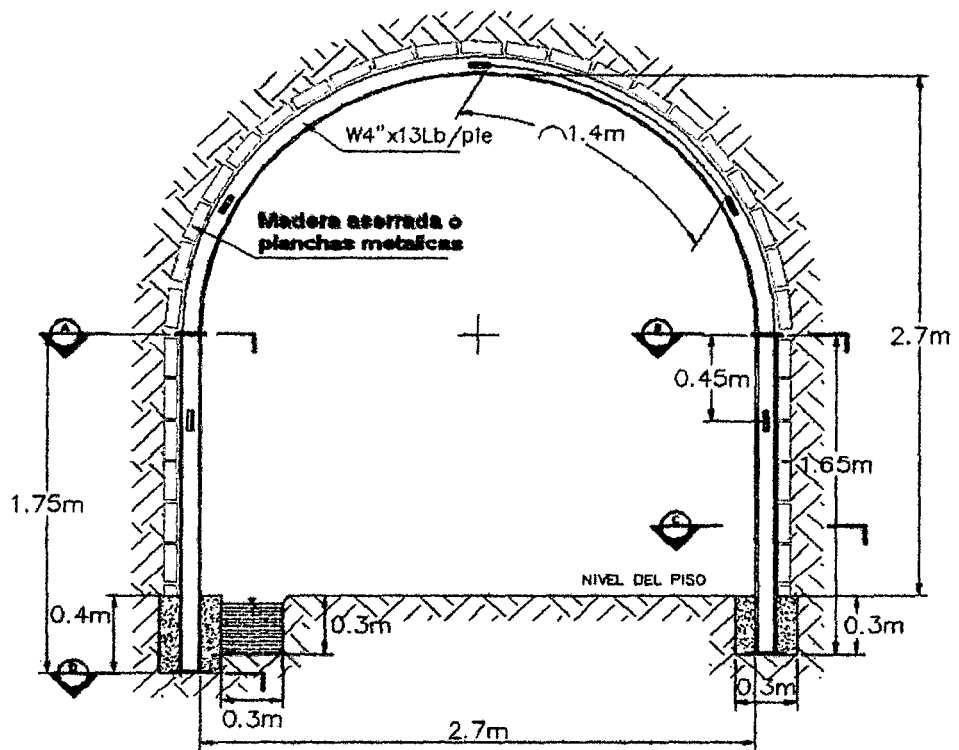
# ANEXO N°06. Carta GEOLÓGICO REGIONAL DEL YACIMIENTO EL GIGANTE.



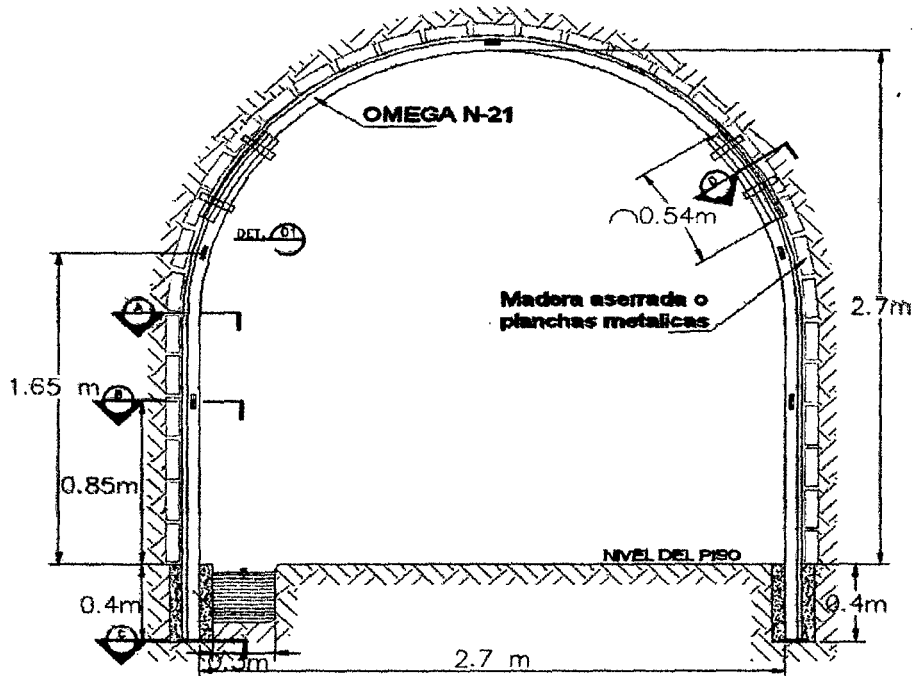
Fuente. Eber c. v. 2013 informe de prácticas pre profesionales, Abancay



