

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y

METALÚRGICA



“RECUPERACIÓN DE PUENTES CON LA APLICACIÓN DE  
TALADROS LARGOS”

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

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

ELABORADO POR:  
**ALEXIS FELIX ECHEVARRIA FRANCO**

ASESOR: ING. ELVIS VALENCIA CHÁVEZ

**LIMA - PERÚ**  
**2013**

### **DEDICATORIA:**

El presente trabajo va dedicado con mucho cariño a mi esposa Meliza, mis hijas Ivana y Alexia, mis padres Dora y Venancio, de manera especial a mi hermano Enrique quien ilumina mi camino desde el cielo y a todos que con su esfuerzo me apoyaron para ser profesional.

### **AGRADECIMIENTO:**

Profundo agradecimiento a la Empresa DOE RUN PERU Cobriza División, compañeros de trabajo, por haberme dado la oportunidad de trabajar, plasmar y adquirir experiencias cada día; A la Universidad, profesores y compañeros de estudio, por momentos gratos en mi vida.

## RESUMEN

En su condición actual la mina tiene un total de reservas probadas y probables de 20'822,130 TMS con 1.14 % Cu. y 21.72 gr-Ag/t (información al 01.01.13), las cuales determinan un tiempo de vida 7.6 años a un ritmo de producción de 7,500 tpd.

Con la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, se ha dejado en las áreas ya explotadas puentes de seguridad y zig zags que anteriormente sirvieron de acceso a los mismos. Esto significa que de las reservas totales de mineral probado-probable, el 25% se encuentra en puentes y zig zags con altas leyes de cobre. Por lo tanto, se debe tener en consideración que la recuperación de estos pilares es económicamente factible, y puede incrementar la vida de una mina.

En el presente trabajo se detalla un método de minado con taladros largos (Long Hole Drill), para la recuperación de **puentes** y escudos con un aceptable grado de seguridad; esto gracias a las propiedades geotécnicas exhibidas por el relleno antiguo, el manto y las cajas que contienen al manto mineralizado (techo y piso); así mismo se incluyen sugerencias para la recuperación de sectores de los zig zags.

Debido al debilitamiento y derrumbes producidos en labores antiguas es que se aplica este método, permitiendo un trabajo de menos riesgo para los trabajadores y que en un corto tiempo se tenga una elevada producción con seguridad, permitiendo el ciclado en las diferentes áreas de recuperación.

La explotación con Long Hole Drill ha permitido en DOE RUN PERU una alta productividad a bajo costo, y mejorar los índices de seguridad en las recuperaciones de las áreas mencionadas, logrando de ésta forma obtener nuevos estándares, índices y parámetros en la técnica de recuperaciones.

Se proporciona también la determinación de índices de estabilidad y cálculo del espesor mínimo de los puentes durante el proceso de explotación. Los porcentajes de recuperación de mineral en puentes y pilares se estiman en 54% y 17% respectivamente.

El Planeamiento de mina considera un estimado de producción de 2'575,440 t con 0.90 %Cu y 15 gr-Ag/t, 94,832 t de concentrado de cobre con 23% de Cu y 300 gr-Ag/t para el año 2013. El mencionado plan presenta una producción adecuada y factible, con la finalidad de nivelar las preparaciones que se encuentran retrasadas y una agresiva eliminación de condiciones sub-estándar existentes en las galerías, rampas, echaderos de mineral, la reparación y rehabilitación de la infraestructura respectiva. Actualmente la empresa se encuentra en una etapa de reestructuración, en la que se considera continuar con la renovación de la flota de equipos pesados como también la infraestructura existente, dado que por su antigüedad es necesario, para garantizar el planeamiento de mediano y largo plazo.

Las reservas actuales de las recuperaciones ascienden a 2,5 Mt con 1,32% Cu y representan el 12% de las reservas totales.

## ABSTRACT

In its current condition the mine has a total of proven and probable reserves of 20'822,130 DMT with 1.14 % Cu. And 21.72 gr-Ag/t. (information on 01.01.13), which determine a lifetime of 7.6 years to a rhythm of production of 7,500 tpd.

With the application of the mechanized overhead cut and fill method, it has been left in the already exploited areas safety bridges and zig zags which previously serve of Access to the same ones. This means that of the total reserves of proven-probable mineral, the 25% is in bridges and zigzags with high grade of copper. Therefore, it must have into consideration that the recovery of these pillars is economically feasible and can increase the life of a mine.

In the present work is detailed a mine working method with Long Drills (Long Hole Drill), for the recovery of bridges and shields with an acceptable degree of safety, this thanks to the geotechnical properties exhibited by the ancient fill, the mantle and the wals containing the mineralized mantle (roof and floor), likewise suggestions are included for the recovery of the zigzags.

Due to the weakening and collapses produced in the ancient workings is that this method is applied, allowing a work of lower risk for the workers and that in a short time has a high production safely allowing the cycling in the different areas of recovery.

The exploitation with Long Hole Drill has allowed in DOE RUN PERU a high productivity at low cost and better index of safety in the recoveries of mentioned

areas, achieving in this way the obtaining of new standards, indexes and parameters in the technology of recoveries.

It is provided also the determination of indexes of stability and calculation of minimal thickness of the bridges during the process of exploitation. The percentages of recovery of mineral in bridges and pillars are estimated in 54% and 17% respectively.

The mine planning considers an estimated of production of 2'575,440 t with 0.90 %Cu and 15 gr-Ag/t, 94,832 t of copper concentrated with 23% of Cu and 300 gr-Ag/t for the year 2013. The mentioned plan presents a suitable and feasible production with the purpose of leveling preparations that are delayed and an aggressive elimination of substandard conditions existing in the drifts, ramps, mineral ore passes, the repair and rehabilitation of the respective infrastructure. Nowadays the company is in a stage of restructuring, in which it is considered to continue with the renovation of the heavy equipments fleet as also the existing infrastructure, provided that for its age it is necessary, to guarantee the planning of medium and long term.

The current reserves of the recoveries amount to 2,5Mt with 1.32%Cu and represent the 12% of the total reserves.

