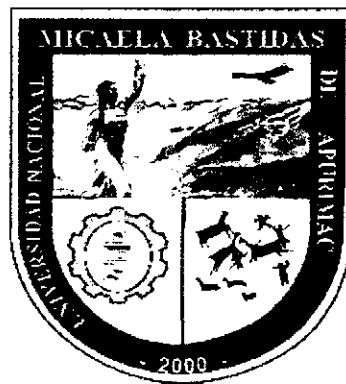


**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA
BASTIDAS DE APURÍMAC**

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



**ESTUDIO COMPARATIVO ENTRE EL PERNO
HELICOIDAL Y EL PERNO HYDRABOLT PARA
SOSTENIMIENTO Y SEGURIDAD EN LA RAMPA
690S DEL CONSORCIO MINERO HORIZONTE**

1800

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

CÉSAR CASTAÑEDA MONZÓN

ABANCAY, MAYO 2012

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
T IMI C 2012 6.2	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	14 ENE 2013
Nº DE INGRESO:	00314

ASESOR: Dr. LEONCIO CARNERO CARNERO

CO-ASESOR: Ing. HANRY GUILLEN VILCA

DEDICATORIA

A Dios

Por permitirme llegar a este momento tan especial en mi vida. Por los triunfos y los momentos difíciles que me han enseñado a valorarle cada día más.

A mis padres

David y Genoveva, gracias por atreverse a confiar en mí y es evidente que sin vuestro apoyo este sueño nunca hubiera podido concluir; sencillamente Uds. son la base de mi vida personal y profesional, toda mi vida estaré agradecido. Realmente no hay palabras que logren expresar lo mucho que les quiero.

A mis hermanos y hermanas

Porque siempre conté con ellos para todo, gracias a la confianza que siempre nos tenemos; por el apoyo y la amistad sincera.

AGRADECIMIENTO

La realización de esta tesis me ha permitido ampliar mis conocimientos científicos-prácticos y me ha brindado la oportunidad de conocer y redescubrir a personas maravillosas que me han acompañado en el camino, por ello quisiera expresar mi más sincero agradecimiento:

A Dios ser supremo y pilar en nuestras vidas.

A mis padres por ser cómplices de este gran sueño, por su paciencia y sobre todo por confiar en nosotros y en la realización de esta tesis.

A mis hermanas y hermanos por sus apoyos y cariños.

A mi asesor de tesis Dr. Leoncio Carnero por la asesoría académica brindada a lo largo del desarrollo del proyecto y sus acertados consejos en los momentos de flaqueza...

A mi co-asesor Ing. Henry Guillen por su incondicional apoyo académico y moral y por enseñarme que todo lo bueno se obtiene con sacrificio.

A mis jurados conformados por: Dr. David Huamán, Ing. Edgar Huacac e Ing. Hilario Carrasco por la gestión del mismo.

Al Dr. David Huamán, por ser un excelente maestro y amigo, por transmitirme valiosas, y saber aconsejarme en todo momento. Gracias por confianza, paciencia y el apoyo incondicional que mostró en esta jornada larga.

Al Ing. Edgar Huacac, por concederme el privilegio de estar a su lado y poder aprender de toda su sabiduría., orientación, el esfuerzo y el tiempo dedicado, expreso mi reconocimiento por estar junto a este reto logrado.

A mis compañeros de la EAP- IM del código 0413, por ser excelentes estudiantes, en especial a Jani, Herlinda, Rosmel, Jorge, Luis, Saúl, Cristóbal, Saúl, Herlin, Bladimir, Coquí, Niels, Jaime, Heber, etc.

A mis compañeros de trabajo en CMH, por ser compañeros excelentes y por hacerme sentir como en casa desde el primer día. Venus, Jandira, Paola, Lidia Zabaleta, Wilian, Luis, Guillermo, Diego, Antoni, David, Carlos, Keiner, Lido, Saida, German, Vairon, Gilber, Alejandro, Vigo, Ken, Galo, César, Lucho, Ernesto, Daniel, Carol, Omar.

A mis amigos y amigas de confianza, Geno, Stephany, Luzner, Venus, Darwin, David, Dilmer, Robert, Luis, Jorge, Rosmel, Alvino y Alan.

A mis hermas y hermanos, agradezco a cada uno de ellos por haber confiado y el apoyo incondicional que me brindaron en todo momento, Luzner, Stephany, Rissel, Dilmer, Alex, Yoryet y en especial a Manuelito.

A mis socios del grupo PRAQSA S.A, por la lucha constante y perseverancia que demuestran cada uno de ellos.

A mis docentes de la EAP-IM, que contribuyeron en mi formación profesional en especial a los ingenieros Gustavo Ballenas, Edgar Huacac, David Huamán, Leoncio Carnero, Alex Becerra, Hilario Carrasco, Darío Sánchez, Rubén Zuluaga, Nelson Meza, Orcar Alvares, Franklin Aguirre, Darwin Loayza, Hualquer Wuacani, Miguel Concha, Giovanni Triviño, José Cárdenas, Crisólogo Conza, Pfyoy Muñoz, Feliciano Escobedo, Rodolfo Mattos, Renzo Bengolea.

A la Empresa Consorcio Minero Horizonte por permitir el desarrollo del presente trabajo, por la oportunidad brindada y la confianza en los resultados; asimismo a los ingenieros: José Luis Carrión, Luis Gonzales, Roberto Andrade Edison Celis, Juan Raffó; Harry Guillen, Hugo Araujo, Luis Maldonado, Juan Huanachea, Julio Casanova, Otto Sandoval, Hertz de la Cruz, José Yzique, Javier Gutty, Javier Aucahuasi, Amílcar Carpio y Venus Cruz, por facilitarme toda la información para realizar este presente trabajo, que conllevara a obtener mi título profesional.

A mis familiares que significan mucho para mí, Cirila, Santos, Manuel, Fely, Diego, Gabriel, Helmer, Hakler y Franklin.

A la Dra. Dagnith, quien con sus sabias experiencias me orientó.

A todos los trabajadores de la Empresa Consorcio Minero Horizonte que presenciaron este trabajo de investigación por su compañía y a todas y cada una de las personas que me apoyó con alguna palabra de aliento y confió en que éste proyecto se culminaría, amigos de siempre y para siempre....

A todas aquellas personas que no he nombrado y que los llevo presente.

RESUMEN

Este trabajo de tesis presenta los resultados de una aplicación comparativa entre dos pernos de anclaje para el sostenimiento de la rampa 690S, ello en base a los modelos de orden geológico, geomecánico y matemático. Se trata de los pernos de anclaje de tipo helicoidal y de tipo hydrabolt, en ambos se busca además determinar los factores de seguridad y de soporte del macizo rocoso. Este macizo está constituido de rocas intrusivas que varían de granito a cuarzomonzonita y diorita-tonalita, con presencia de alteraciones minerales y fallas, donde se desarrolló la rampa, con una sección de 4.50 m por 4.20 m y una gradiente de -12%, por donde se extraerá la mineralización explotada. En esta rampa se ha realizado pruebas de pull-test, de los pernos en comparación; pero ella sirve a la vez de conexión a otras labores: rampa 850S, crucero 572S, rampa 572S, tajo 573S, crucero 196S, tajo 197S, tajo 198S y galería 634S.

Los resultados de pruebas entre los dos pernos, motivo del estudio son: a) la capacidad de soporte del perno hydrabolt está dentro de un rango de 7.00 TM a 11.00TM, mientras que la capacidad de soporte del perno helicoidal supera 18.00TM a 30.00TM; b) el promedio de factor de seguridad del perno hydrabolt varía de 1.2 a 1.97 y el promedio de factor de seguridad del perno helicoidal es mayor a 3.17 a 5.28. En consecuencia, la capacidad de soporte del perno helicoidal es de 2 a 3 veces mayor que la capacidad de soporte del perno hydrabolt, por tanto de mayor permanencia en tiempo; en otros términos, su uso para el sostenimiento de la rampa 690S, el perno helicoidal resulta de mejor desempeño y eficiencia de mayor capacidad de soporte, en tiempo y en costos operacionales en el laboreo de minas.

ABSTRACT

This work of thesis presents the results of a comparative application between two anchor bolts for the maintenance of the ramp 690S, it on the basis of the models of geological, geomechanical and mathematical order. It is a question of the anchor bolts of helicoid type and of hydrabolt type, in both one seeks to determine in addition the factors of security and of support of the rock mass. This block is constituted of intrusive rocks that change composition from granite to quartzmonzonite and diorite-tonalite, with presence of mineral alterations and faults, where developed the ramp, with a section of of 4.50 m per 4.20 m and a gradient of -12 %, where the exploited mineralization will be extracted. In this ramp there have been realized tests of pull-test, of the spikes in comparison; but it uses simultaneously as connection to other labors: ramp 850S, crucero 572S, ramp 572S, sublevel stopping 573S, cruise 196S, sublevel stopping 197S, tajo 198S and gallerie 634S.

The results of tests between both anchors, motive of the study are: a) the capacity of support of the spike hydrabolt is inside a range of 7.00 TM to 11.00TM, whereas the capacity of support of the spiral spike overcomes 18.00TM to 30.00TM; b) the average of safety factor of the hydrabolt anchor different from 1.2 to 1.97 and the average of safety factor of the spiral anchor is bigger than 3.17 than 5.28.

In consequence, the capacity of support of the spiral anchor blot is from 2 to 3 times major that the capacity of support of the hydrabolt anchor, therefore of major permanency in time; in other terms, his use for the maintenance of the ramp 690S, the spiral anchor bolt ensues from better performance and efficiency of, from major capacity of support, in time and in operational costs in the working mine.

INDICE GENERAL

INDICES DE FIGURAS	xiv
INDICES DE TABLAS	xvi
INDICES DE ANEXOS	xvii
CAPITULO I: GENERALIDADES	01
1.1. Localización	01
1.2. Accesibilidad	02
1.3. Aspectos geográficos	02
1.4. Geomorfología	03
1.5. Recursos hídricos	04
1.6. Historia	04
1.7. Metodología de trabajo	06
1.8. Objetivos	07
CAPITULO II: GEOLOGÍA	08
2.1. Geología regional	08
2.2. Estratigrafía	09
2.3. Rocas intrusivas	14
2.3.1. Batolito de Pataz	14
2.3.2. Intrusivos del bloque Parcoy	14
2.3.3. Intrusivos terciarios	15
2.4. Geología del área de mina y contexto estructural	15
2.4.1. Contexto estructural	16
2.4.2. Estructuras mineralizadas	16
2.5. Geología económica	21
2.5.1. Mineralogía y paragénesis	21
2.5.2. Clasificación de minerales	22
2.5.3. Tipo y forma del yacimiento	23
2.5.4. Características estructurales del yacimiento	23
2.5.5. Control mineralógico	24
2.5.6. Clasificación económica del mineral	24
2.5.7. Inventario de minerales	25

2.5.8 Programa de exploración y desarrollo	26
2.5.8.1. Plan de exploraciones 2012	26
2.5.9 Cronograma de exploración y avances por zonas	26
CAPITULO III: OPERACIONES MINERAS	27
3.1. Zonificación de la mina	27
3.2. Operación actual	28
3.3. Método de minado	28
3.3.1. Corte y relleno ascendente	28
3.3.2. Selección del método de explotación	29
3.3.3. Recuperación del tajeo	30
3.3.4. Dilución y selectividad	30
3.4. Descripción del proceso productivo	32
3.4.1. Perforación y voladura	32
3.4.2. Limpieza	34
3.4.3. Extracción	34
3.4.4. Sostenimiento	35
3.4.4.1. Concreto lanzado (shotcrete)	35
3.4.4.2. Características como elemento de sostenimiento	37
3.4.4.3. Materiales componentes del shotcrete	38
3.4.4.4. Diseño estandarizado de mezcla de shotcrete en la planta de Consortio Minero Horizonte	39
3.4.4.5. Transporte de shotcrete	40
3.4.4.6. Principios de acción del shotcrete	41
3.4.4.7. Aplicación del shotcrete	41
3.4.4.8. Consideraciones al aplicar el shotcrete	45
3.4.4.9. Refuerzo de fibras	50
3.4.5. Relleno hidráulico	54
3.4.6. Planta de tratamiento	55
CAPITULO IV: GEOMECÁNICA DE MACIZO ROCOSO	56
4.1. Mecánica de rocas	56
4.1.1. Definición	56
4.1.2. Concepción actual	56

4.1.3. Causas de su desarrollo	57
4.1.4. Metodología de su aplicación	57
4.1.5. Aplicaciones en el minado subterráneo	59
4.2. El macizo rocoso	59
4.2.1. Estudio de macizos rocosos	60
4.2.1.1. Estudio de factores geológicos	62
4.3. Clasificación Geomecánica	65
4.3.1. Sistema de valoración del macizo rocoso – bieniawsky (RMR)	65
4.3.1.1. Procedimientos de clasificación	66
4.3.2. Sistema de Q de Barton	73
4.4. Utilización de los sistemas de clasificación geomecánica RMR y Q para la estabilidad de excavaciones	74
4.5. Relación de sostenimiento de la excavación (ESR)	75
4.6. Tiempo de auto sostenimiento	75
4.7. Selección del tipo de refuerzo o soporte	76
4.8. Sostenimiento permanente o temporal	77
4.9. Evaluación del macizo rocoso	79
4.10. Mapeo geomecánico en la RP690S	79
CAPITULO V: SISTEMA DE PERNOS DE ANCLAJE EN MINERÍA SUBTERRÁNEA: CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.	84
5.1. Generalidades	84
5.2. Funciones del Sistema de Pernos de Anclaje	85
5.3. Tipos de anclajes	87
5.4. Grado de mecanización en el proceso de instalación de pernos de anclaje	88
5.5. Observación y control del anclaje	89
5.6. Costos	90
5.7. Elementos auxiliares de soporte de pernos de anclaje	92
5.8. Tipos de elemento de sostenimiento	93
5.9. Perno hydrabolt	93
5.10. Pernocementado	99
5.10.1. Ventajas	100

5.10.2. Resistencia mínima de cartuchos de cemento, según Corporación Aceros Arequipa S.A.	101
5.10.3. Resistencia mínima de los cartuchos de resina, según Corporación Aceros Arequipa S.A.	101
5.10.4. Especificaciones de los pernos helicoidales, según Corporación Aceros Arequipa S.A.	102
5.10.5. Características físicas de los pernos helicoidales (dimensiones), según Corporación Aceros Arequipa S.A	102
5.10.6. Consideraciones para la instalación de pernos cementados	103
5.10.7. Equipo / herramientas / materiales	103
5.10.8. Procedimiento de instalación	104
5.10.9. Restricciones	105
5.10.10. Riesgos potenciales	105
5.10.11. Mecanismo de sostenimiento	106
5.11. Ecuación para el cálculo de la capacidad de resistencia de los pernos en estudio	107
5.12. Ecuación de factor de seguridad de los pernos de anclaje	111
5.13. Capacidad de anclaje de los pernos de roca	117
5.14. Costo de los anclajes	117
5.15. Parte experimental	120
5.15.1. Máquinade arranque de pernos	120
5.15.2. Partes de la máquina de arranque de los pernos	120
5.15.3. Pruebas estadística de tracción de pernos de anclaje en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte	121
5.15.3.1. Gráfico estadísticode las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2010	121
5.15.3.2. Gráfico estadísticode las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2011	124
5.15.3.3. Gráfico estadísticode las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2010	126
5.15.3.4. Gráfico estadísticode las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2011	128

5.16. Análisis e interpretación de resultados	131
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	133
Conclusiones	133
Recomendaciones	134
REFERENCIA BIBLIOGRAFÍA	
ANEXOS:	
A: Tablas de explotación y reserva de minerales	
B: Base de datos de las pruebas pull-test	
C: Galería de fotos	
D: Planos	

INDICE DE FIGURAS

Fig. 1. 1. Localización del área de estudio	1
Fig. 2. 1. Columna litológica- estratigráfica – área Parcoy – Pataz de Consorcio Minero Horizonte	9
Fig. 2. 2. Carta geológica de la provincia minera de Pataz	13
Fig. 2. 3. El Batolito de Pataz recortado por el sistema de estructuras mineralizadas	19
Fig. 2. 4. Carta estructural y su relación con las vetas y los cuerpos mineralizados.	20
Fig. 3. 1. Sección de la veta en un tajo	31
Fig. 3. 2. Shotcrete lanzado a las paredes de la labor de Consorcio Minero Horizonte	41
Fig. 3. 3. Posiciones de lanzado de shotcrete recomendables en Consorcio Minero Horizonte	43
Fig. 3. 4. Posición de la boquilla a la hora de lanzado shotcrete	43
Fig. 3. 5. Posición de lanzado del shotcrete a las paredes	44
Fig. 3. 6. Lanzado correcto e incorrecto del shotcrete	44
Fig. 3. 7. Shotcrete lanzado a las paredes de una labor, con presencia de goteo de agua	45
Fig. 3. 8. Sección de la labor	49
Fig. 4. 1. Cartilla para determinar el tiempo de autosostenimiento de las labores de consorcio Minero Horizonte, in Hoek & Brown, (1980)	75
Fig. 4. 2. Cartilla para seleccionar el tipo de refuerzo o soporte en las labores de consorcio Minero Horizonte, In Hoek& Brown (1980)	76
Fig. 4. 3. Cartilla que sirve para evaluar el tiempo de sostenimiento de una determinada labor en Consorcio Minero Horizonte, in Hoek & Brown (1980)	78
Fig. 4. 4. Diseño de sostenimiento en labores mineras según SPM	78
Fig. 4. 5. Zoneamiento geomecánico	83
Fig. 5. 1. Perno helicoidal anclado en un terreno en presencia de cuñas	85
Fig. 5. 2. Área de influencia de los pernos, después de haber anclado	

el perno hydrabolt.	86
Fig.5.3. Perno helicoidal anclado en roca sedimentaria	86
Fig.5.4. Labor sostenida con pernos hydrabolts	98
Fig.5.5. Confinamiento de los pernos hydrabolts	98
Fig.5.6. Bomba para anclaje de pernos Hydrabolty accesorios, para el inflado del perno	99
Fig.5.7. Perno helicoidal con todos sus partes y elementos de anclaje	100
Fig.5.8. Zona estable, por lo que el perno es anclado perpendicular a las estructuras del macizo rocoso	105
Fig.5.9. Zona inestable, por lo que el perno es anclado paralelo a las estructuras del macizo rocoso	106

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Reserva de mineral probados y probables de Consorcio Minero Horizonte	25
Tabla 2.2. Recursos indicados y medidos de Consorcio Minero Horizonte	25
Tabla 2.3. Recursos inferidos de Consorcio Minero Horizonte	26
Tabla 3.1. Código de colores estandarizado según el tipo de roca por Consorcio Minero Horizonte	35
Tabla 3.2. Tabla de comparación de la mezcla de shotcrete vía húmeda y vía seca en las labores de Consorcio Minero Horizonte	37
Tabla 3.3. Dosificación de shotcrete vía seca	39
Tabla 3.4. Dosificación de shotcrete de vía Húmeda	40
Tabla 3.5. Perdida de mezcla de shotcrete por equipos	46
Tabla 3.6. Secciones típicas de Consorcio Minero Horizonte	48
Tabla 3.7. Se utiliza para calcular el espesor de la mezcla de shotcrete	49
Tabla 4.1. Calidad del macizo rocoso con su respectivo RQD de Consorcio Minero Horizonte	67
Tabla 4.2. Grado de intemperización de la masa rocosa	69
Tabla 4.3. Tabla para la evaluación de la calidad del macizo rocoso, según Bieniawski (RMR)	70
Tabla 4.4. Código de colores según el tipo del macizo rocoso estandarizado por Consorcio Minero Horizonte	70
Tabla 4.5. Cartilla de mapeo geomecánico por celdas	71
Tabla 4.6. Cartilla de recomendación geomecánica de Consorcio Minero Horizonte	72
Tabla 4.7. Rangos establecidos según la calidad de macizo rocoso, establecido por Barton (Q)	74

Tabla 4.8. Descripción de los elementos a sostener, para un determinado tipo de macizo rocoso, establecido en el Consorcio Minero Horizonte	77
Tabla 4.9. Formato para la valoración del macizo rocoso en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte	81
Tabla 4.10. Datos obtenidos del mapeo geomecánico de la RP690S de Consorcio Minero Horizonte	82
Tabla 5.1. Tipos de elementos de sostenimiento	93
Tabla 5.2.- Se presenta las especificaciones técnicas	94
Tabla 5.3.- Indicador de carga Vs longitud de perno	95
Tabla 5.4. Especificaciones de Cartucho de Cemento	101
Tabla 5.5. Especificaciones de Cartuchode resina	101
Tabla 5.6. Especificaciones de los pernos de helicoidal	102
Tabla 5.7. Características físicas de los pernos helicoidales	102
Tabla 5.9. Muestra los tres tipos de malla de espaciamiento de los pernos en Consorcio Minero HorizonteS.A	109
Tabla.5.10. Peso de los bloques a sostener, para una malla indicada	110
Tabla 5.11. Resumen de factor de seguridad del perno cementado en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A	113
Tabla 5.12. Resumen de cálculo de factor de seguridad, de perno de fricción, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A	116
Tabla 5.13. Resumen de costo de los pernos cementados durante la guardia en la RP690S de consorcio Minero Horizonte S.A	118
Tabla 5.14. Resumen de costo de los pernos fricción durante la guardia en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A	119

INDICE DE ANEXO

ANEXO A: TABLAS DE EXPLOTACION Y RESERVAS DE MINERAL

Tabla 2.4. Resumen de reservas de mineral cubicadas anual de Consorcio Minero Horizonte S.A.

Tabla 2.5. Resumen de reservas de mineral cubicadas mensual de Consorcio Minero Horizonte S.A

Tabla 2.6. Plan de exploraciones 2012 de sondajes diamantinas (DDH) de recursos inferidos de Consorcio minero Horizonte S.A

Tabla 2.7. Cronograma de exploración y avances por zonas de Consorcio Minero Horizonte S.A

ANEXO B: BASE DE DATOS DE LAS PUREBAS DE PULL- TEST

Cuadro 4.1. Ensayo de las propiedades elásticas del macizo rocoso de la rampa 690S

Pruebas estadística de tracción de pernos de anclaje en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

Gráfico 5.1. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2010

Gráfico 5.2. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2011

Gráfico 5.3. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2010

Gráfico 5.4. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2011

Tabla 5.8. Pruebas de tracción de los pernos de fricción en la RP690S del Consorcio Minero Horizonte

Tabla 5.15. Pruebas de tracción de los pernos cementado en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A

Tabla 5.16. Pruebas de tracción de los pernos de fricción, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A.

ANEXO C: GALERIA DE FOTOS

Foto 01. Bomba hydrabolt con su respectivo accesorio, que permite el inflado del perno hydrabolt

Foto 02. Gata hidráulica que permite realizar la prueba de pull-test

Foto 03. Fijando el alineador de la mordaza de la gata hidráulica

Foto 04. Proceso de aseguramiento de los pistones al perno helicoidal que se va a realizar la prueba

Foto 05. Ajuste de los pistones a la placa de los pernos en prueba

Foto 06. Gata hidráulica instalada con su respectiva mordaza al perno hydrabolt

Foto 07. Manómetro de presión de la bomba hydrabolt

Foto 08. Asegurando la mordaza de la gata hidráulica con cadena al perno, para empezar con la prueba

Foto 09. Proceso de lanzamiento de shotcrete en el frente de una labor

Foto 10. Proceso de inflado del Jack-pack

Foto 11. Sostenimiento con Jack pack (Goog pack)

Foto 11 y 12. Rotura del perno hydrabolt ocasionado por las presiones del macizo rocoso en un tramo de la RP690S

Foto 13. Control de espesor del shotcrete

Foto 13. Dosificación de la mezcla de shotcrete vía húmeda, directo al equipo mixer

Foto 14. Sostenimiento con pernos helicoidales en la RP690S

Foto 15. Instalación de pernos hydrabolt con equipo bolter en el Tajo 573S

ANEXO D: PLANOS

Secciones transversales Parcoy

Sección transversal zona Sur

Mapa sección transversal zona Norte

Sección Longitudinal Encanto Techo

Sección Longitudinal Rosa Orquídea

Sección Longitudinal Milagros Tensional III

Sección Longitudinal Candelaria Split I

Sección Transversal Candelaria

Sección Transversal Lourdes

Sección Longitudinal Rocío

INTRODUCCIÓN

Consortio Minero Horizonte (CMH) es una de las principales empresas mineras productoras de oro en la región aurífera de Pataz -Buldibuyo y quinta productora de oro a Nivel Nacional¹, cuyo potencial minero está amparado con más de 25,000 Has denunciadas estratégicamente. La importancia aurífera de esta región data de tiempos pre-hispánicos; pese a su agreste geografía, históricamente es conocida su importancia económica por los trabajos realizados por Raymondi y Tarnawiecki. En la actualidad el aporte aurífero de esta región metalogenética está dada principalmente por tres importantes empresas: Consortio Minero Horizonte, Minera Aurífera Retamas y Cía. Minera Poderosa, entre otras minas de pequeña producción.

El centro de operaciones de CMH se ubica en el distrito de Parcoy, en lo que se ha denominado el Bloque Parcoy, cuyas evidencias geológicas proyectan un gran potencial en profundidad, debido a la poca erosión de este bloque que ha contribuido a la preservación de la mineralización.

El Batolito de Pataz, que alberga importantes estructuras en actual explotación es un importante metalotecto, conformado por rocas calco alcalinas del Paleozoico superior, que intruyen a rocas precámbricas del Complejo Marañón, e infrayace discordantemente a rocas sedimentarias clásticas del Mesozoico y a rocas volcánicas continentales Cenozoicas. En este Batolito se ubica la Franja aurífera de Pataz-Buldibuyo, controlado por un fallamiento de dirección andina (NW-SE), afectado por posteriores sistemas estructurales de dirección antiandina (NE-SW) que estarían controlando bloques estructurales con mayor o menor grado de erosión.

Las principales estructuras presentan una dirección NW, emplazados en una zona de debilidad y cizallamiento, las cuales están compuestas mineralógicamente por

¹ Fuente: Boletín estadístico mensual – Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía – Informe a Diciembre de 2009.

cuarzo-sulfuros - (cloritas) y oro nativo, que se disponen en franjas e intersecciones tensionales al fallamiento de dirección andina. Estas estructuras principales lo conforman las vetas Candelaria, Rosa Orquídea, Sissy, Lourdes y Milagros, algunos ore shoots han sido trabajadas desde inicios del siglo pasado por el SIMPAR.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Localización

La minera aurífera Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra localizada en la confluencia de los Ríos Parcoy y Llacuabamba, en el Pueblo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento La Libertad; a una altitud que varía entre los 2 600 y 3 100 m.s.n.m. geográficamente se sitúa entre las coordenadas: N9115000 a N9112000, E225000 a E230000.

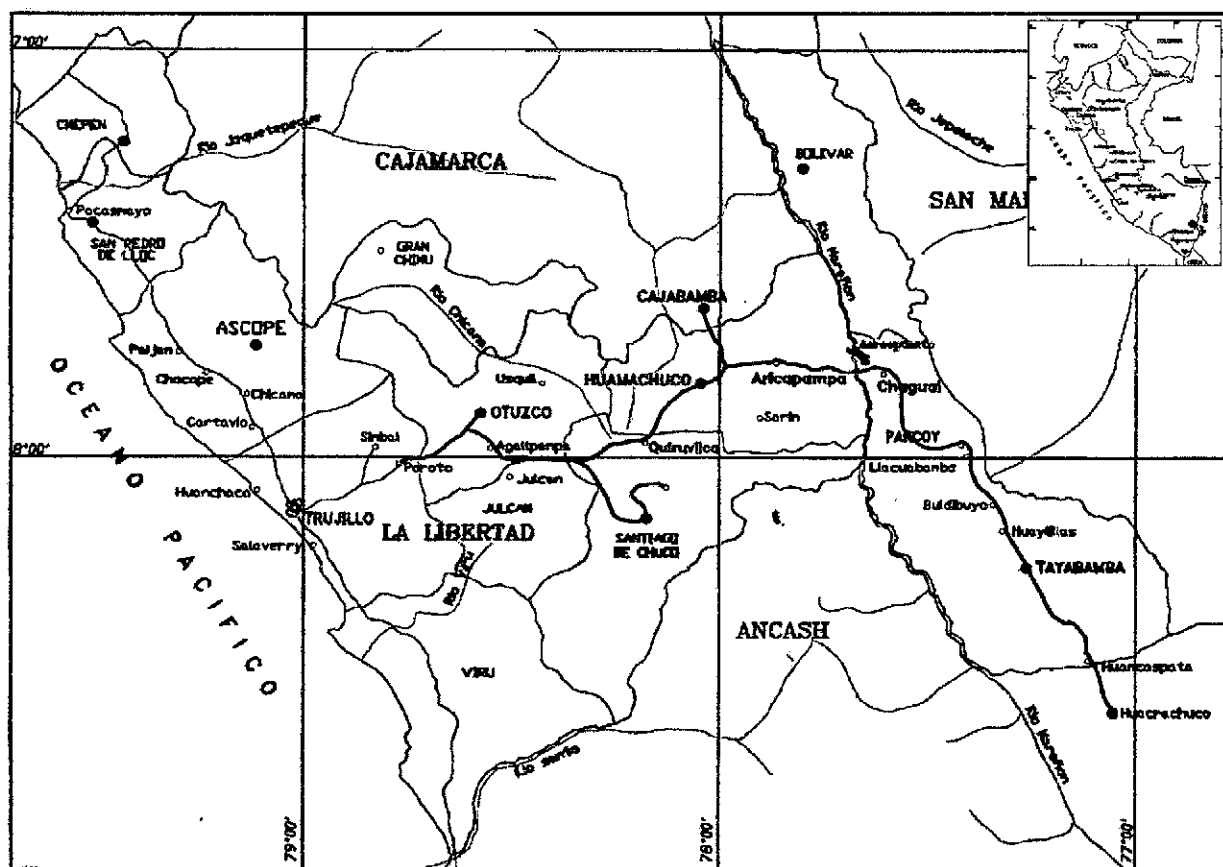


Fig.1.1. Localización del área de estudio

1.2. Accesibilidad

De Lima el acceso puede ser por vía terrestre o vía aérea, llegando primero a la ciudad de Trujillo; luego el transporte se realiza por vía terrestre, a través de una ruta no asfaltada, pasando por Huamachuco y de este lugar hasta Chahual, para finalmente llegar a Retamas (Parcoy), que es la zona de interés de nuestro estudio, por vía aérea desde Trujillo hasta el aeródromo de Pías, para finalmente llegar a Retamas (Parcoy).

1.3. Aspectos geográficos

a. Clima y vegetación

El clima es en general templado durante el año, con lluvias entre los meses de Diciembre y Marzo. Se presentan ventarrones durante los meses de Julio y Agosto. Los cambios de temperatura están controlados básicamente por la geografía, con promedios de 20°C en la zona.

La vegetación en esta región se clasifica según una distribución de pisos altitudinales: a) Monte Premontano Tropical de poco potencial agropecuario; b) Bosque seco es una zona de vida en la cual está concentrada la mayor parte de la población campesina, ya que las condiciones climáticas reinantes son propicias para la actividad agropecuaria, aquí se cultiva: papa, maíz, haba, arveja, hortalizas y algunos frutales de huerto; c) Subpáramo, situado entre los 3,200 y 3,600 m.s.n.m., existen praderas de pastos naturales cuyas principales especies son: *Calamagrostis antoniniana* y *Paspalum tuberosum*, *Calamagrostis* y *Agrostis toluensis*.

b. Relieve

La zona de estudio se caracteriza por presentar un relieve accidentado, con quebradas, ríos encañonados y laderas pronunciadas con pendientes mayores a 40°. Los desniveles de las elevaciones varían entre las cotas de 2700 y 3200 m.s.n.m.; las zonas bajas, al nivel del río Parcoy, se caracterizan con pendientes de 7° aproximadamente.

c. Drenaje

El drenaje de la zona está dominado por el río Parcoy y el río Llacuabamba, donde el principal colector de los pequeños afluentes es el río Parcoy. Este río discurre de sur a norte, según una dirección NE, drenando un caudal de 643 l/s. hacia la laguna de Pías, luego desemboca al río Marañón y finalmente llega al río Amazonas.

1.4. Geomorfología

La configuración morfológica de esta región, donde se enmarca el estudio, está caracterizada por relieves abruptos, con valles profundos. Este contexto es parte de los procesos erosivos plio-cuaternarios, donde las acciones meteóricas y de cambios físico-químicos de las rocas de los relieves andinos.

Se pueden distinguir tres unidades geomorfológicas:

- **Cordillera Oriental:** Caracterizados por geoformas positivas que llegan a tener altitudes de 4000 m.s.n.m.; las cuales se alinean con el flanco oriental de la cordillera de los Andes.
- **Altiplanicies:** Son superficies de baja pendiente pero de poca amplitud arial. Litologicamente, están formadas por depósitos pre-glaciales coluviales y por morrenas de la glaciación. Estas áreas se ubican por encima de los 4200 m.s.n.m. y en ella se desarrollan valles glaciares en forma de “U”.
- **Valles:** Son depresiones alargadas, ocupadas por los ríos principales, como por ejemplo el río Parcoy. Estos valles interandinos generalmente son consecuentes a estructuras tectónicas, tal como las fallas o se desarrollan a favor de las zonas de debilidad en los cambios litológicos.
- **Terrazas aluviales:** Se desarrollan al fondo de las depresiones de los valles como producto de la erosion y estan cosntituidos por materiales aluviales acarreados de las cabeceras de las quebradas hacia los ríos Parcoy, Llacuabamba y los tributarios que generalmente se emplazan de manera perpendicular a los valles principales. Estas geoformas

encajonadas tienen un relieve suave y donde se instala una abundante vegetación.

1.5. Recursos hídricos

El agua es abundante en la zona, durante todo el año fluye en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, con variaciones que en épocas de verano bajan su caudal y en invierno incrementan enormemente; cada río es parte del reboce de las lagunas que tienen regular dimensión, así mismo son recomendables para el consumo doméstico principalmente de Castilla y Mishito.

1.6. Historia

La mineralización del Batolito de Patáz, se viene trabajando desde la época de los Incas, posiblemente el oro para el rescate de Atahualpa salió de las minas de Parcoy y de la región de Chinchipe, dada la cercanía a Cajamarca; la Corona Española, conocedora de la gran riqueza de la zona, nombra al corregidor Santisteban regente del lugar y se establecen los poblados de Patáz, Parcoy y Buldibuyo. La fundación del pueblo de Parcoy ocurre en el siglo XVII, la explotación aurífera a lo largo de todo el batolito fue muy intensa durante la colonia, para evidenciar ello, se puede observar aún la gran cantidad de labores en media barreta y otros trabajos mineros propios de esa época, para la molienda del mineral se emplearon grandes ingenios y para la recuperación del oro el proceso de amalgamación.

Durante los últimos años de la colonia y primeros de la República, el ritmo de la explotación de las vetas disminuye notablemente, ello debido indudablemente a que los minerales oxidados con oro libre se había agotado, por consiguiente las recuperaciones eran muy bajas, ello ocasiona que el oro contenido en las piritas frescas no pueda recuperarse por amalgamación.

A comienzos del siglo XX el polaco Mariano Tarnawiescky (1913 – 1929) realizó un intenso trabajo exploratorio en toda la provincia de Pataz, desde el cerro el Gigante al Sur hasta Pataz hacia el Norte, determinando una serie de estructuras.

La firma inglesa Pataz & Parcoy Gold Syndicate Ltd. se establece en la zona y en el año 1918 Mariano Tarnawiesky instala la primera planta de cianuración en Retamas, esto le dio buenos resultados económicos, desde entonces hasta la actualidad ha sido el centro de tratamiento de mineral, con sucesivas ampliaciones y modificaciones. El señor Eulogio Fernandini en el año 1934, funda el Sindicato Minero Parcoy S.A., el cual inicia sus actividades al año siguiente. La Compañía Aurífera Anglo - Peruana S.A., en 1938 explora las vetas Sissy, Chinchiles y Elisa al Oeste de la zona, aparentemente no llegan a procesar mineral; la Compañía, se disolvió y sus concesiones fueron adquiridas por el SIMPAR; es así que el Sindicato Minero Parcoy desarrolla en el área la mina subterránea más grande del País. Durante los veinticinco años, que el Sindicato Minero Parcoy desarrolla sus operaciones trabaja varias vetas, entre las cuales cabe mencionar: Esperanza, Carlos Bernabé, Carmencita - Mishahuara, San Francisco, Encanto, Mishencanto y Cabana en los alrededores de Retamas, Lastenia y Porvenir en la parte alta del cerro el Gigante; se llega a trabajar gran parte del batolito. El cierre de esta empresa se debió a la estabilidad del precio del oro en 35 dólares/onza.

El Sindicato Minero Parcoy S.A., en los años 1934 - 1960, explotó mineral por un tonelaje aproximado de 1'200,000 TM y con una ley promedio de 10.84 g Au/TM. En 1978, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga fundan Consorcio Minero Horizonte S.A. y deciden procesar los relaves del área dejados por la operación de SIMPAR, que ascendían aproximadamente a 200,000 toneladas con una ley 3.5 gr. Au/TM en promedio, para la realización de su proyecto se adquieren los derechos mineros que correspondían al Sindicato Minero Parcoy S.A. Después de cuatro años de intentar procesar los relaves no se obtuvo resultados positivos. Al ver que el proyecto de procesamiento y recuperación de valores de los relaves no se lograba, los directivos de Consorcio Minero Horizonte deciden trabajar la mina. Ya en 1985 realizó exploraciones trabajando la cortada Fernandini, donde se determinó la veta Rosa Orquídea. El crecimiento de la empresa empieza con el descubrimiento y desarrollo del clavo "Rosa - Orquídea " el más importante de Parcoy, con leyes promedio de 10 onzas por tonelada. Luego se descubren los clavos Dolores y Teresa los cuales dan muy buenos resultados. Después de varias

dificultades, en 1986 se produce la primera barra de oro la cual pesa 700 gramos. Debido a los ingresos obtenidos que genera la operación minera y el aporte de los socios se repotencia la planta y se adquieren nuevos equipos para la mina. Pronto la situación económica de la empresa mejora y secuencialmente se apertura nuevos niveles superiores de exploración y desarrollo, ello permite incrementar la producción a 20; 30; 50 y 90 TM/día, en el año 1988 la producción es sostenida en 100 TM/día.

Para el año 1989, la producción se establece en 150 TM / día. A partir del año 1990 la producción de mina se va incrementando paulatinamente a 250; 350; 450; 600; 700; 800; 900; 1000 TM / día. Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando la veta Milagros en la Zona Norte, Veta Rosa – Orquídea, Lourdes y Vannya en el Zona Central y Candelaria, Santa Rosa, Split I y II en la Zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1200 TM/día, con una ley del orden de 12.4 gr. Au /TM. La empresa viene desarrollando un exhaustivo programa de exploraciones y el proyecto RNG, con el objetivo de lograr un mayor nivel de reservas probado - probables por debajo del nivel 2600 ello permitirá la profundización de las labores de explotación y el incremento de la producción diaria a 1,300 TM/día, en el mediano plazo y posteriormente a 1,500 TM/día.

1.7. Método de trabajo

- a. Recopilación de la información:** para el presente trabajo se aplicó distintos métodos, entre ellos, el observacional, experimental, estadístico, deductivo y sintético en el estudio.

- b. Trabajo de campo:** estudio geológico en mina, estudio geomecánico en mina, pruebas de ensayo a esfuerzo a la tracción de los pernos en estudio y costos de los pernos (pruebas del pull-test) estudio del ciclo de minado, performance de equipos y eficiencias de la operación costos de explotación, etc.

- c. **Trabajo de gabinete:** elaboración y análisis de datos, cálculos, confección de planos, evaluación de resultados y redacción del trabajo profesional.

1.8. Objetivos

El presente trabajo persigue varios objetivos y fines académicos.

El principal objetivo es: *Comparar los pernos de anclaje helicoidal con el perno hydrabolt aplicados al sostenimiento de la rampa 690S, determinando el factor de seguridad y de soporte del macizo rocoso.*

Para tal objetivo, se debe conocer el desempeño del perno de anclaje helicoidal cementado durante el proceso de sostenimiento de labores subterráneas y compararla con el trabajo que realiza el perno de anclaje hydrabolt en la misma situación.

Las aplicaciones en la rampa 690S, permitirá hacer las comparaciones de esfuerzo de tracción y capacidad de soporte, tanto para los pernos helicoidales así como para el hydrabolt.

Una serie de medidas en la Rampa 690S deben realizarse, en tiempo de soporte y en espaciamiento de la malla, del perno helicoidal y del perno hydrabolt. Su análisis comparativo debe ser exhaustivo y sistemático, cuyo control será estadístico. El resultado permitirá evaluar cuál de los 2 pernos será el más adecuado a ser utilizado en la Rampa 690S.

Finalmente, este estudio dará a conocer sobre los costos operacionales de la labor, según el perno seleccionado, y así mismo sobre las características geomecánicas del área de la rampa 690S. El fin académico de este trabajo, me servirá para optar el título profesional.

CAPITULO II

GEOLOGÍA Y MINERÍA

2.1. Geología regional

La geología regional, donde se localiza nuestro estudio, está conformada por tres grandes unidades litoestructurales: el basamento Precámbrico del complejo Marañón, los estratos deformados del Pérmico a Cenozoico y el batolito Carbonífero de Patáz.

El magmatismo y el tectonismo del Carbonífero produjeron una gran sutura tectónica en la secuencia metavolcánica y sedimentos del Proterozoico carbonífero del valle Marañón que sirvió de emplazamiento al Batolito de Patáz y a la consecuente mineralización aurífera posterior.

Para el interés minero, las observaciones geológicas se han centrado esencialmente al estudio del batolito de Patáz y Parcoy con sus relaciones metalogenéticas y estructurales (Nelson E. P and Shannon J. R., 2005). Los minerales auríferos del batolito de Patáz, provienen de vetas y/o estructuras filoneas antiguas, conformando yacimientos filoneas hidrotermales, con relleno de cuarzo y pirita, arsenopirita, esfalerita y galena. Estas vetas se alojan principalmente en rocas Intrusivas del Batolito de Patáz de edad carbonífera emplazado durante la orogenia Hercínica. Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W y está controlado por cizallas marginales y cabalgamiento. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación con orientación predominante de NW – SE, producidos como parte de las grandes cizallas regionales. Este cizallamiento regional NW – SE, conjugados con el sistema de fallamiento E – W, controla la ubicación de mineralización de oro, en vetas y lazos sigmoides.

2.2. Estratigrafía

La secuencia estratigráfica del área presenta una serie de unidades litológicas, la cual se grafica en el plano geológico de la región ver Figura 2-2, un perfil geológico muestra la posición de las formaciones litológicas ver Figura 2-2A, y en la Figura 2-3 se presenta la columna estratigráfica.

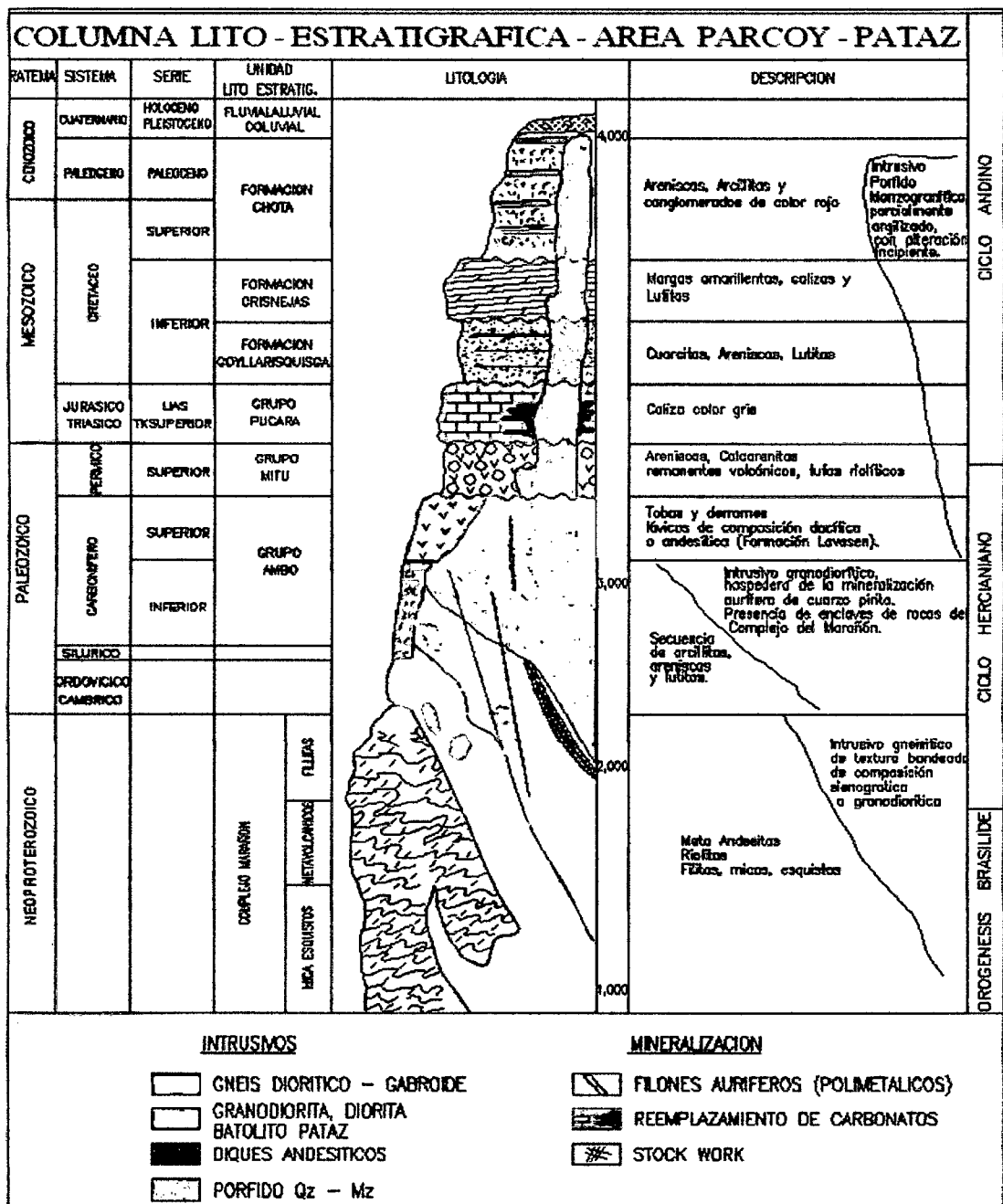


Fig. 2.1. Columna litológica-estratigráfica del área Parcoy-Pataz establecida para el Consorcio Minero Horizonte S.A.

2.2.1. Complejo marañón y la formación contaya

Las rocas metamórficas del Marañón y la formación Contaya están ubicadas en la parte este de la zona, está constituida de rocas metamórficas básicamente esquistos, filitas, pizarras y en la parte superior de estas rocas están los denominados volcánicos Lavasen, también existe otro vulcanismo submarino evidenciado por rocas piroclásticas con intercalación de lavas andesíticas a dacíticas en su base, brechas volcánicas en la parte superior y lavas almohadilladas intercaladas entre esas capas, esta complejo también son llamadas de granitos-grenstone paleoproterozoicos (Paredes 2005), pero observaciones de campo y dataciones hechas dan edades de estas rocas alrededor de 600 Ma., que correspondería a un vulcanismo más antiguo que los volcánicos Lavasen, por eso no serían granitos-greenstone paleoproterozoicos. Por otro lado, por correlación estratigráfica realizados por INGEMET (1995), al Complejo Marañón se le asigna una edad correspondiente al Neoproterozoico (570 a 1000 M.a).