**ANEXO N°08.** Cimbra Rígida tipo HW4x13lb/pie

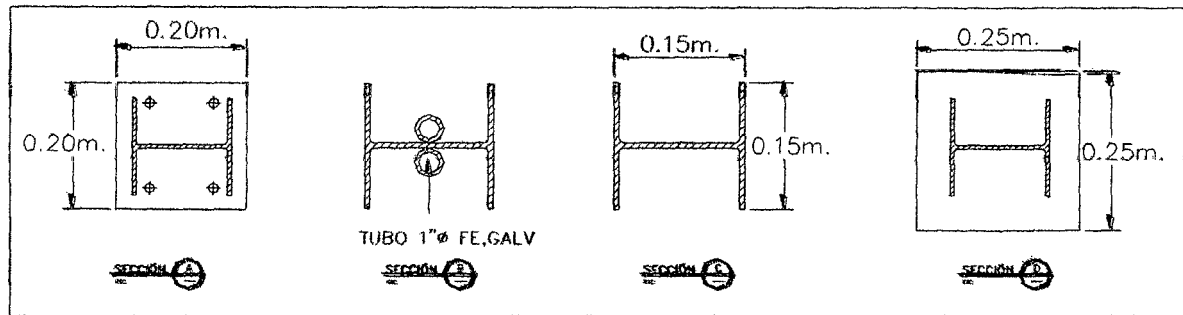


**ANEXO N°09.** Cimbra Cedente Tipo Omega N-21 (21

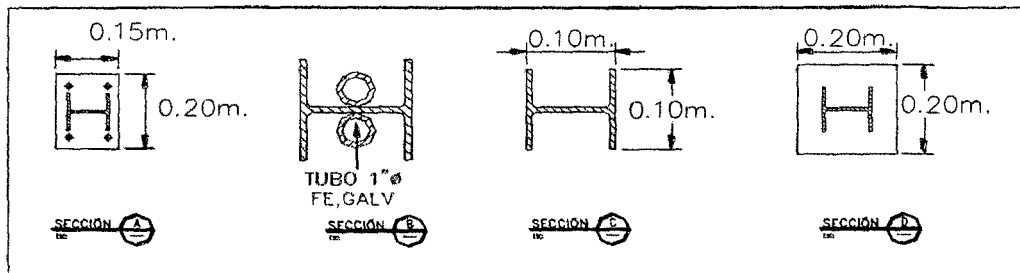


kg/m.)

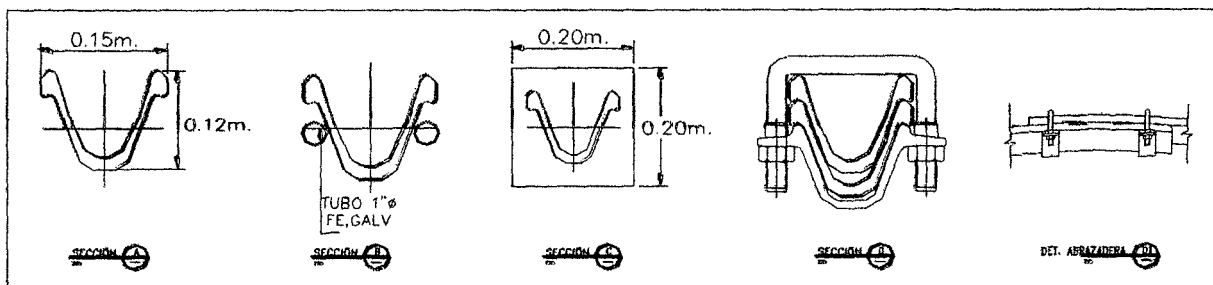
### ANEXO N°10. CARACTERISICA, CIMBRA RIGIDA TIPO HW6x20lb/PIE.