## INDICE

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO	3
RESUMEN	4
ABSTRACT	6
INTRODUCCION	14
<b>CAPITULO I</b>	<b>16</b>
<b>GENERALIDADES</b>	<b>16</b>
1.1. UBICACIÓN Y ACCESO	16
1.2. CLIMA Y VEGETACION	18
1.3. FISIOGRAFIA	19
1.4. OBJETIVOS DEL INFORME	19
1.5. ANTECEDENTES HISTORICOS	20
1.6. RECURSOS DE LA ZONA	21
1.6.1. RECURSOS HIDRICOS	21
1.6.2. DISPONIBILIDAD DE FUERZA MOTRIZ	22
1.6.3. MATERIAL CONVENCIONAL PARA RELLENO	22
1.6.4. FUERZA LABORAL	23
<b>CAPITULO II</b>	<b>24</b>
<b>GEOLOGIA</b>	<b>24</b>
2.1 GEOLOGIA REGIONAL	24
2.1.1 ESTRATIGRAFIA	25
2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	31
2.2.1 PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO	31
2.2.2 ESTRUCTURA	32
2.2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL	32
2.3 GEOLOGIA LOCAL	34



2.3.1	INTRUSIVO	34
2.3.2	PETROLOGIA	37
2.4	GEOLOGIA ECONOMICA	38
2.4.1	GENESIS Y PARAGENESIS	38
2.4.2	MINERALIZACION	39
2.4.3	ZONEAMIENTO	40
2.4.4	ESTRUCTURA MINERALIZADA	40
2.4.5	FORMA DEL DEPÓSITO	44
2.4.6	CONTROLES DE MINERALIZACION	46
2.4.7	FALLAS Y DIQUES	47
2.4.8	OXIDACIÓN Y ENRIQUECIMIENTO SUPERGENICO	49
2.5	RESERVAS MINERALES	50
2.5.1	VOLUMEN Y TONELAJE	50
2.5.2	CRITERIOS DE CUBICACION	50
<b>CAPITULO III</b>		60
<b>OPERACIONES ACTUALES EN LA MINA COBRIZA</b>		60
3.1	METODO DE EXPLOTACIÓN	64
3.2	DISEÑO Y PLANEAMIENTO	66
3.2.1	LABORES DE EXPLORACION	66
3.2.1.1	Galerías Principales	66
3.2.1.2	Cruceros	66
3.2.2	LABORES DE DESARROLLO	67
3.2.2.1	Zig Zag	67
3.2.2.2	Sub-niveles	67
3.2.2.3	Cámaras de Raise Borer	67
3.2.3	LABORES DE PREPARACION	68

3.2.4	LABORES DE OPERACIÓN	69
3.2.4.1	Chimeneas Raise Bore	69
3.2.4.2	Acceso a las chimeneas de servicio	69
3.2.4.3	Echaderos (Parrillas)	69
3.2.4	LABORES DE EXTRACCION	70
3.3	OPERACIONES UNITARIAS	72
3.3.1	EN FRENTES DE DESARROLLOS Y PREPARACIONES	72
3.3.2.	EN TAJEOS	76
3.3.2.1	DESATADO CON SCALER	76
3.3.2.2	CHEQUEO DEL EQUIPO	77
3.3.2.3	CHEQUEO DE LA LABOR	77
3.3.2.4	EN LA OPERACIÓN	77
3.3.3	OPERACIONES ADICIONALES EN LA ZONA III	102
3.3.4	COSTOS DE PRODUCCION Y RESULTADOS ECONOMICOS	106
	<b>CAPITULO IV</b>	108
	<b>APLICACIÓN DEL METODO LONG HOLE DRILL EN LA RECUPERACION DE PUENTES Y ESCUDOS</b>	108
4.1	GENERALIDADES	108
4.2	APLICABILIDAD DEL METODO LONG HOLE DRILL	108
4.3	CONDICIONES REQUERIDAS POR EL METODO	109
4.4	LIMITACIONES DE TRABAJO	110
4.5	PROBLEMAS A CONTROLAR	110
4.6	DESVIACION EN LOS TALADROS DE PERFORACION	111
4.7	SELECCIÓN DEL TAJEO PILOTO	111
4.8	CRITERIOS DEL DISEÑO	113

4.8.1	MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD	113
4.8.2	CÁLCULO DEL INDICE DE CALIDAD DEL MACIZO MODIFICADO (Q')	115
4.8.3	CÁLCULO DEL FACTOR DE ESFUERZO DE LA ROCA (A)	118
4.8.4	PROPIEDADES DE LA MASA ROCOSA	120
4.8.5	CÁLCULO DEL FACTOR DE AJUSTE DE LA ROCA POR ORIENTACIÓN DE LOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (B)	122
4.8.6	FACTOR DE AJUSTE POR EFECTO DE LA GRAVEDAD (C)	124
4.8.7	NÚMERO DE ESTABILIDAD MODIFICADO (N')	126
4.8.8	DIMENSIONES DEL TAJEO	128
4.9	<b>RECUPERACION DE PUENTES CON LONG HOLE DRILL</b>	129
4.9.1	DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO	129
4.9.2	UBICACIÓN	129
4.9.3	CONSIDERACIONES GEOMECANICAS	129
4.9.4	DISEÑO DE MINA	137
4.9.5	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	140
4.10	APLICACIÓN DEL LONG HOLE DRILL EN LA RECUPERACION DE ESCUDOS	160
4.10.1	DESCRIPCION DEL PROYECTO	160
4.10.2	UBICACION	160
4.10.3	CONSIDERACIONES GEOMECANICAS	163
4.10.4	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZOS ROCOSOS	167
4.10.5	DISEÑO GEOMECÁNICO	169
4.10.6	DISEÑO DE MINA	174
4.10.7	EXPLOTACION	179
4.10.8	RELLENO	194