2.2.2. Grupo Ambo

Unidad estratigráfica medidos en los flancos del Río Marañón y Parcoy con una potencia de 300 m, ubicadas al norte del área de estudio; conformado en su mayoría por rocas de ambientes fluviales deltaicos que consisten en arcillitas, areniscas, lutitas y conglomerados negro marrón en capas delgadas a medianas, que indican épocas de crecida y estiaje de los ríos respectivamente.

Este grupo no es observado en el área a gran escala, pero se observa algunos afloramientos remanentes en la quebrada del Chorro y Cabana, sobre el batolito de Patáz. En general el Grupo Ambo es compacto y su estratificación no es clara. Su edad es de 345 M.a. (Jongmans 1954) y se le asigna al Missisipiano Inferior.

2.2.3. Volcánico Lavasen

Este conjunto volcánico aflora en la margen derecha e izquierda del río Parcoy, y presenta una potencia aproximada de 1300m., está compuesto por bancos de lavas andesíticas y dacíticas tardías de color verde a verde pardo, con textura afanítica fluidal y afanítica porfirítica, donde se observan fenocristales de plagioclasas,

inmersos en una pasta silicea, piroclástica y amigdaloida, presentan silicificación débil, como alteración principal, con diseminación de trazas de piritas y arsenopiritas en la parte superior brechas y tobas. De acuerdo a las observaciones de Sánchez (1995), esta formación se encuentra en discordancia angular debajo del Grupo Mitu. Se le correlaciona con los Volcánicos Lavasen que afloran en Pataz, y se le asigna una edad correspondiente al Carbonífero Superior (dataciones K – Ar arrojaron 321 M.a. según Schreiber, 1989).

2.2.4. Grupo Mitu

En la localidad de Pampa El Espino aflora el Grupo Mitu, la cual presenta una potencia aproximada que varía de 70 a 400m, sobreyace en discordancia angular con los Volcánicos Lavasen e infrayace a las calizas del Grupo Pucará. Litológicamente está compuesto, por areniscas y conglomerados rojo oscuro, estos conglomerados se encuentran compuestos de clastos de andesitas roja o morada y predominan sobre las limonitas y lutitas, el color rojo ladrillo y violáceo, al Grupo Mitu se le asigna una edad correspondiente al Pérmico medio a superior por las dataciones radiométricas realizadas por el INGEMMET (1995) en los volcánicos (221 M.a.).

2.2.5. Grupo Pucará

Sobreyace en discordancia erosional al Grupo Mitu e infrayace al Grupo Goyllarisquizga en discordancia angular. Está constituido por calizas dolomíticas y calizas de color gris claro a gris oscuro en partes bioclásticas, producto de una deposición estratificada, que fue ocasionada por una transgresión marina regional. Presenta una potencia máxima aproximada de 600m, medidos en la parte norte de los ríos Parcoy y Marañón. La parte SW del área de estudio presenta una potencia aproximado de 150 m. en la quebrada Parcoy, se adelgaza lenticularmente entre los Grupos Mitú y Goyllarisquizga. De acuerdo con la posición estratigráfica al Grupo Pucará se le asigna la edad correspondiente al Triásico y Jurásico por fósiles encontrados, es decir de una edad de 180 M.a.

2.2.6. Grupo Goyllarisquizga

Constituido por areniscas estratificadas grises de grano grueso a conglomerádico intercaladas por lutitas gris rojiza conforman este grupo. Wilson y Reyes (1964) asumen una edad de Neocomiano y el Albiano Inferior perteneciente al Cretacio Inferior, por encontrar en la base de la Formación Crisnejas Ammonites correspondientes al Albiano Medio.

En el área presenta una potencia de 200m medidos en la quebrada Parcoy, hacia el NW se adelgaza lenticularmente entre el Grupo Mitú, sobreyace al Grupo Pucará en discordancia angular.

2.2.7. Formación Crisnejas

Se encuentra en el contorno del flanco oeste del Batolito de Patáz, la cual está conformada por una secuencia de calizas, areniscas calcáreas y margas, esta formación se encuentra en discordancia erosional con la Formación Chota. Se le asigna una edad de Albiano medio (120 M.a.) por estar correlacionado con la Formación Chulec descrita con la misma litología en la cual se encuentra fósiles como Ammonites y Equinodermos encontrados en la zona.

2.2.8. Formación Chota

Esta formación yace en forma discordante a la Formación Crisnejas constituidos por sedimentos de ambiente continental que afloran en el flanco oeste de Parcoy. Su espesor es de 200m, realizado en la quebrada Lúcumas y está compuesta de conglomerados areniscas y lutitas de color rojo intenso. Megard (1978) asigna una edad de 115 M.a. la cual pertenece al Cretáceo Superior entre el Santoniano y Eoceno.

2.2.9. Depósitos Recientes

Los depósitos recientes generalmente están conformados por materiales provenientes de la erosión de los relieves rocosos del batolito y la descomposición del Grupo Chota, Estos depósitos se localizan en las márgenes del río Parcoy y en

las quebradas existentes en forma de depósito aluviales; también existen depósitos eluviales y coluviales producto de la descomposición In-situ de las rocas.

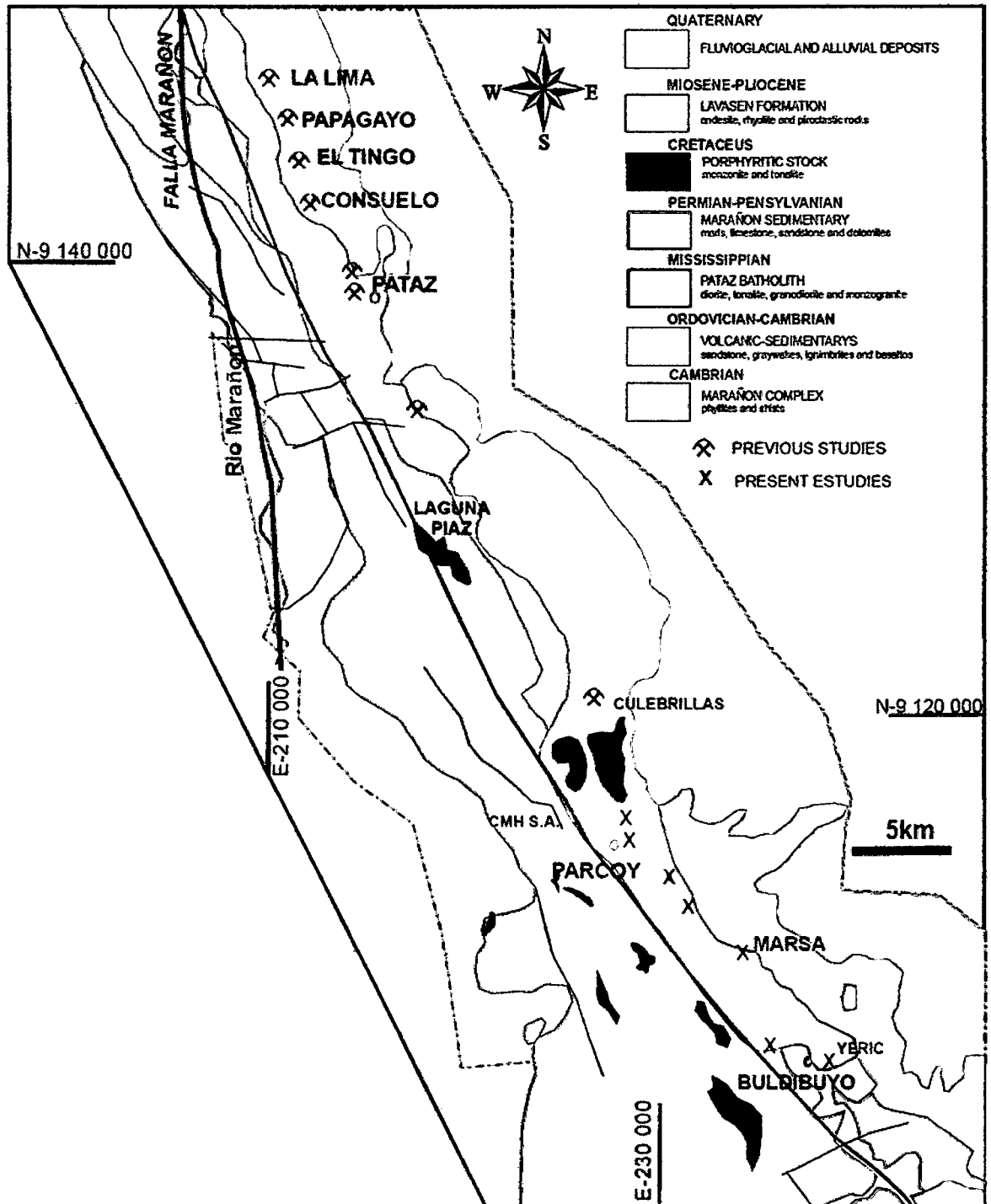


Fig. 2.2. Carta geológica de la Provincia minera de Pataz.

2.3. Rocas intrusivas

2.3.1. Batolito de Patáz

El Batolito de Patáz es un cuerpo intrusivo cuya forma lenticular alargada se debe a su emplazamiento a lo largo de una fractura regional de dirección andina NW-SE alineada a lo largo del flanco oriental del valle del Marañón, con 160 Km. de largo y de 1 a 3 Km. de ancho variable.

Constituido por una serie de rocas calcoalcalinas de geometría irregular tipo dioritas, tonalitas, en menor proporción, granodioritas con cambios graduales y monzogranito (edad: 328-329 M.a., Haeberlin, 2000, Carbonífero Inferior), su mecanismo principal de deformación es el cizallamiento, debido a un gran contraste de las competencias con las rocas metamórficas adyacentes. De manera que los sistemas de vetas existentes (edad: 312-314 M.a., Haeberlin, 2000) en la región de estudio están ligados especialmente a la geometría del batolito.

2.3.2. Intrusivos del bloque Parcoy

La composición de las rocas intrusivas del Bloque Parcoy es variable, predominando la granodiorita, monzogranito, cuarzomonzonita y diorita, es común encontrar también la presencia de diques aplíticos, andesíticos lamprofiros y xenolitos de dioritas. Este plutón tiene una longitud de aproximadamente 20 Km. y un ancho de 1 a 5 Km. aproximadamente, el menor espesor se encuentra entre Retamas- Parcoy. Estas rocas son el principal huésped de las mineralizaciones de oro en la zona. El bloque Parcoy puede ser dividido en tres zonas de sur a norte.

Al Sur, está constituido de una granodiorita de grano medio rico en hornblenda y con menos cantidad biotita, el cuarzo diorita algunas veces parece ser posterior a la granodiorita, este contacto no está definido; ocasionalmente se tiene monzogranito de grano medio a grueso y presencia frecuente de diques andesíticos cortando las estructuras.

La zona Central está prácticamente dominado por granodiorita de grano medio con enclaves o xenolitos de dioritas, las monzodioritas estan restringidas a algunas zonas, al igual los monzogranitos, existen diques de tonalito que cortan estas rocas, que son posteriores a la intrusión granítica.

En la zona Norte se encuentra una gradación entre granodiorita, monzogranito y xenolitos de diorita, todas estas rocas son cortadas por diques andesíticos y a veces por diques dioríticos; la presencia de vetillas de calcita cortando las rocas y algunas veces concordantes con las estructuras mineralizadas. En la zona de Curabamba se encuentra básicamente Monzogranito y con una cierta gradación a granodiorita de grano medio, el monzogranito es de color rosado de grano medio y esta recortado por diques andesíticos y dioríticos. La presencia de vetillas y vetas de calcita es muy frecuente en esta zona, esas vetillas podrían representar las últimas pulsaciones de fluidos hidrotermales en esta zona.

2.3.3. Intrusivos Terciarios

Al SW de la zona de estudio, se encuentra aflorando un cuerpo intrusivo a manera de stock, tiene una forma elíptica y alargada, orientado en dirección de las estructuras regionales NW - SE. Este intrusivo es de composición diorítica y pórfido monzogranítico, no se tiene estudios de dataciones radiométricas para determinar su edad, pero al estar emplazado dentro de las rocas sedimentarias se le asigna una edad de emplazamiento Terciaria.

2.4. Geología del área de mina y contexto estructural

Esta zona es parte del macizo intrusivo del Batolito de Patáz, en esta zona afloran rocas metamórficas del basamento, rocas magmáticas y en el tope unidades volcánicas y volcánicas-sedimentarias. Este cuerpo está limitado por dos grandes fallas una al lado NE que lo pone en contacto con el Complejo Marañón, y otra al borde SW que la separa del paquete sedimentario del Mesozoico ambas son de alto ángulo y probablemente están asociadas con fallas verticales, estas a su vez son posiblemente al origen de la circulación de las soluciones de la mineralización. Al parecer estos dos grandes estructuras de fallas se unen al norte

de Patáz, existiendo pocas posibilidades de continuación del batolito y de la mineralización. (Schreiber et al. 1990).

Los depósitos auríferos de Patáz se localizan en una faja de 160km de extensión y de 1 a 3 Km. de ancho, a lo largo del valle del Río Marañón, entre los distritos de Bolívar hasta Buldibuyo, siguiendo la dirección NW-SE. Esta zona incluye numerosas vetas de cuarzo, oro y sulfuros, localizados en las rocas del Batolito de Patáz y algunas veces en los contactos con las rocas metamórficas del Complejo Marañón y rocas volcánicas paleozoicas. En los últimos 100 años más de 20 minas han sido exploradas en todo esta provincia, produciendo más de 8 mil onzas de Au, con 7 a 15 gr/t y localmente con más de 100 gr/t. Haeblerlin *et al.* (2004) postula que apenas 15% de las vetas mineralizadas han sido bien exploradas y que se estima una reserva de 40 mil oz; de oro en el distrito de Patáz. La provincia aurífera de Patáz comprende el Distrito de Patáz al norte y los Distritos de Parcoy y Buldibuyo a SE. El distrito aurífero de Patáz abarca las siguientes minas: La Lima, Papagayo, El Tingo, Consuelo, Santa María y San Francisco; el distrito de Parcoy las minas de: Culebrillas, Gigante, Retamas, Horizonte y Marsa; en el distrito de Buldibuyo las minas de Yire, en producción, y La Paccha, actualmente inactiva.

2.4.1 Contexto estructural

En el Batolito de Patáz los rasgos más importantes son los fallamientos y en este distrito hay tres etapas estructurales que están bien definidos:

- La primera etapa pre - mineral.
- La segunda etapa coetánea con la mineralización.
- La tercera etapa post - mineral.

Como resultado del primer periodo se formarían las fallas de rumbos N 10° W a N 35° W, con buzamientos 45 – 69° NE, que se mineralizaron posteriormente, y que son formados a partir de fallas más antiguas y complejas. Estas son fallas de tipo inversas sinestrales con aberturas hasta de 15 m (Falla Candelaria). Las fallas pre - minerales son importantes porque cerca de ellos se emplazan los clavos

mineralizados y controlan la posición de los yacimientos. Las fallas coetáneas a la mineralización probablemente fueron reactivadas hasta 4 veces, donde presentan mayor mineralización. Las fallas post-minerales son aquellas que desplazaron la estructura ya mineralizada, estas son predominantemente normales y dextrales, mientras que las sinestrales son las que tuvieron mayor desplazamiento, los rumbos son E-W, con buzamientos mayores a 70° S y 60° N las dextrales.

2.4.2 Estructuras mineralizadas

En este párrafo se hace una breve descripción de las principales estructuras mineralizadas de la mina Parcoy, ver Fig.2.3

- **Estructura Encanto-Candelaria.** Ubicada al sur-este del yacimiento conformado por las vetas Encanto y Candelaria que tienen una dirección aproximada de N20W se encuentra separadas por una falla transversal de nombre Falla Encanto, la veta encanto en el nivel 2600 a niveles superiores tiene buzamiento de 75NE y hacia los niveles inferiores su buzamiento es de 65NE incrementándose la potencia de la estructura mineralizada, la veta Candelaria en el nivel 2600 su buzamiento es de 45E a 30E. Su mineralogía es principalmente pirita de distintas formas de cristalización y diferente coloración en tonalidades de verde amarillento.

- **Estructura Rosa Orquídea.** Conformada por varias vetas de norte a sur Carmencita Mishahuara, Rosarito, Rosa Orquídea y Titos separadas generalmente por fallas transversales, se emplaza en medio del batolito, hacia el norte tiene acercamiento al límite Este del cuerpo granodiorítico y al Sur tiene acercamiento al límite Oeste de la falla que pone en contacto los sedimentarios con el intrusito. Su mineralogía está conformada por una variedad de piritas y presencia de oro libre, esta estructura ha llegado a alcanzar potencias aproximadas de 10 m. En las zonas de inflexión son las que conforman las vetas antes mencionadas, Tiene una dirección aproximada de N20W y una inclinación promedio de 65 NE.

- **Estructura Sissy-Vannya.** Las dos vetas forman una estructura simoidal al flanco Este la veta Vannya de potencia mayores a los 6 m. y al flanco Oeste la veta Sissy con una potencia aproximada de 1 m. a 2 m. su mineralización es de cuarzo blanco y pirita en proporciones similares. Este simoide tiene una dirección de N50W aproximadamente. La veta Sissy tiene una inclinación de 80 NE y el buzamiento de la veta Vannya es de 65SW.

- **Estructura Lourdes.** Esta tiene una dirección de N20W y una inclinación de 75NE, se encuentra ubicada al lado oeste del batolito, su mineralogía está conformado por cuarzo blanco y ahumado piritas en menor proporción y presencia de oro libre, se ha determinado su continuidad en el norte del túnel Horizonte.

- **Estructura Milagros.** Se encuentra ubicada al norte del yacimiento, tiene una dirección aproximada de N50W con buzamiento de 85 E, hacia el norte se ramifica en varias vetas hasta el contacto con los sedimentarios, la continuidad al sur aún falta explorar, en algunos intersecciones de cruceros tiene y una mineralogía de cuarzo blanco.

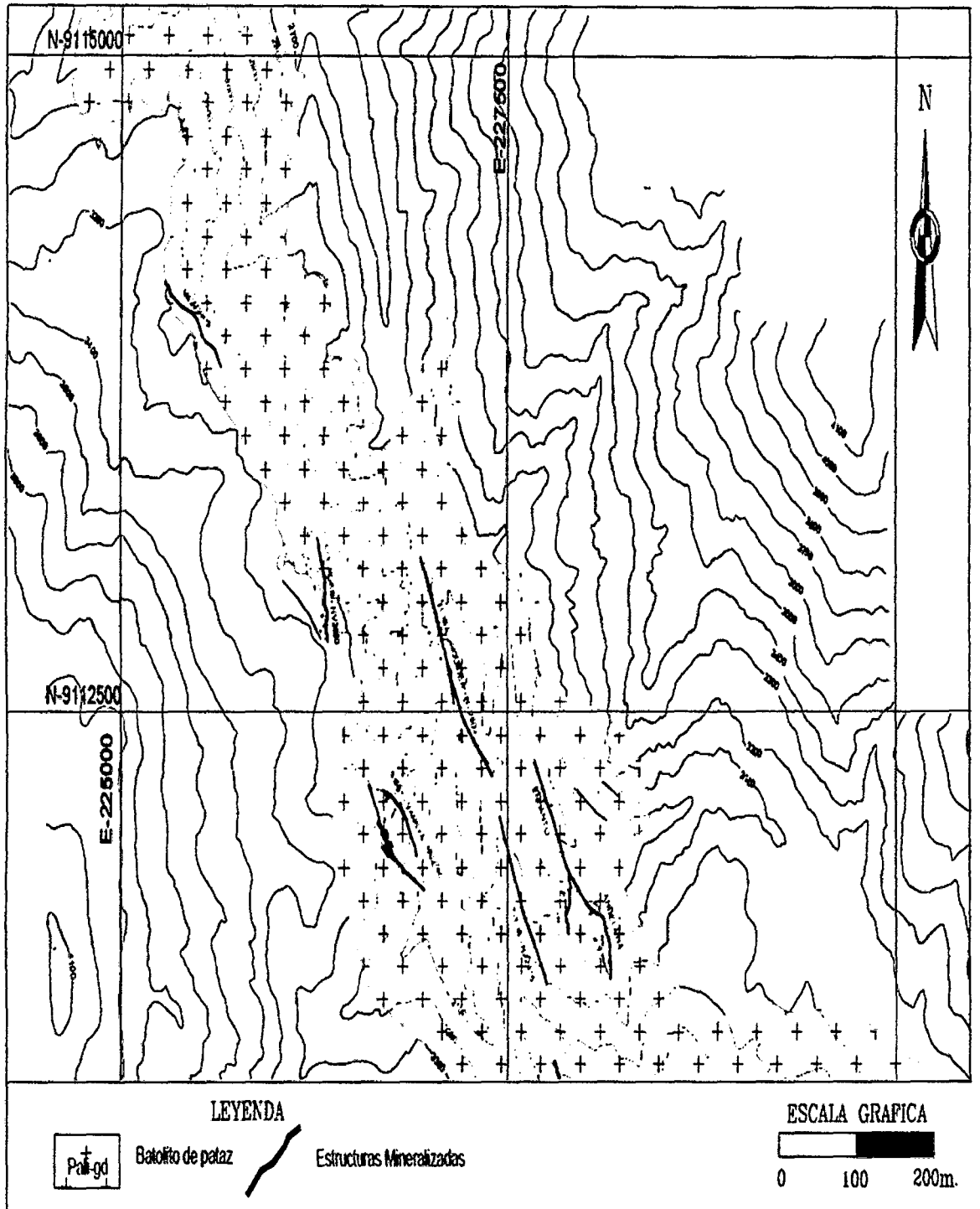


Fig. 2.3. El Batolito de Pataz recortado por el sistema de estructuras mineralizadas.

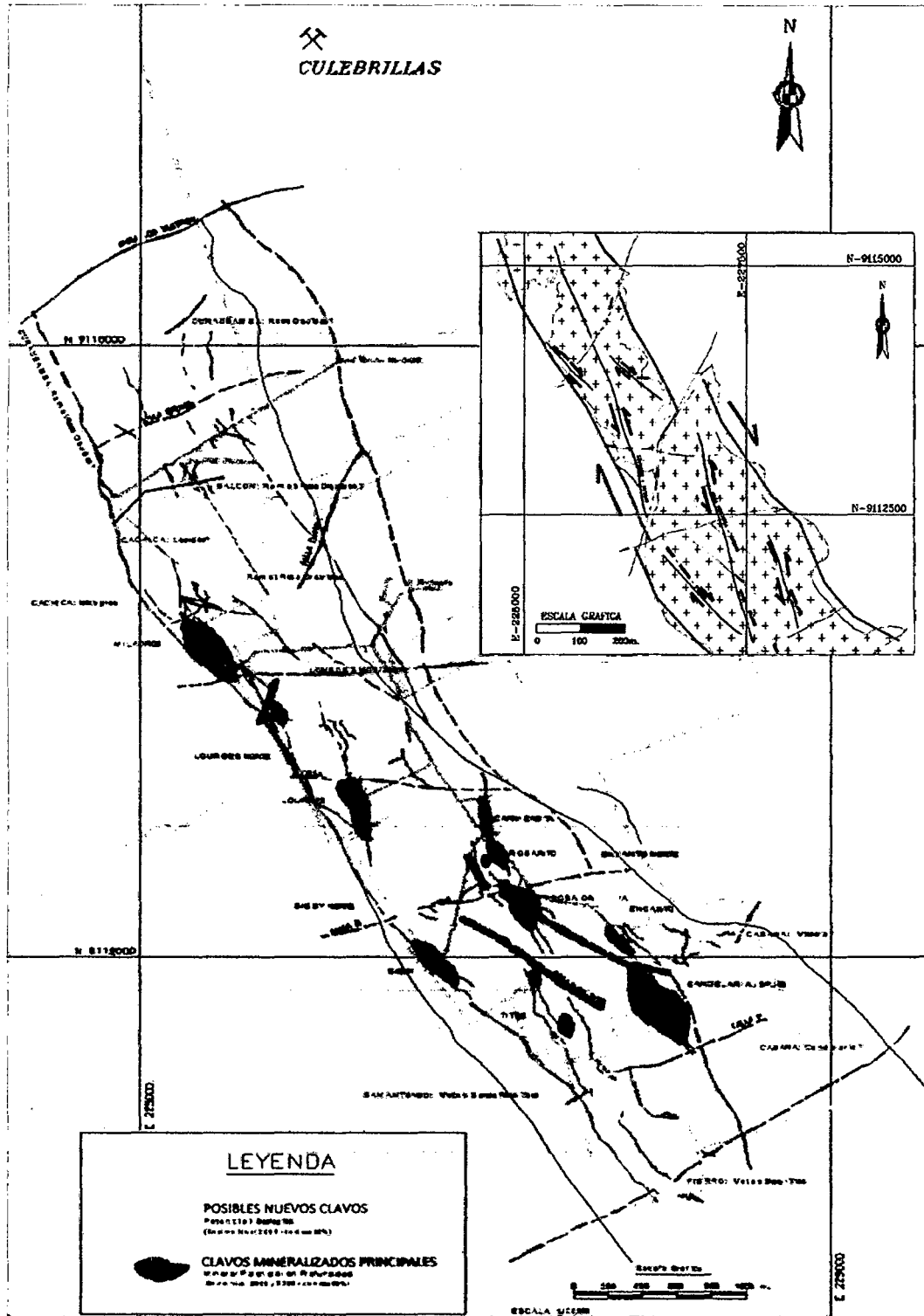


Fig. 2.4. Carta estructural y su relación con las vetas y los cuerpos mineralizados. El recuadro pequeño muestra el modelo tectónico e indica la interpretación cinemática de las fallas, el modelo indica un sistema de movimientos dextrales.

2.5. Geología económica

La mineralogía aurífera asociada al Batolito de Pataz, ocurre con mayor incidencia en la zona central del Batolito, esto como ya se mencionó es producto del fuerte tectonismo que sufrió esta zona en lo que se refiere a fallamientos, fracturamientos y las buenas condiciones físicas químicas favorables para una mineralización como sucede con las vetas Rosa Orquídea, Candelaria, Santa Rosa, Sissy, Milagros, en cada una de estas vetas se ha observado que en los niveles superiores las vetas son angostas y a medida que profundizan incrementan su potencia llegando en ciertos lugares hasta 20 m Así mismo las leyes de oro que presentan estas vetas y el ancho de sus potencias no han sido las mismas desde sus orígenes puesto que estas vetas se han ido ensanchando y enriqueciendo con los flujos mineralizantes que han ocurrido en diferentes eventos geológicos. Quizás esto explique porque las rocas más antiguas tienen mejores leyes que las rocas más modernas. En las diferentes vetas se han realizado estudios microscópicos de la mineralización, teniendo como mineral principal Pirita con gran contenido de oro, Galena, Escalerita también con presencia de oro y calcopirita en menor proporción.

2.5.1 Mineralogía y paragénesis

La mineralogía de las Vetas de Consorcio Minero Horizonte S.A. se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas del Batolito de Pataz, al que se considera responsable de esta mineralización. (Ver Fig.2.4). Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas pre-existentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional El Contenido de mineral en las vetas de Retamas es relativamente simple; Cuarzo con Pirita acompañado con pequeñas cantidades Galena y otros sulfuros. De estudios mineralógicos realizados anteriormente se tiene los siguientes resultados:

- Minerales Nativos : Oro
- Minerales Sulfuros: Pirita, Arsenopirita, Pirrotita, Escalerita, Calcopirita, Galena, Bornita y Covelita.

- Minerales Óxidos: Limonita
- Minerales no Metálicos: Sericita, Cuarzo, Calcita y Cerusita

Asimismo de este estudio mineralógico realizado por Departamento de Geología, podemos deducir que gran parte del oro se encuentra libre y que por su tamaño requiere molienda fina para optimizar su recuperación.

2.5.2 Clasificación de minerales

En Consorcio Minero Horizonte se puede clasificar a los minerales de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

a) Minerales de mena: Son todos aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico.

- Oro (Au)
- Electrum (Au, Ag.)

b) Minerales de ganga: Son aquellos minerales que no presentan cierto beneficio económico pero que están asociados a los minerales de mena y son:

- Cuarzo (Si O₂)
- Pirita (S₂ Fe)
- Galena (PbS)
- Arsenopirita (S As Fe)
- Calcopirita (Cu FeS₂)
- Pirrotina (Fe₁- Xs)
- Jamesonita (S₁₄ Sb₆ Pb₄ Fe)

Las potencias de las vetas son muy variables, abarcan desde pocos centímetros hasta más de 20 m formando las vetas tipo Rosario (Veta Orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos cimoides (Veta Candelaria). En algunas partes de la Veta Candelaria se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro.

2.5.3 Tipo y forma del yacimiento

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos algunas veces se dan como afloramientos ciegos, las principales vetas de Parcoy están en el cuerpo Granodiorítico. Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación que alcanza por las leyes observadas en las secciones longitudinales; las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas; algunos de ellos muestran signos de reavivamiento. La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como en el vertical.

- **Primario:** Por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- **Hipógeno:** Porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática.
- **Hipogénico:** Porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.
- **Mesotermal a epitermal:** Por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de Presión, Temperatura moderada y profundidad.

2.5.4 Características estructurales del yacimiento

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran afectadas por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo "Rosario" con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0.5 m a 10 m, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la

pirita masiva y de grano muy fino, también hay fallas transversales de corto desplazamiento. El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de baja ley.

2.5.5 Control mineralógico

Los valores económicos auríferos presentan una relación directa con los diferentes tipos texturales los mismos que están asociados a los diferentes eventos mineralógicos y tectónicos, así se ha podido establecer.

- **Cuarzo I**, lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- **Cuarzo II con Pirita I**, color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.
- **Cuarzo III con Pirita II**, de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.
- **Cuarzo IV con Pirita III**, de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas, la galena y la escalerita, son favorables a la formación del oro.

La calcita se ha cristalizado posterior a todos los minerales, esto indica un ambiente de baja temperatura, la calcita es un control negativo, en profundidad la calcita tiende a disminuir por el aumento de temperatura y aumenta el oro.

2.5.6 Clasificación económica del mineral

a. **Por su valor.** Se considera rangos para la clasificación, siendo estas:

- Mineral Económico : ≥ 10 g/TM de Au
- Mineral Marginal : 10 - 8 g/TM de Au
- Mineral Sub. Marginal : 8 - 5 g/TM de Au.

- b. **Por su certeza.** Esta clasificación implica las posibilidades de continuidad de la mineralización como mineral probado – probable, cuyo coeficiente de certeza es 2 a 1. El mineral prospectivo y potencial no se considera para la cubicación.
- c. **Por sus leyes.** Esta clasificación determina que mineral es explotable y rentable para ser tratado en la planta de beneficio de acuerdo al contenido de oro, y se clasifican en:
- Desmonte: 0 – 5 g/ TM de Au.
 - Mineral de Evaluación: 5 – 8 g/ TM de Au.
 - Mineral Económico: 8 – 12 g/ TM de Au.
 - Mineral Económico Rentable: ≥ 12 g/TM de Au.

2.5.7 Inventario de minerales

En la siguiente tabla se presentan los resultados del inventario anual de reservas y recursos minerales a diciembre del año 2011.

Tabla 2.1. Reserva de mineral probados y probables de Consorcio Minero Horizonte

	TMS	Leyes de veta		Leyes diluidas			
		Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Probado	904,119	1.50	10.61	189,730	1.51	8.05	49,085
Probable	356,719	1.57	11.29	1,114,624	1.69	7.47	267,620
Total reservas	1,260,837	1.52	10.80	1,304,354	1.66	7.55	316,704

Tabla 2.2. Recursos indicados y medidos de Consorcio Minero Horizonte

TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.	
		Leyes de veta		Leyes diluidas			
		Medido	153,597	1.29	9.98	1,116,021	1.71
Indicado	884,560	1.47	9.23	441,585	1.77	9.04	128,369
Total recursos	1,038,157	1.44	9.34	1,557,606	1.73	8.66	433,848

Tabla 2.3. Recursos inferidos de Consorcio Minero Horizonte S.A.

	TMS	Av	gAu
Total recurso inferido	6,881,109	1.93	5.34

Se ha realizado una reubicación de recursos inferidos en las vetas Lourdes, Milagros, Candelaria, Encanto y Rosa Orquídea, teniendo un incremento en total de 2.801.597 TM una potencia de 2,10 metros y una ley de 5,33 grAu/TM., (Ver Anexo A, tablas 2.4 y 2.5)

2.5.8 Programa de exploración y desarrollo

2.5.8.1. Plan de exploraciones 2012

El Departamento de Geología a través del Área de Exploraciones, con la finalidad de expandir las reservas minerales de la empresa, establece como objetivos realizar trabajos de prospección y exploración en las proyecciones del área de operación, así como también en las áreas de Cabana, Curaubamba, Nazareno, Zambo 23, 24, 25, 26. Virgen María, Yuracyacu.

Para alcanzar estos objetivos se aplicaran métodos y herramientas de prospección como, cartografiado geológico, muestreo, estudio geoquímico y levantamiento geofísico, seguido de una fase de exploración mediante perforación diamantina los cuales permitirán identificar nuevas zonas mineralizadas. (Ver Anexo A, tabla 2.6)

2.5.8.2. Cronograma de exploración y avances por zonas

La información es presentada en el Anexo A, tabla 2.7

CAPITULO III

OPERACIONES MINERAS

3.1. Zonificación de la mina

La unidad Minera se encuentra distribuida en tres zonas: Norte, Centro, y Sur
Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas:

Zona Norte:

- Mina Milagros
- Mina Lourdes

Zona Centro:

- Mina. Encanto
- Mina. Rosa

Zona Sur:

- Mina Victoria
- Mina Candelaria

3.2. Operación actual

Consorcio Minero Horizonte S.A es una empresa minera aurífera, que en la actualidad se encuentra mecanizando el 95% de sus labores y el 5% aún son convencionales.

Consorcio Minero Horizonte S.A cuenta con tajos de secciones variados 14mx5m; 10mx4m; 8mx4m; 6mx3m, donde un solo tajo puede producir 350Tn/día a 500Tn/día, la empresa minera aurífera, para este año 2012 se plantea mecanizar al 100% sus operaciones mineras, para incrementar su producción de 1500Tn/día a 2000Tn/día.

3.3. Método de minado

3.3.1. Corte y relleno ascendente

Mayormente se aplica el método de “corte y relleno ascendente” con relleno hidráulico o detrítico este método puede ser en forma convencional y en forma mecanizada usando equipos de bajo perfil según la dimensión del tajo. Otro método aplicado en menor escala es el corte y relleno descendente. También se está trabajando con un nuevo método que se usa paralelamente al corte y relleno llamado tajeo en “Lonjas Verticales” iniciado y desarrollado por Consorcio Minero Horizonte en donde el tajeo se realiza en forma inclinada y se avanza a través de una chimenea. Esta variante ha permitido ser más selectivo y productivo.

En zonas donde la explotación es semi-mecanizada se utiliza el mismo método que aporta más productividad por tajo, pero presenta limitaciones para la potencia de las estructuras. Con este método de corte y relleno semi-mecanizado se ingresa a los tajos por medio de rampas que empiezan en forma negativa con 15% de gradiente y con una longitud de 40 metros de la rampa principal de acceso y avanzan hacia los pisos superiores hasta alcanzar una gradiente máxima de 15%, la rampa inicial es rebatida después de concluir el corte horizontal del tajo y que posteriormente para brindarle la estabilidad necesaria es rellenada con relleno hidráulico y detrítico, este método de explotación se está aplicando en vetas donde se tienen buenas leyes.

En Consorcio Minero Horizonte se presentan condiciones geológicas y geomecánicas no tan apropiadas para poder aplicar este método, pero si nos brinda ventajas de adaptabilidad del método de Corte y Relleno a las condiciones de este yacimiento dando como resultado uno de los métodos con menos costo y de mayor seguridad.

Los métodos están relacionados y son aplicados en relación directa con la forma de la mineralización y la calidad de roca, variables que en el tiempo se han ido conociendo con mayor detalle, permitiendo esto una mejor selección del método y mejor explotación para una mayor productividad y recuperación de las reservas cubicadas (ahora 90%).

3.3.2. Selección del método de explotación

Como factores de selección de un Método de Explotación se tiene:

3.3.2.1. Aplicabilidad

Geológicamente en las vetas de esta unidad es característico aplicar este Método de Corte y Relleno Ascendente por los Siguietes factores:

3.3.2.1.1. Potencia

En Consorcio Minero Horizonte S.A. se tienen vetas de potencias variables que van desde 0.5 a 20 m., es decir, de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.

3.3.2.1.2. Buzamiento

Las estructuras en los niveles superiores presentan un buzamiento promedio de 40° y en los niveles inferiores tiende a 69°.

3.3.2.1.3. Comportamiento de cajas

La alteración en la rocas encajonantes varían poco debido a la poca variación en la litología, se tiene una alteración cuarzo sericita con cloritización y poca epidota, el ancho de estas alteraciones depende del potencia de la veta, en zonas donde las vetas se ramifican la alteración es más discontinua

Estructuralmente las cajas son alteradas, con presencia de roca panizada por lo se presentan muy inestables, principalmente la caja techo se encuentra en una roca Mala B a Muy mala de tipo IV-B con RMR 21 – 30, mientras el caja piso se encuentra en una roca Mala A de tipo IV –A con RMR 31 – 40.

3.3.2.1.4. Regularidad

La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en vertical como en horizontal.

3.3.2.1.5. Presencia de agua

En Consorcio Minero Horizonte por ser una zona con mucha presencia de aguas subterráneas hace que las cajas y la estructura mineralizada sean muy inestables, variando desde roca húmeda a zonas con fuerte filtración de agua.

Todas estas características hacen que la roca de Consorcio Minero Horizonte tenga un RMR promedio de 30-45

3.3.3. Recuperación del tajeo

La recuperación del mineral cubicado depende del contenido de gramos de Au, si es mineral económico ($Ley > 10 \text{ g/ TM Au}$), la recuperación no es menor a 95%; es decir el puente dejado sobre la galería se recupera en forma normal.

3.3.4. Dilución y selectividad

La dilución en las partes angostas puede llegar hasta un 50% muchas veces, poder hacer un trabajo selectivo en estas condiciones de terreno es desfavorable. Cuando las vetas presentan potencias mayores de 1 m, no se tiene problemas de dilución, excepto por mala supervisión en voladura y sostenimiento pueden diluir las cajas; para evitar la fuerte dilución, se ha aplicado el método de sircado evitando romper cajas como se muestra en la fig. 3.1.



Fig. 3. 1. Sección de la veta en un tajo

La ley promedio del bloque se obtiene por barrenación y muestreo por canales, por lo tanto la dilución está representado por la siguiente ecuación

$$\text{Porcentaje de dilución} = \frac{(a - c)}{c} * 100$$

$$\text{Porcentaje de dilución} = \frac{(a - c)}{g} * 100$$

$$\text{Porcentaje de dilución} = \frac{(g * c)}{a} * 100$$

a= Ley de mineral

c= Ancho promedio de mineral

g= Sección de la labor

3.3.4.1. Factores que producen la dilución

- Factores inherentes al método de Explotación.
- Factores geológicos, propios del yacimiento.

- Factores humanos.

3.3.4.2. Controles para disminuir la dilución

En interior Mina.

- Marcado de los límites de la estructura y delimitación de las áreas mineralizadas.
- Determinación o medida de la Potencia de veta y los anchos de labor.
- Determinación visual de los factores que generan la dilución y el estimado del mismo.
- Generar indicaciones para separar el material de cajas del mineral (Selectividad), empaquetado; construcción de pircas etc.

3.3.4.3. En interior mina Extracción.

- Coordinar con el personal de Mina: Ingenieros, capataces, locomotoritas, el programa de extracción diaria del mineral que provienen de los echaderos de los tejeos y “Ore Pass” principales.
- Dar las indicaciones escritas a los capataces y locomoristas para la extracción del mineral de producción y evaluación de los distintos puntos de extracción.
- Contribuir al control del programa de extracción diaria conjuntamente con el muestreo de tolva superficie, en la verificación y cumplimiento de las indicaciones para la extracción del mineral.
- Reportar las incidencias que ocurren en las actividades de extracción diaria.

3.4. Descripción del proceso productivo

3.4.1. Perforación y voladura

La perforación y voladura es la más importante en la operación minera unitaria en el ciclo total de minado. Los diseños de voladura inadecuado o de funcionamientos defectuoso podrían tener graves consecuencias a lo largo del ciclo de minado, empezando en la voladura misma y prosiguiendo a través de las operaciones minera unitaria de carguío, acarreo y chancando.

Las buenas operaciones de perforación y voladura en la mina son tanto el resultado del «arte» y cierto sentido común, así como la «ciencia». En tal sentido, todo programa exitoso de perforación y voladura deberá implementarse de acuerdo a las condiciones geológicas, de aplicación, ambientales y de seguridad presentes. Sin embargo, todas las operaciones de perforación y voladura (P&V), tanto en las minas a tajo abierto como subterránea, deberá conducirse de conformidad con prácticas operativas seguras, diseñadas para minimizar los impactos ambientales nocivos, así garantizar un ambiente de trabajo seguro para los trabajadores de la mina.

La perforación es la operación minera unitaria de mayor incidencia dentro de la minería en donde se tiene que realizar taladros en el macizo rocoso de un frente de una labor sea esta en exploración, explotación o preparación, siguiendo un parámetro ya establecido como una malla de perforación, la cual es diseñada en función de las propiedades del macizo rocoso, tales como: RQD, RMR, Q.

La finalidad de la perforación es realizar excavaciones donde se pueda alojar la carga explosiva a usarse en la voladura, pero también se realizan perforaciones de alivio que ayudara en la mejora de la voladura, creando caras libres necesarias para la facturación de la roca. La perforación se realiza con equipos neumáticos, como son el caso de las perforadoras tipo Jack leg marca toyo y seco que se usa en Consorcio Minero Horizonte, ya que por su versatilidad y facilidad de adaptarse a cualquier tipo de terreno y en situaciones poco cómodas es muy requerida y puede ser usada en forma que realice taladros horizontales e inclinados ya que el macizo rocoso es de dureza variable. Esta máquina se adecua en roca dura y roca suave., es apropiado para el lavado del taladro en rocas suaves, esto principalmente para que la perforación resulte eficaz, y poder mantener el fondo del taladro constantemente limpio, usa barrenos integrales de 2, 4, 6 y 8 pies de longitud con diámetros de 38 y 40 mm, actualmente la perforación es totalmente mecanizada como es el caso de los Jumbos de un brazo de 10, 12 y 14 pies de longitud de taladros, con diámetro de 65mm.

El 30% de las labores mineras de Consorcio Minero Horizonte se perforan con Jack leg y el 70% con jumbo – atlas copco.

La operación minera unitaria de voladura de rocas no es más que el proceso de alteración y desplazamiento del macizo rocoso produciendo el movimiento y fragmentación de la roca con respecto a su estado inicial de reposo a un estado final de material fracturado y apilado. En otras palabras el fracturamiento y apilamiento (efectos) del macizo rocoso (medio) vienen a ser los procesos resultantes de la detonación de las mezclas explosivas comerciales (acción) que son cargadas en los taladros los que son perforados de acuerdo a las mallas de perforación establecidas.

Por otro lado, en que las operaciones mineras unitarias tiene una influencia predominante el ciclo de minado; porque del resultado de estas dependerán la producción y la productividad y por ende los costos en USS/TM de las subsiguientes operaciones mineras unitarias. Los factores que tienen influencia determinante en los resultados de un disparo son tres: El macizo rocoso, el explosivo, la geometría del disparo. Se realiza un seguimiento de perforación y voladura en las diferentes labores de la Mina recolectando los datos de campo y realizando sus respectivos cálculos, tal es así que actualmente se tiene un departamento de Perforación y Voladura y otro de Geomecánica independiente para cada zona.

3.4.2. Limpieza

La limpieza de mineral y desmonte roto, desde los frentes de las labores se realiza mediante equipo trakles (LHD) de baja perfil, de diferentes capacidades (1.5Yd3; 2.5Yd3; 4yd3; 4.5Yd3 y 6Yd3), es cargado con scoop a volquetes modelo comaczo (942) de capacidad de 24 TN

3.4.3. Extracción

La extracción del mineral y desmontes se realiza con volquetes modelo comaczo (942) de capacidad de 24 TN, hacia las canchas de almacenamiento (mineral y estéril).

3.4.4. Sostenimiento

El sostenimiento es una de las operaciones unitarias importantes, ya que de ésta depende la seguridad de las personas y de los equipos que trabajan en las diferentes labores subterráneas. Consiste en brindar a la masa rocosa un soporte igual o superior a las presiones que esta ejerce sobre la labor aperturada, esto es debido a la tendencia constante de ordenamiento y acomodo de la masa rocosa con los movimientos suscitados a través del tiempo. En Consorcio Minero Horizonte se presentan en las estructuras diferentes tipos de roca razón por la cual se está utilizando diferentes tipos de sostenimiento.

El sostenimiento se aplica de acuerdo al tipo de roca, para el efecto, superintendencia de geomecánica ha elaborado una cartilla para lograr una mejor identificación de la roca que clasifica la roca desde muy mala (tipo V) hasta buena (tipo II) como se muestra en la tabla siguiente.

Tabla 3.1. Código de colores estandarizado según el tipo de roca por Consorcio Minero Horizonte.

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.
Buena	II	Verde	61 - 80
Regular A	II-A	Verde claro	51 - 60
Regular B	IV-B	Amarillo	41 - 50
Mala A	IV-A	Amarillado	31 - 40
Mala B	IV-B	Rojo	21 - 30
Muy mala	V	Marrón	0 - 20

3.4.4.1. Concreto lanzado (shotcrete)

El shotcrete (mortero o gunita) comenzó a utilizarse hace casi 90 años en el mundo.

Los primeros trabajos con shotcrete fueron realizados en los Estados Unidos por la compañía Cement-Gun (Allentown, Pensilvania) en 1907. Un empleado de la empresa, Carl Ethan Akeley, necesitaba una máquina que le permitiera proyectar

material sobre mallas para construir modelos de dinosaurios, e inventó el primer dispositivo creado para proyectar materiales secos para construcciones nuevas.

Los equipos para la ejecución de ambos métodos (vía húmeda y vía seca) mejoraron significativamente.

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua.

Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular.

3.4.4.2. Características como elemento de sostenimiento

- El concreto lanzado previene la caída de pequeños trozos de roca de la periferia de la excavación, evitando el futuro deterioro de la roca.
- Mantiene el entrase de las posibles cuñas o bloques sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
- La acción conjunta del concreto lanzado y la roca produce una fuerza tangencial en la interface, que impide que la roca y el concreto lanzado se deformen independientemente.

Tabla 3.2. Tabla de comparación de la mezcla de shotcrete vía húmeda y vía seca en las labores de Consorcio Minero Horizonte.