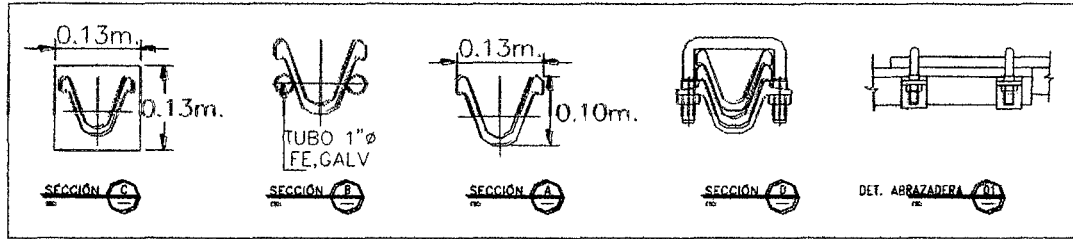
### CARACTERISTICA, CIMBRA RIGIDA TIPO HW4x13lb/PIE.



### CARACTERISTICA, CIMBRA CEDENTE TIPO OMEGA N-29 (29 kg/m)

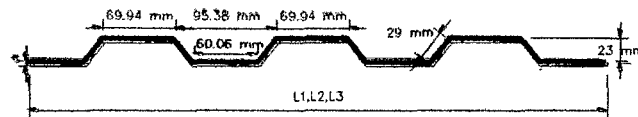


**CARACTERISTICA, CIMBRA CEDENTE TIPO OMEGA N-21 (21 kg/m)**



**CARACTERISTICAS DE ACCESORIOS DE LOS ARCOS DE ACERO**

PLANCHAS TIPO TRAPEZOIDAL LAC		
ESPESORES	LONGITUD DE PLANCHA	ANCHO DE PLANCHA
e = 3.0mm	L1 = 1100mm	A1 = 500mm
e = 3.5mm	L2 = 1200mm	A2 = 1100mm
e = 4.0mm	L3 = 1500mm	



**Vista Frontal**

## ANEXO N°12. Sostentimiento con cimbras metálicas

Parámetros de calculo	
Tipo de Roca	MALA
Rendimiento	0.50 CIMBRA METALICO
% de eficiencia	80%

<b>FECHA:</b>				
<b>PARTIDA:</b>				
<b>SECCION:</b>	4.50 m x 3.80 m		<b>AVANCE:</b> 1.00	CIMBRA
<b>NO INCLUYE:</b>	COSTO DE CIMBRAS		<b>GUARDIA</b>	2.00

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO	SUBTOTAL		TOTAL
						UNITARIO	US\$	
<b>1.- MANO DE OBRA</b>								
	Maestro Perforista	1.00	Tarea	2.00	77.93	US\$/Tarea	155.86	
	Ayud. Perforista	1.00	Tarea	2.00	64.44	US\$/Tarea	128.88	
	Soldador	0.50	Tarea	2.00	77.93	US\$/Tarea	77.93	
	Peón	0.40	Tarea	2.00	57.82	US\$/Tarea	46.26	
							408.93	<b>817.85</b>
<b>2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>								
	Personal Operativo Normal	2.90	Tarea	1.00	3.05	US\$/Tarea	8.85	
	Personal Operativo en Agua	0.00	Tarea	1.00	3.42	US\$/Tarea	0.00	
							8.85	<b>17.71</b>

<b>3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS</b>								
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	4.27	US\$/Tarea	4.27	
							4.27	<b>8.55</b>
<b>4.- EQUIPOS DE CONTRATA</b>								
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	2.90	0.74	US\$/Tarea	2.14	
							2.14	<b>4.28</b>