4.11	CONTROL DE LA ESTABILIDAD DE ROCA EN LA RECUPERACIÓN DE PUENTES, Y ESCUDOS EN LA MINA COBRIZA	199
4.11.1	INTRODUCCIÓN	199
4.11.2	ANÁLISIS DEL ESTUDIO	201
4.12	SOSTENIMIENTO MODERNO, APLICACION Y OPTIMIZACION DE LOS RECURSOS DE SOSTENIMIENTO	214
4.12.1	INTRODUCCION	214
4.12.2	EL PROCESO DE MINADO Y EL SOSTENIMIENTO	215
4.12.3	SISTEMAS DE SOSTENIMIENTOS	216
4.12.4	CONTROL DE DESPLAZAMIENTOS EN EXCAVACIONES DE LA MINA COBRIZA	225
4.12.5	APLICACION EN LA RECUPERACION DE PUENTES Y ESCUDOS	227
4.13	DISEÑO DE LAS PREPARACIONES Y VOLADURA CONTROLADAS EN FRENTE DE RECUPERACION	228
4.13.1	AVANCES EN FRENTE	228
4.13.2	RITMO DE AVANCE	229
4.13.3	ARRANQUE CON BARRENOS PARALELOS	230
4.13.4	BURDEN EN EL CUADRANTE ARRANQUE	232
4.13.5	CONCENTRACIÓN DE CARGA DE TALADROS DE ARRANQUE	233
4.13.6	BURDEN EN LOS CUADRANTES RESTANTES	234
4.13.7	VOLADURA CONTROLADA DE CONTORNOS	235
4.13.8	COSTOS DE OPERACIÓN	240
	<b>CAPITULO V</b>	244
	<b>SEGURIDAD, SALUD E HIGIENE INDUSTRIAL Y CAPACITACION</b>	244

5.1	SEGURIDAD	244
5.1.1	FILOSOFIA Y POLITICA	245
5.1.2	LOGROS DE SEGURIDAD EN COBRIZA	247
5.1.3	OBJETIVOS	248
5.1.4	ACTIVIDADES PARA ALCANZAR LOS OBJETIVOS	249
5.1.5	ESTRATEGIA PARA ELIMINAR LOS ACCIDENTES	250
5.1.6	PROCESO DE MEJORAMIENTO EN LA SEGURIDAD	250
5.1.7	VALORES DE TRABAJO EN EQUIPO	251
5.1.8	ESTABLECIMIENTO DE UN PROGRAMA DE CONTROL DE PÉRDIDAS TOTALES	251
5.1.9	ACTIVIDADES DESARROLLADAS PARA ALCANZAR NUESTRAS METAS EN EL AREA DE MINA	253
5.2	SALUD E HIGIENE INDUSTRIAL	253
5.2.1	ACCIONES PREVENTIVAS PARA ELIMINAR LOS RIESGOS DE SALUD OCUPACIONAL	254
5.2.2	PROYECTOS EN HIGIENE INDUSTRIAL	255
5.2.3	COMITE DE GESTION DE PREVENCIÓN DE CONTINGENCIAS Y COMUNICACIONES DE CRISIS	255
5.3	CAPACITACION	256
5.3.1	OBJETIVOS	257
5.3.2	PLAN ESTRATÉGICO DE CAPACITACIÓN	258
	<b>CAPITULO VI</b>	260
	<b>MEDIO AMBIENTE</b>	260
6.1	CONTROL DE MEDIO AMBIENTE EN COBRIZA	260
6.1.1	PROYECTO RELLENO HIDRAULICO DE MINA	261
6.1.2	PROYECTO DISPOSICION DE RESIDUOS SOLIDOS URBANOS	264

6.1.3	PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUAS SERVIDAS	265
6.1.4	PROYECTO TRATAMIENTO DE AGUA DE MINA	266
	CONCLUSIONES	271
	RECOMENDACIONES	273
	BIBLIOGRAFIA	275
	<b>ANEXOS</b>	277

## INTRODUCCION

La División Cobriza de la empresa DOE RUN PERU, tiene como objetivo primordial alcanzar estándares de seguridad internacionales, incrementar la productividad, mejorar la rentabilidad de la Unidad y hacerla competitiva en los mercados de globalización.

Originalmente Cobriza fue diseñado como una mina de cobre subterránea de alta eficiencia, alto tonelaje y baja ley, donde el énfasis estaba dado en el alto tonelaje y selectividad de la ley. Este concepto aparentemente se perdió en estos últimos años.

Se ha determinado que la Unidad de Cobriza presenta problemas importantes como: altos costos, baja productividad, elevados índices de seguridad, reservas limitadas, baja producción, infraestructura deteriorada, baja confiabilidad de los equipos y retraso en el control ambiental, que son factores que ponen en peligro la continuidad operativa de la mina Cobriza.

Se están confeccionando las estrategias para afrontar cada problema indicándose los planes inmediatos a ejecutarse para colocar a la mina en una

situación que garantice una operación segura y eficiente especialmente en el laboreo subterráneo.

A partir del año 2001 y en vista del agotamiento de la mina, se empezó a recuperar: puentes, escudos y zig zags, aplicando el método tradicional de Corte y Relleno, Breasting y/o Frentes.

Estas áreas de recuperación, requieren un minado más laborioso y seguro, donde las operaciones de perforación y voladura son esenciales para el control de la estabilidad de la roca mineralizada.

En tal sentido, con el objetivo de mejorar la productividad, reducir los costos de operación y lograr una mayor rentabilidad, se realiza el presente informe denominado “Aplicación del Long Hole Drill en la Recuperación de Puentes de la Mina Cobriza” en función a los parámetros geo-estructurales y condiciones técnico-económicas se desarrollo en método mencionado.



## CAPITULO I GENERALIDADES

### 1.1. UBICACIÓN Y ACCESO

La mina Cobriza de la empresa Doe Run Perú S.R.L. está ubicada políticamente en el Distrito de San Pedro de Coris, Provincia de Churcampa, Departamento de Huancavelica; a una elevación de entre los 2,100 a 2,700 m.s.n.m. Se encuentra en la margen izquierda del río Mantaro; sus coordenadas geográficas son:

Longitud 74° 24' Oeste.

Latitud 12° 34' Sur.

**Cuadro 1.1:** Distancias de acceso a la mina.

RUTAS	DISTANCIA (Km.)	TIEMPO DE VIAJE (Hrs)
Ayacucho-Churcampa-Chonta-Cobriza.	173	08
Huancayo- Pampas-Chonta-Cobriza	220	10

Fuente: Propia

Debido a la topografía accidentada que presenta Cobriza, el acceso a esta es difícil, prolongando la distancia de carretera entre La Oroya y esta Unidad a 366 Km., siendo en línea recta 190 Km. Esto para el transporte de los Concentrados. Ver fig. 1.1 y 1.2.