Factores	Mezcla seca	Mezcla húmeda
Equipo	Bajos costos de inversión Mantenimiento simple y poco frecuente Difícil de limpiar. Equipo compacto y adaptable en túneles con espacios limitados	Mayor costo de inversión Rinde mayor producción. Más fácil de limpiar. Consume 60% menos de aire comprimido
Mezcla	Se hace frecuentemente en el sitio de trabajo o se lleva la mezcla seca preparada. No hay buen control de la relación agua-cemento. La mezcla puede ser transportada grandes distancias.	La dosificación de la mezcla es más precisa dado que el agua forma parte de esta. Mejor control de la relación agua-cemento. En largas distancias la mezcla puede fraguar.
Rendimiento	En promedio 5m ³ /hora.	En promedio de 2 a 10 m ³ /hora, con manipulador

		mecánico puede alcanzar 20 m ³ /hora.
Rebote	Puede ser entre 15-40% en paredes verticales y entre 20-40% en la bóveda. El rebote forma vacíos en los hastiales. Alta pérdida de agregados y cemento.	Generalmente es 10% en promedio, o menos. Poca pérdida de materiales.
Calidad	Alta resistencia debido al ratio bajo entre agua-cemento. La mezcla depende de la adición del agua que es regulada por el operador manualmente.	Ratio agua-cemento, es alto. Mezcla homogénea.
Velocidad de impacto	Alta, buena adhesión y fácil de aplicar en bóvedas.	Adecuado para el trabajo en minería.
Aditivos	En polvo para agregar a la mezcla seca.	Generalmente líquido, se mezcla con el agua.
Polvo	Alta producción de polvo, puede ser reducida teniendo el agregado con una humedad promedio de 5 a 6%. Da buenos resultados en zonas con poca agua.	Muy poco polvo y mejor visibilidad. En zonas con agua no pega la mezcla.

3.4.4.3. Materiales componentes del shotcrete

El cemento que se utiliza normalmente es el pórtland estándar Tipo I.

El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable.

Se usan aditivos para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsílca como un añadido cementante, ésta es una puzolana

extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar capas de hasta 200 mm de espesor en un paso simple, por su calidad “pegajosa”, sin embargo, en la mezcla húmeda, esta calidad de pegajosa disminuye la facilidad de trabajo, requiriéndose de súper plastificantes para restaurar dicha facilidad de trabajo.

Como elementos de refuerzo, se tienen principalmente las fibras de acero, la malla electrosoldada firmemente adosada a la superficie de la roca (la malla eslabonada no es ideal para la aplicación del shotcrete, debido a la dificultad del shotcrete para penetrar la malla) y las varillas de hierro o acero corrugados libres de aceites, grasas, polvo u otros materiales que puedan afectar la adhesión del shotcrete.

3.4.4.4. Diseño estandarizado de mezcla de shotcrete en la planta de Consorcio Minero Horizonte

Tabla 3.3. Dosificación de shotcrete vía seca (según Consorcio Minero Horizonte)

DISEÑO DE MEZCLA - SHOTCRETE VIA SECA				
Relación a/c	0,45 - 0,5			
F'c = kg/cm ²	240			
Humedad	0.00			
Absorción	0.00			
Arena (Kg)	1541.0			
Insumo	Diseños	Peso seco	Volúmenes	Pesos corregidos
Cemento (kg.)	420.00	420.00	0.1333	420.00
Arena (kg.)	1541.00	1541.00	0.6120	1541.00
Fibra metálica	30.00	30.00	0.0110	30.00
Agua (lt.)	200.00	200.00	0.2000	200.00
Gunitoc I - 33	9.00	10.50	0.0105	9.00
			0.9669	
Tabla para la dosificación de shotcrete vía seca 4% de humedad				
Relación A/C	0.47			
Insumo	Diseños	Peso seco	Volúmenes	Pesos corregidos
Cemento (kg.)	420.00	420.00	0.1333	420.00
Arena (kg.)	1541.00	1541.00	0.6120	1602.64
Fibra metálica	30.00	30.00	0.0110	30.00
Agua (lt.)	200.00	200.00	0.2000	165.00
Gunitoc I - 33	9.00	10.50	0.0105	9.00
Condición				Lts/m ³ aditivo
Labor estable y seca - MALLA (2,5% - 3%) - del peso del cemento				9
Labor regular y húmedo (3,0% - 4.5%) - del peso del cemento				11
Labor inestable filtración de agua (4,5% -5 %) - del peso del cemento				14

Tabla 3.4. Dosificación de shotcrete de vía húmeda (según Consorcio Minero Horizonte)

DISEÑO DE MEZCLA CMH - SHOTCRETE VIA HUMEDA				
	Diseño de mezcla original			
Planta Impecon	Cantera Pías fibra metálica			
Relación a/c	0,42 - 0,48			
F'c	400 kg/cm2			
Humedad	0.00			
Absorción	0.00			
Arena(Kg)	1541.0			
Insumo	Diseños	Peso seco	Volúmenes	Pesos corregidos
Cemento (kg.)	390.00	390.00	0.1238	390.00
Arena (kg.)	1541.00	1541.00	0.6120	1541.00
Sh - 5	3.20	3.36	0.0028	3.20
Fibra metálica	30.00	30.00	0.0330	30.00
Sigunit L - 30	9.00	13.50	0.0094	9.00
Agua (Lt.)	185.00	185.00	0.1850	185.00
Aire %		1.00%	0.0100	0.00
Slump	9" - 8" En la planta			
Slump	5" - 6" En la labor			
Relación a/c	0.47			
Condición				Lts/m3 aditivo
Labor estable y seca - MALLA (2,5% - 3%) - del peso del cemento				9
Labor regular y húmedo (3,0% - 4.5%) - del peso del cemento				11
Labor inestable filtración de agua (4,5% - 5 %) - del peso del cemento				14

3.4.4.5. Transporte de shotcrete

3.4.4.5.1. Transporte de shotcrete vía seca

El transporte de los materiales para el shotcrete desde la planta N°2 (Betonmac) hasta las labores a sostener, se realiza mediante locomotora y vagones mineros (convoy), donde se dosifica en la labor de acuerdo a las especificaciones ya establecidos por Consorcio Minero Horizonte S.A, para luego ser lanzado manualmente con aliva.

El lanzado de shotcrete por este método es un 5% a 8%, solo en labores convencionales.

3.4.4.5.2. Transporte de shotcrete vía húmeda

El transporte de los materiales para el shotcrete desde la planta N°2 (Betonmac) hasta la planta N°1 (Impecon), se realiza mediante locomotora y sobre plataformas (convoy) en bolsas BIG-BAG de 1200Kg, donde se dosifica mediante fajas transportadoras de acuerdo a las especificaciones ya establecidos por Consorcio Minero Horizonte S.A, para luego ser cargados a los equipos **mixer**

(transportador de mezcla vía húmeda a las labores), luego es alimentado a los equipos TK, robot- alfas (lanzador automático de concreto vía húmeda).

El lanzamiento de shotcrete por este método es 92% a 95%, en labores mecanizados

3.4.4.6. Principios de acción del shotcrete

La acción conjunta del shotcrete y la roca, impide que éstos se deformen independientemente.

La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.

El shotcrete mantiene el entrase de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.

Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo.

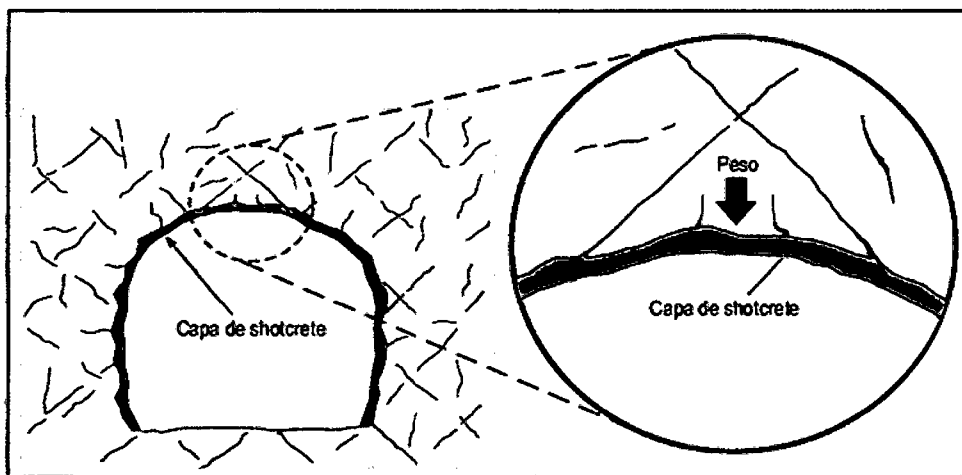


Fig.3.2. Lanzado Shotcrete en un frente (in. Consorcio Minero Horizonte)

3.4.4.7. Aplicación del shotcrete

La gran cantidad de ventajas que tiene el shotcrete como proceso de construcción, y los avances logrados en equipos, materiales y conocimientos, lo han convertido en una herramienta importante para una variedad de trabajos.

Se aplica shotcrete para resolver problemas de estabilidad en túneles y en otras construcciones subterráneas. Además, hoy en día esta técnica es un factor clave para el soporte de rocas en aplicaciones tales como:

- Construcción de túneles
- Operaciones mineras
- Hidroeléctrica
- Estabilización de taludes

Más del 90 % de todo el shotcrete es utilizado para soporte de rocas.

El shotcrete es el método de construcción del futuro debido a sus características de flexibilidad, rapidez y economía. ¡El único límite para su uso es la imaginación del hombre.

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.

Colocación de calibradores para el control del espesor, el hombre que manipula la boquilla deberá hacerlo del siguiente modo:

La posición de trabajo debe ser tal, que haga posible cumplir con las especificaciones que se dan a continuación.

La distancia ideal de lanzado es de 1 a 1.5 m. El sostener la boquilla más alejada de la superficie rocosa, resultará en una velocidad inferior del flujo de los materiales, lo cual conducirá a una pobre compactación y a un mayor rebote.

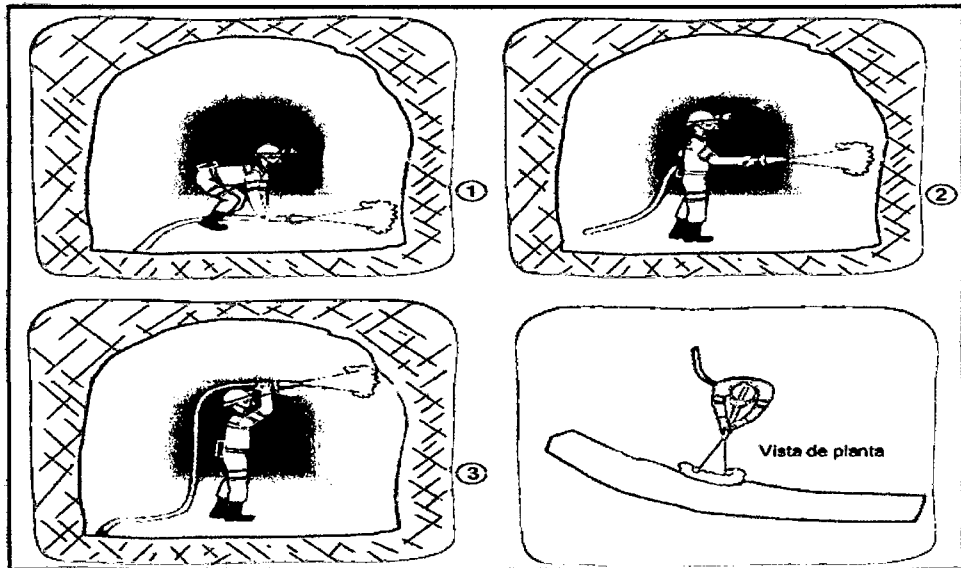


Fig.3.3. Posiciones de lanzado de Shotcrete (in. Consorcio Minero Horizonte) Respecto al ángulo de lanzado, como regla general, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa. El ángulo de lanzado no debe ser menor de 45°.

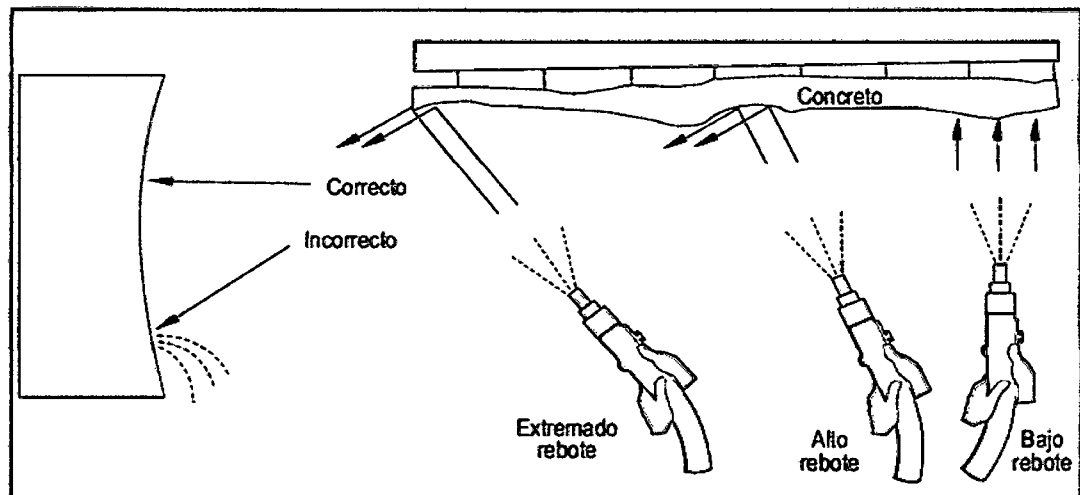


Fig.3.4. Posición de la boquilla a la hora de lanzado shotcrete (in. Consorcio Minero Horizonte)

A fin de distribuir uniformemente el shotcrete, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa y debe ser rotada continuamente en una serie de pequeños óvalos o círculos.

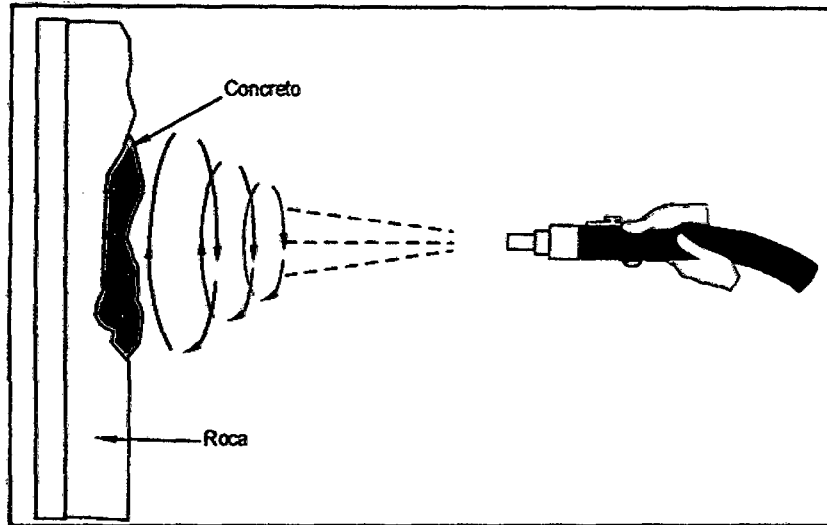


Fig.3.5. Posición de lanzamiento del shotcrete a las paredes (in. Consorcio Minero Horizonte)

Cuando se instala shotcrete en paredes, la aplicación debe iniciarse en la base. La primera capa de shotcrete debe cubrir en lo posible completamente los elementos de refuerzo. Aplicando el shotcrete desde la parte inferior, aseguramos que el rebote no se adhiera sobre la superficie rocosa. Este procedimiento evita que posteriormente se presente el fenómeno del shotcrete “falso”.

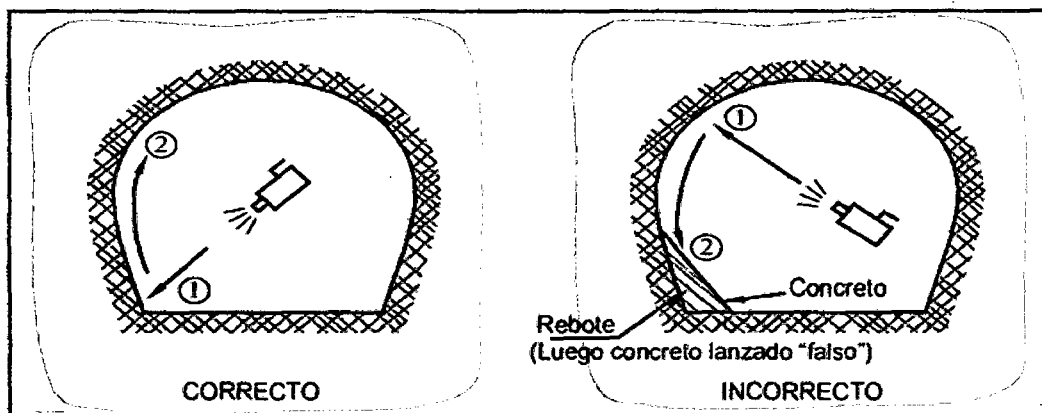


Fig. 3.6. Lanzado correcto e incorrecto del shotcrete (in. Consorcio Minero Horizonte)

Cuando el shotcrete es aplicado a la masa rocosa con juntas bien definidas y portantes de agua, es importante proveerla de drenaje a través de la capa de shotcrete, a fin de liberar las altas presiones de agua. Taladros de drenaje, fijados con tubos plásticos como se aprecia en la imagen, son comúnmente usados para este propósito. Donde la filtración de agua no es restringida a pocos rasgos estructurales específicos, una esterilla de fibra porosa puede ser adosada a la superficie de la roca antes que la capa de shotcrete sea aplicada. Cuando se practica el drenaje, el agua de los drenes deberá ser colectado y dirigido a una cuneta o sumidero.

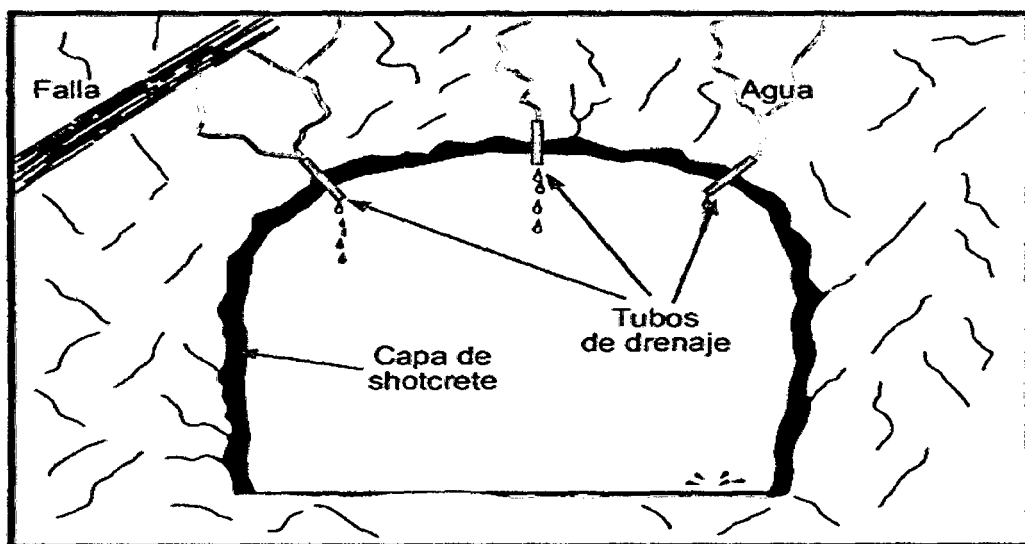


Fig.3.7. Shotcrete lanzado a las paredes de una labor, con presencia de goteo de agua (in. Consorcio Minero Horizonte)

3.4.4.8. Consideraciones al aplicar el shotcrete

3.4.4.8.1. Rebote

Para mezcla seca, el medio más efectivo de reducir el rebote incluye: la disminución de la presión de aire, el uso de mayor cantidad de finos, el pre-humedecimiento de la superficie y el lanzado a una consistencia estable.

Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzado y graduación de los agregados.

Tabla 3.5. Perdida de mezcla de shotcrete por equipos (in. Consorcio Minero Horizonte)

	Lanzado de shotcrete vía húmeda y vía seca				
Equipo	ROBOT	TK	ALIVA	Cp	C
Revote	12% - 15%	20% - 25%	30% - 35%	6%	2%

3.4.4.8.2. Rugosidad

La rugosidad del macizo rocoso es una de los factores principales que afecta en el incremento de mezcla de shotcrete, por lo que en Consorcio Minero Horizonte se considera el 30% de castigo.

3.4.4.8.3. Espesor de la aplicación

Siempre que sea posible el shotcrete debe ser aplicado a su espesor completo de diseño en una sola capa. Éste puede ser aplicado en capas o espesores simples, dependiendo de la posición de trabajo. En el techo el espesor debe ser el necesario para evitar la caída del shotcrete, generalmente de 1 a 2 pulgadas (25 - 50 mm) en cada pasada. En las paredes verticales puede ser aplicado en capas o espesores simples.

En cualquiera de los casos el espesor de una capa es principalmente gobernado por el requerimiento de que el shotcrete no caiga.

3.4.4.8.3.1. Cubicar mezcla de shotcrete para un frente a lanzar

A. Ecuación para calcular el volumen de mezcla de Shotcrete a lanzar

$$V = (P * L) * e * (\%Rg + \%Rv + C + Cp)$$

Donde

V= Volumen (m³)

L= Longitud de avance (m)

e = Espesor a lanzar (m)

Rg= Factor rugosidad

Rv= Factor revote

C= Factor de cuba

Cp= Factor de compactación

B. Ecuación para calcular el perímetro de un frente (según Castañeda y Guillen, 2012)

$$P = 2H - r(4 - \pi) + A$$

Donde

P= Perímetro (m)

H = Altura (m)

r = Radio (m)

A = Ancho (m)

$\pi = 3.1416$

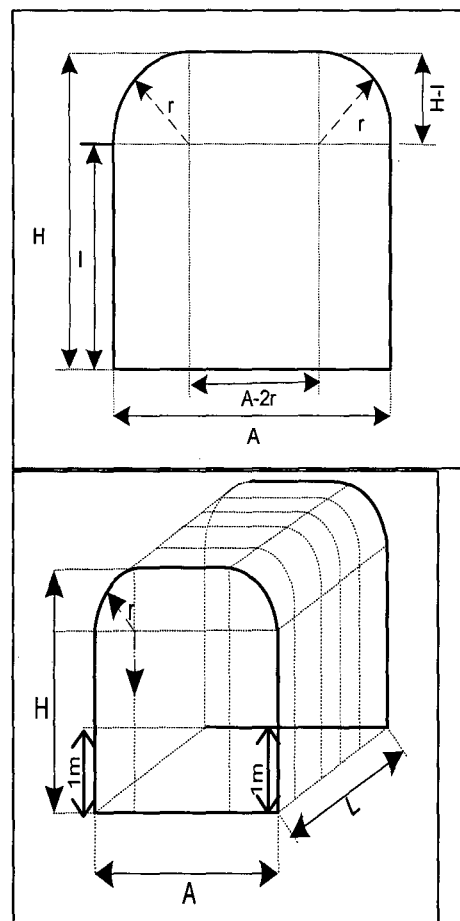


Fig.3.8, 3.9. Sección de la labor

Tabla 3.6. Secciones típicas de Consorcio Minero Horizonte

El radio varía de acuerdo al tipo de la sección que se va cubicar

Secciones típicas	r = Radio(m)
3.5*3.5	1
4.5*4.2	1.5

3.4.4.8.3.2. Cálculo de espesor del Shotcrete en Consorcio Mineo Horizonte

Para determinar el espesor del shotcrete previo evaluación geomecánica del macizo rocoso se utiliza la siguiente formula

$$E_s = \frac{\sqrt{3} * P_i * R * F_s}{4 \tau}$$

$$P_i = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) * \text{Ancho } \text{ ó altura de labor} * \gamma$$

$$\tau = \frac{RC}{5}$$

Donde

Es = Espesor de shocrete (pug)

Pi = presión Hidráulica (TN/m2)

τ = Rendimiento al corte de concreto

R= Ancho o altura de la labor (m)

Fs = Factor de seguridad 1.3 en Consorcio Minero Horizonte

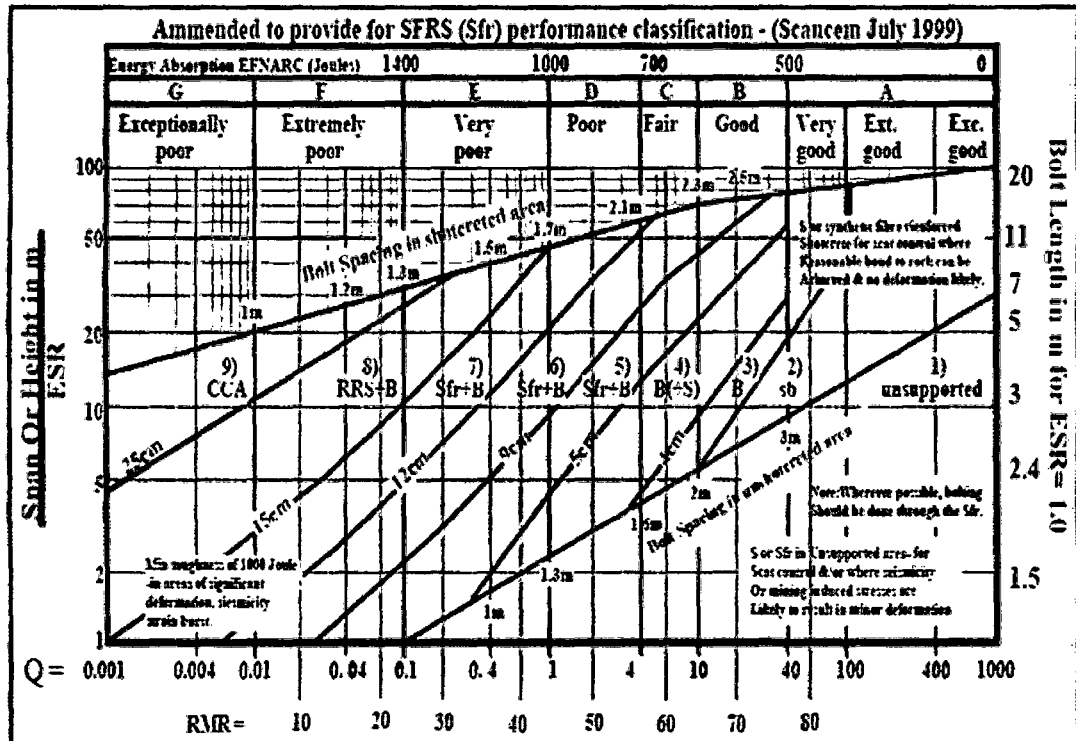
RC= resistencia del concreto (350Kg/cm2; 3500TN/m2)

RMR= Calidad del macizo rocoso

γ = Densidad del macizo rocoso (2.7TN/m3).

3.4.4.8.3. Uso de la cartilla para el cálculo de espesor del shotcrete en Consorcio Minero Horizonte (Hoek Brown)

Tabla 3.7. Se utiliza para calcular el espesor de la mezcla de shotcrete (in Hoek & Brown (1980).



3.4.4.8.4. Curado

Al igual que el concreto, el shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrolladas.

El mejor método de curado es mantener húmedo el shotcrete continuamente por 7 días, utilizando para tal fin el agua. El curado natural puede ser considerado siempre y cuando la humedad relativa del lugar sea mayor de 85%.

3.4.4.8.5. Presión del aire

La presión del aire de operación es la presión de conducción del material desde la máquina hacia la manguera. Una regla práctica es que la presión de operación no debe ser menor de 175KPa (26 psi) cuando se utiliza una manguera de 30 m de longitud o menos. La presión debe incrementarse en 35KPa (5 psi) por cada 15 m

adicionales de longitud de manguera y 35KPa (5psi) por cada 8 m adicionales sobre el equipo.

Para la mezcla húmeda el equipo requiere un suministro de como mínimo 3m³ /min a 700KPa (0.5 psi) para una operación adecuada.

3.4.4.9. Refuerzo de fibras

El concreto reforzado con fibras es un material novedoso que está siendo desarrollado de forma acelerada gracias al mejoramiento de las nuevas fibras, tecnología y técnicas de aplicación del concreto.

El uso del shotcrete reforzado con fibras ha avanzado significativamente en los últimos años, contando ahora con la aprobación de ingenieros, especificadores, propietarios y contratistas del mundo entero para aplicaciones de soporte de roca.

3.4.4.9.1. Por qué es necesario reforzar el concreto

El concreto es un material frágil. Generalmente el concreto y el shotcrete se agrietan por razones estructurales, principalmente por la poca resistencia a tracción del material. El agrietamiento se produce como resultado de una combinación de los esfuerzos de contracción y las restricciones. Para evitar este problema, es necesario reforzarlo con mallas electrosoldadas y varillas de acero, o con las fibras metálicas tienen ventajas obvias sobre la malla electrosoldada, siendo la más importante el hecho de que son pequeñas y que pueden distribuirse uniformemente en toda la capa de concreto.

El mejoramiento de la distribución de las fisuras y de la tensión imparte viscosidad al concreto.

3.4.4.9.2. Clases de fibras

3.4.4.9.2.1. Fibras sintéticas (fibras de polipropileno)

Las fibras de plástico cortas son resistentes y duraderas (embebidas en el concreto), pero sus propiedades mecánicas son similares a las del concreto y no mejoran las propiedades ni imparten viscosidad al concreto; por tal motivo no

sirven para aplicaciones de soporte de roca, pero sí son apropiadas en los casos en que únicamente se requiere refuerzo para contrarrestar la contracción (en particular, contracción plástica). Tienen un efecto muy eficiente en la distribución de microfisuras durante la fase plástica del endurecimiento, y también reducen el rebote en la proyección por vía húmeda.

Adicionalmente, las fibras sintéticas tienen un efecto positivo en la resistencia al fuego del shotcrete.

Recientemente, la compañía Synthetic Industries de los Estados Unidos desarrolló un nuevo tipo de fibra sintética que se asemeja más a la forma de la fibra metálica. Estas fibras, llamadas HPP 152, están hechas de materiales de alta calidad y se producen en longitudes de 30 y 50 mm. Pruebas realizadas en Europa y Australia demuestran que este tipo de fibra puede lograr una tenacidad apropiada en dosis moderadas (10 - 13 kg/m³), y que alcanza valores aproximados de 700 - 900 julios en el ensayo de placa de la EFNARC. Este resultado concuerda bastante con el logrado con 30 - 40 kg/m³ de fibras metálicas de alta calidad. Este nuevo tipo de fibra sintética es de interés para la industria y puede ser una adición importante para aquellos casos en que no sea posible añadir fibras metálicas al shotcrete por diversas razones (p. ej., corrección de superficie, fibras en la superficie, y cuando se requiere un refuerzo eficiente para mejorar la ductilidad del shotcrete).

3.4.4.9.2.2. Fibras metálicas

Éstas son las fibras más utilizadas para el shotcrete. Existen varias clases y calidades disponibles en el mercado, pero sólo algunas reúnen los requisitos establecidos para el shotcrete reforzado con fibra.

Los parámetros críticos de las fibras metálicas son:

- Geometría
- Longitud
- Relación largo/espesor (L/D)
- Calidad del acero

En la práctica se busca una fibra delgada y larga con acero de alta calidad (igual o mayor que el refuerzo ordinario). La mayoría de las fibras metálicas disponibles en el mercado son de calidad insuficiente. Dramix 30/50 y 40/50, Novotex 0730 (0,7 x 30 mm) y Harex CF 30/0,5 son las fibras típicas que satisfacen los requisitos para el shotcrete reforzado con fibras metálicas.

3.4.4.9.2.2.1. Ventajas técnicas de las fibras metálicas

El soporte de rocas está acompañado de riesgos constantes de cargas inesperadas y deformación. El mejor margen de seguridad posible se logra con una capa de shotcrete que tenga la más alta energía de rotura (ductilidad) posible.

Comportamiento de las fibras metálicas en el shotcrete

Las propiedades mecánicas del shotcrete están principalmente determinadas por la relación agua/cementante, el contenido de microsílíce, la dosis de acelerantes de shotcrete y las condiciones de curado.

La función principal de las fibras metálicas en el shotcrete es aumentar la ductilidad del material. Si bien es posible obtener una elevada resistencia a la flexión sin necesidad de fibras, la ductilidad está directamente relacionada con el tipo y la cantidad de las fibras metálicas. Se prefiere utilizar fibras largas (>25 mm) a dosis altas (40 – 75 kg/m³).

Como efecto secundario, las fibras metálicas mejoran la resistencia final a la flexión del shotcrete. Los resultados de pruebas a gran escala han demostrado que después del endurecimiento, la resistencia a la flexión del shotcrete básico se reduce a la mitad debido a la contracción y a la aparición de microfisuras, mientras que el shotcrete reforzado con fibras metálicas mantiene su resistencia a la flexión.

Los beneficios adicionales proporcionados por las fibras metálicas al shotcrete son:

- Mayor resistencia contra impactos.

- Mayor resistencia a la abrasión y a la erosión.
- Mayor estanqueidad y resistencia a la congelación debido a la conversión de fisuras de contracción en microfisuras.
- Mayor capacidad de adherencia, en comparación con el shotcrete básico o reforzado con mallas electrosoldadas.

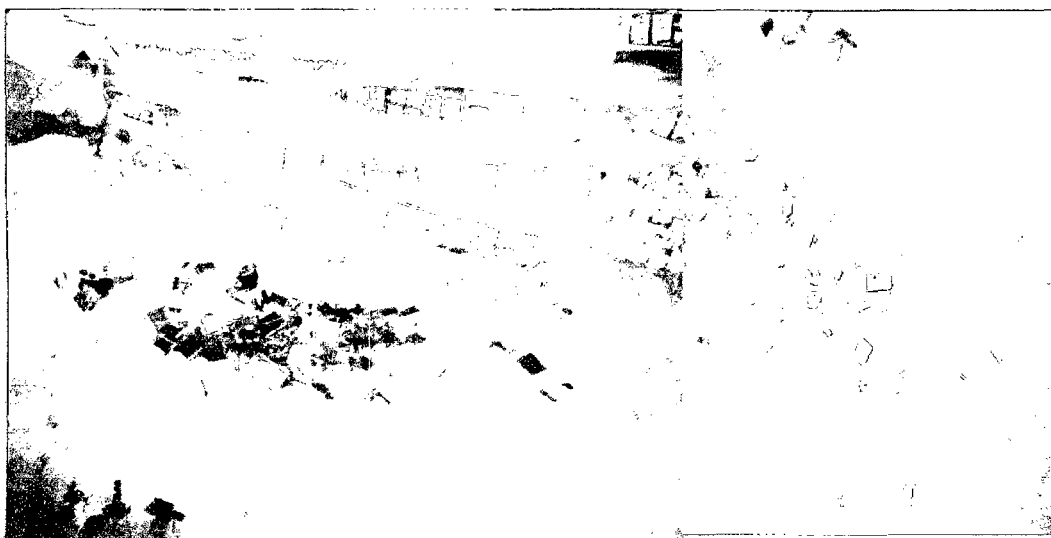
Las fibras metálicas no deben nunca utilizarse en el shotcrete por vía seca debido al elevado rebote de las mismas (>50 %).

Las regulaciones actuales imponen demandas tecnológicas en las personas que hacen el trabajo de proyección, y los requisitos actuales han conducido a una mejor capacitación del personal. Asimismo, en los últimos años ha aumentado el número de contratistas especiales; todo ello ha redundado en aplicaciones de mejor calidad. Sin embargo, la falta de conocimientos supone riesgos de trabajos deficientes; éste es el caso particular de proyectos menores para los cuales los contratistas carecen de experiencia en shotcrete.

Tales problemas pueden eliminarse estableciendo requisitos más estrictos en competencia, experiencia previa, personal capacitada y conocimiento sobre concreto, y exigiendo las autorizaciones pertinentes.

El contratista debe exigir un documento de autorización para shotcrete que tenga una validez general, tal como el que existe para colocación y armadura (similar al de la Asociación de Shotcrete del Reino Unido).

Actualmente, un 70 % del shotcrete se aplica mediante vía húmeda, mientras que el 30 % restante se aplica por vía seca. En algunas regiones del mundo predomina el método por vía húmeda (casi 100 % en Escandinavia e Italia). Hoy en día se aplican en el mundo entero más de 8 millones de m³ al año.



Fotos 5.1.; 5.2. Fibra sintética encolada

3.4.5. Relleno hidráulico

Desde el año 1997 se viene aplicando el relave como relleno en los tajeos de Consorcio Minero Horizonte S.A., se construyó una moderna planta de R/H y se instaló una bomba de 200 HP de potencia marca Feluna, obteniéndose resultados esperados como el método de explotación más eficiente, justificándose por las siguientes razones:

3.4.5.1. Eficiencia en la producción.- Incrementando su producción en un inicio a 400 TN, actualmente sobrepasando las 1600TN, para lo cual se alargó la longitud de las alas del tajeo de secciones de 14 m de largox5m de ancho, con longitudes variables desde 20m a 80m.

3.4.5.2. Se reduce la pérdida de finos.- Con el uso de relleno hidráulico los tajeos son rellenados en forma compacta y se reduce enormemente la existencia de vacíos hacia la caja techo y hacia el techo del mismo tajeo, donde anteriormente se perdía los finos en el relleno detrítico.

3.4.5.3. Facilidad en el relleno.- Para rellenar un ala en el tajeo, anteriormente se tenía una eficiencia de 2.7 m³/hr, actualmente se tiene 16.68 m³/hr.

3.4.5.4. Mayor seguridad.- Como quiera que el relleno es rápido, se evita el tiempo que podría estar expuesto a la presión de todo el área del tajeo creándose una condición insegura.

3.4.5.5. Menor volumen enviado a cancha de relaves.- Con el uso de este método de Corte y Relleno con relleno hidráulico, solo se envía el 30% de todo el relave a la cancha de relaves en Chilcapampa ahorrándose así un 70% de los relaves que son bombeados a los tajeos en las diferentes labores de la mina.

3.4.5.6. Material de relave disponible y gratuito.- El relave que sale de planta es cicloneado y enviado a la mina por medio de tuberías con una bomba y no requiere de más gastos.

3.4.6. Planta de tratamiento

Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando en tres zonas norte, explotando las vetas Lourdes, Milagros en su sector centro, las vetas Rosa Orquídea, Encanto y en su sector sur las vetas de Candelaria, victoria.

Consorcio Minero Horizonte para que pueda recuperar los minerales de interés económico utiliza el método de flotación, carbón Activado y el Mery crawe, recuperando como concentrados el oro, la plata y el cobre.

La capacidad de la planta concentradora de Consorcio Minero Horizonte es de 1500TM /día, con una ley del orden 13 - 15 gr. Au /TM, con una tendencia de ampliación a 1800TM/día.

CAPITULO IV

GEOMECÁNICA DE MACIZO ROCOSO

4.1. Mecánica de rocas

4.1.1. Definición

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos; esto es, aquella rama de la mecánica que trata con la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico.

4.1.2. Concepción actual

La mecánica de rocas es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, todo esto en conjunto es lo que se denomina la Geomecánica. Luego, la mecánica de rocas vendrá acompañada principalmente por la geología estructural, la hidrología subterránea y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera a partir del cual se puede desarrollar procedimientos para la predicción y control del comportamiento de estructuras rocosas.

Tal como se conceptualiza hoy en día, la mecánica de rocas tiene fundamental importancia principalmente en la ingeniería de minas e ingeniería civil; particularmente constituye la base científica de la ingeniería minera, puesto que a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto de “vida de operación” junto con el beneficio económico de dicha operación con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas.

4.1.3. Causas de su desarrollo.

Hay varias causas que pueden atribuirse a su desarrollo, una de ellas es consecuencia del incremento general de la actividad científica, que ha producido entre otras cosas: teorías, métodos, instrumentos y procedimientos de medición adaptables a las aplicaciones de la mecánica de rocas.

La minería es una actividad que viene proveendo una fuerte motivación para el desarrollo de esta disciplina; dentro de esta actividad hay ciertos factores que están contribuyendo para el surgimiento relativamente reciente de la mecánica de rocas como una tecnología minera. Estos son los siguientes:

- El incremento de las dimensiones y volúmenes de producción de las operaciones mineras. El incremento de la escala física de estas operaciones tiene también un efecto directo sobre la necesidad de un diseño estructural efectivo, dada la mayor probabilidad de ocurrencia de fallas extensas de masas rocosas.
- La necesidad de explotar recursos minerales en medio ambientes desfavorables de minado, particularmente el incremento de la profundidad de los yacimientos, los cuales estimulan las investigaciones en varios aspectos del rendimiento de la roca bajo altos esfuerzos.
- La conservación del recurso y la seguridad industrial, aspectos importantes más recientes que se reflejan en la minería con el intento de maximizar la recuperación de cualquier reserva mineral y aplicar prácticas y técnicas para mantener seguros los lugares de trabajo y su entorno físico.

4.1.4. Metodología de su aplicación.

La metodología que intenta proveer una base para el diseño o dimensionamiento geomecánico de excavaciones o estructuras rocosas, comprende aspectos involucrados en tres tipos de modelos: geológico, geomecánico y matemático, según el siguiente detalle:

4.1.4.1. Modelo geológico

- Litología
- Estructura
- Características de las discontinuidades
- Hidrología / Sismología
- Propiedades mecánicas de los materiales rocosos.
- Propiedades mecánicas de las discontinuidades y estructurales.

4.1.4.2. Modelo geomecánico

- Calidad del macizo rocoso.
- Propiedades de resistencia del macizo rocoso.
- Tensiones naturales.
- Calidad de la excavación.

4.1.4.3. Modelo matemático

- Equilibrio límite
- Modelos continuos
- Modelos discontinuos

A través del modelo geológico tratamos de caracterizar o definir, lo más cercanamente posible a la realidad de la masa rocosa, es decir del medio en el cual realizaremos la excavación.

El modelo geomecánico permite cuantificar los diferentes parámetros de la masa rocosa.

El modelo matemático integra los dos modelos anteriores, considerando los aspectos geométricos de la excavación a realizarse (condiciones de borde).

Esta metodología es adecuada a cada caso particular y no solamente para el diseño sino también para la solución de los problemas de inestabilidad surgidos por rendimientos deficientes de algunas estructuras rocosas.

4.1.5. Aplicaciones en el minado subterráneo.

Cuatro son los objetivos comunes de la mecánica de rocas para el rendimiento de la estructura de una mina:

- Asegurar la estabilidad promedio de la estructura completa de la mina, definida por el recurso mineral principal y los vacíos minados, los remanentes de mineral y la roca encajonante adyacente.
- Proteger las principales aberturas de servicio a lo largo de su vida de servicio diseñado.
- Proveer accesos seguros para asegurar lugares de trabajo dentro y alrededor de los centros de producción de mineral.
- Preservar la condición de minables a las reservas de mineral no minados.

Según los objetivos planteados y además de la selección del método de minado, la mecánica de rocas contribuye a la práctica de minado subterráneo en los siguientes aspectos:

- Diseño de aberturas permanentes
- Diseño del esquema y secuencia de minado (evolución de la estructura de la mina.)
- Diseño de sistemas de extracción.

Otro de los aspectos de la aplicación de la mecánica de rocas al minado subterráneo lo constituye el control del comportamiento de las masas rocosas circundantes a las excavaciones mineras. Este control denominado también **monitoreo**, constituye un componente esencial de un programa de mecánica de rocas, y provee la información necesaria para completar la lógica o circuito de diseño con el fin de desarrollar, verificar o implementar procedimientos del mismo con relación a un plan de minado coherente de los cuerpos mineralizados.

4.2. El Macizo rocoso

El estudio del macizo rocoso es un medio indispensable a la obtención anticipada de los condicionantes geológicos y del problema potencial que un ingeniero de

excavaciones subterráneas debe conocer y así prever anticipadamente una solución rápida, segura y económica frente a cualquier dificultad que se presente en la ejecución de una obra.

Muchos factores se encuentran envueltos en la estabilidad de una excavación subterránea y dependen de las condiciones del macizo rocoso. Un estudio de estos factores se hace necesario en la búsqueda de una solución apropiada para mantener las propiedades mecánicas relevantes del macizo rocoso, necesarias para el dimensionamiento de soportes con el fin de restaurar el equilibrio estático de las zonas perturbadas con la excavación.

En minería subterránea los estudios de los factores geológicos y geomecánicos son de fundamental importancia y necesarios para elegir el método de explotación, proteger las superficies de la excavación y permitir relajamientos controlados de macizos, sin afectar la seguridad operativa de la mina (CARNERO y FUJIMORA, 1995).

Por lo tanto, en obras civiles o mineras de excavación, cualquiera que sea su dimensión, el estudio del macizo rocoso debe ser de preocupación general por lo que debe escogerse para cada fase de estudio, las investigaciones que resulten necesarias, den mayor información, menor costo y menor tiempo.

4.2.1. Estudio de macizos rocosos

Los macizos rocosos son sometidos a varias fuerzas al interior de la corteza terrestre, aún en lugares donde no muestran evidencias de terremotos y son relativamente estables como es el caso del Cratón Brasileño y con mayor razón en regiones donde se tiene gran dinámica a consecuencia de las fallas tectónicas y placas continentales como es el caso del Perú, donde estamos constantemente expuestos a movimientos sísmicos y podemos observar en su relieve afloramientos donde se han producido intensos plegamientos de la corteza terrestre, mostrando haber sido deformados a través de tiempos geológicos y encontrándose rocas tenaces, frágiles, quebradizas, friables por lo que podemos

concluir que en la época de doblamiento, las rocas debieron poseer comportamiento físico muy diferente al actual, en el estado plástico porque solo así, poseerían la flexibilidad necesaria para doblarse sin rompimiento.

Las rocas ocurren en la naturaleza bajo enorme variedad, cada una posee una faja de composición mineralógica y texturas típicas, constituyendo masas de rocas heterogéneas con estructuras propias, espesuras variables, exhibiendo deformaciones que sucedieron bajo condiciones físicas determinadas. Tales hechos dificultan de alguna manera el proceso de análisis teórica de deformación de las rocas, pues tales variables permite que se proceda a realizar varias combinaciones para abordar el estudio y analizar el comportamiento de cada uno de los factores aisladamente, para después estudiar el comportamiento en conjunto (CARNERO y FUJIMORA, 1995).

El conocimiento adquirido del macizo rocoso debido al desarrollo de bases científicas proporcionadas por la Mecánica de Rocas y a través de experiencias vividas en diversas situaciones geológicas, sumado a la necesidad de un mayor entendimiento de los fenómenos que intervienen en el proceso de excavaciones subterráneas, nos ayudan a entender las acciones de interacción entre los condicionantes geológicos locales y una determinada obra.

En minería subterránea la extracción del mineral induce a crear diferentes tipos de aberturas con variadas funciones, como accesos, galerías, cortadas, piques, chimeneas, cruceros, tajeos, etc. En ambientes geológicos diversos con características estructurales diferentes que afectan notablemente la estabilidad de las aberturas, por lo que muchos autores e investigadores opinan sobre el tema: (FARMER y SHELTON, 1980), propusieron que en un proyecto de refuerzo sistemático de un macizo rocoso, se requiere de información sobre la estructura geológica del macizo rocoso, propiedades geotécnicas de las discontinuidades y de la roca intacta, además de la magnitud y dirección de la redistribución de tensiones alrededor de la excavación y del grado de deformación aceptable de la excavación; de igual modo, CARRELL (1987), manifiesta que para

escoger un sistema de soporte depende de los siguientes factores: características del macizo rocoso, tensiones de campo “in situ”, carga esperada del macizo, normas de seguridad disponibles y costos de los diferentes tipos de soporte; así también, DAWS (1988 y 1991), propone los factores: estructura geológica del macizo rocoso, esfuerzos presente “in situ”, interacción carga- deformación del macizo rocoso y del sistema de soporte, técnica de excavación y tamaño de la excavación.