<b>5.-</b>	<b>SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>						<b>424.20</b>	<b>848.39</b>
------------	---------------------------------	--	--	--	--	--	---------------	---------------

<b>6.- COSTOS INDIRECTOS</b>								
	Contingencias	%	0%			US\$	0.00	<b>0.00</b>
	Vivienda	%	2.20%			US\$	9.00	<b>9.00</b>
	Medicinas	%	1.50%			US\$	6.13	<b>6.13</b>
	Gastos Generales	%	0%			US\$	0.00	<b>0.00</b>
	Utilidad	%	10%			US\$	42.42	<b>42.42</b>
							57.55	<b>115.10</b>

<b>TOTAL COSTO POR CIMBRAS COLOCADA EN DOLARES (US\$/CIMBRAS)</b>								<b>963.49</b>
---	--	--	--	--	--	--	--	---------------

	Gastos Generales	%	15.04%				72.45	<b>144.91</b>
<b>TOTAL COSTO POR CIMBRAS COLOCADA EN DOLARES (US\$/CIMBRAS)</b>								<b>1108.40</b>

## ANEXO N°13. Costo de Sostenimiento con fore piling

### Datos Tecnicos

Nº de pernos/Hora:	6
Longitud de perno:	14 Pies
Diámetro de perno:	3/4 Pulg.
Longitud de perforación:	13 Pies
Velocidad de perforación:	3.7 Pies/Min

<b>COSTO DE MANO DE OBRA</b>	<b>Incidencia</b>	<b>Unidad</b>	<b>P.U(US\$)</b>	<b>TotalUS\$</b>	<b>US\$/Perno</b>	<b>US\$/Perno</b>
Perforista	1.00	Hh	3.18	3.18	0.53	
Empernador	1.00	Hh	2.83	2.83	0.47	
Ayuudante de Empernador	1.00	Hh	2.65	2.65	0.44	
Ingeniero de guardia	0.20	Hh	6.94	1.39	0.23	
Chofer	0.20	Hh	2.26	0.45	0.08	
<b>Total</b>						<b>1.25</b>
<b>MATERIALES</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Unidad</b>	<b>P.U(US\$)</b>	<b>TotalUS\$</b>	<b>US\$/Perno</b>	<b>US\$/Perno</b>
Aceite de Perforacion	0.06	Gln	7.00	0.42	0.07	
Barra de Perforacion	23.77	Mp	0.04	0.90	0.15	
Brocas de perforación	23.77	Mp	0.10	2.47	0.41	
Fierros Corrugados	6.00	Unid	3.06	18.36	1.06	
<b>Total</b>						<b>1.69</b>

## ANEXO N°11. Costos de sostenimiento con concreto lanzado

Parametros Tecnicos		
Area	22	m <sup>2</sup>
Espesor	5	Cm
% Rebote	25%	
Calibradores	35	Uni
Cemento Tipo IV	15.00	bolsas
Arena gruesa	1.50	m <sup>3</sup>
Carretillas (3 p <sup>3</sup> )	17.66	unidades
Agua	0.27	m <sup>3</sup>
Dramix	45.00	Kg
Aditivo	4.50	Gl
Volumen	1.50	m <sup>3</sup>

<b>FECHA:</b>			
<b>PARTIDA:</b>			
<b>EQUIPOS:</b>	SHOTCRETERA ALIVA	<b>AVANCE:</b> 19.00	M2
<b>NO INCLUYE:</b>	MATERIALES	<b>INCLUYE</b>	

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/M2
<b>1.-</b>	<b>MANO DE OBRA</b>						
	Maestro Perforista	2.00	Tarea	1.00	77.93	155.86	
	Ayud. Perforista	3.00	Tarea	1.00	64.44	193.32	
	Peón	3.00	Tarea	1.00	57.82	173.46	
						522.64	<b>16.85</b>