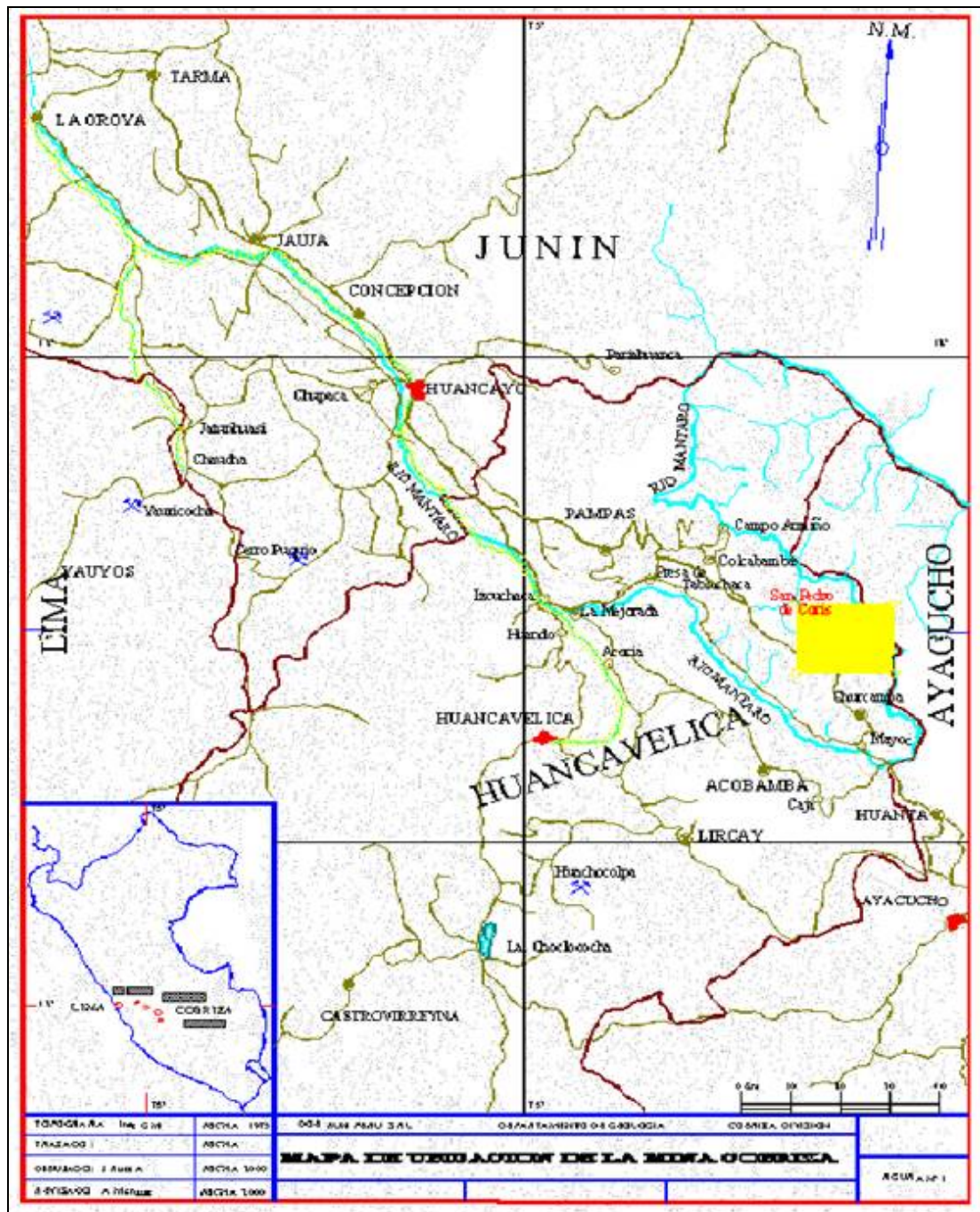


Fig. 1.1: UBICACION DE LA MINA COBRIZA

Fuente: Informes de la mina Cobriza



**Fig. 1.2:** UBICACION DE COBRIZA DIVISION

Fuente: Informes de la mina Cobriza

## 1.2. CLIMA Y VEGETACION:

Por su ubicación geográfica como ceja de selva, Cobriza se caracteriza por su clima templado, cuyas temperaturas oscilan entre  $+14^{\circ}\text{C}$  a  $+28^{\circ}\text{C}$  en los meses de Abril a Noviembre y con precipitaciones fluviales entre los meses de Diciembre a Marzo.

La vegetación que se aprecia en Cobriza es típica de climas tropicales o cálidos; existiendo algunas diferencias entre los cultivos de la parte baja, Nivel 10 y Nivel 0, donde se aprecia árboles frutales y otros.

La agricultura se desarrolla en las partes altas, todas ellas en los flancos de los cerros circundantes de la zona (pendientes a veces muy pronunciadas), todos productos de pan llevar.

También se observan árboles oriundos como el Molle, Huarangos, Cabullas, Arbustos Silvestres, etc. y otros que han sido traídos de otras partes, que se desarrollaron muy bien en la zona como los Cipreses, Pinos, Palmeras, etc.

### **1.3. FISIOGRAFIA:**

El relieve que presenta Cobriza es bastante accidentado, con presencia de montañas que forman un valle pronunciado en V, por cuya profundidad discurre el río Mantaro. Ésta zona en profundidad muestra una escasa vegetación.

### **1.4. OBJETIVOS DEL INFORME:**

1. Plasmar los parámetros necesarios y la aplicación Long Hole Drill en la técnica de Recuperación de los Puentes, así como las aberturas máximas y el control de los stopes en la Mina Cobriza.

2. Plasmar toda la experiencia obtenida en DOE RUN PERU Cobriza División. y que el presente informe sea una fuente de información importante en este tipo de Recuperaciones.