Tal como se puede ver, muchos son los factores importantes que dificultan los estudios en conjunto, mientras tanto el problema puede ser simplificado y encontrar soluciones prácticas para la influencia de un determinado factor sobre el desarrollo del proceso de estabilización de la excavación agrupando los factores en estudios geológicos, hidrológicos y geomecánicos.

4.2.2. Estudio de factores geológicos

El Comportamiento del macizo rocoso en una excavación subterráneas sea civil o minera, está condicionado a un conjunto de factores geológicos que posee significado importante en un proyecto de excavación, siendo los factores determinantes el litoestratigráfico, geoestructural, geomorfológico, hidrogeológico, geodinámico y ambiental.

4.2.2.1. Factor litoestratigráfico

Corresponde a los tipos de rocas presentes en el lugar de la obra conformado por unidades de suelo y roca, lo que constituye un ambiente geológico. La litología de un lugar está constituido por rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, que precisan ser identificadas dada la importancia de su génesis, composición mineralógica, textura y estructura, que son características básicas de las propiedades de las rocas, sumado a estas características al grado de alteración y fracturamiento, que determinan la resistencia del macizo rocoso.

La roca es un agregado natural de minerales, los minerales pueden ser uno o más, que se agregan obedeciendo leyes físicas, químicas o fisicoquímicas y dependen de las condiciones de formación. La identificación de la litología es muy importante, para conocer las particulares relaciones entre litologías y características del medio rocoso que condicionan su comportamiento cuando es aprovechado por la ingeniería para la construcción de obras superficiales y subterráneas.

La caracterización litológica es importante en la evaluación de las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso y su extrapolación de resultados de ensayos puntuales para ser considerado al macizo como un todo.

Por otro lado, en las condiciones de poca o ninguna alteración y bajo grado de fracturamiento, las rocas ígneas presentan mayor dificultad de excavación debido al fuerte grado de contacto en la naturaleza cristalina de sus granos; en algunas rocas metamórficas son difíciles de excavar como es el caso de rocas migmatitas que poseen recristalización de granos y alto grado de resistencia mecánica y en el caso de esquistos, filitas y pizarras, solamente presentan alto grado de resistencia en la dirección perpendicular a la esquistosidad, disminuyendo violentamente en los otros planos y, las rocas sedimentarias son las que tienen menor resistencia mecánica y presentan estructuras de disposición que facilitan su excavación.

4.2.2.2. Factor geoestructural

Este factor es muy importante porque permite conocer la distribución y posición de los estratos de roca a través de su dirección y buzamiento. Conocer estructuras como plegamientos, fallas, discontinuidades y esquistosidades presentes en el macizo rocoso, que gobiernan en forma decisiva el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

Sistemas de fracturamiento de macizos rocoso son modelados con fines aplicativos en ingeniería de excavaciones. Por ejemplo un sistema de fracturamiento columnar, constituye un modelo estructural característico; un

plegamiento es de mucha importancia en el proceso de excavación en la medida que se determinen actitudes de los estratos de roca, así como sus discontinuidades y condicionantes de tensiones que ocurren en el macizo rocoso.

4.2.2.3. Factor geomorfológico

A través del estudio de la geomorfología es posible identificar los elementos de la constitución geológica de una determinada área de interés. La forma del terreno es resultado de un conjunto de fenómenos geológicos desarrollados a través de la historia geológica de la tierra y por la geomorfología es posible identificar los elementos de la constitución geológica de estratos resistentes o débiles, ondulaciones producidas en los estratos, su orientación, buzamiento, identificar fallas y grandes fracturas, depósitos inestables, zonas kársticas, situación del nivel freático, etc. Estos factores son condicionantes para la determinación de la dirección de una excavación subterránea, siempre procurándose un mejor trazo y tomar las medidas correctivas cuando sean necesarias (CARNERO y FUJIMORA, 1995).

4.2.2.4. Factor hidrogeológico

La presencia del agua es un factor muy importante en la ejecución de trabajos subterráneos, sean mineros o civiles porque afecta la resistencia y la estabilidad del macizo rocoso donde se abre una excavación. Varios autores opinan que las aguas subterráneas pueden ocasionar:

- Cambio en las propiedades de la roca, del macizo rocoso y del suelo por saturación, lixiviación y reacciones químicas.
- Cambio en el volumen de la roca y suelo por expansión.
- Presiones hidrostáticas en el macizo rocoso.
- Presiones locales y concentradas en fallas, juntas, etc.
- Flujos de agua en el túnel en formaciones permeables y zonas kársticas.
- Acción corrosiva sobre soportes y revestimientos.
- Procesos erosivos por la percolación.

4.2.2.5. Factor geodinámico

La tierra posee una geodinámica activa constantemente, sea en profundidad como en superficie. El primer caso ocurre en ambiente endógeno, en la dependencia de fenómenos magmáticos, placas tectónicas, etc. y el segundo tipo ocurre a nivel de la superficie de la corteza terrestre, en un ambiente exógeno, la hidrosfera. Ambos afectan las propiedades de las rocas produciendo alteraciones de sus formas originales. Para la geología de ingeniería la geodinámica externa es muy importante en el proceso constructivo de una obra subterránea dada a la acción de los procesos intempéricos que favorecen en la disminución de la resistencia mecánica de las rocas y suelos, aumento de deformabilidad y modificación de las propiedades de las rocas, en general.

4.2.2.6. Factor geomecánica

Una buena investigación del local de la obra y una evaluación del macizo rocoso permite prever los mecanismos de falla y desmoronamiento de las excavaciones abiertas superficiales y subterráneas con buena precisión.

Las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades son usualmente estimadas y cuantificadas a través de clasificaciones geomecánicas desarrolladas en los últimos años.

4.3. Clasificación geomecánica

4.3.1. Sistema de valoración del macizo rocoso – Bieniawsky (RMR)

El sistema de valoración del macizo rocoso RMR (Rock Mass Rating), también conocido como Clasificación Geomecánica, fue desarrollado por Bieniawski durante los años de 1972 - 1973. Ha sido modificado en los años siguientes conforme más casos históricos incluyó el autor (Bieniawski 1979, 84, 89). Estas diversas aplicaciones, que suman 351 casos históricos, indican la aceptación del sistema debido a su inherente facilidad de uso y versatilidad en la práctica de la ingeniería, involucrando túneles, cámaras, minas, taludes y cimentaciones.

4.3.1.1. Procedimientos de clasificación.

Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso utilizando el sistema RMR (Clasificación Geomecánica):

- a) Resistencia a la Compresión Uniaxial del macizo rocoso
- b) Designación de la calidad de la roca RQD
- c) Espaciamiento de las discontinuidades
- d) Condición de las discontinuidades o juntas
 - Persistencia de fractura
 - Abertura de fractura
 - Rugosidad
 - Relleno de fracturas
 - Alteración y/o meteorización
- e) Condición del Agua Subterránea
- f) Corrección por la orientación de las discontinuidades

La resistencia a la compresión uniaxial.- se determina mediante ensayos de campo utilizándose el esclerómetro o martillo de Smith y en laboratorio mediante la preparación de cuerpos de prueba, sometidos a ensayos de carga puntual o utilizándose una prensa hidráulica., (Ver Anexo B, **Cuadro 4.1** de algunos ensayos de las propiedades elásticas del macizo rocoso de la rampa 690S)

El RQD, se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan de piezas enteras de 100mm o más, del largo total del barreno, aplicándose la siguiente relación:

$$RQD = \frac{\sum L > 10 \text{ cm}}{\sum L} \times 100\%$$

Tabla 4.1. Calidad del macizo rocoso con su respectivo RQD de Consorcio Minero Horizonte.

RQD	CALIDAD DE LA ROCA.
< 25%	Muy mala
25 - 50%	Mala
50 - 75%	Regular
75 - 90%	Buena
90 - 100%	Muy buena

Según Palmstrom (1982), aplicó la siguiente relación en campo.

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v$$

Dónde:

J_v = # de discontinuidades por m^3

El espaciado de las discontinuidades adyacentes.- es el factor determinante del tamaño de los bloques de roca. Si las familias de discontinuidades presentes tienen una separación pequeña la cohesión del macizo rocoso es pequeña, mientras que aquellas discontinuidades que están muy separadas originan bloques de gran tamaño entre sí. La importancia del espaciado es mayor cuando existen otros factores condicionantes de la deformación del macizo rocoso, como por ejemplo, una resistencia al corte pequeña y un número suficiente de discontinuidades, se produzca el deslizamiento.

El espaciado también tiene gran influencia en la permeabilidad del macizo rocoso y en las características internas que condicionan la circulación de agua.

Las condiciones de las discontinuidades se definen por los siguientes parámetros:

Persistencia.- Se describen los afloramientos de roca o dominios reconocidos según el tamaño de las diferentes familias de discontinuidades presentes. Según su tamaño, las diferentes familias de discontinuidades se describen como persistente y no persistentes.

Apertura.- 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, aire o relleno.

Rugosidad.- La rugosidad de una discontinuidad es un factor muy importante, determinante de la resistencia al corte. La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura, el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad.

En la práctica, la ondulación afecta a la dirección inicial de desplazamiento cortante relativa al plano medio de la discontinuidad, mientras que la aspereza afecta a la resistencia al corte.

Relleno.- El material de meteorización que rellena las discontinuidades puede tener su origen en la descomposición de la roca o en la desintegración. El relleno se refiere al material que separa los labios adyacentes de una discontinuidad, por ejemplo, calcita, clorita, limo etc. La distancia perpendicular entre las paredes de la discontinuidad se denomina "espesor" de la discontinuidad rellena, diferenciándose este término del de "apertura" de una discontinuidad.

Alteración o meteorización.- El intemperismo o meteorización de las rocas se refiere a la modificación sufrida en la composición o estructura de una roca situada en la superficie o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos.

a) La meteorización física comprende:

- Arranque directo de partículas por erosión.
- Congelación del agua en grietas y fracturas.
- Cambios de volumen en la roca, debidos a variaciones de temperatura.
- Acción de plantas, especialmente de las raíces de los árboles.

- b) La meteorización química comprende una serie de reacciones de oxidación, hidratación, hidrólisis, carbonatación y disolución, en las cuales los reactivos más importantes son: el agua, el oxígeno, el dióxido de carbono y los ácidos orgánicos.

Tabla 4.2. Grado de intemperización de la masa rocosa (in. Consorcio Minero Horizonte).

Término	Índice de intemperización descripción	Grado
Sana	Ningún signo de intemperismo en el material rocoso. Quizás ligera decoloración sobre superficies de discontinuidades principales.	I
Ligero	La decoloración indica intemperismo del material rocoso y superficie de discontinuidad. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.	II
Moderada	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo, la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.	III
Muy intemperizada	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo como núcleo rocoso.	IV
Descompuesto	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.	V y VI

Agua subterránea.- Esta condición es muy práctica de visualizar, existiendo cinco manifestaciones:

- Seco
- Húmedo
- Mojado
- Goteo
- Flujo

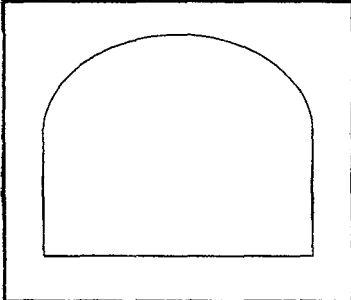
Ajuste de orientación de las discontinuidades.- La orientación de las discontinuidades en una determinada estructura es un indicador de las condiciones que originan inestabilidad o deformación excesivas. La orientación de unas discontinuidades respecto a otras determinará la forma de los bloques.

Formato para la valoración del macizo rocoso según Bieniawski (RMR)

Tabla 4.5. Cartilla de mapeo geomecánico por celdas (in. Consorcio Minero Horizonte)

MAPEO GEOMECANICO - CELDAS						LABOR	RP690S	EJECUTADO	DAVID CRUZ FLORES	REG-07-E-10700				
						MINA	ROSARITO	FECHA	12/07/2011					
						VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY RMR'89)								
						PARAMETRO	RANGO DE VALORES				H. D.	H. I.	FRENTE	
TIPO DE ROCA (Litología)	GRANDE JITA AL TRAZA					R. COMPRESION MAX (Mpa)	> 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7	7	7
TIPO DISC.	ORIENTACION BUZAMIENTO	DIREC. BUZ.	ESPAC. (cm)	RELLENO TIPO	ESPESOR	ROD (%)	90 - 100 (20)	0.0 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	13	13	8
						ESPACIAMIENTO (m)	> 2 (20)	0.0 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	4	4	4
	08	200				CONDICION DE JUNTAS	PERISTENCIA < 1m long (8)	1 - 3 m long. (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20m (0)	0	1	4
	34	215				APERTURA	Cerrada (8)	< 0.1 mm apart. (5)	0.1 - 1.0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	0	1	4
	43	220				RUGOSIDAD	Muy Rugosa (8)	Rugosa (5)	Lg. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de Falta (0)	1	3	3
	65	210				RELLENO	Limpio (8)	Duro < 5 mm (4)	Duro > 5 mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	0	1	1
	87	225				INTemperizACION	Sana (8)	Lg. Intemp. (5)	Mod. Intemp. (3)	Muy Intemp. (2)	Descompuesta (0)	2	3	5
						ACQUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Coteo (4)	Flujo (0)	4	7	4
						VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)					RMR BAC.	RMR BAC.	RMR BAC.	
						DIRECCION Y BUZAMIENTO TUNEL	Muy Favorable (0)	Favorable (-2)	Medio (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-5	-10	-5
						CLASE DE MACIZO ROCOSO						RMR AJ.	RMR AJ.	RMR AJ.
						RMR DESCRIPCION	90 - 81 I MUY BUENA	80 - 61 II BUENA	50 - 41 III REGULAR	40 - 21 IV MALA	20 - 0 V MUY MALA	34	37	39
						RMR PROM.					37			
	INDICES DE RESISTENCIAS													
GRADO	IDENTIFICACION EN EL CAMPO					Rango de Resistencia Compres Unif Mpa								
R1	Desmenuzable con los golpes firmes con la punta del martillo de geologo o con desconcha con una cuchilla.					1.0 - 5.0								
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla, marca poco profunda en la roca con golpe firme de martillo de geologo (de punta).					5 - 25								
R3	No se raya ni desconcha con el cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo de geologo.					25 - 50								
R4	La muestra se rompe con más de un golpe del martillo.					50 - 100								
R5	Se requieren varios golpes de martillo para romper la muestra.					100 - 250								
R6	Solo se rompe superficialmente de la muestra con el martillo.					> 250								
	INDICES DE INTemperizACION													
GRADO	DESCRIPCION													
I	SANA					Ningun signo de intemperismo en el material rocoso. Quizá ligera decoloración sobre superficies de discontinuidad principales.								
II	LIGERO					La decoloración indica intemperismo del material rocoso y superficies de discontinuidad. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que su condición sana.								
III	MODERADA					Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo continuo o como un núcleo rocoso.								
IV	MUY INTEMP.					Más de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo discontinuo o como núcleo rocoso.								
V	DESCOMPOS.					Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.								
						ABREV. ESPACIAM.	Abrev. Tipos de Relleño							
						1	> 2m	Pz	Fenizo					
						2	0.6 - 2.0 m	Ca	Caliza					
						3	0.2 - 0.6 m	Bx	Brecha					
						4	0.06 - 0.2 m	Ox	Oxido					
						5	< 0.06 m	Ac	Arcilla					
								Py	Pirita					
						ABREVIACIONES DE TIPO DE ROCA								
						Gnd Grnodiorita								
						And Andesita								
						Qzp Cuarzo Monzonita								
						Cz Caliza								
						Gn Granito								
						Tn Tonalita								
						Anp Andesita Porfírica								
						ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS								
						SJ Sistema de Juntas								
						JM Juntas Mayores								
						FL Falda								
						Dq Dique								
						E Estrecho								
						Comentarios Adicionales								

Tabla 4.6. Cartilla de recomendación geomecánica de Consorcio Minero Horizonte (In. Consorcio Minero Horizonte)

CARTILLA DE RECOMENDACIÓN GEOMECANICA						Departamento de Ingeniería y Planeamiento AREA DE GEOMECANICA
FECHA		GUARDA		TIEMPO DE AUTOSOPORTE DE EXCAVACION		
NIVEL		CONTRATA		NO HAY SPAN, SOSTENIMIENTO AL TOPE, METRO AVANZADO ES		
LABOR		SUPERVISOR MINA		METRO SOSTENIDO		
ZONA		HORA DE RECOMENDACIÓN				
FECHA	PROGRESIVA De (m) A (m)		TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	OBSERVACIONES
DIAGRAMA DE SOSTENIMIENTO						
						
CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO						
TIPO DE MAQUZO	CLASE	COLOR	RM R '99	LABORES PERMANENTES	LABORES TEMPORALES	
BUENA - A	II - A	AZUL	71 - 80	Sin ningún sostenimiento, excepto pernos muy ocasional (cementos o resinas), cuando el terreno lo requiera	Sin ningún sostenimiento.	
BUENA - B	II - B	CILIBRTE	61 - 70	Sostenimiento ocasional	Sin ningún sostenimiento, excepto algunos pernos hydrabolt y/o pernos con cementados y resina donde se crea conveniente	
REGULAR - A	III - A	ROJO	51 - 60	Colocar pernos helicoidales cementados o hydrabolt de manera puntual	Sostenimiento con hydrabolt y/o pernos helicoidales con resina de manera ocasional donde se presenta riesgo de caída de roca	
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	Colocar pernos helicoidales cementados o hydrabolt sistemáticamente de 1.50m x 1.50m, cuando la roca es muy plástica (fracturamiento en lajas) lanzar shotcrete 2" con 20kg de fibra/m ³ de mezcla y/o malla electrosoldada	Colocar Hydrabolt y/o pernos con resina sistemáticamente de 1.50m x 1.50m, cuando la roca es muy plástica (fracturamiento en lajas) colocar malla electrosoldada y/o shotcrete de 2" con 20kg de fibra por m ³ de mezcla.	
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	Shotcrete de 2" con 20 - 30 kg de fibra por m ³ de mezcla + Pernos helicoidales cementados o hydrabolt sistemáticamente de 1.20m x 1.20m + malla electrosoldada + una capa de shotcrete de 1" de espesor sin fibra.	Colocar cuadros cónicos de madera con (topes, tirantes, enrejados, cribing) a espaciamientos de 1.40m a 1.70m y 1.20 a 1.40m y/o shotcrete 2" (c/f sintética) y pernos hydrabolt (7) 1.20 x 1.20 m (malla cuadrada)	
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	Shotcrete 2" (30kg fibra/m ³) + Pernos sistemáticos de 1.0mx1.0m con cemento o Hydrabolt + malla electrosoldada y shotcrete 1" sin fibra. Alternativamente (zonas de Fallas geológicas) cimbras de 4 y/o 6 en función de la sección de la labor espaciadas a 1.50m. Realizar pre sostenimiento con pernos	Colocar cuadros cónicos de madera con todos sus elementos de seguridad (topes, tirantes, enrejados, cribing) a espaciamientos de 1.20m a 1.40m usando guardacabeza y 1.0m a 1.20m y/o shotcrete 2" (c/f sintética) y pernos hydrabolt (7) 1.0 x 1.0 m (malla cuadrada)	
MUYMALA	V		0 - 20	Cimbras espaciadas de 1.00 a 1.20m previamente una capa de shotcrete de 2" con 30kg de fibra/m ³	En labores de zona de realce, avanzar colocando cuadros cónicos con raschovantes y guardacabeza tapada. Espaciamiento de los cuadros de 0.80m a 1.00m	
_____ SUPERVISOR GEOMECANICA			_____ SUPERVISOR MINA			_____ SUPERVISOR SEGURIDAD

4.3.2. Sistema Q de Barton

El sistema Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en Noruega en 1974, por Barton, Lien y Lunde, todos del Instituto Geotécnico Noruego. Su desarrollo representó una gran contribución al tema de la clasificación de los macizos rocosos por varias razones: el sistema fue propuesto sobre la base del análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia, es un sistema de clasificación cuantitativa y es un sistema de ingeniería que facilita el diseño del sostenimiento de túneles.

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso utilizando seis parámetros distintos:

- a. RQD.
- b. Número de familias de fracturas (discontinuidades)
- c. Rugosidad de la fractura o discontinuidad más favorable.
- d. Grado de alteración o relleno a lo largo de las fracturas más débiles.
- e. Flujo de agua.
- f. Condición de esfuerzos.

Estos seis parámetros son agrupados en tres cocientes para dar la calidad global del macizo rocoso Q como sigue:

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

RQD = Designación de la calidad de roca

J_n: Número de familias de fracturas

J_r: Número de rugosidad de las fracturas

J_a: Número de alteración de las fracturas

J_w: Número de reducción por agua en las fracturas

SRF: Factor de reducción de esfuerzos

Los tres grupos formados con estos parámetros son:

RQD / Jn: Representa la estructura del macizo rocoso; es una medida aproximada del tamaño de bloques.

Jn / Ja: Representa la rugosidad y características de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno.

Jw / SRF: Representa la influencia del estado tensional.

La calidad de roca puede variar de $Q = 0.001$ a $Q = 1000$ sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso. Este intervalo se ha dividido en 9 tramos que dan lugar a la siguiente clasificación cualitativa:

Tabla 4.7. Rangos establecidos según la calidad de macizo rocoso, establecido por Barton (Q) In Hoek & Brown, (1980)

Entre 0.001 y 0.01	Roca excepcionalmente mala
Entre 0.01 y 0.1	Roca extremadamente mala
Entre 0.1 y 1	Roca muy mala
Entre 1 y 4	Roca mala
Entre 4 y 10	Roca media
Entre 10 y 40	Roca buena
Entre 40 y 100	Roca muy buena
Entre 100 y 400	Roca extremadamente buena
Entre 400 y 1000	Roca excepcionalmente buena

El rango de variación de los parámetros es el siguiente:

RQD : 0-100 Ja : 0.75-20

Jn : 0.5-20 Jw : 0.05-1

Jr : 0.5-4 SRF : 0.5-20

4.4. Utilización de los sistemas de clasificación geomecánica RMR y Q para la estabilidad de excavaciones.

4.4.1. Máximos aberturas de las excavaciones.

Máxima abertura (sin sostenimiento) = $2 (ESR) Q^{0.4}$

$$\text{Ancho máximo sin sostenimiento} = \text{ESR} \times e^{(\text{RMR}-25)/22}$$

$$\text{RMR (sin sostenimiento)} = 22 \ln \text{DE} + 25 \quad \text{Kaiser (1986)}$$

4.5. Relación de sostenimiento de la excavación (ESR)

Está relacionado con el uso para el cual la excavación es efectuada y con el grado de seguridad demandado.

4.5.1. Dimensión equivalente (DE)

$$\text{DE} = \frac{\text{Ancho o altura de excavación}}{\text{ESR}}$$

4.5.2. Módulo de deformación del macizo rocoso

$$E_m = 10^{(\text{RMR} - 10)/40}$$

4.6. Tiempo de auto sostenimiento

Para determinar el tiempo de autosostenimiento de las excavaciones de labores mineras, después de la voladura en Consorcio Minero Horizonte S.A se utiliza la siguiente cartilla.

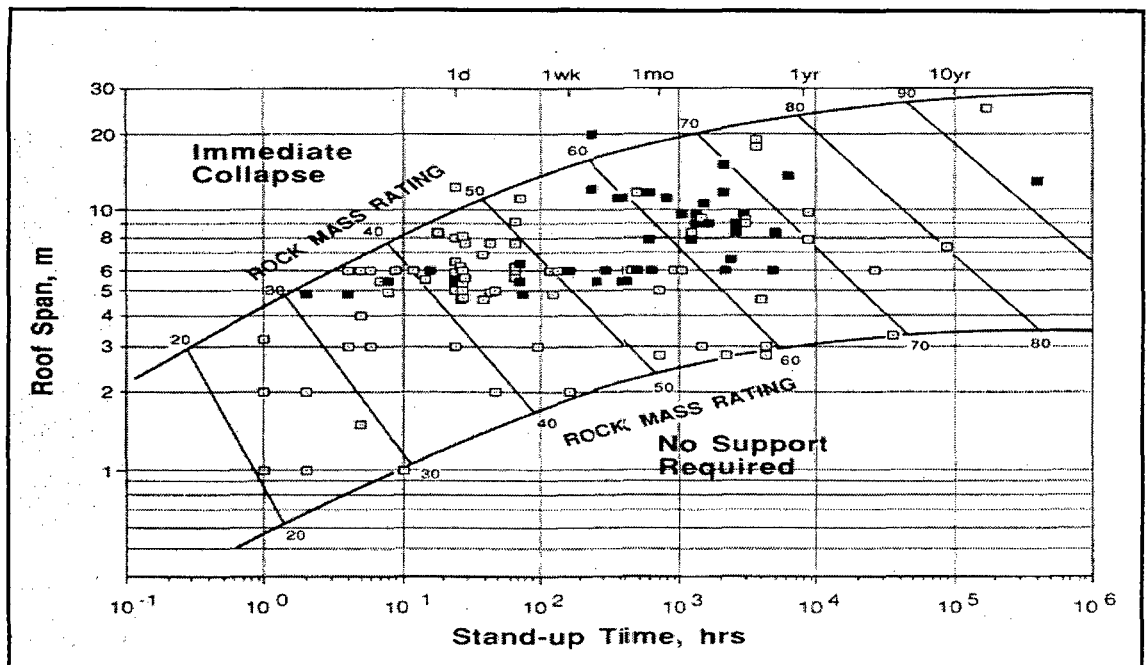


Fig.4.1. Cartilla para determinar el tiempo de autosostenimiento de las labores de consorcio Minero Horizonte, In Hoek & Brown, (1980)

4.7. Selección del tipo de refuerzo o soporte

Para una aproximación al sostenimiento recomendado se tomó en consideración la tabla propuesta por Barton (1999) en la que relaciona los índices Q y RMR, con el Span y el tipo de excavación (Temporal o Permanente) y el refuerzo requerido.

Cabe señalar que en este diagrama empírico considera al concreto lanzado reforzado con fibras mas no la inclusión de malla electrosoldada como refuerzo estructural, siendo este un sistema más eficiente y seguro en zonas de mayor debilidad.

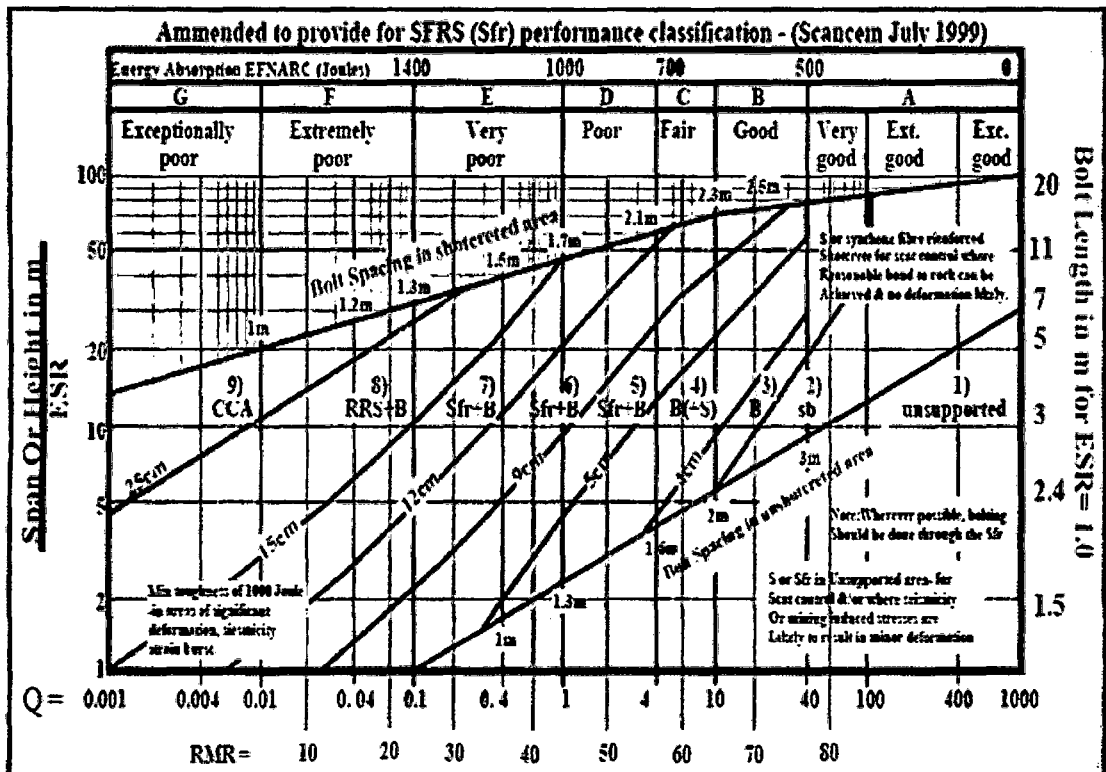


Fig.4.2. Cartilla para seleccionar el tipo de refuerzo o soporte en las labores de Consorcio Minero Horizonte, In Hoek & Brown (1980)

Tabla.4.8. Descripción de los elementos a sostener, para un determinado tipo de macizo rocoso, establecido por Consorcio Minero Horizonte. In. Consorcio Minero Horizonte

Color	RMR	Tipo de Soporte	Descripción del sostenimiento
	61 - 80	A	Sin soporte o perno puntual
	51 - 60	B	Perno sistematico (1.5 x 1.5 m) malla ocasional
	41 - 50	C	Perno sistematico (1.2 x 1.2 m) con malla electrodada o shotcrete 2"
	31 - 40	D	Shotcrete reforzado con fibra metálica de 2" – 3" con pernos sistematicos espaciados a 1.20 x 1.20 m
	21 - 30	E	Shotcrete 3" – 4" reforzado con fibra y malla electrosoldada con pernos sistematicos espaciados a 1.0 m x 1.0 m
	00 - 20	F	Cimbras metálicas o cuadros de madera espaciados de 1.20 -1.5m

4.8. Sostenimiento permanente o temporal

Para realizar el sostenimiento de una labor se debe determinar el tiempo de explotación y el tipo de labor para emplear el tipo de elemento de sostenimiento, existe una variedad de elementos de sostenimiento, cuadros de madera, cerchas metálicas, cimbras, gatas neumáticas, pernos de anclaje,

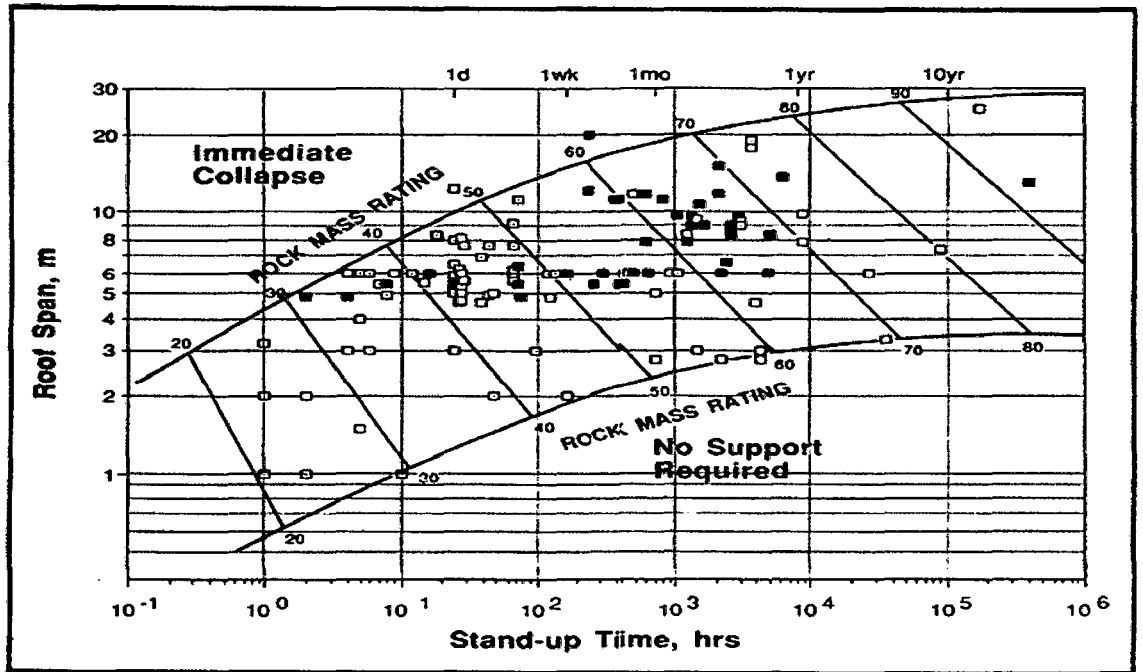


Fig.4.3. Cartilla que sirve para evaluar el tiempo de sostenimiento de una determinada labor en Consorcio Minero Horizonte, in Hoek & Brown (1980).

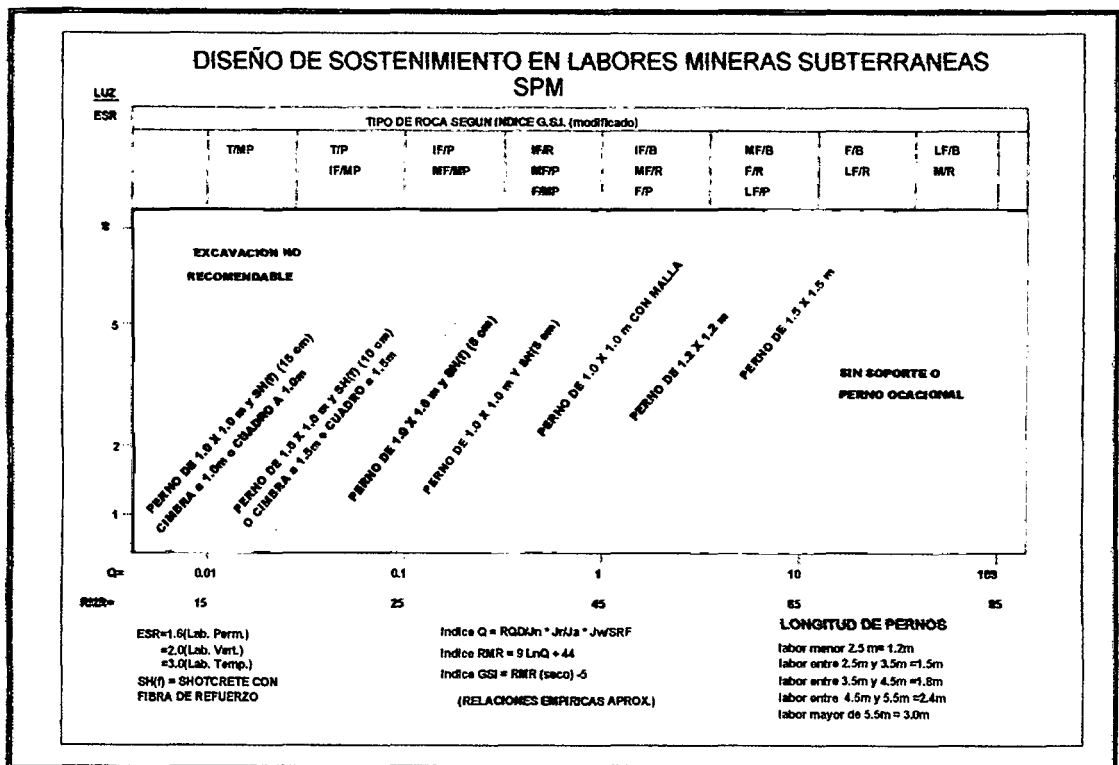


Fig.4.4. Diseño de sostenimiento en labores mineras según SPM In Hoek & Brown (1980)

4.9. Evaluación del macizo rocoso

En muchos problemas de ingeniería, uno de los más comunes viene a ser la determinación de la resistencia del macizo rocoso a partir de ciertos parámetros geológicos – estructurales de la roca intacta y de las juntas presentes, su posible comportamiento ante ciertas acciones (excavaciones mineras) y la interacción del macizo rocoso ante el refuerzo o soporte para su estabilización ante un modo de falla.

Diversos métodos de clasificación y caracterización de macizos rocoso son empleados en diferentes latitudes, para la determinación de índices de resistencia tales como el Rock Mass Rating (RMR), Q, RMRM y el Geological Strength Index (GSI).

De los métodos mencionados, CMH adopto dos de las metodologías: GSI y RMR, masificando este último por ser de más fácil uso y entendimiento por parte del personal.

El sistema de Valoración del Macizo Rocosos RMR (Rock Mass Rating), utilizado por Consorcio Minero Horizonte, se realiza el mapeo geomecánico de todas las labores incluido la RP690S.

4.10. Mapeo geomecánico en la RP690S

El tipo de macizo rocoso en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte, es variable predominando la granito, granodiorita, cuarzomonzonita, y diorita, es común encontrar también la presencia de diques apolíticos, andesíticos. Estas rocas son el principal huésped de la zona

Estructuralmente se encuentra fuertemente fracturado debido a la dinámica de esfuerzos producidos por la reactivación de la falla Maraño, las fallas principales tienen una dirección NW con buzamiento al NE, donde generalmente está asociado la mineralización, fallas transversales con dirección EW que desplazan las estructuras mineralizadas.

El análisis del macizo rocoso de la RP690S, se desarrolló mediante la clasificación de RMR'89 (Bieniawski 1989), donde se considera 06 parámetros. Y a la vez se utiliza la cartilla geomecánico por celdas estandarizado por Consorcio Minero Horizonte (ver Tabla 4.5):

- Resistencia a la compresión simple
- RQD
- Espaciamiento de discontinuidades
- Estado de Discontinuidades
- Presencia de agua subterránea
- Orientación de discontinuidades

El tipo de roca que predomina en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte es el granito, granodiorita, cuarzomonzonita, diorita y tonalita, donde presenta alteraciones con presencia de fallas, la sección típica de la rampa es de 4.50mx4.20, con una longitud de 2850m, y una pendiente de 15%; sirve de acceso principal para la extracción del mineral y explotación del Yacimiento de minerales, dicha rampa está interconectado a las labores: rampa850S, crucero572S, rampa572S, tajo573S, crucero196S, tajo197S, tajo198S y galeria634S; El macizo rocoso en la RP690S de es muy variable en donde predomina calidad de roca desde Regular B (RMR 41 – 50) a Muy Mala (0 – 20), siendo la más predominante Mala A (RMR 31-40) y Mala B (RMR 21-30).

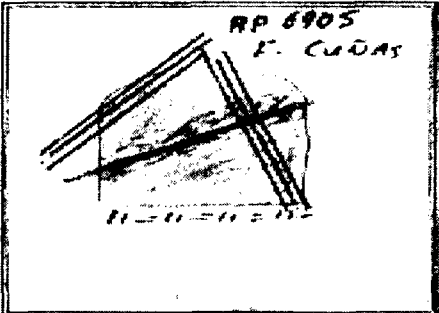
Tabla 4.9. Formato para la Valoración del macizo rocoso en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY RMR'89)															
PARAMETRO		RANGO DE VALORES									H. D.	H. I.	FRENTE		
R.COMPRESION UNIAX (Mpa)		> 250	(15)	100 - 250	(12)	50 - 100	(7)	25 - 50	(4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)			
RQD (%)		90 - 100	(20)	75 - 90	(17)	75 - 50	(13)	25 - 50	(8)	< 25		(3)			
ESPACIAMIENTO (m)		> 2	(20)	0.6 - 2	(15)	0.2 - 0.6	(10)	0.06 - 0.2	(8)	< 0.06		(5)			
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m long	(6)	1 - 3 m long.	(4)	3 - 10 m	(2)	10 - 20 m	(1)	>20m		(0)			
	APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1 mm apert.	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	> 5 mm		(0)			
	RUGOSIDAD	Muy Rugoso	(6)	Rugoso	(5)	Lig. Rugoso	(3)	Lisa	(1)	Espejo de Falla		(0)			
	RELLENO	Limpia	(6)	Duro<5 mm	(4)	Duro>5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5mm		(0)			
INTEMPERIZACION.		Sana	(6)	Lig. Intemp.	(5)	Mod. Intemp.	(3)	Muy Intemp.	(2)	Descompuesta		(0)			
AGUA SUBTERRANEA		Seco	(15)	Humedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo		(0)			
VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)										RMR BAS.	RMR BAS.	RMR BAS.			
DIRECCION Y BUZAMIENTO		Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable					
TUNELES		0		-2		-5		-10		-12					
CLASE DE MACIZO ROCOSO										RMR AJ.	RMR AJ.	RMR AJ.			
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0					
DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA					
RMR PROM.															

Tabla 4.10. Datos obtenidos del mapeo geomecanico de la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

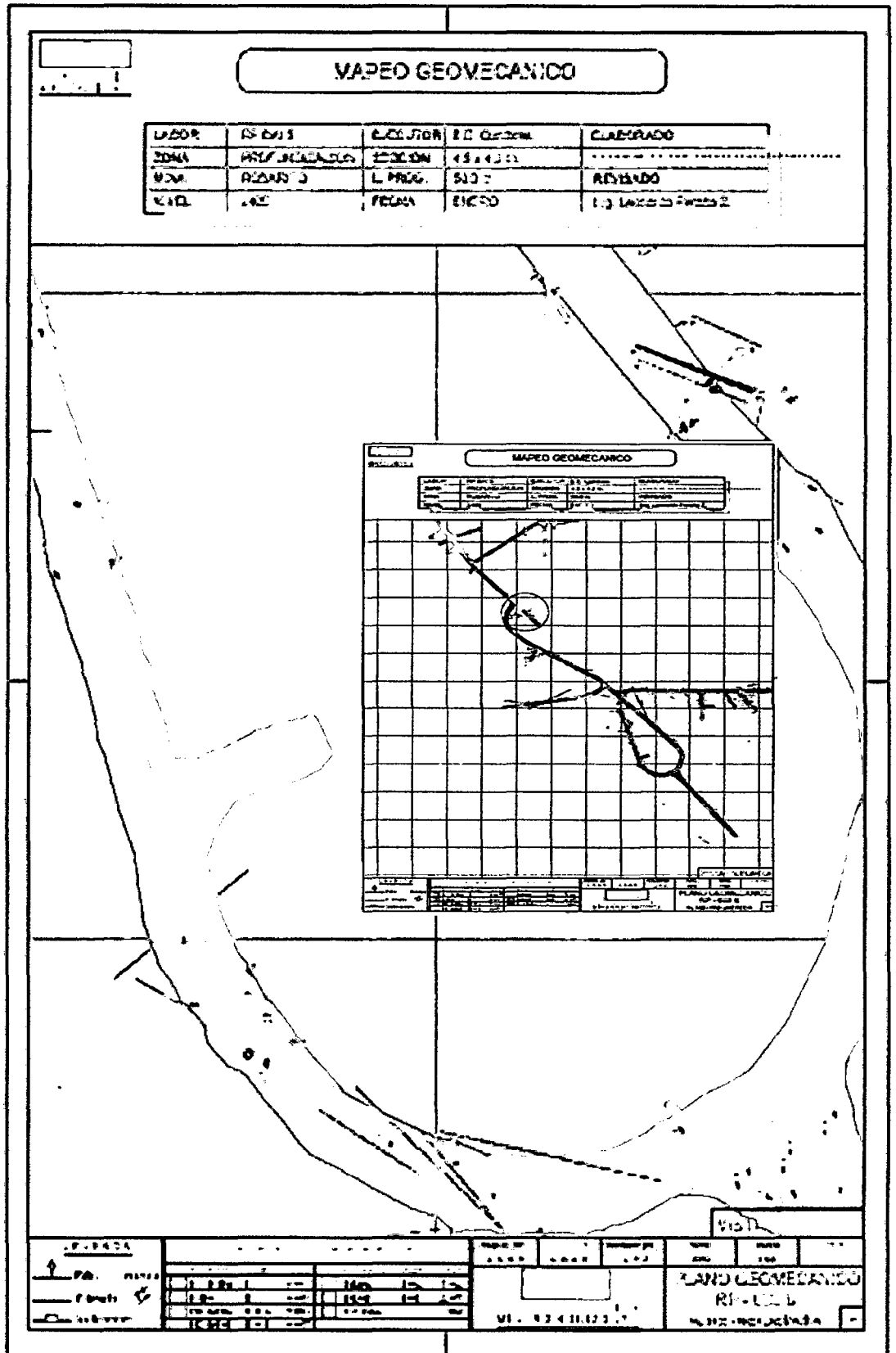
MAPEO GEOMECÁNICO - CELDAS					LABOR	RP 690S	EJECUTADO	...	MINERO HORIZONTE			
					MINA	...	FECHA	...				
ORIENTACION DE LA CARRI					VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY/RMR/BB)							
ADMITUT BLANQUEO DESDE M HASTA M					PARAMETRO RANGO DE VALORES							
210 66					H. D H. C FRETE							
TIPO DE ROCA					VALORACION TOTAL RMR BASICO (suma de valores de 1 a 5)							
TIPO DE Roca					CORRELACION DELTA UNIDAD Mpa Mpa Mpa Mpa Mpa							
ORIENTACION					CLASE DE MACIZO ROCOSO							
ESPALE (cm)					RMR PROM							
RECUBRIMIENTO					INDICES DE RESISTENCIA							
REMARKS					INDICES DE TEMPERACION							
TIPO DE Roca					ABREVIACIONES DE TIPO DE ROCA							
ESPALE (cm)					ABREVIACIONES DE TIPO DE ESTRUCTURA							
RECUBRIMIENTO					ABREVIACIONES DE TIPO DE MUESTRA							
REMARKS					COMENTARIOS ADICIONALES							

GRADO	IDENTIFICACION EN EL CAMPO	Rango de Resistencia Compres. Uniax Mpa
R1	Fragmentos con las gamas limas con la punta del martillo de gema	10 - 50
R2	Fragmentos con gamas limas con la punta del martillo de gema	5 - 25
R3	Fragmentos con gamas limas con la punta del martillo de gema	25 - 50
R4	Fragmentos con gamas limas con la punta del martillo de gema	50 - 100
R5	Fragmentos con gamas limas con la punta del martillo de gema	100 - 250
R6	Fragmentos con gamas limas con la punta del martillo de gema	> 250



TIPO	DESCRIPCION
I	SANA
II	NOCTUAL
IV	M. V. M. M.
V	DESCRIBIR

Fig. 4.5. Zonamiento geomecánico



CAPITULO V

SISTEMA DE PERNOS DE ANCLAJE EN MINERÍA SUBTERRÁNEA: CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.

5.1. Generalidades

CARNERO y FUJIMORA (1995), definen a los pernos de anclaje como un sistema de refuerzo y soporte de excavaciones subterráneas, utilizado para mejorar la estabilidad del macizo rocoso y mantener la capacidad de soporte de las superficies próximas a las excavaciones subterráneas, ayudando al mecanismo de auto-soporte y resistencia mecánica de la roca en forma temporaria o permanente.