<b>EQUIPO</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Unidad</b>	<b>P.U(US\$)</b>	<b>TotalUS\$</b>	<b>US\$/Perno</b>	<b>US\$/Perno</b>
Jumbo Atlas Copco MOD 282 28	1.00	Hm	106.40	106.40	13.73	
Camioneta Empernadora	1.00	Hm	85.00	85.00	5.17	
<b>Total</b>						<b>18.80</b>
Implementos de seguridad	3.40	Hh	0.14	0.48	0.08	0.08
<b>SUB TOTAL DE COSTOS DIRECTOS</b>						<b>21.82</b>
<b>COSTOS INDIRECTOS</b>						
Contingencias	%	0.00		US\$	0.00	0.00
Vivienda	%	0.02		US\$	0.04	0.01
Medicinas	%	0.02		US\$	0.03	0.00
Gastos Generales	%	0.00		US\$	0.00	0.00
Utilidad	%	0.10		US\$	3.97	0.66
<b>Total</b>					<b>4.03</b>	<b>0.67</b>
<b>TOTAL COSTO x PERNO CEMENTADO EN DOLARES (US\$/PERNO)</b>						<b>22.49</b>

Gastos Generales	%		0.15		6.07	4.07
<b>TOTAL COSTO x PERNO CEMENTADO EN DOLARES (US\$/PERNO)</b>						<b>26.56</b>

<b>2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>								
	Personal Operativo Normal	3.00	Tarea	2.10	3.05	US\$/Tarea	19.24	
	Personal Operativo en Agua	5.00	Tarea	2.25	3.42	US\$/Tarea	38.52	
							57.76	<b>1.29</b>
<b>3.- HERRAMIENTAS</b>								
	Herramientas	1.45	Gdia	1.00	1.39	US\$/gdia	2.01	
							2.01	<b>0.10</b>
<b>4.- EQUIPOS DE CONTRATA</b>								
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	8.00	0.74	US\$/Tarea	5.91	
							5.91	<b>0.10</b>
<b>5.-</b>	<b>SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>						<b>588.31</b>	<b>18.34</b>
<b>6.- COSTOS INDIRECTOS</b>								
	Contingencias		%	0%		US\$	0.00	<b>0.00</b>
	Vivienda		%	2.20%		US\$	11.50	<b>0.27</b>
	Medicinas		%	1.50%		US\$	7.84	<b>0.29</b>
	Gastos Generales		%	0%		US\$	0.00	<b>0.00</b>
	Utilidad		%	10%		US\$	58.83	<b>1.28</b>
							78.17	<b>1.44</b>
<b>TOTAL COSTO DE SHOTCRETE POR METRO CUADRADO EN DOLARES (US\$/M2)</b>								<b>19.78</b>
							<b>S/. / M2</b>	
Gastos Generales			%	15.04%			100.24	<b>2.49</b>
<b>TOTAL COSTO DE SHOTCRETE POR METRO CUADRADO EN DOLARES (US\$/M2)</b>								<b>22.27</b>

### MATERIALES

Cemento tipo IV	1.00	bolsa	15.00		US\$/bolsa	0.00
Arena gruesa	1.00	m3	1.50		US\$/m3	0.00
Dramix (Fibra de acero)	1.00	Kg	45.00		US\$/kg	0.00
Aditivo	1.00	Gl	4.50		US\$/gl	0.00
Manta	1.00	m2	6.00		US\$/m2	0.00
Cable Electrico NPT 3x8	1.00	M	20.00		US\$/m	0.00
Calibradores	1.00	Unid	35.00		US\$/uni	0.00
Manguera de 2 "	150.00	M	30.00		US\$/m	0.00
Manguera de 1 "	150.00	M	30.00		US\$/m	0.00

### HERRAMIENTAS

	und	Cant	Precio Unit. (S/.)	Vida Util (gdia)	Costo Tarea	
					( S/. / tar )	( US\$ / gdia )
- Comba de acero de 6 libras	PZA	1.00	16.44	90	0.183	
- Lampa Minera t/cuchara	PZA	1.00	21.48	90	0.239	
- Pico Acero de dos puntas	PZA	1.00	16.86	90	0.187	
- Llave Francesa	PZA	1.00	69.91	90	0.777	
					<b>1.385</b>	<b>1.385</b>