Para el logro de estos objetivos, se dará importancia prioritaria a la seguridad, mediante el Control de Pérdidas para evitar las lesiones físicas al personal, daños al equipo, materiales, pérdidas en el proceso y la protección al medio ambiente.

### **1.5. ANTECEDENTES HISTORICOS:**

El Yacimiento fue conocido desde la época de la colonia, siendo visitada en 1866 por el naturista Antonio Raymondi quién se da cuenta de la existencia de la mina rica en Plata, Cobre y Plomo; posteriormente E. Dueñas en 1,908, describió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de "Colque". Basado en éstos informes la Cerro de Pasco Cooper Corporation, se interesa en la zona y comienza los estudios geológicos en los años 1,926 a 1,927 con resultados negativos por razones de orden económico; sin embargo las características geológicas del distrito mantuvieron despierto el interés por el yacimiento hasta 1,953, año en el que se recomienda su prospección por Cobre. Entre los años 1,956 a 1,963, el yacimiento fue tomado en opción de compra, en tal virtud explorando intensamente enviándose muestras a la Oroya para ensayos y pruebas metalúrgicas;

En 1,966 se procesa en la planta concentradora Santa Rosa, en noviembre de 1,966 se concluyó con la construcción de la planta concentradora de Cobriza que procesaba el mineral a un ritmo de 1,000 tcs por día; luego 2,1000 tcs por día y

posteriormente 2,600 tcs por día. Finalmente fue inaugurada el 29 de Junio de 1,982 la nueva Planta Concentradora “Pampa de Coris” con una capacidad de 9,100 tms por día.

En 1,980 se comienza a desarrollar el proyecto de expansión de la mina Cobriza para copar la capacidad de la nueva planta concentradora. Como parte de su plan de negocios y expansión en el Perú, en octubre de 1,998 DOE RUN adquirió la Mina Cobriza, la cual prevé a la Oroya el 40% del concentrado de cobre que esta planta procesa actualmente.

Actualmente se está produciendo de 6,800 a 7,056 tcs/día, ésta fluctuación en la producción, está relacionada a la ley, si se tiene problemas de baja ley menores a 0.90% Cu entonces se tendrá que compensar esto con un mayor tonelaje; y si la ley es mayor a lo ya mencionado, entonces se busca realizar el bleanding.

## **1.6. RECURSOS DE LA ZONA:**

Entre los recursos más importantes en Cobriza tenemos:

### **1.6.1. RECURSOS HIDRICOS:**

Es uno de los recursos más críticos en la zona debido a su escasez. La principal fuente de agua es el río Huaribamba ubicado al norte del campamento, ahí se tiene reservorios de agua de donde se bombea hacia los depósitos principales, ubicado en la parte superior de la zona; y de allí se distribuye por medio de tuberías de 4"Ø, 16"Ø y 6"Ø para la mina, Planta Concentradora y la población respectivamente.

Los depósitos se clasifican el agua industrial y el agua potable, ésta última para el consumo humano.

La Planta Concentradora requiere de 4,000 a 5,0000 galones/minuto.

Mina..... 2,0000 galones/minuto.

Consumo Doméstico.....1,0000 galones/minuto.

### **1.6.2. DISPONIBILIDAD DE FUERZA MOTRIZ:**

Esta suministrado por la red del Mantaro interconectado desde la Central Hidroeléctrica de Campo Armiño, haciendo un recorrido de 55 Km. La línea de entrada principal hacia Cobriza II (Pampa de Coris), es de 69,000 voltios, luego es distribuido de acuerdo a las necesidades.

### **1.6.3. MATERIAL CONVENCIONAL PARA RELLENO**

Se utiliza el material de los taludes para las necesidades de relleno convencional en todo lo que comprende desde el nivel 28 hacia los niveles superiores, principalmente las Zonas I, IV y parte de la Zona II.

Se tienen Canchas para la obtención de éste material, que básicamente consisten en Pizarras, como la Cancha Pique, Cancha 50, Cancha 80 y cancha 37; Así mismo se cuentan con Glory Hole en distintos puntos dentro de la mina, lo que facilita el traslado y tiempo de rellenado de las labores; de ésta forma se optimiza el

ciclo de minado y se utilizan los equipos para otros trabajos mejorando así la utilización y productividad de los mismos.

El relleno que se utiliza desde del nivel 28 hacia los niveles inferiores básicamente consiste en el Relleno Hidráulico, que se bombea desde la Planta Concentradora hacia las diferentes labores; como producto final de los procesos de concentración de la Planta.

#### 1.6.4. FUERZA LABORAL:

La empresa cuenta con un total de 826 trabajadores de compañía y 500 trabajadores de empresas especializadas entre contratistas mineros y empresas conexas.

Del total de total de trabajadores 44 % proceden del Dpto. de Junín, 36% proceden del Dpto. de Huancavelica, 6% del Dpto. de Ayacucho y 14% de otros Departamentos.

**Cuadro: 1.2: Distribución de la fuerza laboral de la Mina.**

Categoría del Personal	Mina	Planta	Otras Secciones	Cantidad Total
Obreros Compañía	531	74	26	631
Empleados Compañía	36	8	14	58
Profesionales Compañía	30	9	27	66
Obreros Eventuales Compañía	70	1		71
Obreros Contrata	380	0	44	424
Empleados Contrata	28	0	2	30
Profesionales Contrata	42	0	4	46

Fuente: Datos de recursos humanos de la mina



## **CAPITULO II**

### **GEOLOGIA**

#### **2.1 GEOLOGIA REGIONAL:**

El distrito minero de Cobriza se encuentra cubierto, por sedimentos que consisten principalmente de lutitas, que están intercaladas con paquetes de calizas y areniscas que son de la edad carbonífera a jurásica (Ver anexo 1).

Estos sedimentos, que se correlacionan tentativamente con la formación copacabana, fueron intensamente plegados, formando un gran anticlinorium; dentro del cual destaca el anticlinal de Coris en el que se halla el manto Cobriza.

Las rocas sedimentarias en el área de Cobriza pertenecen al paleozoico. Estos sedimentos fueron sometidos a un metamorfismo regional de bajo grado donde se desarrolló el clivaje pizarroso de las lutitas, a las cuales se les conoce como "Pizarras".