Como sistema de soporte temporario, ofrece condiciones de seguridad durante los trabajos de excavación, ejerciendo su acción por periodo de tiempo relativamente corto, que puede ser de orden de horas, días o cuando mucho, de meses. Como sistema de soporte permanente es empleado con la finalidad de ejercer su acción hasta el final de la vida útil de la excavación.

El elemento fundamental del sistema es el perno, que actúa, moviliza y refuerza la resistencia de la roca, limitando los movimientos del macizo y proporcionando estabilidad a las excavaciones subterráneas. El perno puede actuar junto con otros elementos de soporte como cuadros, malla metálica, y concreto lanzado.

Los pernos tensionados (torque) son considerados como sistema de soporte activo y aquellos no tensionados son considerados como sistema de soporte pasivo (SCHACH et al, 1979), (BRADY; BROWN, 1985). Como soporte activo reduce la deformación de la roca y los desplazamientos en las fracturas. Como soporte pasivo, ocurre una auto-tensión con el movimiento de la roca hasta alcanzar el

equilibrio estático entre deformaciones del perno y de la roca, proporcionando un control y reforzando el macizo rocoso (CARNERO, 1995).

5.2. Funciones del sistema de pernos de anclaje

Específicamente, el sistema de pernos de anclaje en labores subterráneas cumple las siguientes funciones:

- **Sostén o soporte:**

En este caso, son utilizados para fijar partes de roca suelta en otras firmes, aplicado directamente para bloques o cuñas de roca que tienden a caer del techo y paredes de las excavaciones, por efecto de la acción de la gravedad.

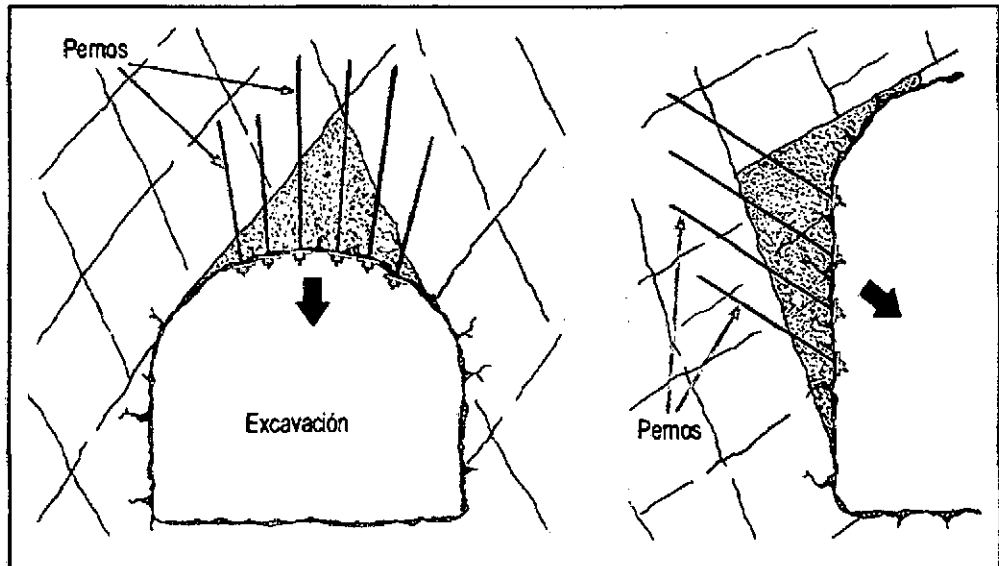


Fig. 5.1. Perno helicoidal anclado en un terreno en presencia de cuñas

- **Efecto arco:**

Refuerzo del techo o pared de una excavación mediante empernado sistemático para formar un arco estabilizador (efecto arco), creado por el tensionado de los pernos.

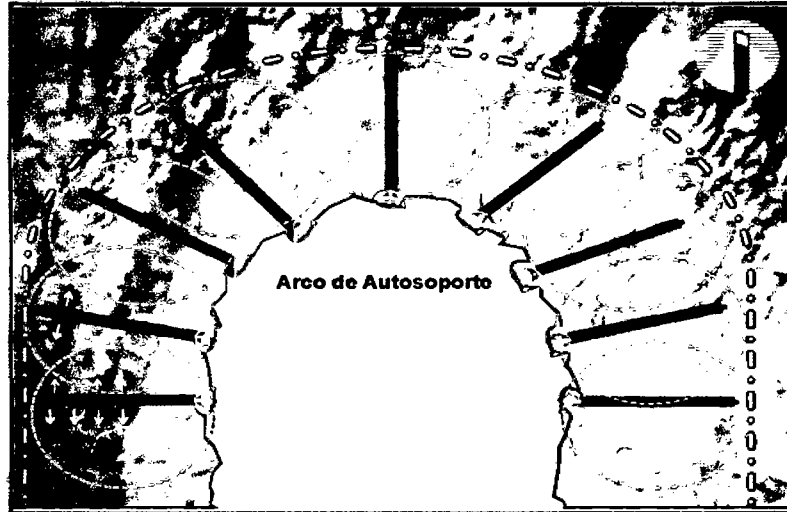


Fig.5.2. Área de influencia de los pernos, después de haber anclado el perno hydrabolt.

- **Efecto viga:**

En rocas estratificadas sobreyacentes a las excavaciones, el empernado forma una unidad resistente con los estratos del macizo cerrando el efecto viga.

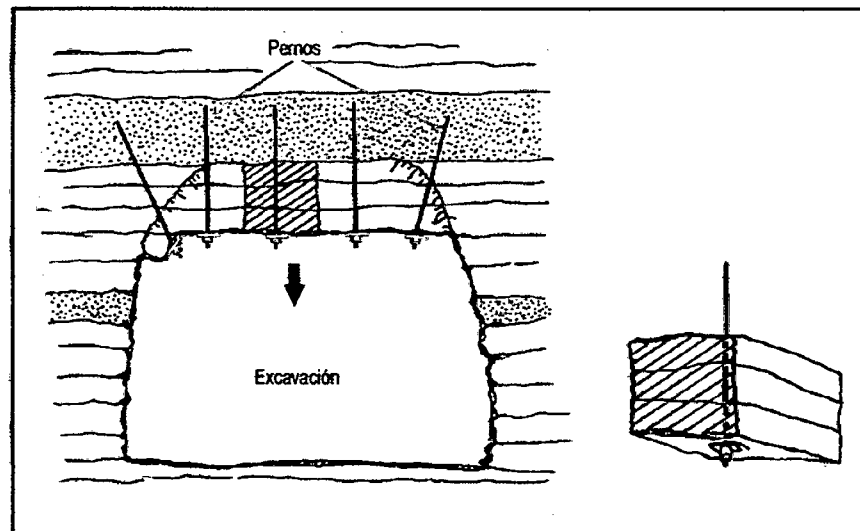


Fig. 5.3. Perno helicoidal anclado en roca sedimentaria.

- **Refuerzo de paredes, piso y techo de las excavaciones:**

Ejerce una protección generalizada en las paredes, piso y techo de la excavación, dañadas por fracturamiento excesivo durante la voladura o por cargas concentradas de compresión y cizallamiento o corte.

Tal como puede observarse, el anclaje es una técnica de sostenimiento, que en esencia consiste en anclar en el interior de las rocas, una barra de material resistente que aporta una resistencia a la tracción, confinando al macizo rocoso y permite aprovechar las características resistentes propias de las rocas, facilitando así su sostenimiento, (UCAR, R. 1989: 12).

La fuerza del anclaje se calcula para alcanzar un coeficiente de seguridad del macizo rocoso (fuerzas resistentes Vs fuerzas actuantes). Cabe indicar que estos principios de análisis de estabilidad, también se aplican al diseño de taludes o cuando estos presentan problemas de inestabilidad. Para taludes permanentes, el coeficiente de seguridad debe ser igual o superior a 1,5 a 2,0; para taludes temporales el factor de seguridad está en torno de 1,3.

Todas las técnicas destinadas al refuerzo de los macizos rocosos inestables poseen una característica común que es, la de minimizar la relajación del macizo rocoso que se observa como consecuencia de la excavación del mismo (Hoek, 1983). Y con la meteorización, se produce una holgura en las juntas que limitan los bloques que configuran el macizo rocoso y, a la vez, se produce una disminución en la resistencia al corte.

5.3. Tipos de anclajes

Cronológicamente fueron hechas clasificaciones de pernos de anclaje por diverso autores e investigadores que son presentadas a seguir:

- BURCHELL (1955), clasificación en función de los tipos anclaje existentes en la época.
- SCHAMUCH (1957), clasificación según la práctica de aplicación.
- SCHACH et al. (1979), clasificación según los principios técnicos operativos.
- HOEK; BROWN (1980), clasificación de tipos representativos.
- HÖRKKÖ (1980), clasificación según el grado de mecanización.
- BERGMAN; BJURSTRÖM (1983), clasificación de acuerdo con la acción del perno de anclaje.

- TEMAG ENGENHARÍA (1983), clasificación en función del tipo de anclaje.
- TAMROCK (1986), clasificación según la línea de trabajo.
- STILLBORG (1986), clasificación en función de la técnica de anclaje.
- REDAELLI (1986), clasificación bajo el punto de vista funcional (activo y pasivo).
- JEREMIC (1987), clasificación según el tipo de anclaje.
- SCOTT (1989), clasificación según el tipo de refuerzo (activo y pasivo).
- SCOTT (1989), clasificación según el tipo de anclaje.
- HOEK (1992), clasificación según el sistema de trabajo (activo y pasivo).
- CARNERO (1995), clasificación los pernos de anclaje en función de la naturaleza del material constituyente, técnicas de anclaje y finalidad de uso.

5.4. Grado de mecanización en el proceso de instalación de pernos de anclaje

En estos últimos años el mercado de equipos para trabajos subterráneos, alcanzó un gran desarrollo. Sistemas mecanizados son ofertados por varias empresas nacionales y extranjeras.

El grado de mecanización en minería, depende del tamaño de la mina, contenido de mineral y del precio en el mercado internacional. La mecanización desempeña un papel muy importante dentro de la práctica de soportes en minería. De acuerdo con el grado de mecanización alcanzado en la técnica de empernado, los equipos para instalación de tirantes pueden ser divididos en tres grupos:

5.4.1. Equipos manuales

Son comúnmente utilizados en pequeña y mediana minería; así también, en pequeños túneles de obras civiles. En el anclaje de pernos pueden ser usados los mismos equipos de los trabajos de excavación. Se destaca en este tipo de equipos las perforadoras manuales, tales como “stoper” para anclaje de pernos de techos y las “jack leg”, para anclaje de pernos en las paredes y techos.

5.4.2. Equipos semi-mecanizados

Son equipos utilizados en mediana y gran minería, grandes túneles y excavaciones subterráneas de obras civiles. Estos equipos son utilizados en lugares donde los equipos manuales no son suficientes. Los jumbos constituyen el equipo típico en estos trabajos y sirven para perforaciones y colocación de pernos. En el mercado existen equipos de diferentes marcas y tamaños.

5.4.3. Equipos completamente mecanizados

La mecanización completa de pernos de anclaje permite realizar trabajos y control con un solo operador a partir de la cabina de comandos.

Fabricantes como Tamrock, Atlas Copco y otros, desarrollaron una gran línea de equipos mecanizados. Estos equipos en resumen hacen el siguiente ciclo de trabajo: a) perforación, b) inyección de argamasa o colocación de cartuchos de resina, c) instalación de pernos y d) tensión aplicada a los pernos.

En estos equipos la seguridad del operador está garantizada. El opera con un control remoto desde una cabina situada atrás del lugar de empernado.

5.5. Observación y control del anclaje

Concluida la instalación de los pernos de anclaje, es necesario establecer un control de su comportamiento. El control debe atender la disposición y malla inicial del empernado, trabajo de perforación y control de carga establecida en el proyecto. La tensión inicial debe ser mantenida en el perno y pasar por una revisión periódica, utilizándose dispositivos de control.

En minería, el control de la eficiencia es hecho inicialmente de forma visual y de rutina. En la supervisión se verifica el estado de las placas, tratándose de detectar alguna deformación, pues la deformación en estos elementos implica un crecimiento del estado de tensiones por sobrecarga. Además, se debe examinar la presencia de fracturas en la roca, material suelto o deformación acentuada del techo, esto indicará la buena eficiencia del perno de modo siguiente:

1.- Anclaje de pernos muy eficiente. Después de la relajación elástica del macizo, cesa la deformación y se estabiliza.

2.- Anclaje de pernos aceptable. El techo comienza a fracturarse pero los bloques son mantenidos en el lugar por los pernos. Después la deformación cesa.

3.- Anclaje de pernos deficiente. La deformación no para y se desmorona el techo o paredes.

Es costumbre para medir la deformación anclar dos ganchos en las paredes y uno en el techo, colocar un cable con medidores de deformación en las paredes y una wincha que cuelgue del gancho del techo. Realizar varias mediciones de deflexión y estimar la deformación. La deflexión puede variar entre 0,7 y 1,7 (REDAELLI, 1986).

5.6. Costos

En proyectos de excavación subterránea es importante la identificación de costos para soporte y refuerzo de macizos rocosos con la finalidad de:

- Evaluar y comparar los diferentes sistemas de soporte en términos de costos.
- Optimizar los costos totales de la excavación.

Los costos totales del sistema de refuerzo y soporte con pernos de anclaje se pueden dividir en costos directos y costos indirectos.

5.6.1. Costos directos

Son los costos incluidos en el trabajo de empernado hasta la instalación completa, presentado a seguir:

- **Costos de materiales.**- Constituido por los pernos, placas, costos de elementos de anclaje.

- **Pérdida de materiales.**- Materiales que no están instalados, pero que constituyen pérdidas por daño, accidente y complejidad del sistema.
- **Transporte de materiales.**- Transporte de materiales desde la fábrica o centro de distribución hasta la mina.
- **Costos de perforación.**- Se considera los factores como por ejemplo: diámetro y profundidad del taladro, capacidad de perforación, tipo de equipo usado, etc.
- **Costo de instalación.**- Incluye los costos de equipos de instalación como plataformas de transporte de materiales al lugar de colocación del perno, generadores de fuerza, costos de mantención de perforadoras (solo instalación de pernos), equipos de impacto, torsión, inyección o bombas hidráulicas.
- **Costos de mano de obra.**- Mano de obra de la operación, las variaciones de tiempo no relacionados con la actividad del empernado no deben considerarse como por ejemplo descanso en el almuerzo, ir al lugar de trabajo, etc.

5.6.2. Costos indirectos

Son costos no relacionados directamente con el empernado, no dependen de las actividades de refuerzo de la excavación pero son parte del ciclo de excavaciones y avance del frente.

Los costos indirectos, pueden ser significativos debido a las condiciones del lugar de trabajo, por falla de roca, drenaje, interferencia con la producción de mineral, pérdidas de tiempo crítico, etc.

Otros costos como pérdida de producción, atrasos en el cronograma, perjuicios y daños al hombre y equipos, encarecen el costo final de la obra, por lo que son referidos como costos marginales al trabajo de en-pernado.

5.7. Elementos auxiliares de soporte de pernos de anclaje

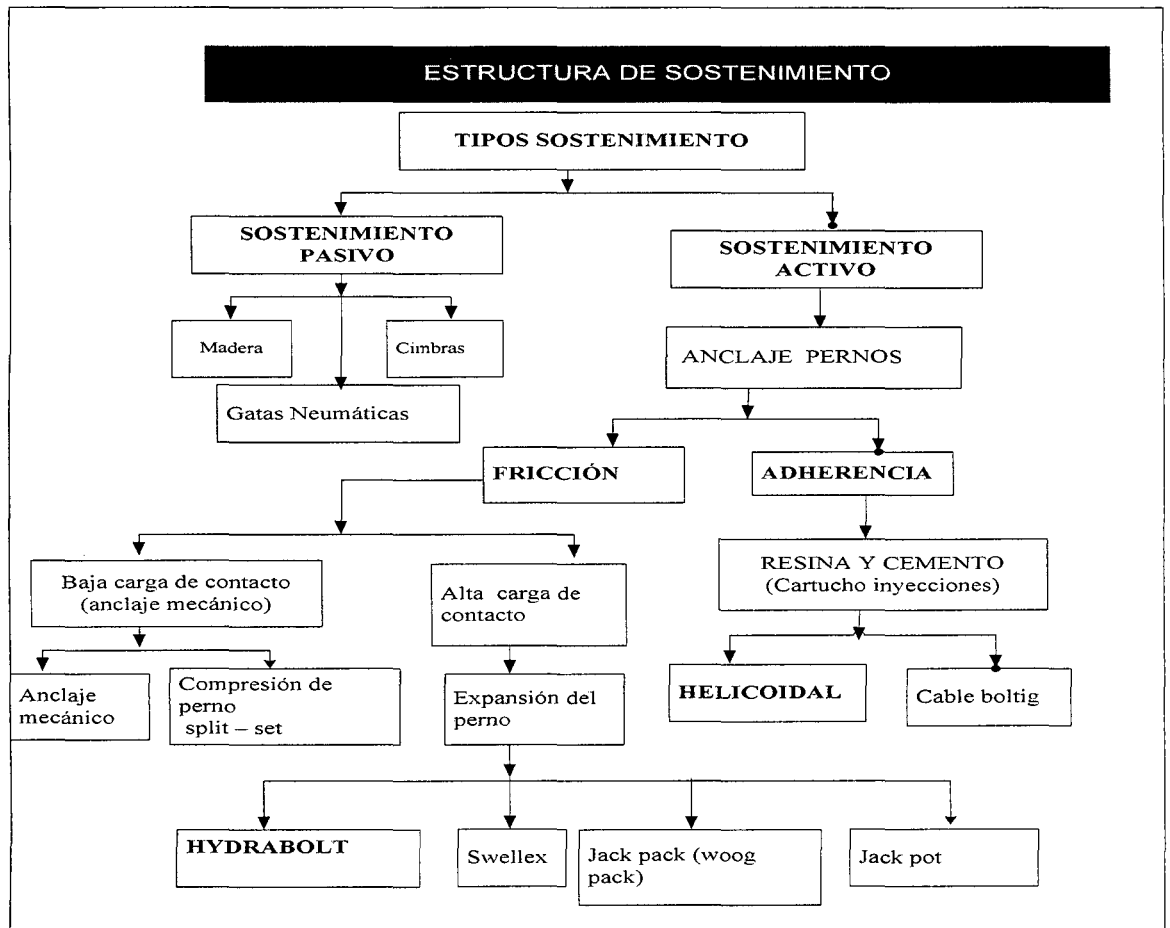
Se entiende por elementos auxiliares de soporte de pernos de anclaje a un conjunto de elementos adicionales necesarios para que el sistema de empernado trabaje eficazmente en las variadas condiciones del macizo rocoso entre los que podemos mencionar: malla metálica, concreto lanzado simple, concreto lanzado con fibra de acero o plástico resistente.

Malla metálica.- Son elementos utilizados para evitar caída de pequeños bloques de roca del techo de las galerías y rampas, no siendo apropiada para concreto lanzado por la dificultad de hacer pasar el concreto por la malla.

El concreto lanzado.- Normalmente utilizado con pernos de roca en condiciones variadas, tanto en obras civiles como mineras. En los últimos años, se tiene un gradual aumento en minería subterránea con buenos resultados, aún en condiciones difíciles de trabajo, relacionado a macizos rocosos altamente deformables y agua bajo presión.

5.8. Tipos de elemento de sostenimiento

Tabla 5.1. Tipos de elementos de sostenimiento (In, New concept Mining)



5.9. Perno hydrabolt

Es un perno de fricción, de inmediata instalación, para anclarlo se necesita una bomba de agua a altas presiones (250-300 Bares). El diámetro inicial es de 29mm y se expande hasta 42mm, según el diámetro del taladro. El agua a presión permite expandir radialmente al perno en toda su longitud.

5.9.1. Ventajas del perno

- Presión radial constante;
- Instalación rápida y fácil;
- No necesita ningún tipo de aditivo, cemento, resina; se inyecta solamente agua;
- No es susceptible a las vibraciones de la voladura;

- La carga es distribuida a lo largo de la longitud del perno;
- Sostenimiento inmediato (Activo);
- Cuenta con indicador de carga (Pin);
- Calidad certificada (ISO 9001:2008);
- 10ton. mínimo de soporte.

5.9.2. Especificaciones Técnicas del Perno Hydrabolt

Tabla 5.2.- Se presenta las especificaciones técnicas (In, New Concept Mining)

Tipo	Acero	UND	SAE 1008
Diámetro	Plegado	mm	29
Dimensión Original	Diámetro y grosor	mm	42
Diámetro recomendado	Taladro	mm	36-38
Diámetro Óptimo	Taladro	mm	34-39
Presión	Inflado	Bar	250-300
Carga Mínima	Soporte	TN	11
Carga Máxima	Rotura	TN	18
Peso del perno	Sin plato y tuerca	Kg/m	2
Longitudes	Estándares	m	0.9-3.15 cada 0.3
Aplicación			Toda dureza

5.9.3. Indicador de carga según la longitud de pernos

A seguir mediante la tabla 5.2 presentamos los indicadores de carga mediante colores. Los colores la longitud del perno. (In, New concept Mining)

Colores de indicador de carga	de de	Longitud del perno (m)
0.9		0.90
1.2		1.20
1.5		1.50
1.8		1.80
2.1		2.10
2.4		2.40
2.7		2.70
3.0		3.00
3.15		3.15

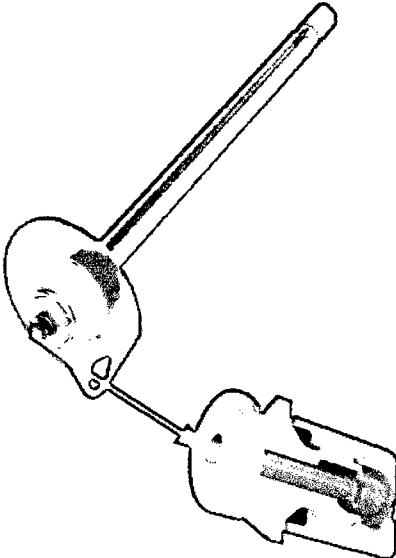


Tabla 5.3.- Indicador de carga Vs longitud de perno.

5.9.4. Instalación del perno hydrabolt

- **Personal:** Un maestro y su ayudante.
- **Uso obligatorio de EPP:** Mameluco con cinta reflectiva, Protector con tafiote y barbiquejo, Guantes de jebe; Botas de jebe con punta de acero; Correa porta lámparas y lámpara minera; lentes de seguridad; respirador con filtros; taponés de oído, pantalón de jebe y casaca;

5.9.5. Equipo / herramientas / materiales

- Juego de barrerillas de 4, 8, 10 y 12 pies no dobladas, aguzadas en punta y con uña;
- Bomba neumática

- Pistola de seguridad de alta presión;
- Perforadora Jack leg
- Barras de perforación de 4, 6 y 8 pies
- Pernos hydrabolt del longitud según orden de trabajo geomecánico
- Flexómetro;
- Plataforma
- Pintura
- Adaptador para pernos Hydrabolt (boquilla
- Juego de llaves (francesa y stelson)

5.9.6. Procedimiento de instalación:

- a) Identificar y desatar rocas sueltas o shotcrete craquelado para luego medir y marcar la distribución de pernos de acuerdo al pasaporte u orden de trabajo geomecánico.
- b) Trasladar los equipos/herramientas y conectar las mangueras de agua y aire comprimido a las entradas de la bomba y asegúrese que los empalmes estén protegidos con cinta BAND IT
- c) Perforar el taladro a un ángulo de 90° (perpendicular) a los planos de discontinuidad utilizando el juego de barrenos.
- d) Inserta completamente el perno Hydrabolt en el taladro, retira la protección plástica de la válvula y lávala.
- e) Colocar la boquilla en la válvula del perno, abrir primero la válvula de agua y luego la válvula de aire comprimido, presionar el gatillo de la pistola de seguridad de alta presión a una distancia de 4 metros como mínimo.

- f) Continúe bombeando hasta que el agua salga por la válvula de alivio de la pistola de seguridad, verifica que el indicador de carga se muestre del color según la longitud del perno.
- g) Al finalizar la instalación de perno, cierra primero la válvula de aire, luego del agua, seguidamente presiona la pistola para despresurizar la bomba.

5.9.7. Restricciones

- No instalar pernos Hydrabolt, si no se ha realizado el redesatado de rocas sueltas o si no ha pasado 3 horas de haber terminado la aplicación del shotcrete.
- No acumular taladros vacíos, (taladro perforado).
- No instalar pernos Hydrabolt si han sido dañados en el cuerpo o válvula durante su transporte.

5.9.8. Riesgos potenciales

- 1.- Aplastamiento por desprendimiento de rocas o shotcrete craquelado.
- 2.- Paso de personas al mismo nivel.
- 3.- Daños a la salud por inhalación de partículas suspendidas.
- 4.- Global por todos los riesgos

A seguir se presenta las figuras típicas de anclaje con pernos Hydrabolt. (In, New Concept Mining)

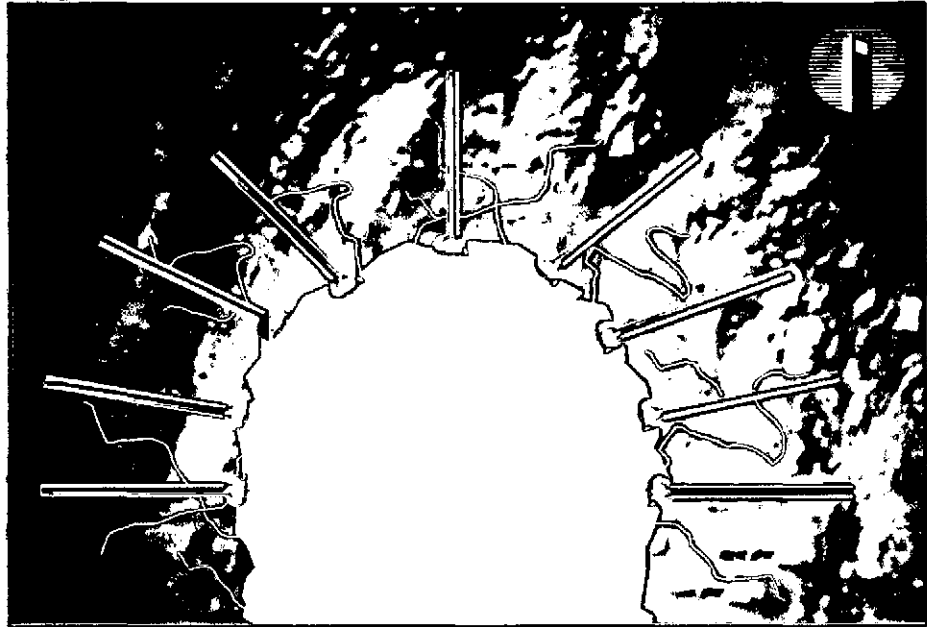


Fig.5.4. Labor sostenida con pernos hydrabolts

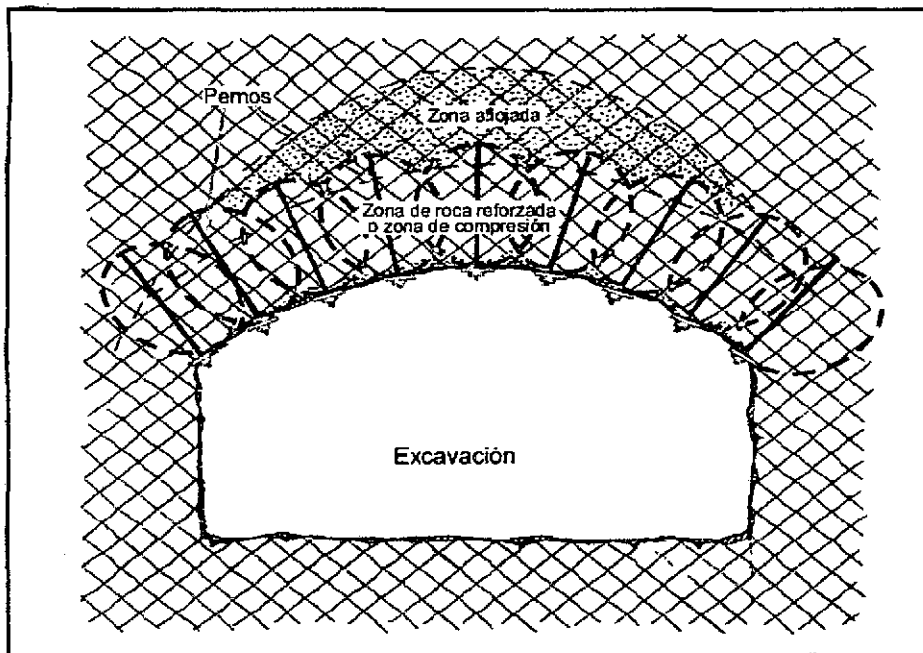


Fig.5.5. Confinamiento de los pernos hydrabolts (In, New Concept Mining)

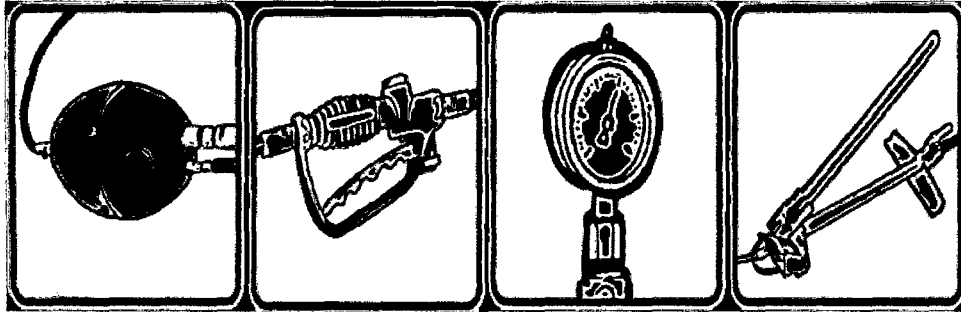


Fig.5.6. Bomba para anclaje de pernos hydrabolt con todos sus accesorios, para el inflado del perno.



Foto.5.7. La foto muestra un perno hydrabolt instalado en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte.

5.10. Perno cementado

Son barras laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso (BAHE A615-G75). Actúa en conjunto con una placa y una tuerca para reforzar y preservar la resistencia natural que presentan los estratos rocosos, suelos o taludes.

En el taladro previamente preparado, se inyecta concreto, mortero o resina, según sea el material de anclaje en el estrato; se introduce la barra, se coloca la rosca como resalte para evitar el desplazamiento de la barra, tal como se muestra en la figura 5.8. (Corporación Aceros Arequipa S.A. (www.acerosarequipa.com), 2000)

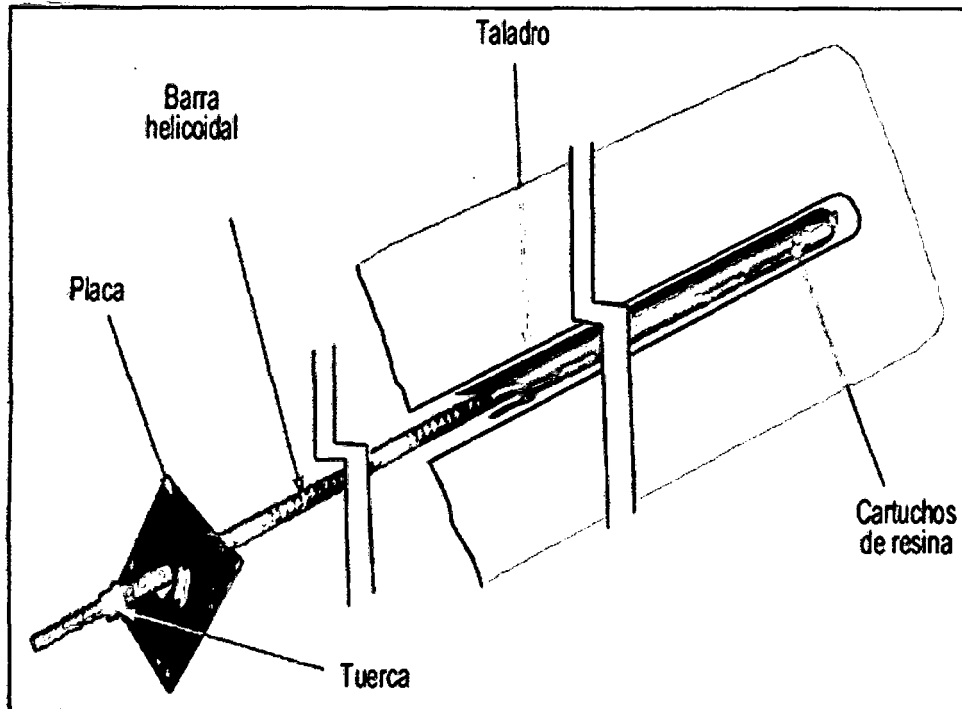


Fig. 5.7. Perno helicoidal con todos sus partes y elementos de anclaje

5.10.1 Ventajas

- El sistema barra helicoidal es muy fácil instalar. Gracias al hilo continuo de la barra, ésta puede cortarse en el terreno a la longitud deseada sin tener que preparar una provisión de barras de cada longitud a usar.
- El hilo de paso amplio, permite una colocación rápida de la tuerca, es fácil de limpiar y no se daña durante el transporte.
- La placa base de forma curva y con perforación central cónica, junto con la tuerca de base esférica, puede adaptarse a las irregularidades de la superficie rocosa, actuando como rótula. No es necesario construir bases de apoyo con mortero, o equivalentes, ni usar golillas para ajustar desviaciones de la ortogonalidad entre la barra helicoidal y placa.
- El diámetro de instalación no es crítico para su instalación.
- La inyección de lechada o resina protege a la barra de la corrosión, al mismo tiempo que le asegura la adherencia permanente a la roca. Para usos

habituales, en ambientes de baja agresividad, no requiere de protección adicional contra la corrosión.

El sistema barra helicoidal, permite desarrollar un anclaje de alta resistencia en un amplio rango de calidades de roca, por lo que se puede transmitir cargas elevadas a través de la barra, incluso en estratos rocosos de calidad geotécnica regular.

5.10.2 Resistencia mínima de cartuchos de cemento, según Corporación Aceros Arequipa S.A.

Los requisitos de resistencia de los cartuchos de cemento proporcionados por Aceros Arequipa S.A. son presentados en la tabla 5.4.

Tabla.5.4. Especificaciones de cartucho de cemento (confer. 5.10.2)

Compresión uniaxial Mpa	60
Tracción Mpa	20
Cizalla Mpa	50
Vencimiento Meses/almacenamiento	6

5.10.3 Resistencia mínima de los cartuchos de resina, según Corporación Aceros Arequipa S.A.

La resistencia de los cartuchos de resina es presentada a través de la tabla 5.5, a continuación:

Tabla 5.5. Especificaciones de cartucho de resina (confer. 5.10.3)

Compresión uniaxial Mpa	86,9
Tracción Mpa	22,1
Cizalla Mpa	52,0
Vencimiento Meses	1 año - 10 a 25 C0

5.10.4 Especificaciones de los pernos helicoidales, según Corporación Aceros Arequipa S.A.

Las especificaciones técnicas de los pernos helicoidales son presentadas en la tabla 5.6.

Tabla 5.6. Especificaciones de los pernos de helicoidal (confer. 5.10.3)

Propiedades	Grado 75
Límite de Fluencia, mín. (kg/cm ²)	5270
Resistencia a la tracción, mín. (Kg/cm ²)	7030
Alargamiento en 200mm, mín. (%)	7

5.10.5 Características físicas de los pernos helicoidales (dimensiones), según Corporación Aceros Arequipa S.A

Las características físicas de los pernos helicoidales son presentadas mediante la tabla 5.7.

Tabla 5.7. Características físicas de los pernos helicoidales (dimensiones), (confer. 5.10.5)

	Diámetro Nominal (A)	Diámetro Exterior (Do)	Carga de Fluencia	Carga Máxima	Peso Nominal
19mm (#6)	3/4" (19mm)	0.84" (21.4mm)	33,000 lbs (146 kN)	44,000 lbs (195 kN)	1.47 lbs/ft 2.19 kg/m
22mm (#7)	7/8" (22mm)	0.97" (24.6mm)	45,000 lbs (200 kN)	60,000 lbs (270 kN)	1.95 lbs/ft 2.19 kg/m
25mm (#8)	1" (25mm)	1.09" (27.8mm)	59,300 lbs (263 kN)	79,000 lbs (350 kN)	2.48 lbs/ft 3.70 kg/m
32mm (#10)	1-1/4" (32mm)	1.39" (35.3 mm)	95,200 lbs (425 kN)	127,000 lbs (564 kN)	4.1 lbs/ft (6.11 g/m)

5.10.6 Consideraciones para la instalación de pernos cementados

- a) **Personal:** Maestro encargado de la instalación de pernos Helicoidales y ayudante.
- b) **Uso obligatorio de EPP:** Mameluco con cinta reflectiva; protector con tafilete y barbiquejo; guantes de cuero, botas de jebe con punta de acero; Correa portálámparas; lámpara; lentes de seguridad; respirador con filtros; taponés de oído; casaca y pantalón de jebe.

5.10.7 Equipo / herramientas / materiales

- Perforadora manual Jackleg
- Dos (02) juegos de barretillas de diferentes medidas
- Barras de perforación de 4, 6 y 8 pies con sus respectivas brocas
- Pernos Helicoidales
- Flexómetro
- Plataforma
- Adaptador para pernos helicoidales
- Cartuchos de cemento
- Cartuchos de Resina
- Pintura
- Atacador

5.10.8 Procedimiento de instalación

- a) Verifica que la labor esté ventilada haciendo la prueba de fósforo.
- b) Verifica que el área a sostener, techo y hastiales, no tener shotcrete craquelado ni bancos colgados, aplicando el redesatado
- c) Medir y marcar la distribución de los pernos, de acuerdo a la orden de trabajo geomecánico.
- d) Trasladar los equipos/herramientas, y asegurar las conexiones de agua y aire de la perforadora (con bushing y cinta band-it) con herramientas adecuadas.
- e) Coloca los cartuchos de cemento dentro de un recipiente con agua para su hidratación, por un tiempo máximo de 10 minutos.
- f) Perfora los taladros, empezando por la parte central de la corona de la labor, usa el atacador para introducir los cartuchos de resina y cemento dentro del taladro de acuerdo al pasaporte o recomendación de geomecánica.
- g) Inyectar los pernos helicoidales usando la perforadora y el adaptador integral para introducir el perno (sin placa dentro del taladro y realizar el batido de la resina y cemento girando el perno por 01 minuto.
- h) Dejar 15 centímetros del perno fuera del emboquillado del taladro para el emplacado.
- i) Ajustar la placa a los pernos utilizando un taquímetro o una llave inglesa luego de 48 horas de instalados, hasta que se fije a la superficie.

5.10.9 Restricciones

- 1.- No instalar pernos helicoidales si no ha pasado 3 horas desde la aplicación de shotcrete.
- 2.- No acumular taladros vacíos, (taladro perforado perno inyectado).
- 3.- No instalar pernos helicoidales doblados.

5.10.10 Riesgos potenciales

- a) Aplastamiento por desprendimiento de rocas o shotcrete craquelado.
- b) Paso de personas al mismo nivel.
- c) Daños a la salud por inhalación de partículas suspendidas.

A seguir se presenta las formas de anclaje de pernos, mediante las figuras 5.9 y 5.10.

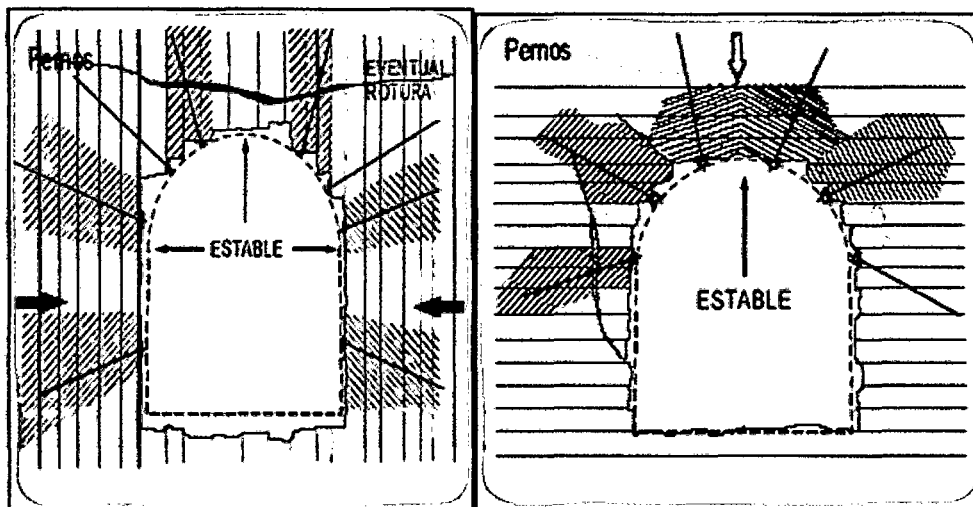


Fig.5.8. Zona estable, por lo que el perno es anclado perpendicular a las estructuras del macizo rocoso

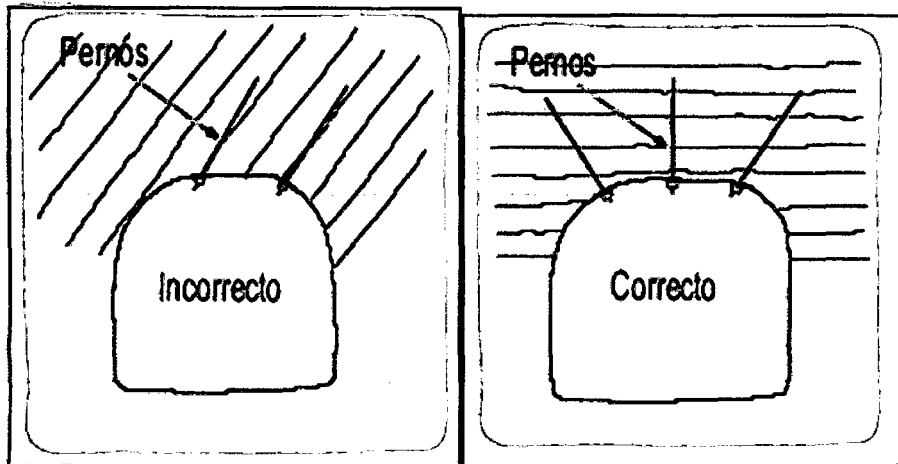


Fig.5.9. Zona inestable, por lo que el perno es anclado paralelo a las estructuras del macizo rocoso

5.10.11 Mecanismo de sostenimiento

5.10.11.1. Anclajes por adherencia

En este tipo de anclajes el espacio anular existente entre la barra del bulón y las paredes del taladro se rellena con un mortero fabricado con resina o cemento, que, al fraguar, debe asegurar la adherencia suficiente para solidarizar la barra y la roca.

1. Anclajes a base de resina (barras)
2. Anclajes a base de cemento (barras o cables)

5.10.11.2. Anclajes por fricción.

Los anclajes por fricción o mecánicos tienen buen comportamiento cuando se introducen en un macizo rocoso que vaya a sufrir una plastificación importante como consecuencia del reajuste de tensiones. Por último, también, se deben considerar los anclajes de cables, que se utilizan cuando se necesitan anclar grandes longitudes del talud y cuyo mecanismo de funcionamiento es por adherencia.

5.11. Ecuación para el cálculo de la capacidad de resistencia de los pernos en estudio

La capacidad de resistencia de Pernos Cementados depende de la calidad del acero empleado y de su diámetro. Los pernos de acero están adecuados a las especificaciones de los requisitos de propiedades mecánicas ASTM A615, grado 60, con resistencia a la tracción mínima de 6330 Kg/cm²

La capacidad de soporte de los pernos cementados, con cemento o resina se determina con la siguiente ecuación de Cemal Biron:

$$P = RC * S = \tau * U * L$$

$$S = \frac{\pi * d^2}{4}$$

$$U = \pi * d$$

$$\tau = \frac{0.25 * Rc * d}{L}$$

Donde

P : Capacidad de apoyo del perno (Kg)

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

S : Área del perno

d : Diámetro del perno (cm)

τ : Adherencia entre el perno y el cemento (Kg/cm²)

U : Circunferencia del perno (cm)

L : Longitud del perno (cm)

5.11.1. Control de pruebas de tracción de los pernos en estudio, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte (ver anexo B, tabla 5.15 y tabla 5.16)

5.11.2. Ecuación para determinar el peso muerto de la estructura de un bloque

5.11.3. Condición estructural de la roca

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

5.11.4. 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; perteneciente a Cemal Biron y Ergin Arioglu.

$$T = Y * h * S^2$$

Datos:

y = 2.7 Tn/m³ (CMHSA)

Dónde:

T = Peso del bloque muerto (TN)

Y = Peso unitario de la roca (2,7 TN/m³)

h = Potencia de la zona inestable (m.)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitud y transversal (m²)

5.11.5. Ecuación para determinar la malla de espaciamiento de los pernos de anclaje

$$T = Y * h * S^2$$

$$F S = \frac{P}{T}$$

Despejando "T"

$$F S = \frac{P}{T}$$

$$T = \frac{P}{FS}$$

$$S = \sqrt{\frac{P}{(y * h * FS)}}$$

Dónde:

T = Peso del bloque muerto (TN)

Y = Peso unitario de la roca (2,7 TN/m³)

h = Potencia de la zona inestable (m)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitud y transversal (m)

P = Capacidad de apoyo del perno (TN)

FS = Factor de seguridad.

Tabla.5.9. Muestra los tres tipos de malla de espaciamiento de los pernos en Consorcio Minero Horizonte

Malla de espaciamiento determinado de los pernos en Consorcio Minero Horizonte (m ²)		
1.00	*	1.00
1.20	*	1.20
1.50	*	1.50

5.11.5.1. Cálculo de peso del bloque muerto (T), en Rp690S de Consorcio Minero Horizonte S.A

$$T = Y * h * S^2$$

Datos

T = Peso del bloque muerto

Y = Peso unitario de la roca en Consorcio Minero Horizonte, RP690S (2,7 Tn/m³)

h = Potencia de la zona inestable en (1,5 m.)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitud y transversal en Consorcio Minero Horizonte (m2)

5.11.5.2. Cálculo de peso del bloque muerto, para los tres tipos de malla de espaciamiento de los pernos

Para: S = 1.00mx1.00m

$$T = 2.7 \frac{Tn}{m^3} * 1.50m * 1.00m * 1.00m$$

$$T = 4.05 Tn \text{ (Peso de un bloque suspendido)}$$

Para: S = 1.20mx1.20m

$$T = 2.7 \frac{Tn}{m^3} * 1.50m * 1.20m * 1.20m$$

$$T = 5.83 Tn \text{ (Peso de un bloque suspendido)}$$

Para: S = 1.50mx1.50m

$$T = 2.7 \frac{Tn}{m^3} * 1.50m * 1.50m * 1.50m$$

$$T = 9.11 Tn \text{ (Peso de un bloque suspendido)}$$

Tabla.5.10. Peso de los bloques a sostener, para una malla indicada

Resumen de peso de los bloques a sostener				
Espaciamiento de los pernos (m2)			Peso del bloque (TN)	
1.00	*	1.00	4.05	
1.20	*	1.20	5.83	
1.50	*	1.50	9.11	

5.12. Ecuación de factor de seguridad de los pernos de anclaje

Factor de seguridad es la sumatoria total de los soportes o refuerzos realizados, dividido entre la sumatoria total de peso de los bloques a sostener perteneciente a Cemal Biron y Ergin Arioglu

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

Dónde:

P = Capacidad de apoyo del perno.

T = Peso del bloque muerto.

FS = Factor de seguridad.

5.12.1. Cálculo de factor de seguridad para el perno cementado, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A

En la Tabla N°5.12, se observa el resumen de capacidad de apoyo de los pernos en estudio, de acuerdo a la longitud, y el peso de los bloques a sostener de acuerdo al espaciamiento de los pernos establecido.

Ejemplo N° 01

Datos:

Capacidad de apoyo del perno = 18 TN

Peso del bloque muerto = 4.05 TN

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

$$FS = \frac{18 \text{ Tn}}{4.05 \text{ Tn}}$$

$$FS = 4.44$$

Ejemplo N° 02

Datos:

Capacidad de apoyo del perno = 24 TN

Peso del bloque muerto = 9.11 TN

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

$$FS = \frac{24 \text{ Tn}}{9.11 \text{ Tn}}$$

$$FS = 2.63$$

Ejemplo N° 03

Datos:

Capacidad de apoyo del perno = 30 TN

Peso del bloque muerto = 5.83 TN

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

$$FS = \frac{30 \text{ Tn}}{5.83 \text{ Tn}}$$

$$FS = 5.14$$

5.12.2. Resumen de cálculo de factor de seguridad para el perno cementado, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A

Tabla.5.11. Resumen de factor de seguridad del perno cementado en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A

Tipo de perno	Peso unitario de la roca (TN/m3)	Longitud Perno (pies)	Capacidad de apoyo del perno (TN)	Potencia de la zona inestable (m)	Área del perno (m2)			Peso del bloque muerto (TN)	Factor de Seguridad (FS)	Factor de seguridad promedio
Helicoidal	2.7	6	18	1.5	1.00	*	1.00	4.05	4.44	3.17
Helicoidal	2.7	6	18	1.5	1.20	*	1.20	5.83	3.09	
Helicoidal	2.7	6	18	1.5	1.50	*	1.50	9.11	1.98	
Helicoidal	2.7	6	20	1.5	1.00	*	1.00	4.05	4.94	3.52
Helicoidal	2.7	6	20	1.5	1.20	*	1.20	5.83	3.43	
Helicoidal	2.7	6	20	1.5	1.50	*	1.50	9.11	2.19	
Helicoidal	2.7	7	22	1.5	1.00	*	1.00	4.05	5.43	3.87
Helicoidal	2.7	7	22	1.5	1.20	*	1.20	5.83	3.77	
Helicoidal	2.7	7	22	1.5	1.50	*	1.50	9.11	2.41	
Helicoidal	2.7	7	24	1.5	1.00	*	1.00	4.05	5.93	4.22
Helicoidal	2.7	7	24	1.5	1.20	*	1.20	5.83	4.12	
Helicoidal	2.7	7	24	1.5	1.50	*	1.50	9.11	2.63	
Helicoidal	2.7	7	25	1.5	1.00	*	1.00	4.05	6.17	4.40
Helicoidal	2.7	7	25	1.5	1.20	*	1.20	5.83	4.29	
Helicoidal	2.7	7	25	1.5	1.50	*	1.50	9.11	2.74	
Helicoidal	2.7	7	26	1.5	1.00	*	1.00	4.05	6.42	4.58
Helicoidal	2.7	7	26	1.5	1.20	*	1.20	5.83	4.46	
Helicoidal	2.7	7	26	1.5	1.50	*	1.50	9.11	2.85	
Helicoidal	2.7	8	28	1.5	1.00	*	1.00	4.05	6.91	4.93
Helicoidal	2.7	8	28	1.5	1.20	*	1.20	5.83	4.80	
Helicoidal	2.7	8	28	1.5	1.50	*	1.50	9.11	3.07	
Helicoidal	2.7	8	30	1.5	1.00	*	1.00	4.05	7.41	5.28
Helicoidal	2.7	8	30	1.5	1.20	*	1.20	5.83	5.14	
Helicoidal	2.7	8	30	1.5	1.50	*	1.50	9.11	3.29	

5.12.3. Cálculo de factor de seguridad para los pernos de fricción, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A.

En Cuadro N°5.11. Se observa el resumen de capacidad de apoyo de los pernos en estudio, de acuerdo a la longitud, y el peso de los bloques a sostener de acuerdo al espaciamiento de los pernos establecido.

Ejemplo N° 01

Datos:

Capacidad de apoyo del perno = 7 TN

Peso del bloque muerto = 4.05 TN

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

$$FS = \frac{7 \text{ Tn}}{4.05 \text{ Tn}}$$

$$FS = 1.73$$

Ejemplo N° 02

Datos:

Capacidad de apoyo del perno = 9TN

Peso del bloque muerto = 9.11 TN

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

$$FS = \frac{9 \text{ Tn}}{9.11 \text{ Tn}}$$

$$FS = 0.99$$

Ejemplo N° 03

Datos:

Capacidad de apoyo del perno = 11 TN

Peso del bloque muerto = 4.05 TN

$$FS = \frac{\sum P}{\sum T}$$

$$FS = \frac{11 \text{ Tn}}{4.05 \text{ Tn}}$$

$$FS = 2.72$$

5.12.4. Resumen de cálculo de factor de seguridad de perno de fricción en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A.

Tabla N° 5.12. Resumen de cálculo de factor de seguridad, de perno de fricción, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A.

Tipo de perno	Peso unitario de la roca(TN/m3)	Longitud Perno (pies)	Capacidad de apoyo del perno (TN)	Potencia de la zona inestable (m)	Área del perno (m2)			Peso del bloque muerto (TN)	Factor de Seguridad (FS)	Factor de seguridad promedio
Hydrabolt	2.7	6	7	1.5	1.00	*	1.00	4.05	1.73	1.23
Hydrabolt	2.7	6	7	1.5	1.20	*	1.20	5.83	1.20	
Hydrabolt	2.7	6	7	1.5	1.50	*	1.50	9.11	0.77	
Hydrabolt	2.7	7	8	1.5	1.00	*	1.00	4.05	1.98	1.41
Hydrabolt	2.7	7	8	1.5	1.20	*	1.20	5.83	1.37	
Hydrabolt	2.7	7	8	1.5	1.50	*	1.50	9.11	0.88	
Hydrabolt	2.7	6	9	1.5	1.00	*	1.00	4.05	2.22	1.58
Hydrabolt	2.7	6	9	1.5	1.20	*	1.20	5.83	1.54	
Hydrabolt	2.7	6	9	1.5	1.50	*	1.50	9.11	0.99	
Hydrabolt	2.7	7	10	1.5	1.00	*	1.00	4.05	2.47	1.76
Hydrabolt	2.7	7	10	1.5	1.20	*	1.20	5.83	1.71	
Hydrabolt	2.7	7	10	1.5	1.50	*	1.50	9.11	1.10	
Hydrabolt	2.7	6	11	1.5	1.00	*	1.00	4.05	2.72	1.94
Hydrabolt	2.7	6	11	1.5	1.20	*	1.20	5.83	1.89	
Hydrabolt	2.7	6	11	1.5	1.50	*	1.50	9.11	1.21	

5.13. Capacidad de anclaje de los pernos de roca

El sostenimiento con pernos de anclaje consiste en restablecer el equilibrio del macizo rocoso, mediante el refuerzo, soporte, revestimiento, relleno, con la finalidad de garantizar la estabilidad de la labor minera; está basado en criterios de análisis e investigaciones de campo, que consideran parámetros como:

- a. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.
- b. Diseño del sistema y/o elemento de sostenimiento; para un mayor avance y seguridad para el personal, equipos, maquinarias.
- c. Infraestructura de la operación minera.

Para la aplicación de los pernos de roca en el diseño del sostenimiento; como elemento de refuerzo, de una labor minera subterránea, uno de los aspectos a considerarse, es su capacidad de anclaje.

La capacidad de anclaje de un perno de roca; de anclaje puntual, repartido y, se determina mediante el ensayo de tracción (Pull-Test), empleando la máquina de arranque de pernos (Rock Bolt Tester)

5.14. Costo de los anclajes

5.14.1. Costo de pernos cementados

El precio unitario de los pernos cementados está en función a la longitud a sostener, y se visualiza en el cuadro de resumen en función al rendimiento hombre guardia

Tabla 5.13. Resumen de costo de los pernos cementados durante la guardia en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte S.A.

INSTALACIÓN DE PERNO HELICOIDAL DE 7"						
Longitud de taladro	2.10 m					
Rendimiento	18.00 Unid/gdia (8 horas)					
DESCRIPCIÓN	Unid	Cantidad	Costo unit. \$	Vida util	Costo x disparo	Costo/pza (us\$/pza)
1. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Tarea con ropa de agua	Tar	1.00	1.77		1.77	
Tarea con ropa de agua	Tar	1.00	1.77		1.77	
					3.54	0.20
2. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
Barra cónica de 7"	Pza	108.00	67.10	1820	3.98	
Broca 40 mm	Pza	108.00	22.00	350	6.79	
Aceite de perforación	Gln	0.17	7.40		1.26	
Perno helicoidal 7" , tuerca, placa	Pza	18.00	7.03		126.54	
Resina	Cant	18.00	0.83		14.94	
Cembol	Cant	108.00	0.26		28.08	
Adaptador para inst. perno	Pza	1.00	88.00	350	0.25	
herramienta de mina	Global				1.06	
					182.90	10.16
3. EQUIPO DE PEFORACIÓN						
Perforadora	P.P	126.00	0.1		12.60	
Manguera de aire de 1"	m	30.00	2.48	150	0.50	
Manguera de agua de 1/2"	m	30.00	1.21	150	0.24	
					13.34	0.74
COSTOS DIRECTOS						
						11.10
IMPREVISTOS						
		3%				0.33
GASTOS GENERALES						
		0%				-
UTILIDAD						
		10%				1.11
COSTO TOTAL (US\$)/Pza						12.54
ENTONCES 18 pernos X 12.54\$/perno= 225.72\$						

5.14.2. Costo de los pernos de fricción

El precio unitario de los pernos de fricción está en función a la longitud a sostener, y se visualiza en el cuadro de resumen en función al rendimiento hombre guardia

Tabla.5.14. Resumen de costo de los pernos fricción durante la guardia en la RP690S de consorcio Minero Horizonte

INSTALACIÓN DE PERNO HYDRABOLT DE 7" (BOMBA MANUAL)						
Longitud de taladro	2.10 m					
Rendimiento	43.00 Unid/gdia (8 horas)					
DESCRIPCIÓN	Unid	Cantidad	Costo unit. \$	Vida útil	Costo x disparo	Costo/pza (us\$/pza)
1. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Tarea con ropa de agua	Tar	1.00	1.77		1.77	
Tarea con ropa de agua	Tar	1.00	1.77		1.77	
					3.54	0.08
2. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
Barra cónica de 8'	Pza	301.00	82.5	1820	13.64	
Broca 38 mm	Pza	301.00	21.45	350	18.45	
Aceite de perforación	Gln	0.17	7.4		1.26	
Perno hydrabolt 7", tuerca, placa	Pza	43.00	12.49		537.07	
Herramienta de mina	Global				1.43	
					571.85	13.30
3. EQUIPO DE PEFORACIÓN						
Perforadora	P.P	301.00	0.1		30.10	
Manguera de aire de 1"	m	30.00	2.48	150	0.50	
Manguera de agua de 1/2"	m	30.00	1.21	150	0.24	
					30.84	0.72
COSTOS DIRECTOS						14.10
IMPREVISTOS						0.42
GASTOS GENERALES						-
UTILIDAD						1.41
COSTO TOTAL (US\$)/Pza						15.93
ENTONCES 43pernos X 15.93\$/perno= 684.99 \$						

5.15. Parte experimental

5.15.1. Máquina de arranque de pernos

La máquina de arranque de pernos permite determinar la capacidad de carga o de anclaje de los pernos de roca (anclaje puntual, repartido y combinado), instalado en un determinado macizo rocoso, mediante el ensayo del “Pull Test”, su capacidad considera aspectos importantes como:

1. Longitud del perno
2. Diámetro del taladro
3. Tiempo de instalación
4. Calidad del macizo rocoso

5.15.2. Partes de la máquina de arranque de los pernos

5.15.2.1. Unidad de presión

Esta unidad de presión está constituida por las siguientes componentes:

1. Gata central
2. Bomba Hidráulica
3. Manguera de transmisión de presión

5.15.2.2. Unidad de lectura de mediciones

Esta unidad de lectura de mediciones está constituida por las siguientes componentes:

1. Reloj de lectura de presión
2. Calibrador
3. Soporte Universal

5.15.2.3. Accesorios

1. Cabeza de jalado
2. Tornillo de jalado

3. Tuercas
4. Perno de ojillo
5. Espaciadores
6. Arandelas
7. Sujetador de punto cero
8. Manija (manipulador de ajuste)
9. Puente de cabeza
10. Abrazadera grande
11. Guía Metálica de perforación
12. Llaves hexagonales

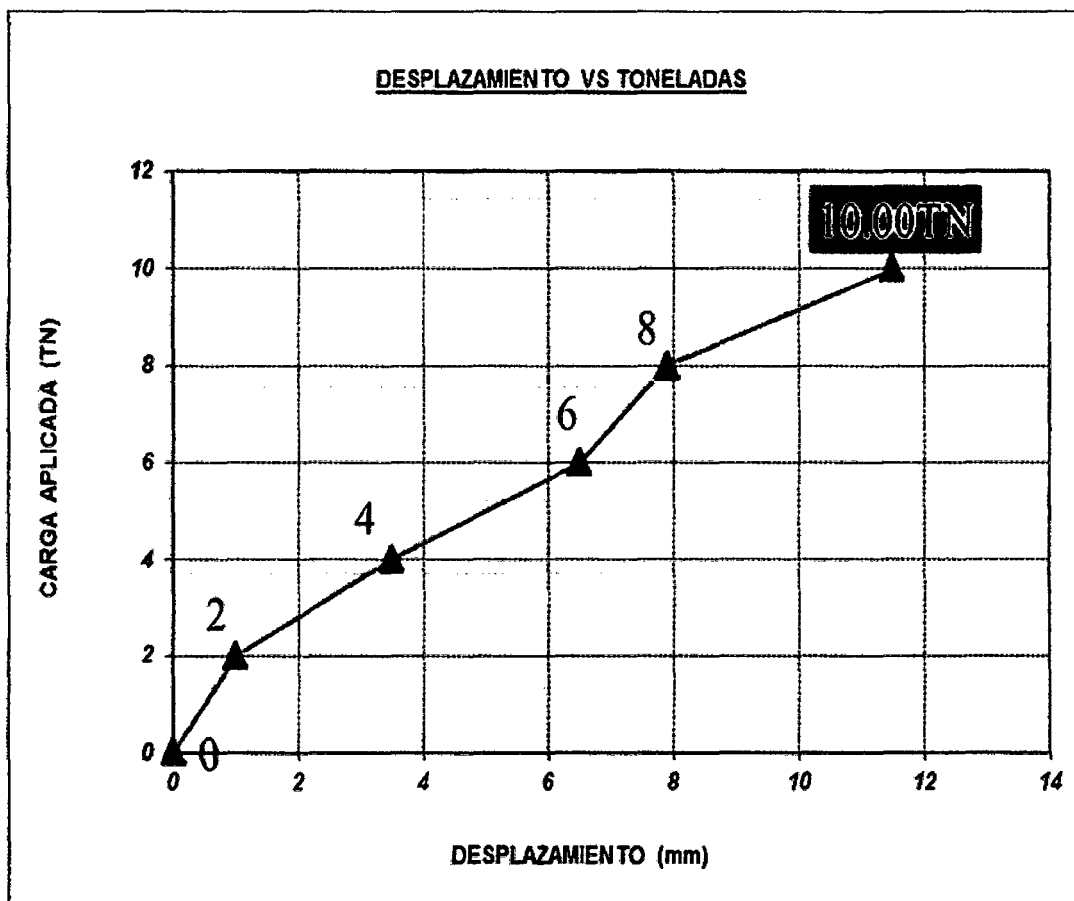
5.15.3. Pruebas estadística de tracción de pernos de anclaje en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

Las pruebas estadísticas son presentadas en las siguientes páginas:

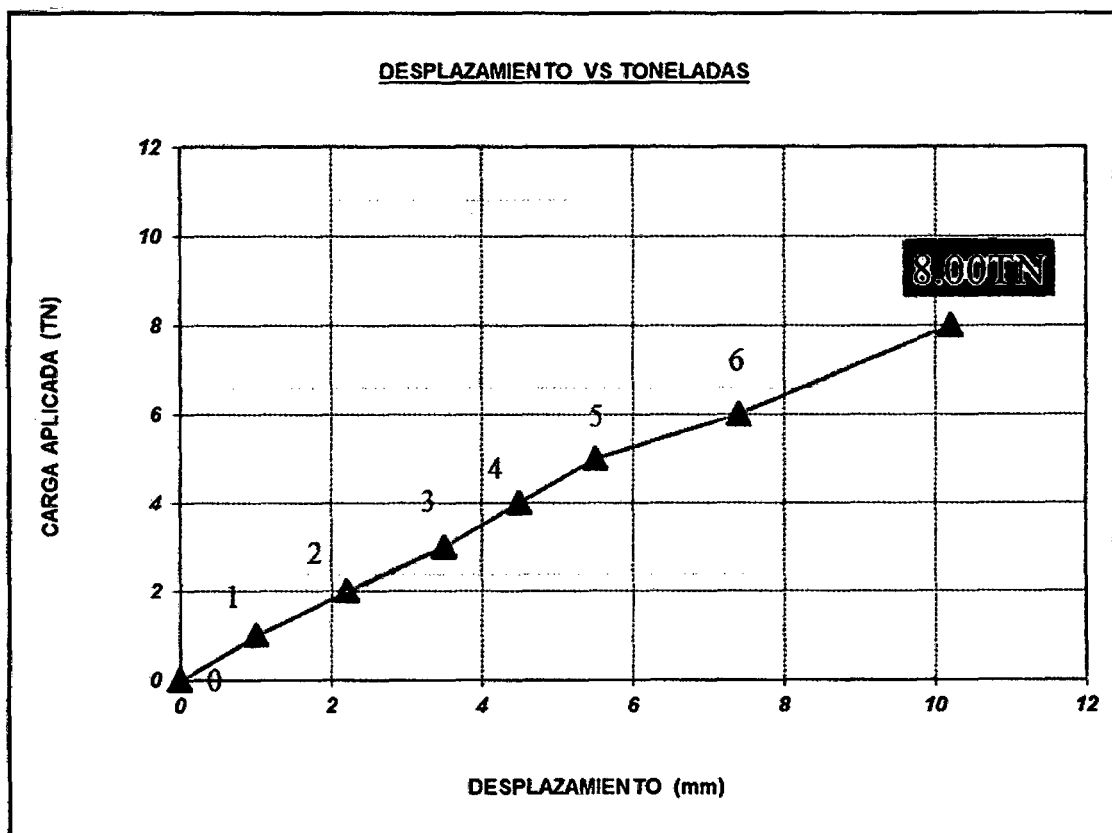
5.15.3.1. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2010

Existe una gran base de datos campo del 2010, presentados en el anexo B - Gráfico N° 5.1., por lo que presentamos algunos ensayos a continuación.

ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	15/11/2010	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	3.50
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	6.00	6.50
GSI	MF/R	8.00	7.90
Tipo de perno	Hydrabolt	10.00	11.50
Longitud	6 PIES		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		



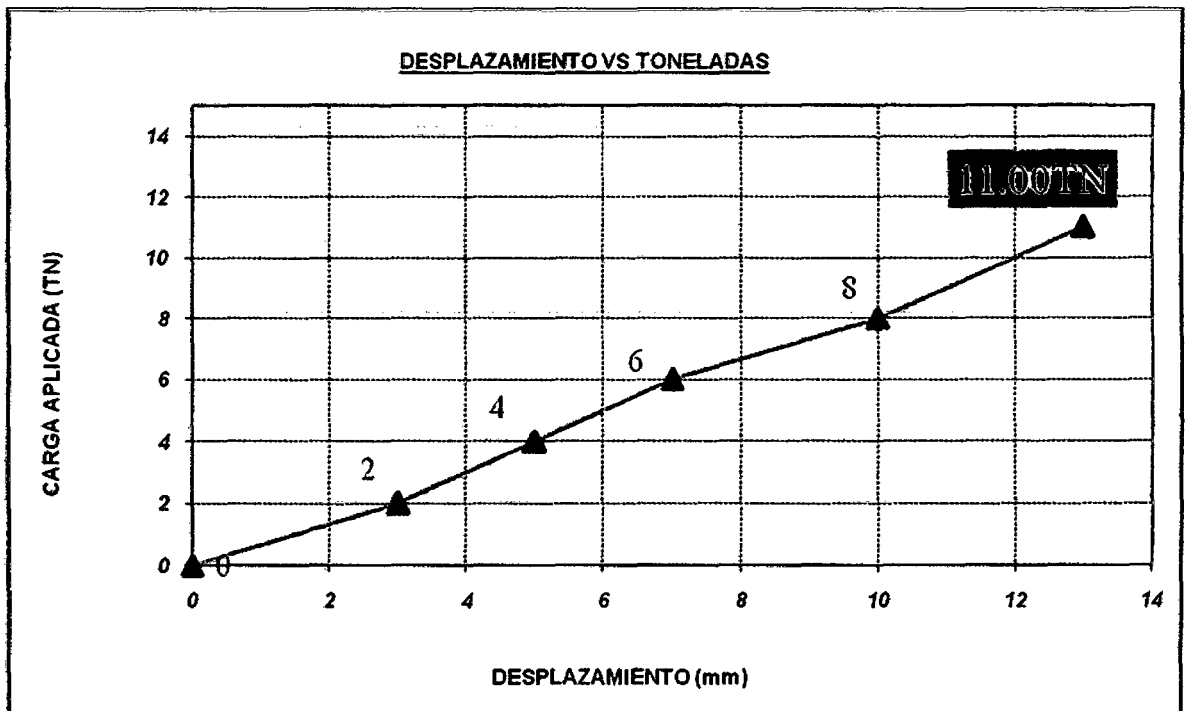
ENSAYO N°02			
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	15/11/2010	0.00	0.00
Nivel	2400	1.00	1.00
Labor	RP690S	2.00	2.20
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	3.00	3.50
GSI	MF/R	4.00	4.50
Tipo de perno	Hydrabolt	5.00	5.50
Longitud	6 PIES	6.00	7.40
Diámetro phy.	29 mm.	8.00	10.20
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		



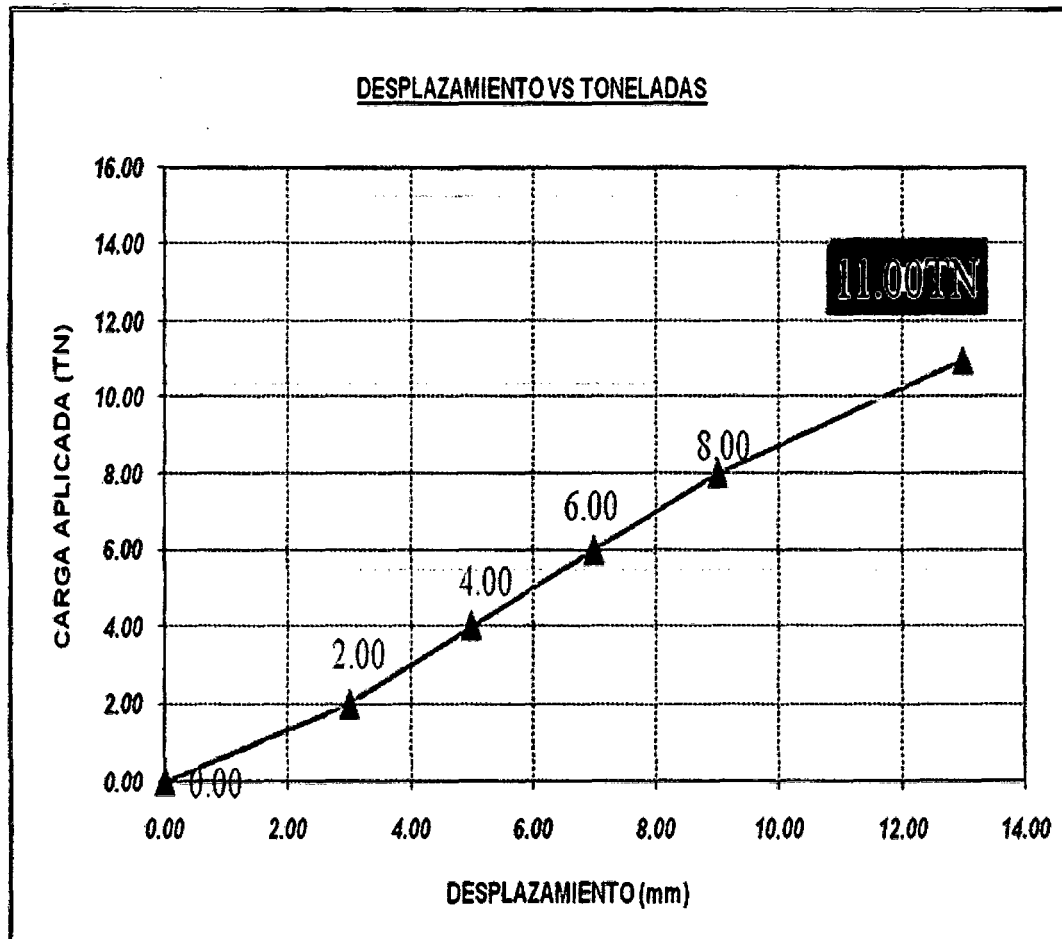
5.15.3.2. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2011

Existe una gran base de datos campo del 2011, presentados en el anexo B - Grafico N° 5.2., por lo que presentamos algunos ensayos a continuación.

ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2350	2.00	3.00
Labor	RP690S	4.00	5.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	7.00
GSI	MF/R	8.00	10.00
Tipo de perno	Hydrabolt	11.00	13.00
Longitud	5 PIES		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		



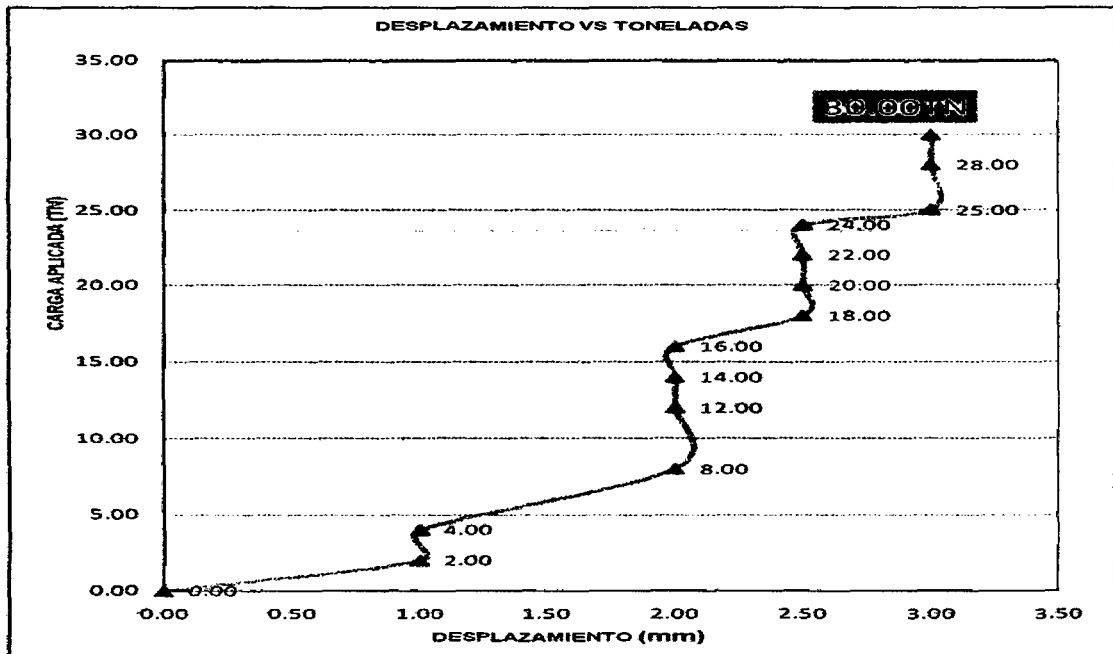
ENSAYO N°02		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	3.00
Labor	RP690S	4.00	5.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	7.00
GSI	IF/M	8.00	9.00
Tipo de perno	Hydrabolt	11.00	13.00
Longitud	7 pies		
Diámetro phy	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		



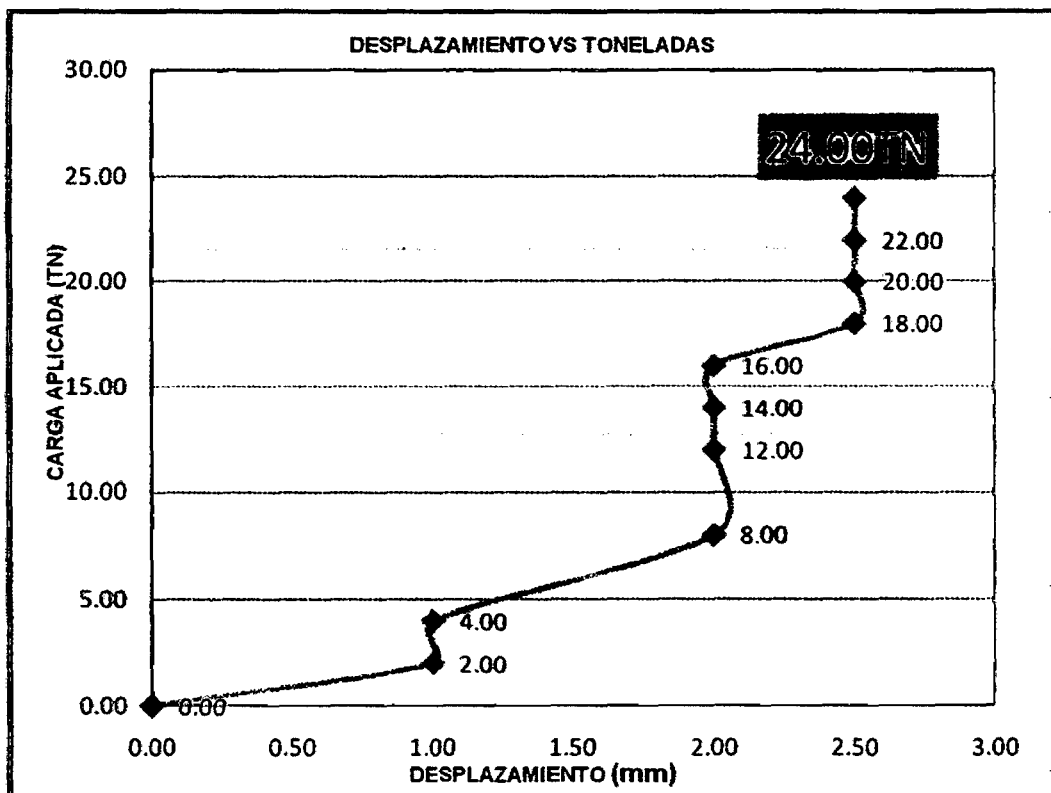
5.15.3.3. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2010

Son presentados algunos ensayos de campo, consignándose el total de ensayos en el anexo B – Gráfico N° 5.3.

ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2420	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	2.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm	20.00	2.50
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	2.50
		24.00	2.50
		25.00	3.00
		28.00	3.00
		30.00	3.00



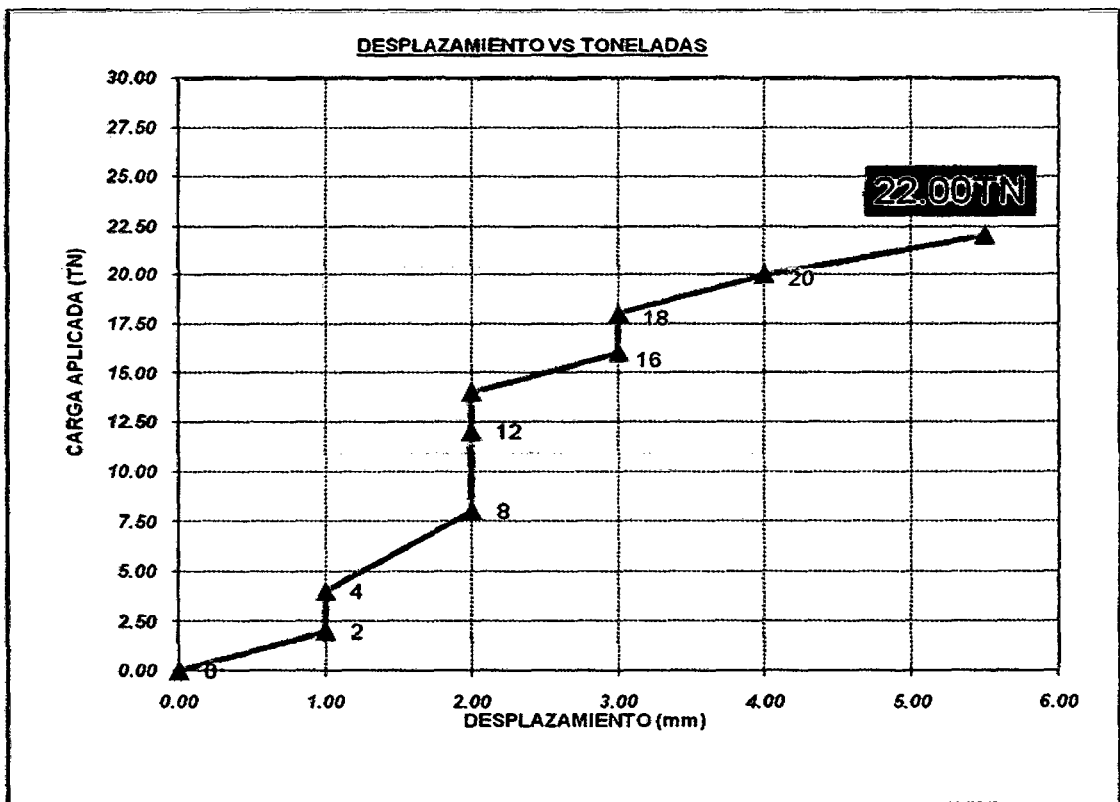
ENSAYO N°02		Carga aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA		Carga aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de perno	HELICOIDAL	14.00	2.00
Longitud	6 PIES	16.00	2.00
Diámetro PHE	19 mm.	18.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm	20.00	2.50
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	2.50
		24.00	2.50



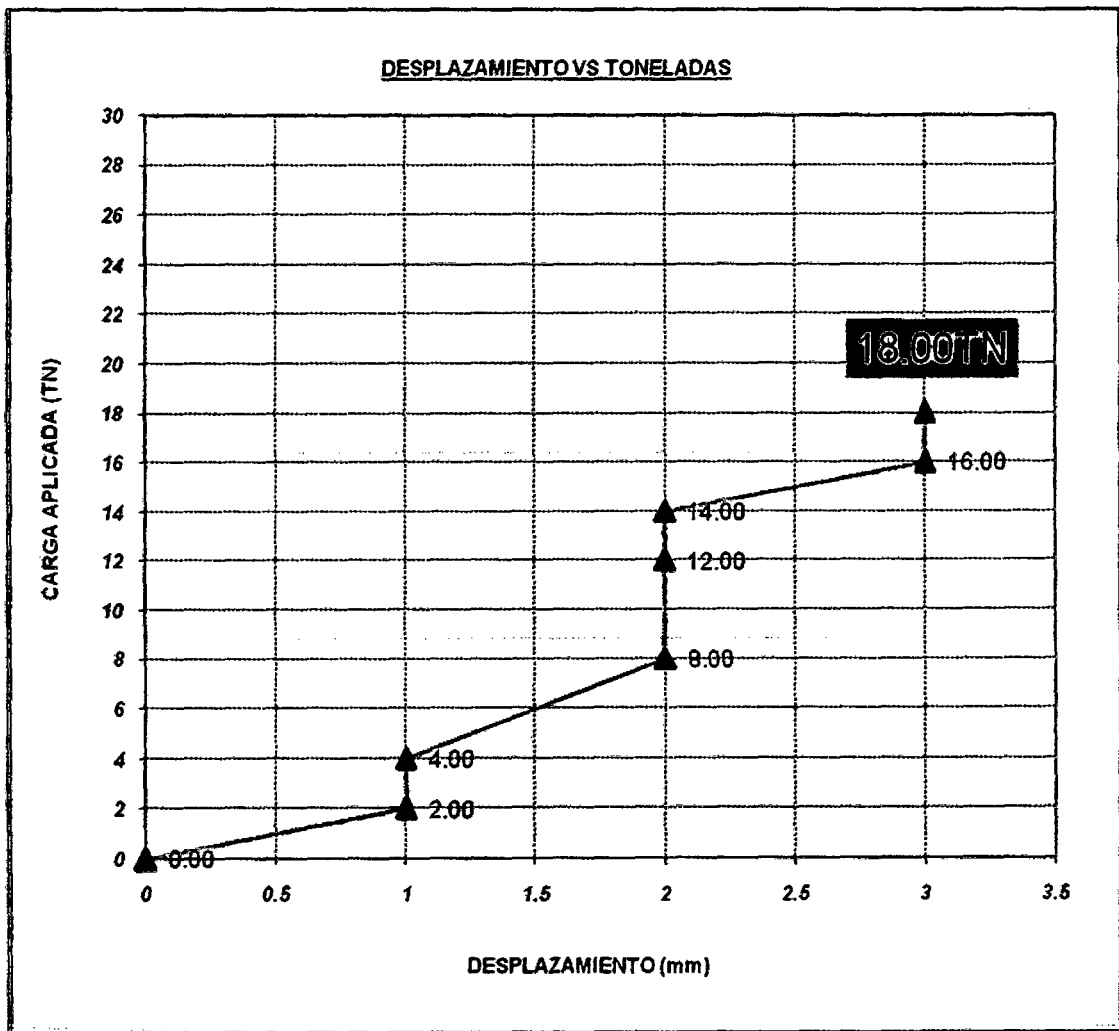
5.15.3.4. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2011

Se presenta algunas pruebas desarrollada en campo, el resto se encuentra en el anexo B - Grafico N° 5.4.

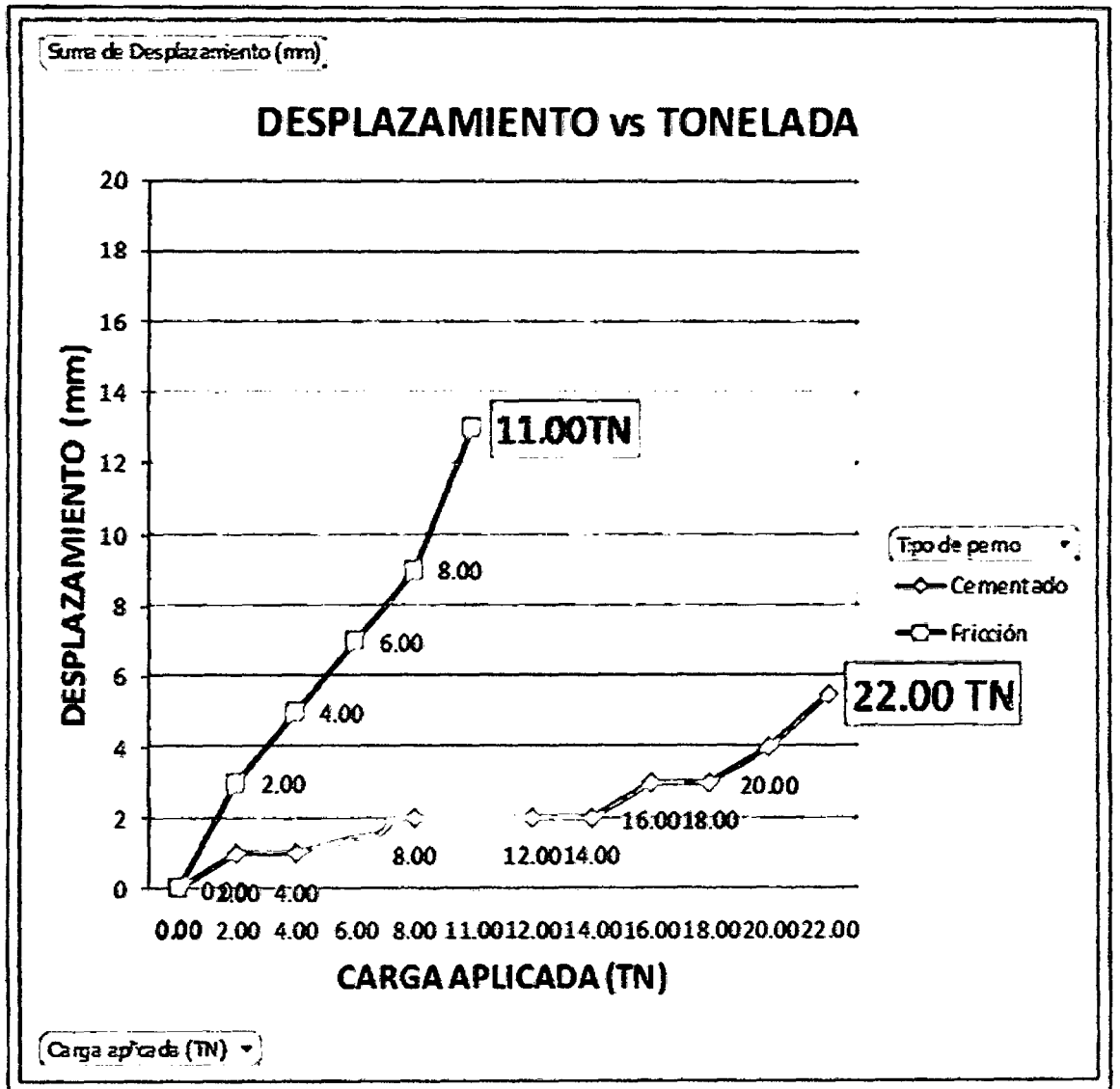
ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	3.00
Diámetro tal.	38 mm	20.00	4.00
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	5.50



ENSAYO N°02		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	3.00
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Adherencia		



En esta gráfica se muestra la capacidad máxima de soporte de los dos pernos en estudio:



5.16. Análisis e interpretación de resultados

Después de haber realizado las pruebas de campo y laboratorio se procedió hacer el análisis e interpretación de resultados que responden a las hipótesis propuestas en el plan de tesis, que a continuación detallamos:

1.- Conocido el desempeño de los pernos de anclaje helicoidales cementados, hemos podido determinar a través de las pruebas de campo “pull Test” mediante los resultados obtenidos y gráficas del programa Excel donde en las abscisas se tiene la capacidad de soporte de los pernos helicoidales y en las ordenadas los desplazamientos correspondientes, mediante la curva diseñada indica la capacidad máxima de soporte de los pernos de anclaje en el proceso de sostenimiento de labores subterráneas ~~comparado~~ pernos helicoidales Vs. Pernos hydrabolts.

2.- El trabajo que realiza por el perno de anclaje hydrabolt es bueno, para soporte y refuerzo de macizos rocosos donde se presentan cuñas de 7 a 11 TN de capacidad como soporte puntual, demostrando que es un sistema rápido de instalación con tiempos de soporte cortos de hasta aproximadamente 3 años sin corrosión del perno y alteración del macizo rocoso.

3.- Habiéndose realizado las pruebas de campo y análisis en laboratorio sobre esfuerzos de tracción que fueron aplicados en la rampa 690S, para los distintos pernos de anclaje se determina que la capacidad de soporte de los pernos helicoidales son de 2 a 3 veces mayor que la capacidad de soporte del perno hydrabolt, por lo que considerando el tiempo de uso permanente como servicio de la rampa 690S, se comporta más ~~adecuado~~ adecuado para esta labor los pernos helicoidales.

4.- Realizado los ensayos y observaciones de campo correspondiente y evaluando los diseño de malla para los pernos hydrabolt y helicoidal en la RP 690S, para una roca regular B, se tiene una malla de 1.50mx1.50m, para la condición de roca mala A, la malla es de 1.20mx1.20m; para una roca mala B, la malla es de 1.0mx1.0 m. Por lo que el desempeño de un perno de anclaje esta también, en función de la malla de instalación considerándose las condiciones del macizo rocoso.

5.- Evaluado costos en ambos tipos de pernos de anclaje se determinó que los costos de instalación de los pernos helicoidales es de 12.54 \$/perno, mientras el costo de instalación de los pernos hydrabolts es 15.93\$/perno. Considerando además el tiempo de vida de cada perno resulta más apropiado el perno helicoidal el proceso de excavación de la rampa 690S.

6.- Se ha determinado la mejor alternativa para refuerzo y soporte de macizos rocosos, utilizando pernos de anclaje en la rampa 690S, siendo el perno helicoidal, el que tiene u buen desempeño y eficiente sostenimiento con rapidez, capacidad de soporte, tiempo y costos operacionales en el laboreo de minas de Consorcio Minero Horizonte.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- El promedio de factor de seguridad del perno hydrabolt varia de 1.2 a 1.97 y el promedio de factor de seguridad del perno helicoidal es mayor a 3.17 a 5.28.
- La capacidad de soporte del perno hydrabolt está dentro de un rango de 7.00 TM a 11.00TM, mientras que la capacidad de soporte del perno helicoidal supera 18.00TM a 30.00TM.
- La malla de espaciamiento para los pernos hydrabolt y helicoidal en la RP 690S, para una roca regular B: 1.50mx1.50m, para una roca mala A: 1.20mx1.20m, y para una roca mala B: 1.0mx1.0 m. Asimismo el tiempo de soporte de los pernos hydrabolts al cabo de 2 años y 7 meses se observa el quiebre y rotura total de los pernos en varios tramos de la RP690S de Consorcio Minero Horizonte; mientras que los pernos helicoidales aún se mantienen igual, y con respecto a los costos de instalación de los pernos helicoidales es de 12.54 \$/perno, mientras el costo de instalación de los pernos hydrabolts es 15.93\$/perno.

Recomendaciones

- Se recomienda el uso de los pernos helicoidales en labores **permanentes subterráneas, debido a su capacidad y tiempo de soporte.**
- Se recomienda la adquisición de equipos mecanizados para la **instalación eficiente de los pernos helicoidales, y mejorar el rendimiento hombre guardia.**
- Se recomienda el removido correcto con el equipo Jack- leg la resina y el cembol, para que el perno y el macizo rocoso tenga una buena **adherencia.**
- El autor deja abierto la tesis, si algún estudiante desea continuar con **dicho estudio.**

REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍA

- BARTON, N. (1976), "The Shear Strength of Rock and Rock Joints", International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, Rock Mechanics Review, pp 255-279.
- BARTON, N. y BANDIS, S. (1990), "Review of Predictive Capabilities of JRC-JCS Model in Engineering Practice". Proceedings of the International Symposium on Rock Joint, N. Barton and O. Stephansson Editors, Balkema, pp 603-610.
- BIRÓN, C y ARIOGLU, E (1987) "Diseño De Ademes En Minas", Departamento de Ingeniería de Minas Universidad Técnica de Estambul, Editorial Limusa, pp. 113-151
- CARNERO, L y FUJIMORA, F. (1995) "Mecánica de rocas aplicada al dimensionamiento de sistema de atirantamiento en minas subterráneas", Universidad de San Paulo Escuela Politécnica, pp. 1-187
- CONSORCIO MINERO HORIZONTE; documentos internos de la oficina CDR Geomecánica; diciembre 2011.
- GARRIDO, M. (2003) "Evaluación de coeficiente de seguridad del sostenimiento de galería y toneles en función a su rigidez y distancia al frente en diferentes macizos rocoso y caracterización mediante impacto eco". Madrid. pp.16
- HOEK, E. (1998), "Rock Engineering Course Notes", Chapter 12, Tunnels in Weak Rock, 313 p.
- HOEK, E. y BROWN, T. (1980), Empirical Strength Criterion for Rock Masses. Journal of the Geotechnical Engineering Division, Vol. 106, pp 1.013-1.035.