Esta secuencia de rocas es una intercalación de estratos de lutitas, lutitas calcáreas, calizas, lutitas pizarrosas, areniscas y cuarcitas, las que están instruidas

por rocas graníticas que afloran con dirección NO-SE y por diques de composición intermedia a básica más reciente.

Regionalmente sólo dos fallas son de importancia, la falla Pampalca y la falla Carhuancho.

### **2.1.1 ESTRATIGRAFIA:**

Las rocas sedimentarias en el área de Cobriza pertenecen al Paleozoico y se han identificado tres unidades litológicas representadas por el grupo Tarma, Copacabana y Mitu. Los depósitos de talud son característicos de la zona (Ver anexo 2).

## **A.- CARBONÍFERO**

### **Grupo Tarma**

La principal unidad litológica que aflora en el área de Cobriza está formada por una serie de lutitas pizarrosas finamente estratificadas e intercaladas con lutitas calcáreas, margas, calizas y areniscas. Por su composición litológica así como por su composición estratigráfica dentro de la secuencia del Paleozoico Superior, esta potente secuencia que aflora en las inmediaciones de Cobriza se le correlaciona con el grupo Tarma del Pensilvaniano.

Las rocas fueron sometidas a un metamorfismo regional por efecto del plegamiento e intrusión del granito que desarrolló el clivaje pizarroso en las lutitas.

En las inmediaciones de la mina Cobriza los estratos del grupo Tarma tienen un rumbo de N40°-70°W y un buzamiento de 30°a 60°NE.

Dentro del grupo Tarma se han reconocido tres horizontes guías (H.W.Kobe, 1,963), que se hallan parcialmente mineralizados. Estos horizontes son:

- Capa Capricornio
- Calizas Cobriza
- Horizontes Concrecionarios.

### **Capa Capricornio.**

El Horizonte capricornio, está constituido principalmente por cuarcitas y cuarcitas calcáreas (Soccoshuayco: hornfels constituidos por silicatos cálcicos). La potencia del horizonte varía entre 4 y 7 metros y se ubica aproximadamente a 500-600 metros por debajo de la Caliza Cobriza.

La mineralización dentro de la Capa Capricornio, consiste en lentes irregulares de mineral de grano grueso en una matriz fina de silicatos. Mineralógicamente están presentes: arsenopirita, pirita y calcopirita, siendo la magnetita rara (H.W.Kobe 1963); otros minerales de origen secundario (malaquita, calcantita, etc.) son fácilmente observables en afloramientos superficiales. La Capa Capricornio ha sido localmente metamorfozada ya sea en moscovita-serizita-cuarzo (roca blanca) o cuarzo-hornblenda-epídota-clorita (roca verde).

### **Caliza Cobriza**

El horizonte denominado Cobriza, consiste en intercalaciones de capas masivas y capas laminadas. Las primeras varían de 1 a 30 cm., en potencia y las segundas con laminaciones de 1 a 0.10 milímetros en espesores que alcanzan una potencia de 1 a 3 cm., (Valdez M. 1982); naturalmente existe variación horizontal tanto de las potencias como de la composición de las capas. La mineralización hidrotermal de Cobriza se ha emplazado en una parte de este horizonte calcáreo, el cual tiene una potencia hasta de 50 m.

Los afloramientos de caliza en el área de Huaribamba tienen forma triangular debido a la accidentada topografía y a la erosión que afectó el área.

Al piso del manto Cobriza existe otro horizonte calcáreo que aflora en el Distrito de San Pedro de Coris y que falta explorar en profundidad, para determinar la existencia de mineralización de cobre.

### **Horizontes Concrecionarios**

En la secuencia estratigráfica de la zona de Cobriza se han reconocido hasta dos horizontes concrecionarios de extensión local y regional.

Un horizonte que se ubica a 150 metros al techo del manto, en donde las concreciones están distribuidas irregularmente en una lutita pizarrosa bituminosa de color negro de unos 100 m de potencia. Las concreciones tienen forma elíptica y achatada en el mismo sentido de la estratificación; La mineralización reconocida en

forma macroscópica está constituida en óxidos de fierro, mayormente en la parte central y de lutitas pizarrosa similar en la formación en la parte periférica. La oxidación de estos nódulos debe ser local por haberseles ubicado en superficie.

Un segundo horizonte de lutita pizarrosa bituminosa de 150 m de potencia, de extensión regional, ubicado a 400 m aproximadamente al techo del manto Cobriza, conteniendo abundantes concreciones de sulfuros hacia el piso y de calizas con fósiles hacia el techo; el tamaño de éstas concreciones varían de 10 centímetros a 1 metro, de forma elíptica y redondeada. En la base de éste horizonte, las concreciones en su parte central contienen sulfuros de cobre y fierro en arreglos concéntricos sin conexión entre ellos con el exterior, en los mismos que se pueden distinguir localmente, fósiles bien preservados reemplazados por sulfuros, cubiertos en forma concéntrica por hornfels de la misma composición de la roca que los aloja (reemplazamiento). Los sulfuros de grano fino propios a la concentración han sido han sido identificados al microscopio como: sílice, flogopita, cuarzo, calcita, clorita, pirrotita, pirita, calcopirita, marcasita, esfalerita, melnicovita y trazas de galena. Sobreyaciendo al horizonte de nódulos con sulfuros, se encuentran otros horizontes de nódulos de caliza (sin mineral) con fósiles bien preservados que en algunos casos se les pudo identificar como amontes.

## **B. - PERMICO INFERIOR**

### **Grupo Copacabana**

Sobreyaciendo y en concordancia con el grupo Tarma se ubica un horizonte conformado por una serie de paquetes gruesos de caliza intercaladas con pizarras calcáreas conocidas localmente como calizas superiores. En realidad se trata de una secuencia continua entre el grupo Tarma en el que predomina las lutitas calcáreas y el Grupo Copacabana donde predominan las calizas; existiendo entre lutitas calcáreas y calizas una zona de transición compuesta principalmente por horizontes de areniscas ínter bandeadas con lutitas calcáreas y calizas ubicadas en la base del Grupo Copacabana. El conjunto tiene un espesor aproximado de 800 metros, reconocidos en la parte sureste de la mina Cobriza. Estas series pelíticas calcáreas han sido correlacionadas con el grupo Copacabana por F. Megard (1979) en su estudio Geológico de los Andes del Perú Central.

## **C.- PERMICO MEDIO A SUPERIOR**

### **Grupo Mitu**

El grupo mitu consiste de areniscas rojas y conglomerados que contienen rodados de material volcánico. Afloran en su verdadera posición estratigráfica en el área noreste fuera de los límites del yacimiento Cobriza en discordancia con el grupo copacabana; en cambio, los pequeños afloramientos ubicados en las cercanías de Cobriza no corresponden a la misma posición estratigráfica y son aparentemente concordantes con las pizarras del Grupo Tarma. La presencia

anómala de estos afloramientos se podría explicar por factores estructurales (fallamiento) o por variaciones en la cuenca de sedimentación del Grupo Tarma; por lo tanto, no corresponderían al verdadero Mitu. A este grupo de sedimentos se le ha asignado la edad del Pérmico Superior a Triásico Inferior.

#### **D.- TRIASICO INFERIOR**

##### **Grupo Pucará**

Al Oeste y un poco alejado del área Cobriza, se observan calizas del área Pucará que yacen sobre los sedimentos del grupo Mitu, su edad es del Triásico inferior al Jurásico inferior.

#### **E.- CUATERNARIO**

En Cobriza, el cuaternario está representado por depósitos coluviales formado por acumulaciones de Talud y materiales de ladera que se han originado por proceso de intemperismo y acción de la gravedad. Los depósitos de talud reposan sobre pendientes moderadas y especialmente terrazas antiguas del río Mantaro.

## **2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

### **2.2.1 PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO**

La estructura principal del Distrito está definida por el “Anticlinal de Coris”, cuyo eje tiene un rumbo general al Noroeste y doble hundida hacia el Sureste-Noroeste (H.W. Kobe 1963 b y 1970). Los anticlinales y sinclinales que se encuentran entre las localidades de Tucuccasa y Cobriza, presentan ejes casi paralelos en el rumbo aproximado de N25W.

Se observan cuatro sistemas principales de fracturamiento, dos longitudinales siguiendo la dirección Noroeste-Sureste y los otros dos transversales siguiendo las direcciones Este-Oeste y Norte-Sur.

En superficie se observan numerosas fallas con desplazamientos que varían entre 10 y más de 200m.; En la parte sur son de importancia la falla Pampalca y Carhuancho, en las cuales los bloques sur han bajado con relación a los bloques norte. En la falla Pampalca este desplazamiento es de unas pocas decenas de metros; mientras que en la falla Carhuancho el desplazamiento supera las centenas de metros, por lo cual es posible observar las Calizas Superiores sólo al Sureste de Cobriza ; en cambio en la parte Norte, la única falla de importancia reconocida hasta el momento, es la falla Huaribamba, la cual es longitudinal inversa con un gran desplazamiento que en las calizas Cobriza da lugar a que los bloques del techo ha subido mostrando en el área de Huaribamba dos afloramientos de caliza. Un sistema longitudinal relativamente reciente es el formado por las fallas



Pumagayoc y Coris, con desplazamientos importantes; se trata de fallas normales que producen asentamientos de bloques sucesivos.

### **2.2.2 ESTRUCTURA:**

El yacimiento ha sido afectado por varios sistemas de fallas de pre y pos mineralización.

### **2.2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL:**

La estructura principal del Yacimiento está definida por el Anticlinal de Coris cuyo eje tiene un rumbo general del Norte Oeste y doble hundida hacia el Sur Este-Norte Este, teniendo los anticlinales y sinclinales sus ejes paralelos con un rumbo aproximado de N45°W. La estructura mineralizada del manto cobriza, está en el flanco este Anticlinal Coris.

Toda la estructura (Anticlinorio), no es sino el resultado de la acción de las fuerzas de compresión ejercidas en una dirección SW-NE. Durante el periodo de este plegamiento se formaron fallas longitudinales paralelas al rumbo del Anticlinal Coris, fracturas oblicuas al rumbo y fracturas de tensión perpendiculares al eje del anticlinal.

Ejemplos de estos tres tipos de fracturas tenemos la falla Orcocancha, falla Lucmayo y la falla Rosa, respectivamente.

Probablemente a fines del Cretáceo, fuerzas de compresión de dirección NE-SW comenzaron a formar el Anticlinal de Coris, a medida que estas fuerzas de compresión aumentaban su intensidad, las rocas cedieron por ruptura y se formaron las fallas inversas longitudinales paralelas al rumbo del manto; dentro de éstas fallas tenemos La falla Berta en los niveles 37 al 42 con un rumbo de N45°W y buzamiento 80°NE; María Luisa en el nivel 60 con un rumbo N45°W y buzamiento de 50°NE; fallas similares que no se les ha dado nombre, se presentan en los niveles 28 y 33. Posteriormente a la formación de éstas fallas se habían formado las fracturas longitudinales normales, que serían las fallas Toya de rumbo N45°W y buzamiento 30°NE; falla María Antonieta con un rumbo de N60°W y buzamiento 30°NE.

La continuación de las fuerzas de compresión dio lugar a la formación de limitadas fallas de Cizalla y que al igual en lo regional tiene un comportamiento normal. Durante el plegamiento "Quechua" continuaron las fuerzas de compresión con la siguiente formación de fracturas de tensión dentro del manto.

Esta gran cantidad de fracturas de tensión han sufrido movimientos pequeños posteriores a lo largo de su rumbo como consecuencia el manto Cobriza presenta desplazamiento transversal por estas fracturas. La falla de mayor extensión que se formó entre éstas fracturas fue la falla Rosa que, es la que presenta los mayores desplazamientos del manto entre las fracturas de tensión.

La falla Rosa habría sufrido un movimiento rotacional a lo largo de sí mismo. Este movimiento se debió probablemente a la ocurrencia de una cúpula de fuerzas

cuyo eje estaría inmediatamente debajo del nivel 60 con una inclinación concordante al manto.