- HOEK, E. y BROWN, T. (1988), The Hoek – Brown Failure Criterion, Proc. 15th Can. Roc. Mech. Symp. University of Toronto.
- HOEK, E. y BROWN, T. (1998), Practical Estimates of Rock Mass Strength, Int. J. Rock. Mech. Min. Sci, Vol 34, No. 8, pp 1165-1186.
- HOEK, E., KAISER P. y BAWDEN, W., (1995) “Support of Underground Excavations in Hard Rock”, A.A. Balkema, 215 p.
- KNUT F. GARSHOL; TOM MELBYE Ingeniero geológico “Shotcrete para soporte de rocas” Departamento de Construcciones Subterráneas, MBT International.
- MALDONADO, L. (2004) “Sostenimiento subterráneo con pernos de anclaje Hydrabolt” en: <http://www.ncm.co.za/pdf/hidrabort%20NOTA.PDF>, 10 de junio 2010.
- ORTIZ, O; FERNÁNDEZ, F; BLAS, W (2003) “sostenimiento activo de excavaciones mineras subterráneas y a cielo abierto mediante el mortero de resina en pernos y tendones de anclaje” en: http://www.unmsm.edu.pe/iigeo/publicaciones/num_11.htm, 15 de diciembre 2010
- UCAR, R. (1986), Determination of Shear Failure Envelope in Rock Masses. Journal of the Geotechnical Engineering Division. Vo., 112, No. 3, pp. 303-315.
- UCAR, R. (1989) “los anclajes como elemento estabilizador en las obras civiles y mineras” en: <http://www.castem.com.pe/manual-de-anclaje.pdf>, 18 de enero 2011.

ANEXOS

**ANEXO A: TABLAS DE
EXPLOTACIÓN Y
RESERVAS DE
MINERALES**

SEPTIEMBRE	TMS										
OCTUBRE	TMS										
NOVIEMBRE	TMS										
DICIEMBRE	TMS										

Tabla N° 2.5. Resumen de reservas de mineral cubicadas mensual de Consorcio Minero Horizonte

RESERVAS ANUALES CUBICADAS										
Descripción	Unidad	Avance	TMS cubicadas	TMS extraídas	TMS extraídas de reservas	TMS extraídas de aportes	stock reservas TMS	Ley stock reserva	TMS recursos	Ley recursos
2005	TMS	8,624	428,787	386,887			873,147	9.55	1,511,736	11.11
2006	TMS	11,945	422,673	378,476			1,118,249	9.48	1,697,819	8.10
2007	TMS	12,738	368,148	477,002			1,241,130	8.75	1,754,714	7.88
2008	TMS	12,643	254,041	494,612	295,764	198,848	1,263,462	8.87	1,422,267	7.55
2009	TMS	7,845	408,013	473,594	310,634	162,960	1,477,108	9.17	1,331,374	7.58
2010	TMS	9,087	484,301	648,220	539,133	109,087	1,531,415	8.92	1,299,748	7.55
2011	TMS	1,889	144,632	213,531	190,459	23,072	1,642,509	8.85	1,282,842	7.54

Tabla N°2.6. Plan de exploraciones 2012 de sondajes diamantinas (DDH) de recursos inferidos de Consorcio Minero Horizonte S.A

CUADRO DE RECURSOS INFERIDOS EN EXPLORACIONES CON DDH							
ZONA	VETA	LABOR	AVANCE (m)	DDH (m)	Recursos Inf.	Gr.Au/t	\$ US\$
Norte	Lourdes	CX196N	55	1,710	30,780	11.30	204,499
Norte	Lourdes	CM477S	15				
Norte	Milagros	CX-632N	85				
Norte	Milagros	CX-631N	130				
Norte	Lourdes	CX-Nv CM4	65				
Norte	Lourdes	CX-Nv CM6	65				
Norte	Paola	CX925	230	1,260	22,680	10.00	295,542
Norte	Johani	CAM961	0	1,840	33,120	10.00	174,800
		sub Total Norte	645	4,810	86,580	10.46	674,841
Centro	Rosa Orquídea	CX1328S	435				
Centro	Rosa Orquídea	CM1328S	9.0				
Centro	Rosa Orquídea	CX633S	220	2,548	45,864	9.5	410,257
Centro	Rosa Orquídea	CM633S	9	2,630	47,340	9.5	256,731
Centro	Rosa Orquídea	CX330S	245				
Centro	Rosa Orquídea	CM330S	9				
Centro	Rosa Orquídea	CX870S	235				

Centro	Rosa Orquídea	CM870S	9				
Centro	Encanto	CM669S	9	2,880	51,840	8.00	280,481
		sub Total centro	1180	8,058	145,044	8.96	947,468
Sur	CANDELARIA	CX1505S	350				
Sur	Candelaria	CM1505S2	15				
Sur	Titos	CX1549S	150				
Sur	Rocio 1	CX862S	110	370	6,660	7.50	119,248
Sur	Rocio 1	CM863S	10				
Sur	Rocio 1	CM864S	5				
Sur	Rocio 2	CX887S	60	725	13,050	8.00	114,747
Sur	Rocio 2	CX888S	70				
Sur	Rocio 2	CX889S	95				
		sub Total Sur	865	1,095	19,710	7.83	233,995
Oriente	Esperanza	CX070N	100				
Oriente	Esperanza	CM070S	5				
Oriente	Esperanza	CX360N	100				
Oriente	Esperanza	CM360N	5				
Oriente	Esperanza	CX085S	50				
Oriente	Esperanza	CM085S	5				
Oriente	Esperanza	RP210S	255				
Oriente	Esperanza	CM250S	5				

Oriente	Esperanza	CX210S	20				
Oriente	Esperanza	CM210S	5				
Oriente	Esperanza	CM095S	5				
		sub Total Oriet	555	0	0	0	0
		TOTAL	3,245	13,963	251,334	9.39	1,856,304

Exploración		2280	DDH-1328-04	1	48	-28	250		250												250	
							790	540	250	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	790	
Operación	Encanto	2330	DDH-975-01	1	71	1	260					260									260	
Operación		2330	DDH-975-02	1	24	-1	280					280									280	
Operación		2330	DDH-975-03	1	58	-7	270						270									270
							810	-	-	-	-	540	270	-	-	-	-	-	-	-	810	
Operación	Encanto	2430	DDH-669-01	1	2	29	170														170	
Operación		2430	DDH-669-01	1	77	-8	160															160
Operación		2430	DDH-669-01	1	61	-20	187															187
							517	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	517	

							16,695	1,520	1,550	1,090	2,050	1,820	1,950	1,550	1,408	787	1,150	1,050	770	-	16,695
--	--	--	--	--	--	--	--------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-----	-------	-------	-----	---	--------

16,695

						210							210							210
Exploración Prof.	2400	DDH-CM2-07	1	164	-80	210								210						210
Exploración Prof.	2080	DDH-CM1-01	1	276	16	260			260											260
Exploración Prof.	2080	DDH-CM1-02	1	240	31	290			130	160										290
Exploración Prof.	2080	DDH-CM1-03	1	228	5	250				250										250
Exploración Prof.	2080	DDH-CM1-04	1	206	5	250				160	90									250
Exploración Prof.	2080	DDH-CM1-05	1	245	24	240					240									240
Exploración	2290	DDH-CM4-01	1	297	-34	110								110						110
Exploración	2290	DDH-CM4-02	1	256	-53	85								85						85
Exploración	2290	DDH-CM4-03	1	192	-43	90								90						90
Exploración	2290	DDH-CM6-01	1	217	11	100									100					100
Exploración	2290	DDH-CM6-02	1	184	-39	100									100					100
			1																	-
			1																	-
						3,865	-	-	390	880	820	520	560	495	200	-	-	-	-	3,865

Explor. Area Nueva		2080	DDH-CM1-03	1	251	12	250		70	180										250		
Explor. Area Nueva		2430	DDH-1002N-01	1	79	0	110								110					110		
Explor. Area Nueva		2430	DDH-1002N-02	1	103	0	110								110					110		
Explor. Area Nueva		2430	DDH-1002N-03	1	74	-23	150									150				150		
Explor. Area Nueva		2430	DDH-1002N-04	1	109	-23	150									150				150		
							1,840	570	570	180	-	-	-	-	-	220	300	-	-	-	1,840	
Exploración	Lourdes	2285	DDH-136N-01	1	311	-33	270					250	20								270	
Exploración		2285	DDH-136N-02	1	269	-48	200						200									200
Exploración		2285	DDH-136N-03	1	319	-46	290						290									290
Exploración		2285	DDH-136N-04	1	305	-56	250						90	160								250
Exploración		2285	DDH-136N-05	1	274	-65	240							240								240
Exploración		2285	DDH-136N-06	1	246	-37	210							210								210
Exploración		2285	DDH-136N-07	1	217	-47	250								250							250

**ANEXO B: BASE DE
DATOS DE LAS
PRUEBAS PULL- TEST**



ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Los resultados son los siguientes:

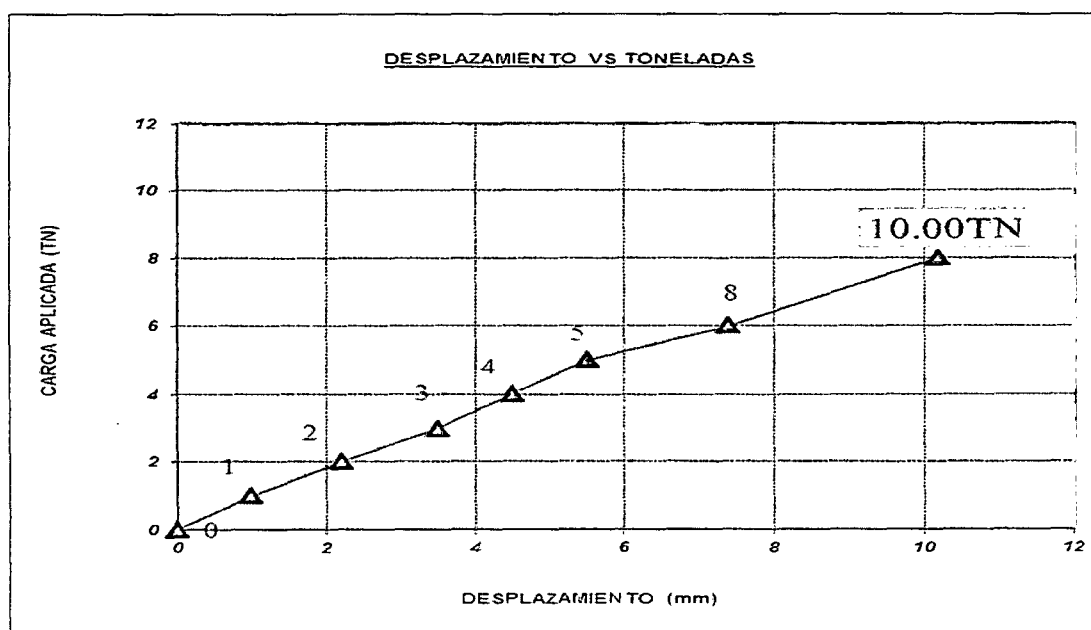
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Módulo de Elasticidad (E) (GPa)	Constante de Poisson (ν)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
BC-01	5.53	11.36	128.39	0.28	66.96
BC-02	5.53	11.27	138.65	0.29	114.32
BC-03	5.53	11.33	86.32	0.25	65.33
BI-02	5.54	11.38	112.26	0.17	96.01
BM-02	4.23	11.40	66.37	0.06	60.71
BM-03	5.53	11.40	126.46	0.32	61.24

Cuadro 4.1. Ensayo de las propiedades elásticas del macizo rocoso de la rampa (690S)

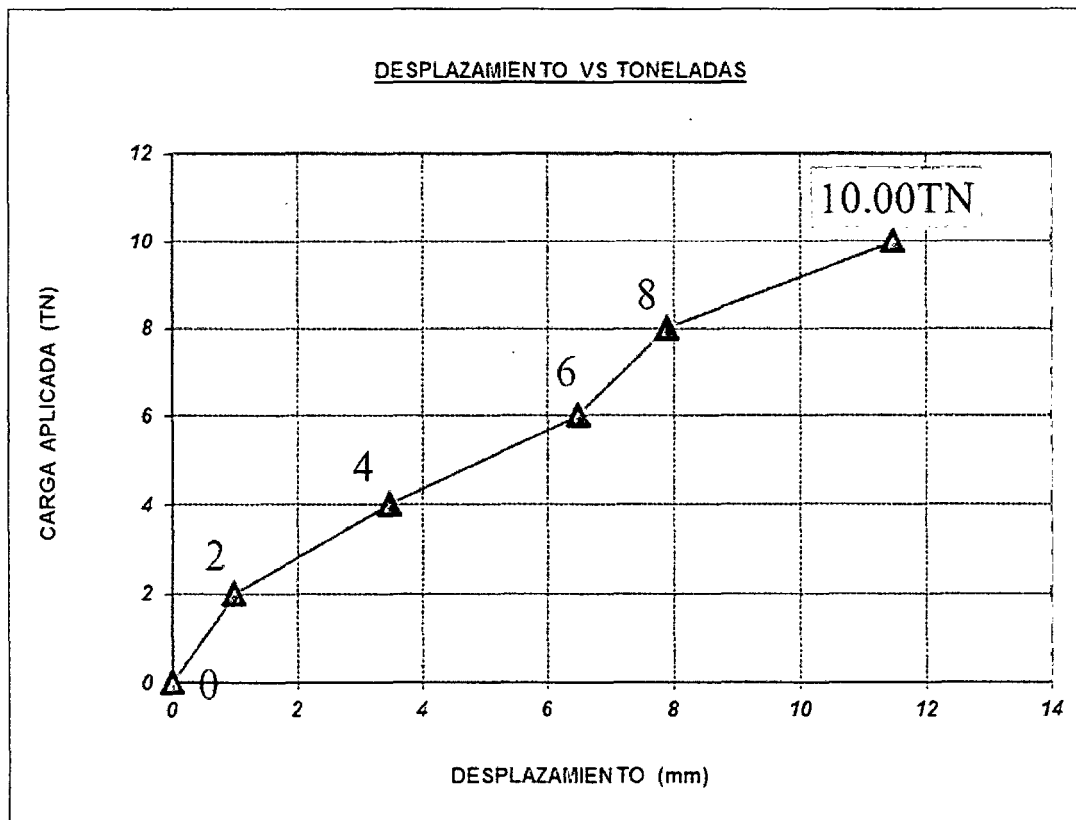
Pruebas estadística de tracción de pernos de anclaje en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

Gráfico N° 5.1. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2010

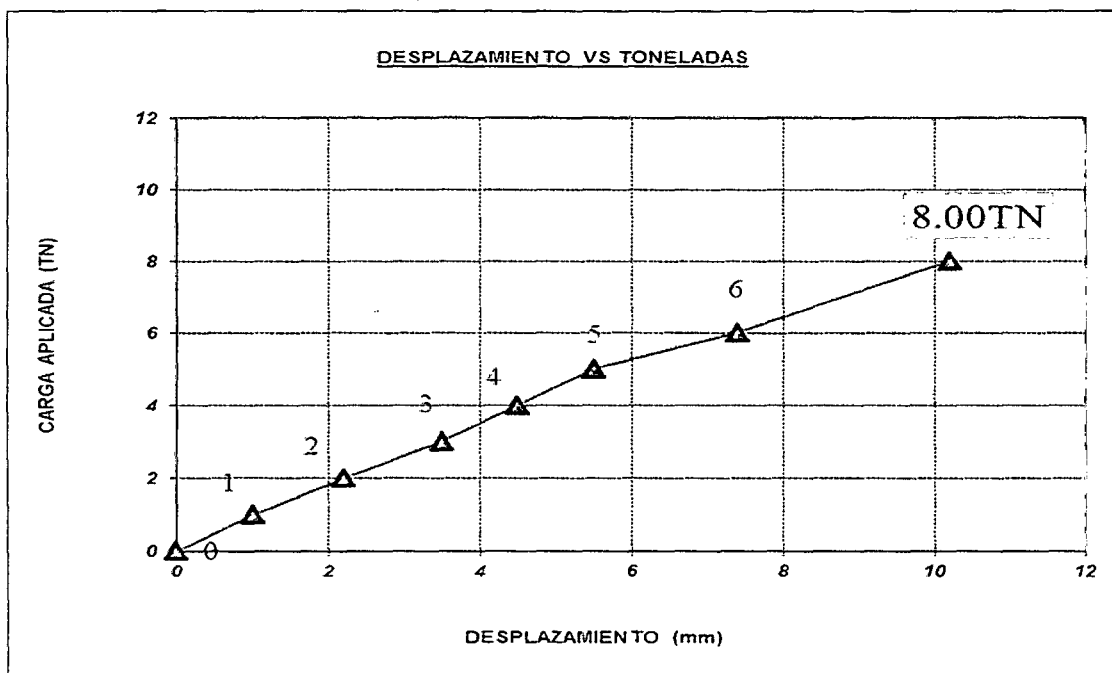
ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	15/11/2010	0.00	0.00
Nivel	2400	1.00	2.00
Labor	RP690S	2.00	3.50
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	3.00	4.00
GSI	MF/R	4.00	6.00
Tipo de perno	Hydrabolt	5.00	7.00
		8.00	9.00
Longitud	6 PIES	10.00	11.00
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		



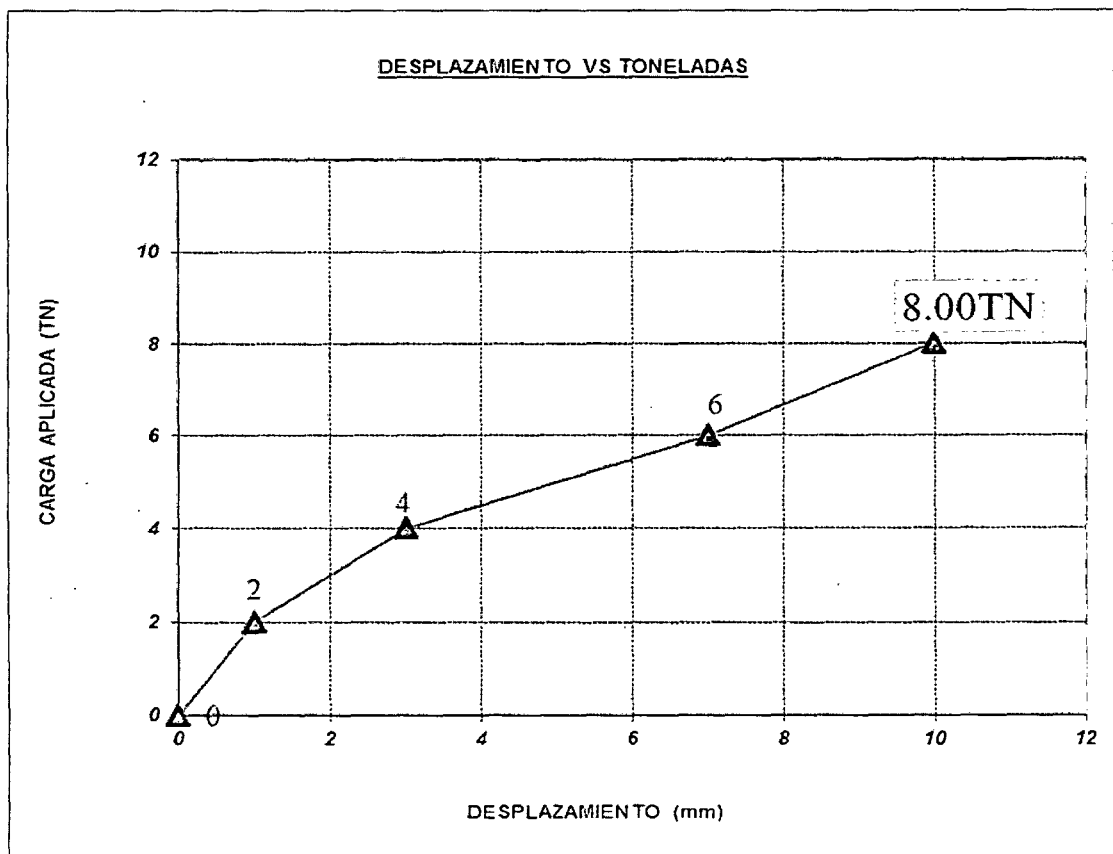
ENSAYO N°02			
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	15/11/2010	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	3.50
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	6.00	6.50
GSI	MF/R	8.00	7.90
Tipo de perno	Hydrabolt	10.00	11.50
Longitud	6 PIES		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		



ENSAYO N°03		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	15/11/2010	0.00	0.00
Nivel	2400	1.00	1.00
Labor	RP690S	2.00	2.20
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	3.00	3.50
GSI	MF/R	4.00	4.50
Tipo de perno	Hydrabolt	5.00	5.50
Longitud	6 PIES	6.00	7.40
Diámetro phy.	29 mm.	8.00	10.20
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		



ENSAYO N°04		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	15/11/2010	0	0
Nivel	2400	2	1
Labor	RP690S	4	3
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	6	7
GSI	MF/R	8	10
Tipo de perno	Hydrabolt		
Longitud	6 PIES		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		



ENSAYO N°5		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	15/11/2010	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	3.00
Tipo de roca	Granodiorita/Tonalita	6.00	4.50
GSI	MF/R	8.00	7.00
Tipo de perno	Hydrabolt	9.00	10.00
Longitud	6 PIES		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento y fricción		

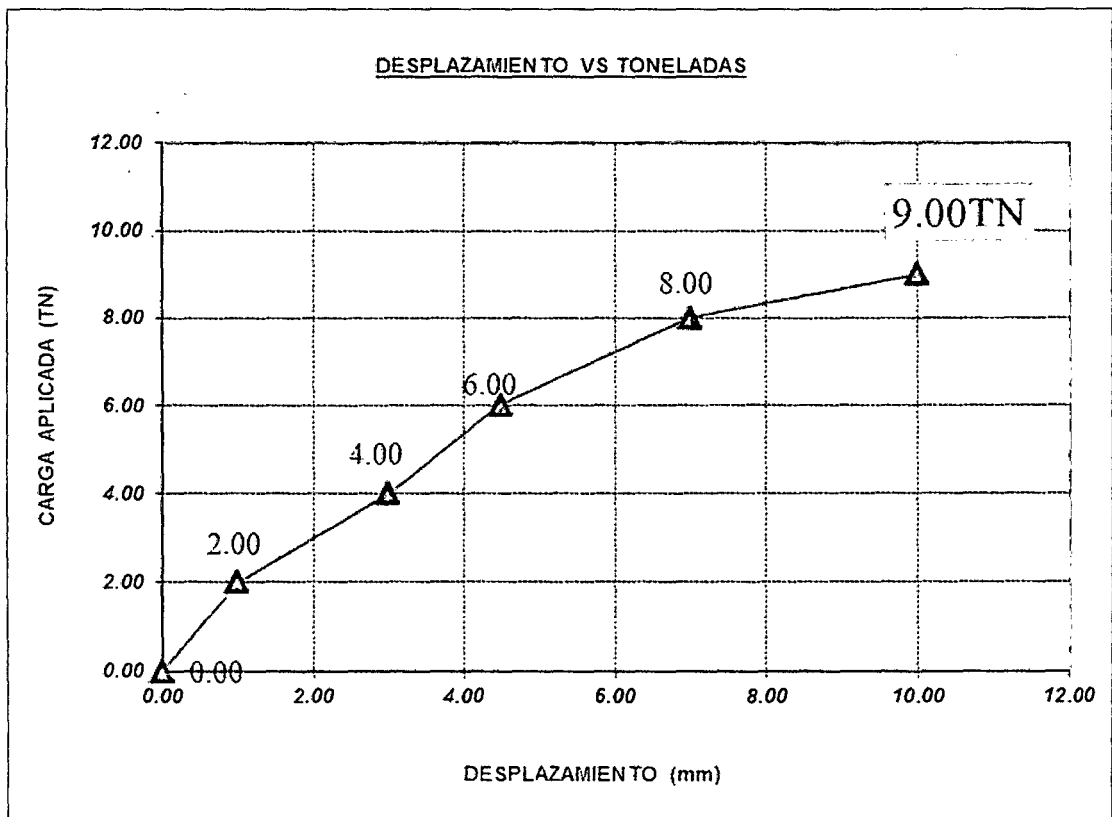
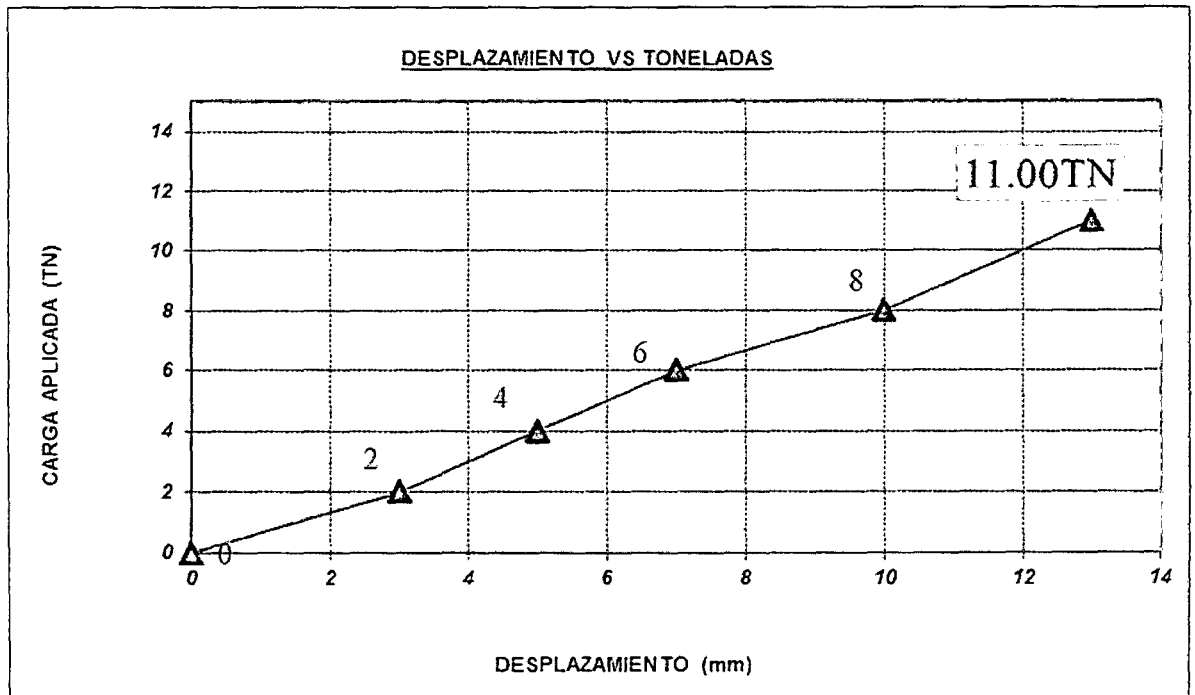
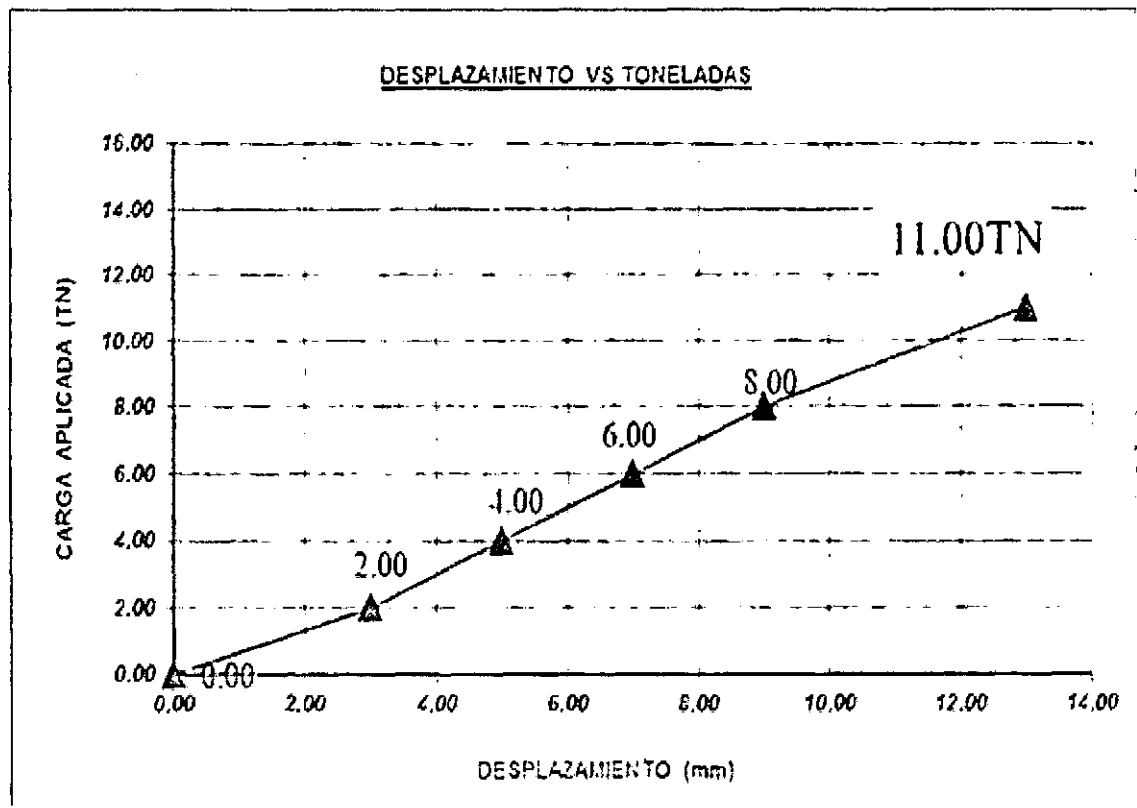


Gráfico N° 5.2. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos de hydrabolts en el año 2011

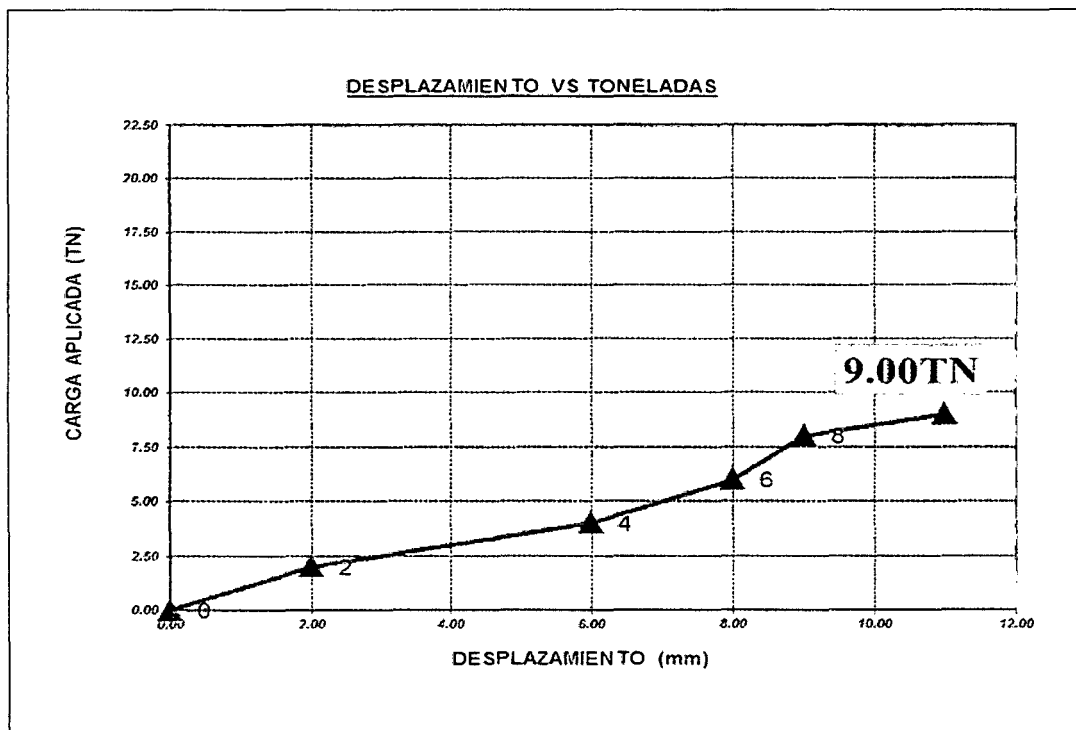
ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2350	2.00	3.00
Labor	RP690S	4.00	5.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	7.00
GSI	MF/R	8.00	10.00
Tipo de perno	Hydrabolt	11.00	13.00
Longitud	5 PIES		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		



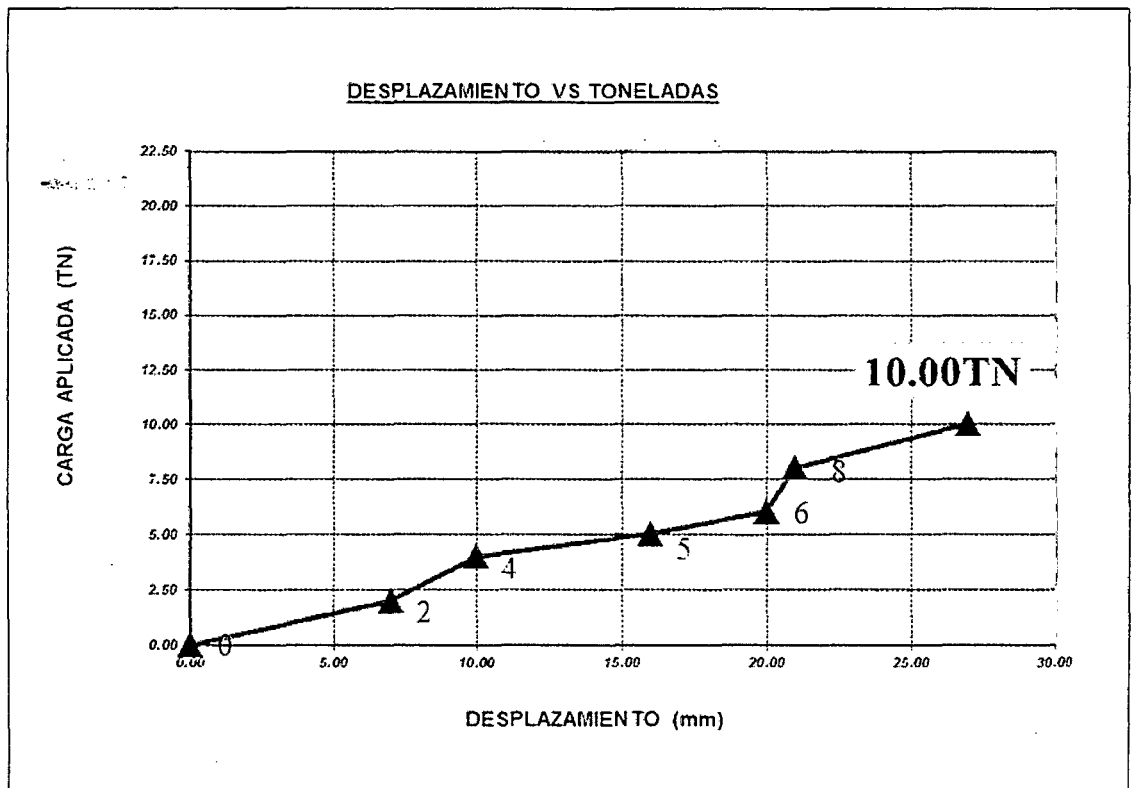
ENSAYO N°02		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	3.00
Labor	RP690S	4.00	5.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	7.00
GSI	IF/M	8.00	9.00
Tipo de perno	Hydrabolt	11.00	13.00
Longitud	7 pies		
Diámetro phy	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		



ENSAYO N°03		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	2.00
Labor	RP690S	4.00	6.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	8.00
GSI	MF/R	8.00	9.00
Tipo de perno	Hydrabolt	9.00	11.00
Longitud	5 pies		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		



ENSAYO N°04		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	7.00
Labor	RP690S	4.00	10.00
Tipo de roca	Granodiorita	5.00	16.00
GSI	MF/R	6.00	20.00
Tipo de perno	Hydrabolt	8.00	21.00
Longitud	5 pies	10.00	27.0
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		



ENSAYO N°05		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	3.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	4.50
GSI	MF/R	8.00	7.00
Tipo de perno	Hydrabolt	9.00	10.00
Longitud	5 pies		
Diámetro phy.	29 mm.		
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Confinamiento fricción		

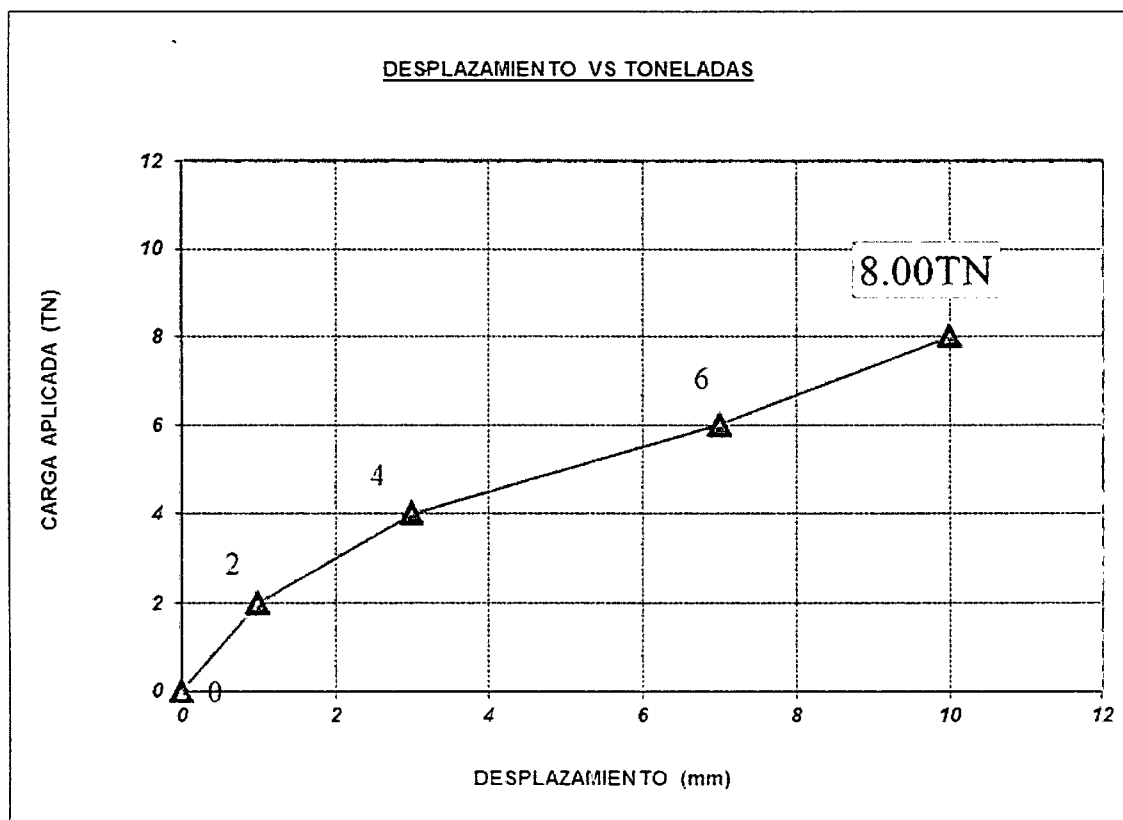
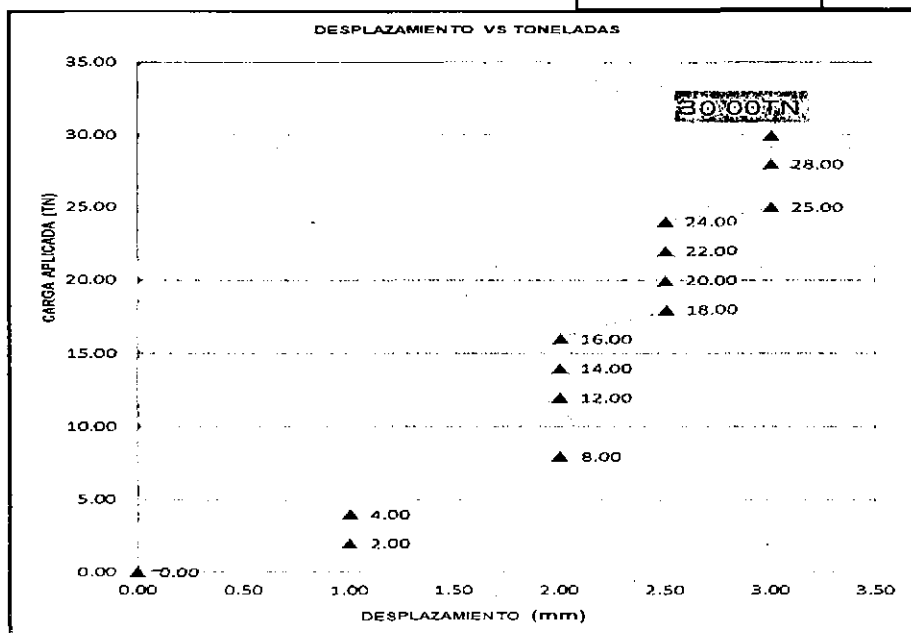
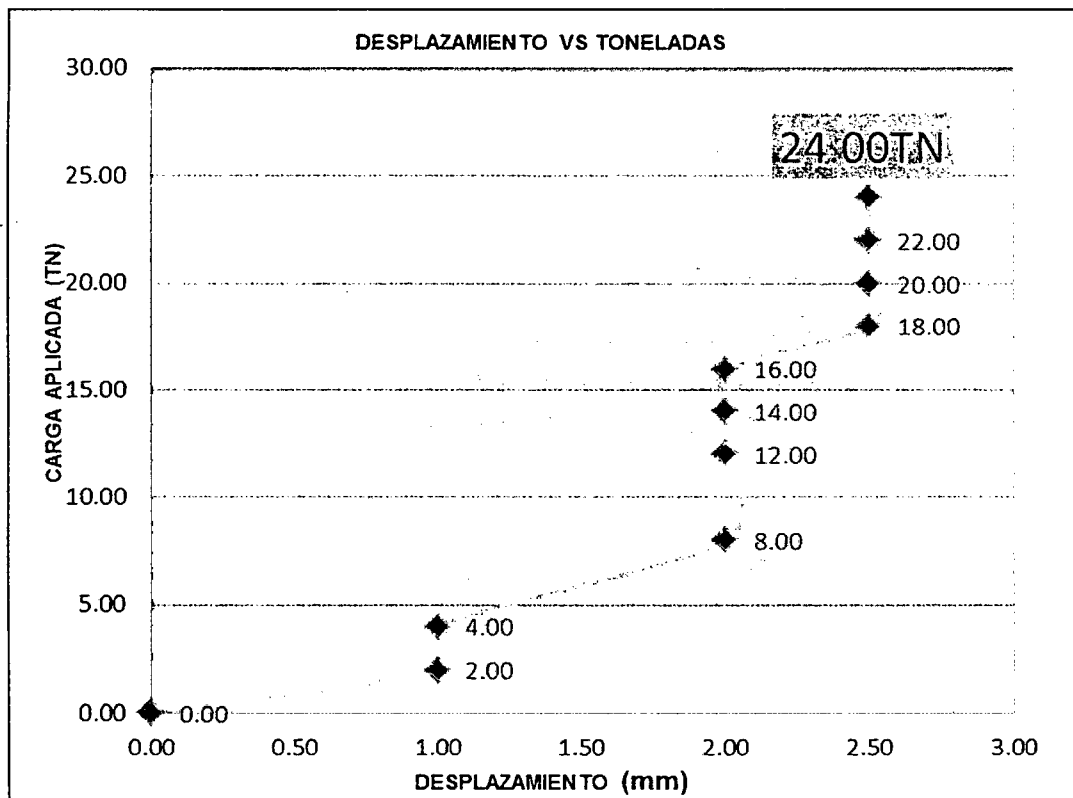


Gráfico N°5.3. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2010

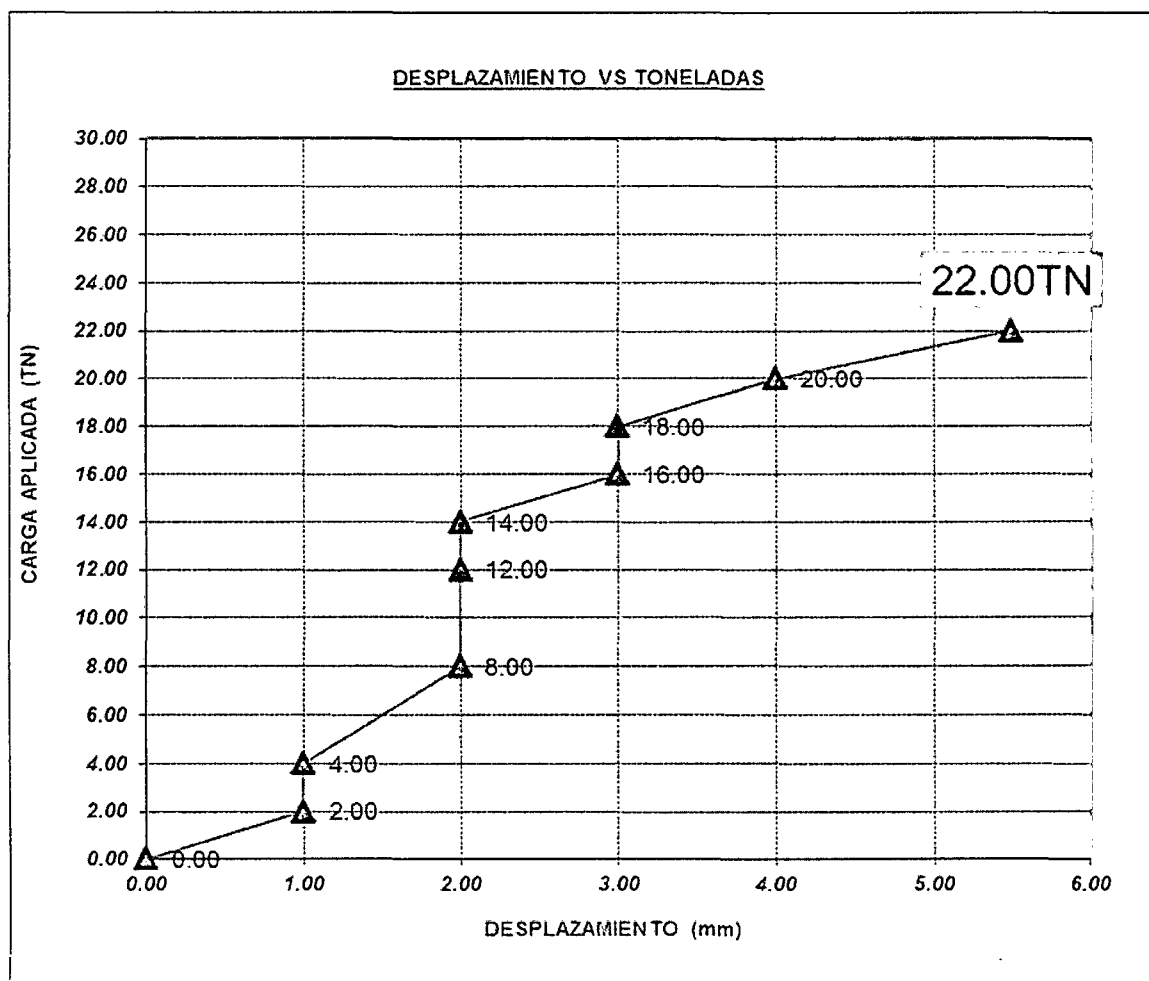
ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2420	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	2.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm	20.00	2.50
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	2.50
		24.00	2.50
		25.00	3.00
		28.00	3.00
		30.00	3.00



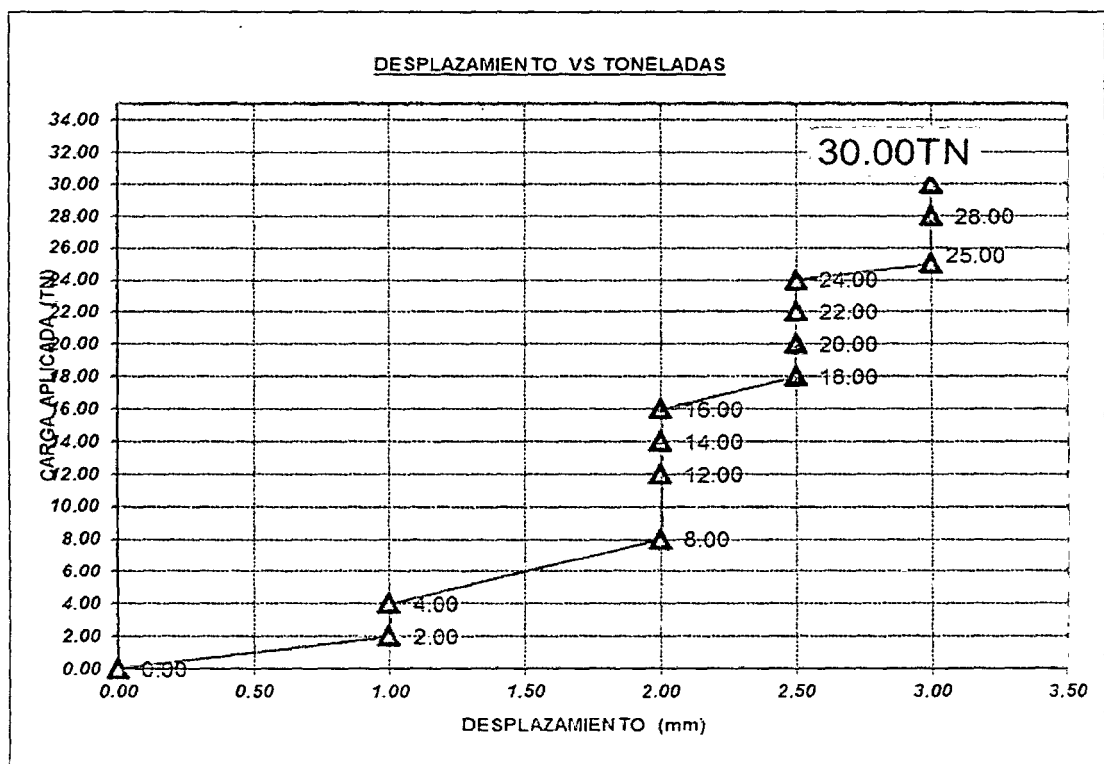
ENSAYO N°02		Carga aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de perno	HELICOIDAL	14.00	2.00
Longitud	6 PIES	16.00	2.00
Diámetro PHE	19 mm.	18.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm	20.00	2.50
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	2.50
		24.00	2.50



ENSAYO N°03		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	3.00
Diámetro tal.	38 mm	20.00	4.00
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	5.50



ENSAYO N°04			
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	2.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm	20.00	2.50
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	2.50
		24.00	2.50
		25.00	3.00
		28.00	3.00
		30.00	3.00



ENSAYO N°05		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	3.00
Diámetro tal.	38 mm	20.00	4.00
Tipo de anclaje	Adherencia		

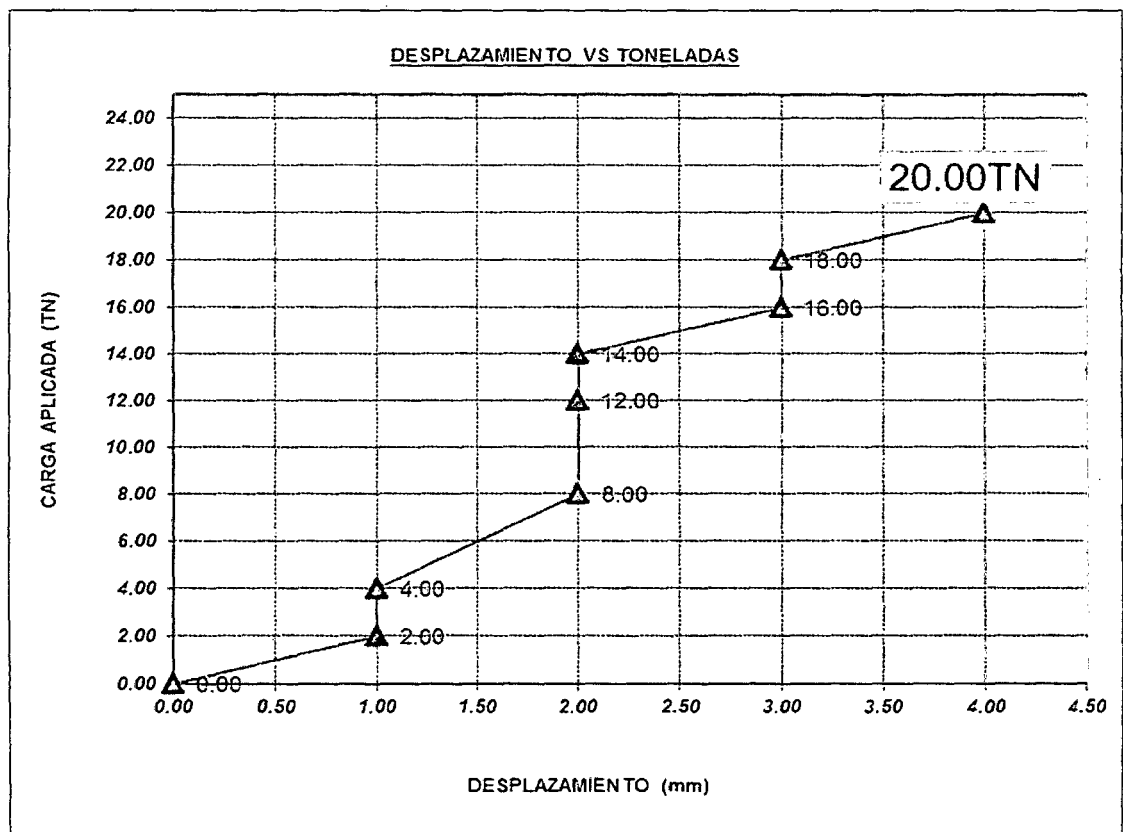
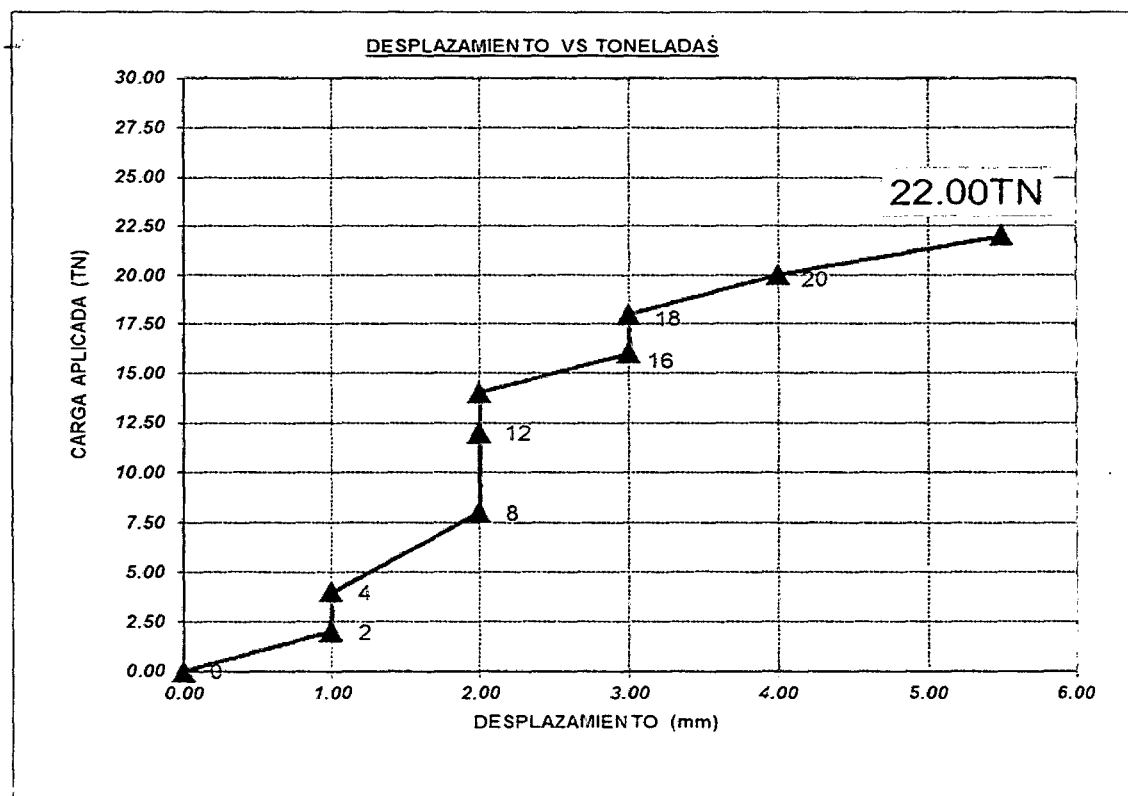
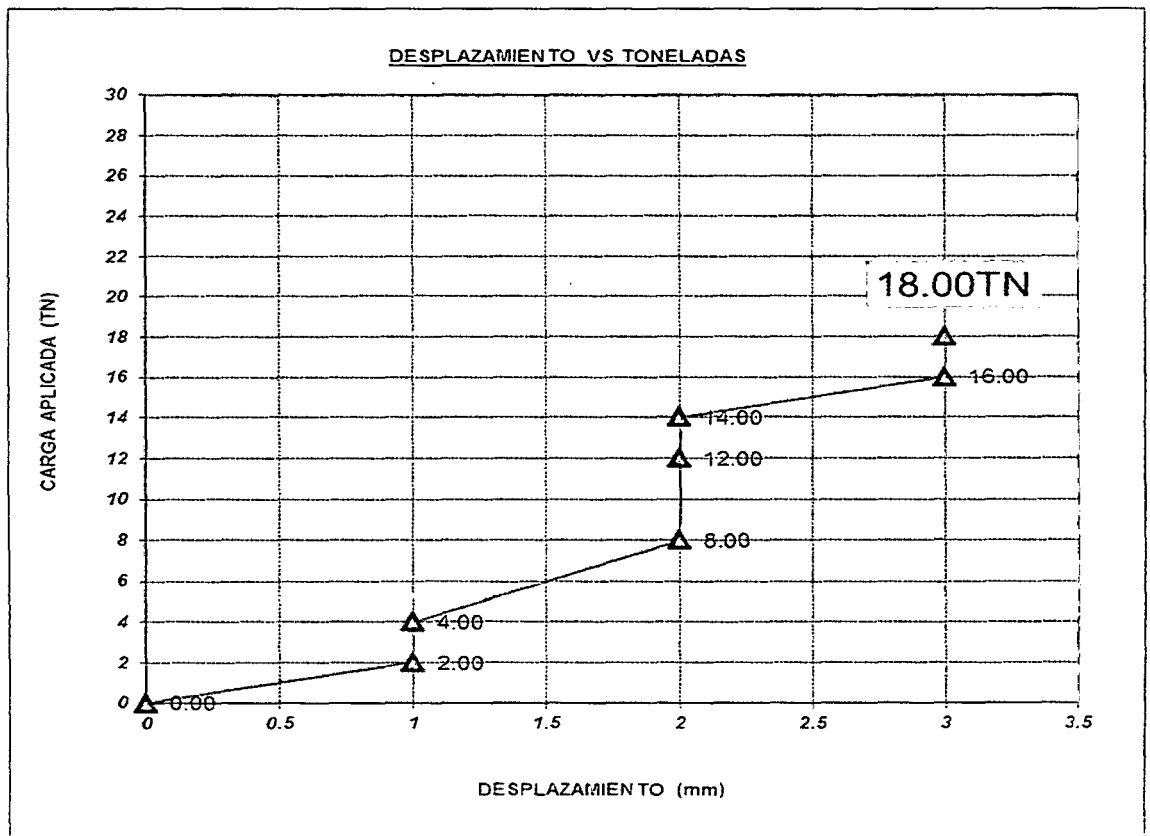


Gráfico N° 5.4. Gráfico estadístico de las pruebas de pull-test realizadas de los pernos helicoidales en el año 2011

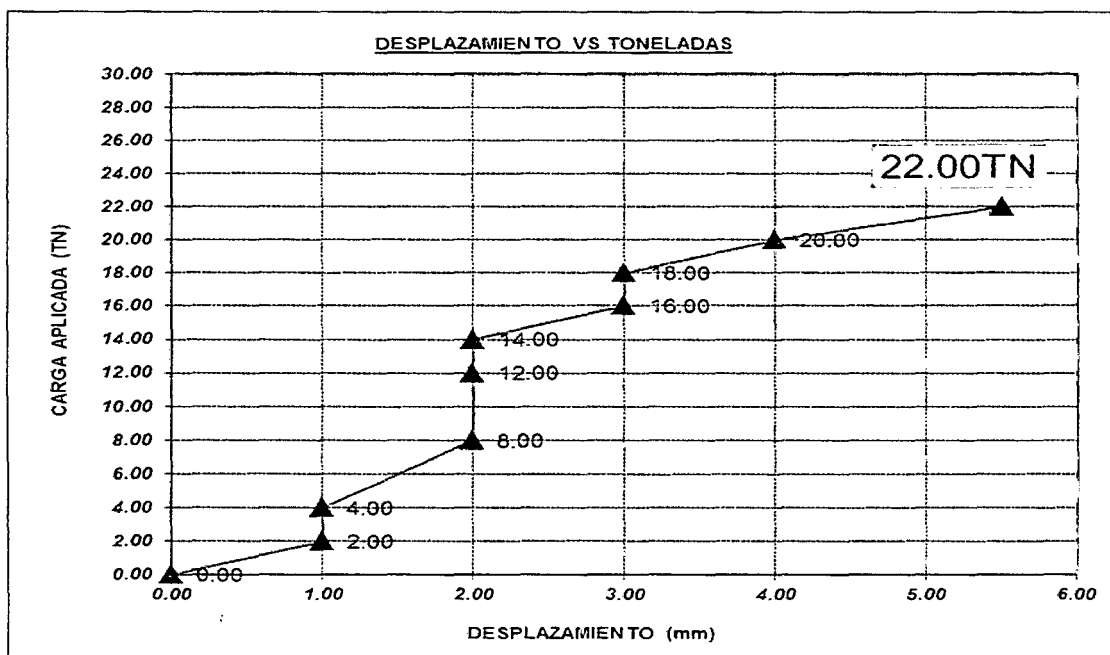
ENSAYO N°01		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA			
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	3.00
Diámetro tal.	38 mm	20.00	4.00
Tipo de anclaje	Adherencia	22.00	5.50



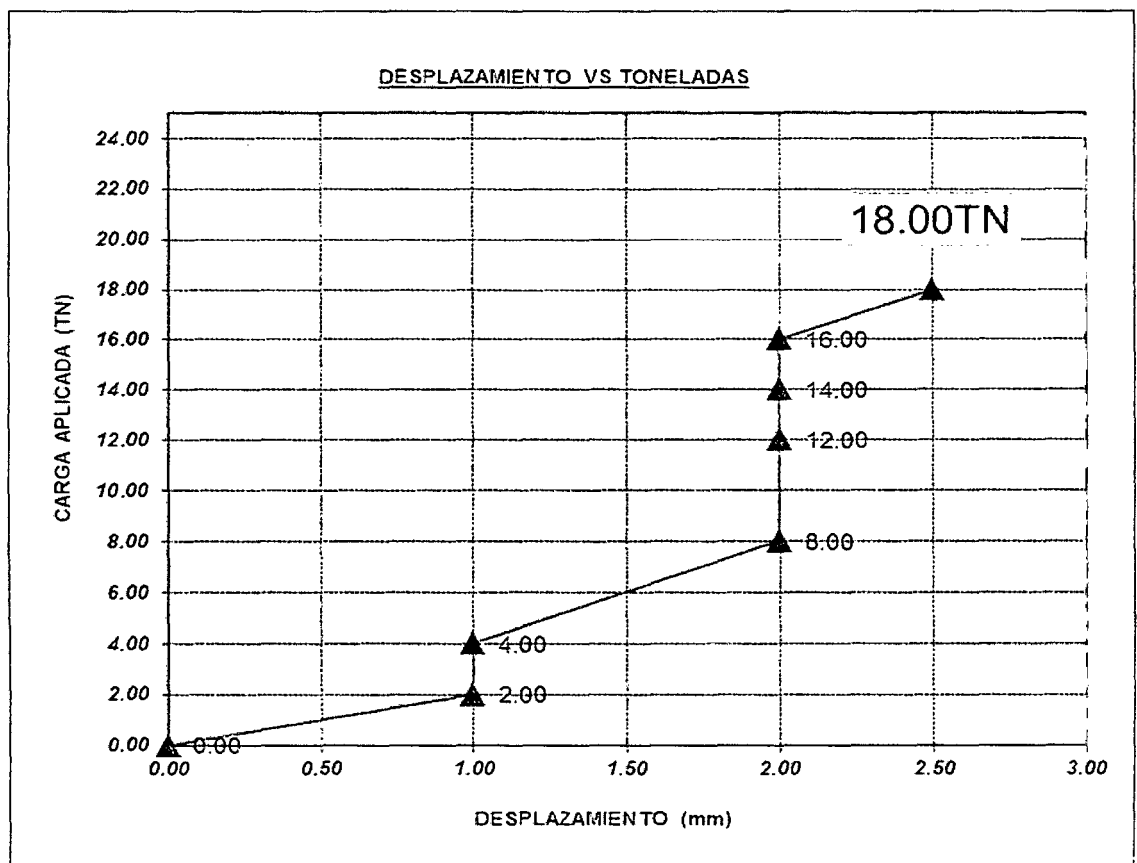
ENSAYO N°02		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	3.00
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Adherencia		



ENSAYO N°03		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	3.00
		18.00	3.00
		20.00	4.00
Diámetro PHE.	19 mm.	22.00	5.50
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Adherencia		



ENSAYO N°04		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	8.00	2.00
GSI	MF/R	12.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	14.00	2.00
Longitud	6 pies	16.00	2.00
Diámetro PHE.	19 mm.	18.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm		
Tipo de anclaje	Adherencia		



ENSAYO N°05			
DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA		Carga Aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
Fecha	26/02/2011	0.00	0.00
Nivel	2400	2.00	1.00
Labor	RP690S	4.00	1.00
Tipo de roca	Granodiorita	6.00	2.00
GSI	MF/R	8.00	2.00
Tipo de Perno	Helicoidal	12.00	2.00
Longitud	6 pies	14.00	2.00
Diámetro PHE.	19 mm.	16.00	2.50
Diámetro tal.	38 mm	18.00	2.50
Tipo de anclaje	Adherencia	20.00	2.50

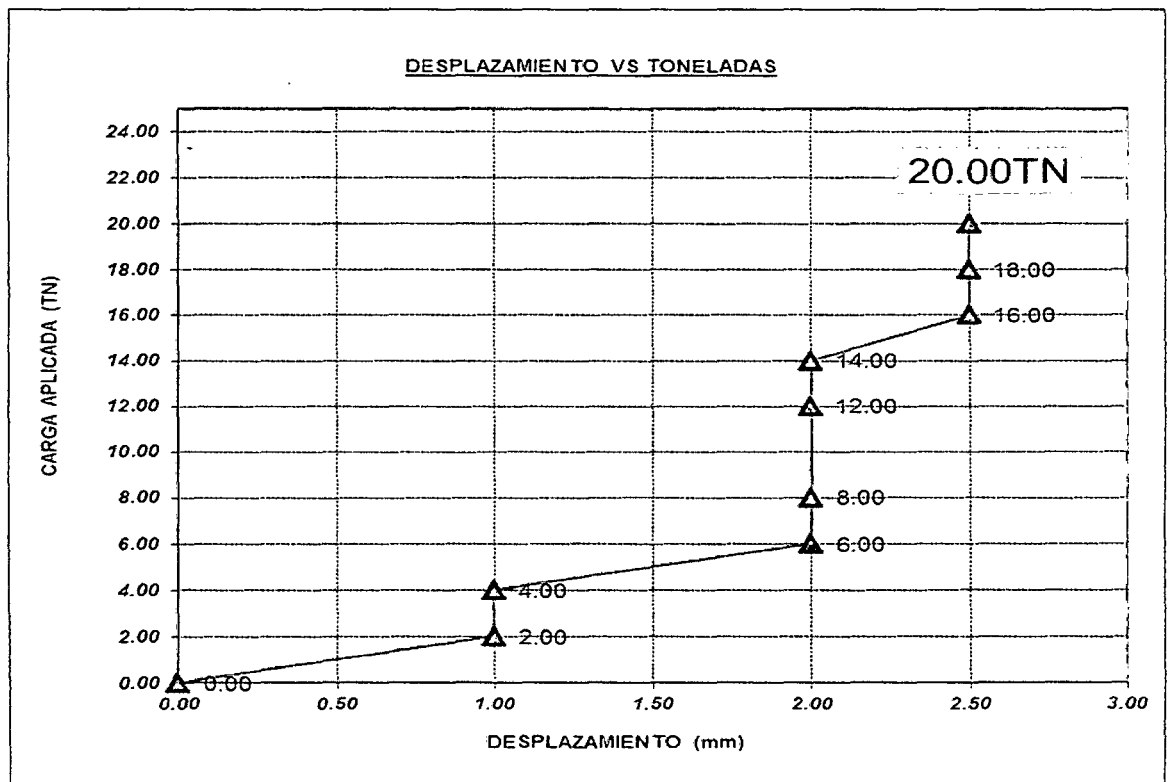


Tabla N°5.15. Pruebas de tracción de los pernos cementado en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

Año	Prueba N°	Tipo de perno	Longitud de perno (Pies)	Diámetro del perno (mm)	Diámetro del taladro (mm)	GSI	Tipo de macizo rocoso	Carga aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	3.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	3.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	4.00
2010	1	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	5.50
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00

2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	25.00	3.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	28.00	3.00
2010	2	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	30.00	3.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2010	3	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00

2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	3.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	3.00
2010	4	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	4.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	25.00	3.00
2010	5	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	28.00	3.00

2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2010	6	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	3.00
2010	7	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	3.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00

2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2010	8	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	25.00	3.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2010	9	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00

2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	3.00
2011	10	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	3.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2011	11	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00

2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2011	12	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	25.00	3.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	28.00	3.00
2011	12	Helicoidal	8	19	38	MF/R	Granodiorita	30.00	3.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00

2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	6.00	2.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.50
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	13	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2011	14	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00

2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	10.00	2.00
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.50
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	15	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2011	15	Helicoidal	7	19	39	MF/R	Granodiorita	24.00	4.50
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	3.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	3.00
2011	16	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	4.00
2011	17	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	5.50
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00

2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	24.00	2.50
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	25.00	3.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	28.00	3.00
2011	17	Helicoidal	6	19	38	MF/R	Granodiorita	30.00	3.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.00
2011	18	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	2.00	1.00

2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	4.00	1.00
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	8.00	2.00
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	10.00	2.00
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	12.00	2.00
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	14.00	2.00
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	16.00	2.50
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	18.00	2.50
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	20.00	2.50
2011	19	Helicoidal	7	19	38	MF/R	Granodiorita	22.00	2.50
2011	19	Helicoidal	7	19	39	MF/R	Granodiorita	24.00	4.50

Tabla N°5.16. Pruebas de tracción de los pernos de fricción, en la RP690S de Consorcio Minero Horizonte

Año	Prueba N°	Tipo de perno	Longitud de perno (Pies)	Diámetro del Perno (mm)	Diámetro del taladro (mm)	GSI	Tipo de Macizo rocoso	Carga aplicada (TN)	Desplazamiento (mm)
2010	1	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	1	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	2.00	3.00
2010	1	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	4.00	5.00
2010	1	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	6.00	7.00
2010	1	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	8.00	9.00
2010	1	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	11.00	13.00
2010	2	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	2	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	2.00	3.00
2010	2	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	3.00	5.00
2010	2	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	5.00	7.00
2010	2	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	8.00	9.00
2010	3	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	3	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	2.00	2.00
2010	3	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	4.00	4.00
2010	3	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	6.00	5.00

2010	3	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	8.00	7.00
2010	3	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita	9.00	9.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	0.00	0.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	2.00	7.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	4.00	10.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	5.00	16.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	6.00	20.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	8.00	21.00
2010	4	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita	10.00	27.00
2010	5	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00
2010	5	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	1.00
2010	5	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	3.50
2010	5	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	6.50
2010	5	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	7.90
2010	5	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	10.00	11.50
2010	6	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	1.00	0.00
2010	6	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	2.50
2010	6	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	4.70
2010	6	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	6.70
2010	6	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	9.10
2010	7	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00

2010	7	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	3.50
2010	7	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	4.90
2010	7	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	7.50
2010	7	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	10.00	10.60
2010	8	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	1.00	0.00
2010	8	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	3.00	3.50
2010	8	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	5.00	5.40
2010	8	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	7.00
2010	8	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	9.00
2010	8	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	9.00	11.00
2010	9	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00
2010	9	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	3.00
2010	9	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	4.90
2010	9	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	7.30
2010	9	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	9.50
2010	9	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	10.00	11.20
2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00
2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	3.00
2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	5.00
2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	6.50
2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	7.80

2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	10.00	9.45
2010	10	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	11.00	13.50
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	1.00	2.00
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	3.50
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	5.00
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	5.00	6.20
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	7.50
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	7.00	8.00
2010	11	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	10.00
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	1.00
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	3.00	3.60
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	4.90
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	7.00
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	8.60
2010	11	Hydrabolt	6	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	9.00	11.00
2010	12	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	0.00	0.00
2010	12	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	2.00	4.00
2010	12	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	4.00	5.60
2010	12	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	6.00	7.50

2010	12	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	8.00	9.50
2010	12	Hydrabolt	7	29	38	MF/R	Granodiorita/Tonalita	10.00	10.50
2010	13	Hydrabolt	7	29	38	IF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	13	Hydrabolt	7	29	38	IF/M	Granodiorita	1.00	3.00
2010	13	Hydrabolt	7	29	38	IF/M	Granodiorita	3.00	5.00
2010	13	Hydrabolt	7	29	38	IF/M	Granodiorita	5.00	7.40
2010	13	Hydrabolt	7	29	38	IF/M	Granodiorita	7.00	8.60
2010	13	Hydrabolt	7	29	38	IF/M	Granodiorita	8.50	10.00
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	1.00	1.50
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	3.00
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	3.00	4.50
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	5.40
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	5.00	6.80
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	8.00
2010	14	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	8.00	10.00
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	1.00	0.80
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	4.80
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	3.00	6.20
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	8.20

2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	5.00	10.00
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	11.50
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	7.50	12.80
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	9.00	14.00
2010	15	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	10.00	16.20
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	1.00	1.00
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	2.20
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	3.00	3.50
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	4.50
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	5.00	5.50
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	7.40
2010	16	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	8.00	10.20
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	1.00	0.50
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	1.50
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	3.00	4.00
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	4.00
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	5.00	5.50
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	6.50
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	7.00	7.50

2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	8.00	9.00
2010	17	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	8.50	10.00
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	1.00	2.00
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	4.50
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	3.00	6.50
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	7.50
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	5.00	8.00
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	9.00
2010	18	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	7.00	10.00
2010	19	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	19	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	1.00
2010	19	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	3.00
2010	19	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	4.00
2010	19	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	8.00	7.00
2010	19	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	9.00	11.00
2010	20	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	0.00	0.00
2010	20	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	2.00	0.50
2010	20	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	4.00	3.00
2010	20	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	6.00	6.00
2010	20	Hydrabolt	7	29	38	MF/M	Granodiorita	7.50	9.00

**ANEXO C: GALERIA
DE FOTOS**

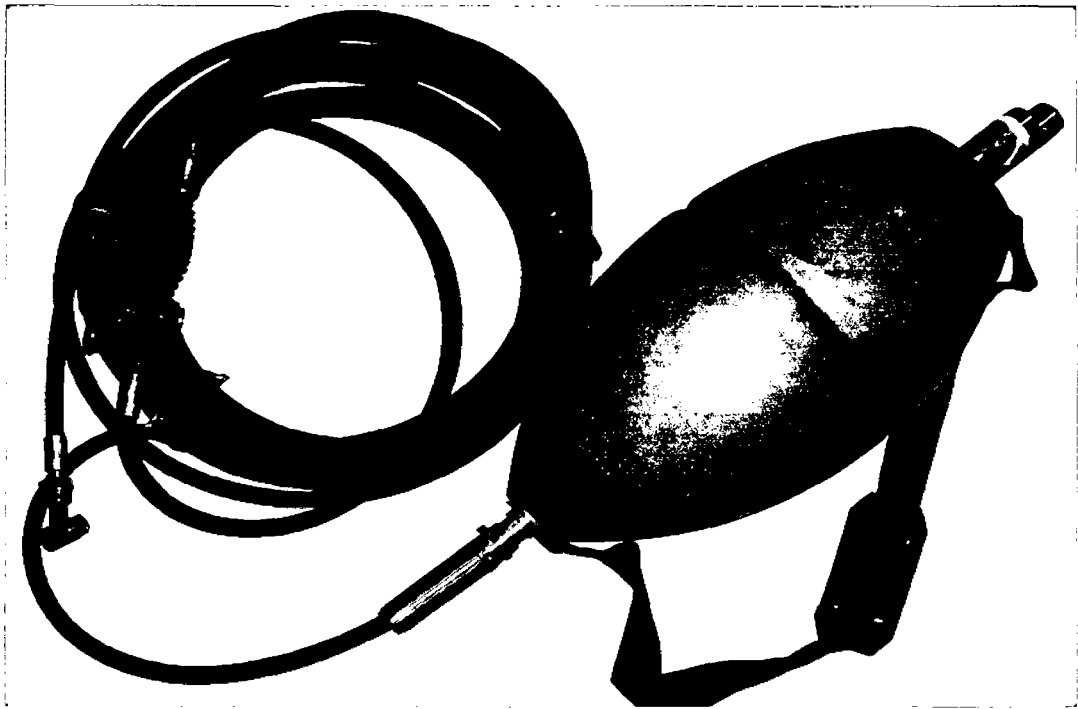


Foto 01. Bomba hydrabolt y accesorios que permite el inflado del perno hydrabolt

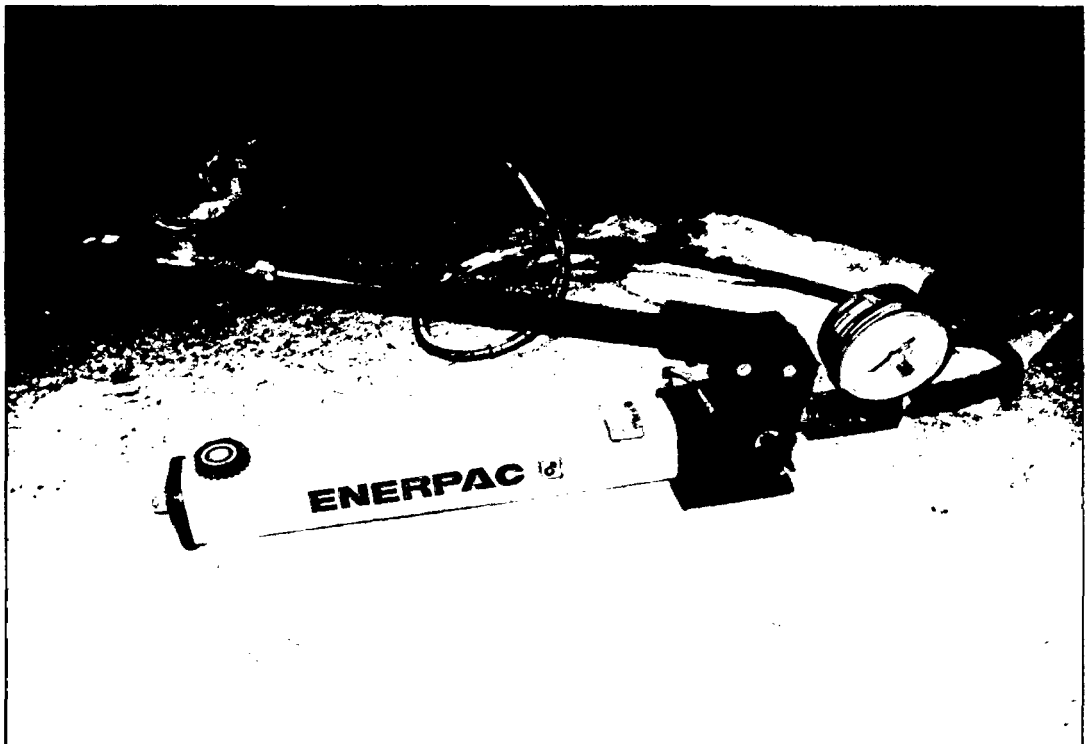


Foto 02. Gata hidráulica que permite realizar la prueba de pull-test

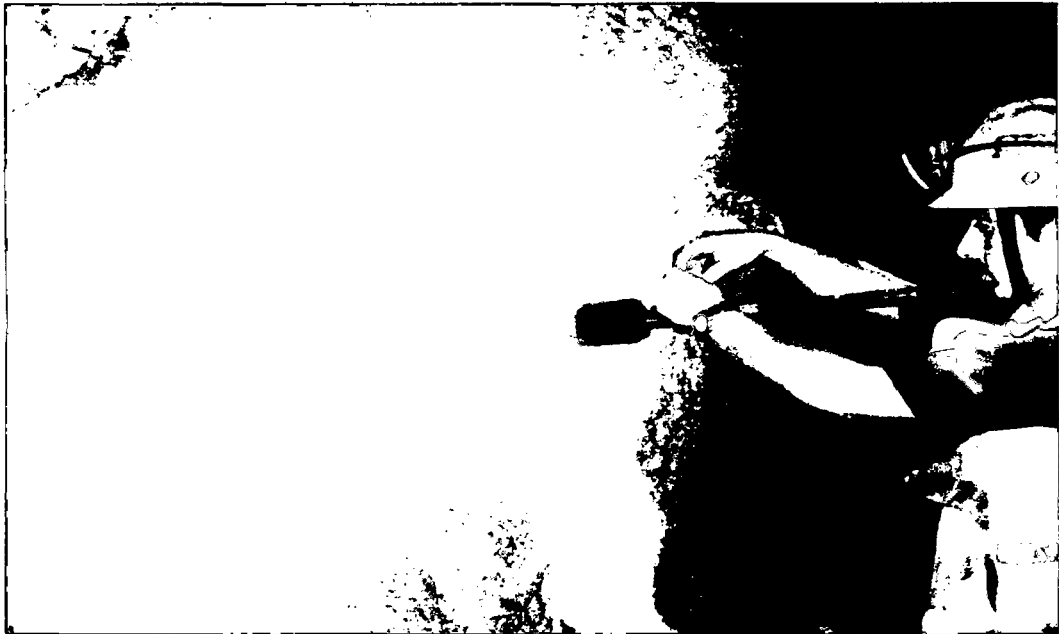


Foto 03. Fijando el alineador de la mordaza de la gata hidráulica



Foto 04. Proceso de aseguramiento de los pistones al perno helicoidal que se va realizar la prueba



Foto 05. Ajuste de los pistones a la placa de los pernos en prueba



Foto 06. Gata hidráulica instalada con su respectiva mordaza al perno hydrabolt

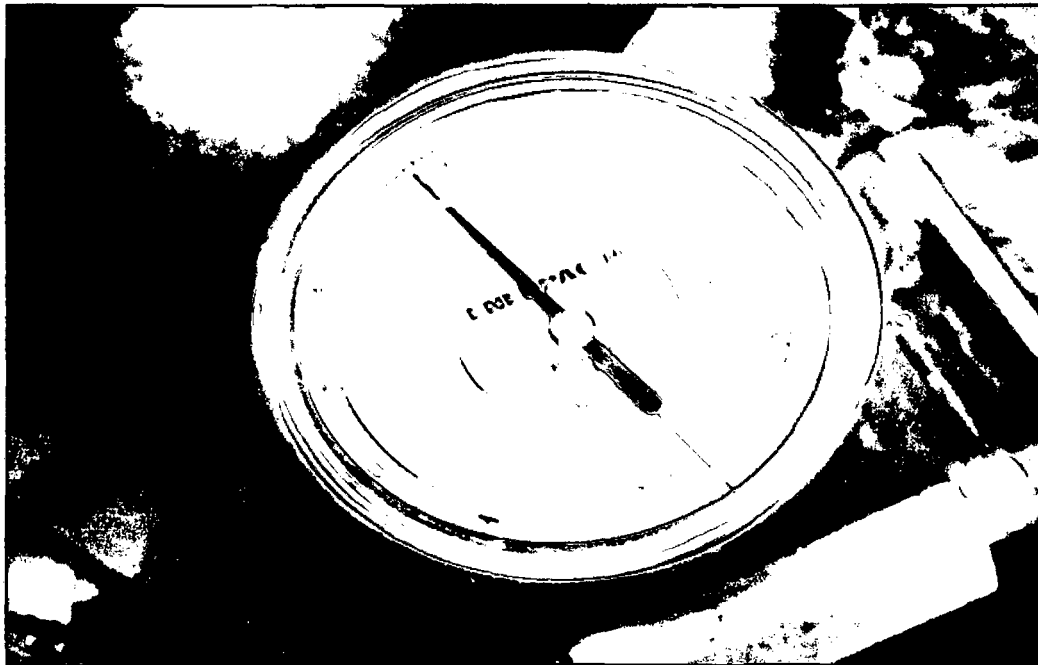


Foto .07. Manómetro de presión de la bomba hydrabolt

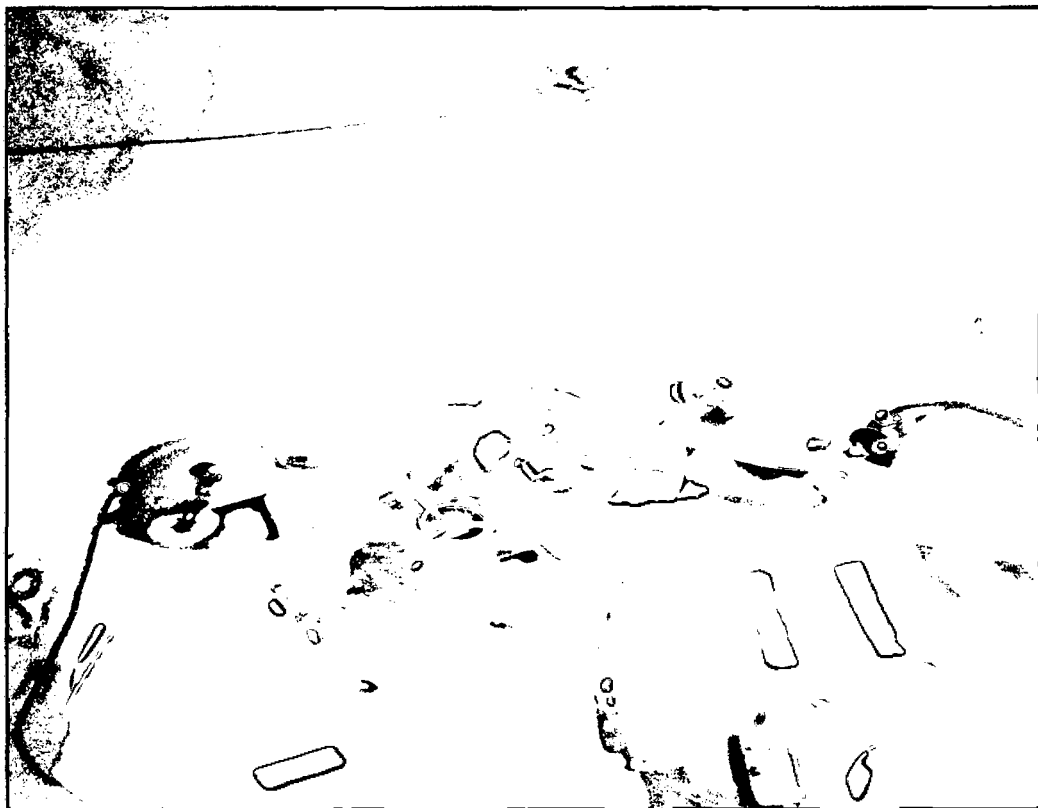


Foto.08. Asegurando la mordaza de la gata hidráulica con cadena al perno, para empezar con la prueba



Foto 09. Proceso de lanzado de shotcrete en el frente de una labor

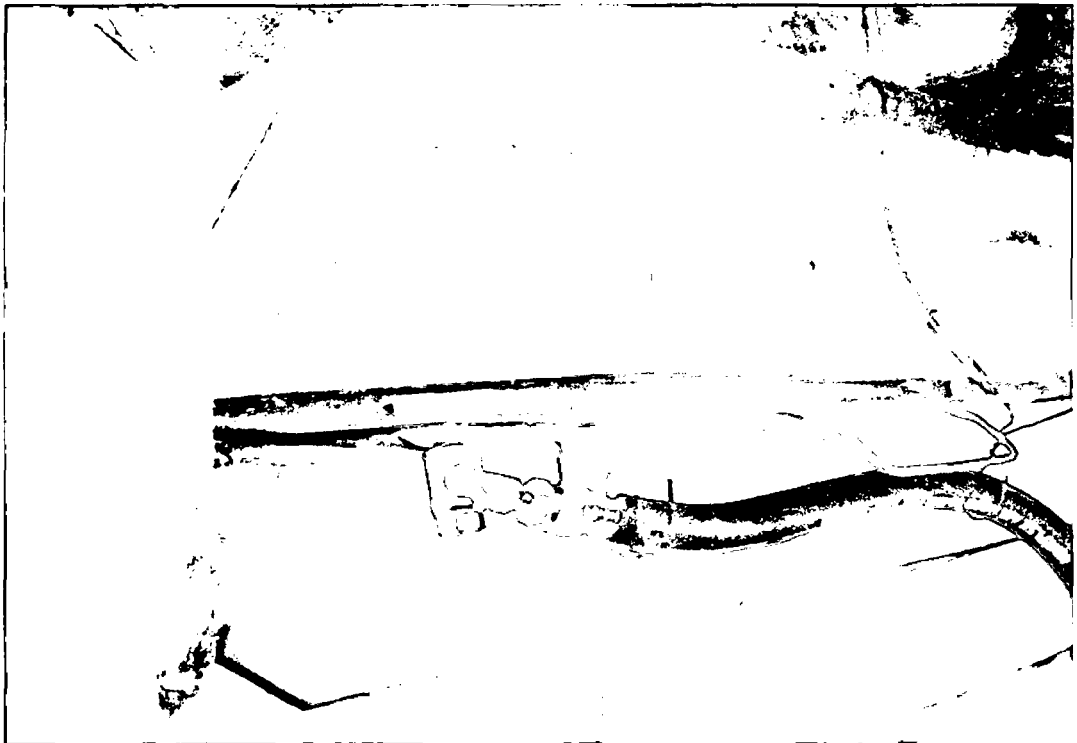


Foto 10. Proceso de inflado del Jack-pack



Foto 11. Sostenimiento con Jack pack (Goog pack)



Foto 11 y 12. Rotura del perno hydrabolt ocasionado por las presiones del macizo rocoso en un tramo de la RP690S



Foto 13. Control de espesor del shotcrete

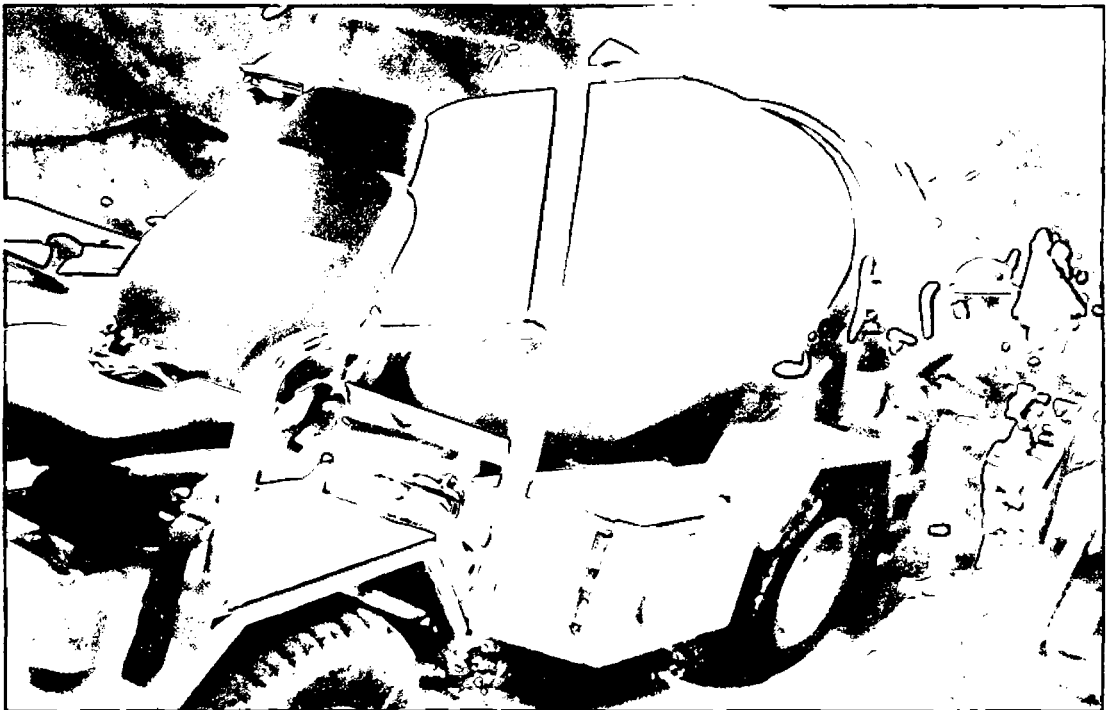


Foto 13. Dosificación de la mezcla de shotcrete vía húmeda, directo al equipo mixer



Foto 14. Sostenimiento con pernos helicoidales en la RP690S



Foto 15. Instalación de pernos hydrabolt con equipo bolter en el Tajo573S

ANEXO D: PLANOS