## **2.3 GEOLOGIA LOCAL:**

El depósito mineral de Cobriza tiene la forma tabular originada por el reemplazamiento Metazomático de las Calizas Cobriza.

El rumbo y el buzamiento del manto son los mismos que tienen las pizarras del grupo Copacabana, es decir, N40W y 30 a 65NE respectivamente

### **2.3.1.-INTRUSIVO**

Las rocas intrusivas en el área de Cobriza están representadas por un cuerpo granítico de grandes dimensiones y numerosos diques, sills y stocks de dacita, andesita, monzonita cuarcífera y diorita cuarcífera.

#### **Intrusivo Cobriza.**

Este cuerpo intrusivo de color claro es de composición alcalina y localmente a dos micas al Este y al Norte de la mina Cobriza, ver ANEXO 1. En la vecindad de la mina, el contacto intrusivo-Tarma parece ser concordante, pero a nivel regional el intrusivo corta a los Grupos Tarma, Copacabana y Pucará (promedio de rumbo y buzamiento N45°O, 75°NE; H.W. Kobe 1963).

El intrusivo ha dejado huellas de un metamorfismo en el Grupo Tarma, al este de la mina es claramente visible, cerca al río Mantaro, se aprecia la presencia de brechas y alteración clorítica. El grano fino de las lutitas y areniscas adyacentes sugieren una re cristalización debido al metamorfismo ocasionado por el intrusivo granítico.

Un análisis químico de una facie biotítica del granito del lado Oeste del río Mantaro y al sur de Cobriza, muestra un alto porcentaje de sílice (73.8% - Anexo 1). El examen petrográfico del mismo confirma el carácter gráfico, cuarzo, biotita con abundante oligoclasa (An-38) y algo de muscovita (D Montoya 1970 b).

La edad del intrusivo granítico se desconoce, pero en la hoja de Pampas corta a las calizas del Grupo Pucará y en áreas vecinas (hoja de Huancavelica) corta a las calizas Chulec del Albiano Medio; además, las relaciones de campo indican que estos intrusivos se han emplazado cuando las series calcáreas del Pucará y Chulec ya se encontraban plegadas (J. Guizado, C. Landa 1965).

Conociendo que el principal plegamiento andino se produjo entre el Cretáceo Superior al Terciario Inferior, se deduce que esta edad es la más apropiada para el intrusivo.

La muestra intemperizada muestra ligera alteración de los feldespatos, es de color pardo amarillento con grano grueso y estructura masiva con fractura ligeramente planar.

## Otros Intrusivos

Diques de composición intermedia (Andesita) y diabásica se observan dentro del manto, los mismos que se hallan atravesando sedimentos del grupo Tarma, Copacabana y al mismo intrusivo granítico, estos diques siguen dos direcciones principales Norte-Sur y Este-Oeste, predominando en la mina subterránea la dirección Norte-Sur con algunas variaciones de rumbo y buzamiento.

Al Sureste de Cobriza R: W: Phendler (1961 b), B. Cahoon y M. Valdez informaron sobre mineralización de plomo-plata asociada con diques de monzonita cuarcífera en la mina Paulita en el Distrito de Ayahuanco.

Muestras de Stocks intrusivos, tomados al Este de Cobriza, fueron determinadas como diorita cuarcífera (A. Córdova, 1976).

Cerca de la mina Santa Rosa (H.W. Kobe, 1963). Las calizas Cobriza se hallan ampliamente oxidadas cuando son cortadas por diques básicos; asimismo, afloran ampliamente y en variadas formas intrusivos de composición intermedia (diorita) aparentemente asociadas a la mineralización plomo-plata existente como relleno de fracturas. Estos estoks dioríticos Terciarios se alinean regionalmente siguiendo un eje NO-SE.

En el manto mineralizado de Cobriza, determinados diques se hallan especialmente relacionados con áreas de mejores concentraciones de Cobre; también, se observa empobrecimiento, lo que en ambos casos puede asumirse que han aportado soluciones mineralizantes de acuerdo al buzamiento que presentan.

### **2.3.2 PETROLOGIA:**

La principal unidad litológica que aflora en el área de Cobriza, está formada por una serie de lutitas pizarrosas finamente estratificadas e intercaladas con lutitas calcáreas, margas, calizas, areniscas. Estos sedimentos fueron sometidos a un metamorfismo regional de bajo grado, lo que desarrolló el clivaje pizarroso en las lutitas siendo localmente identificadas como pizarras.

Las rocas intrusivas en el área de Cobriza está representada por un cuerpo granítico de dimensiones batolíticas y numerosos diques, sills y stocks de dacita, monzonita y diorita cuarcífera.

El batolito Cobriza es un intrusivo de color claro, de composición alcalina y localmente biotítico al este y norte de la mina cobriza.

Diques de composición intermedia (andesita) y diabásica se han interceptado dentro del manto, los mismos que se hallan atravesando sedimentos de la formación Copacabana y al mismo intrusivo granítico, estos diques siguen dos direcciones principales: norte-sur y este-oeste predominando en las labores subterráneas la dirección norte-sur con algunas irregularidades de rumbo y buzamiento.

## **2.4 GEOLOGIA ECONOMICA:**

La mineralización económica es la Calcopirita que se presenta acompañado de pirrotita, magnetita, cuarzo, con presencia de Plata en pequeñas cantidades y algo de bismuto.

### **2.4.1 GENESIS Y PARAGENESIS:**

#### **A) GENESIS:**

Es un depósito metasomatismo de contacto (skarn), originado por reemplazamientos metasomáticos sucesivos con una fuente termal distrital (Skarn distal).de las calizas Cobriza. en donde la presencia de abundante granate, anfíboles (actinolita, tremolita y hornblenda), magnetita y pirrotita nos indican la llegada de soluciones poco saturadas como para que haya habido reemplazamiento de sulfuros de cobre y que nos lleva a concluir que el granate fue el mineral que reemplazó a los piroxenos; posteriormente, reemplazamiento de estos por anfíboles, magnetita, pirrotita y calcopirita. Las lutitas pizarrosas y lutitas calcareas presenta un fuerte proceso de metamorfismo de alta temperatura, tiene la forma tabular; el rumbo y buzamiento del manto son las mismas que tienen la pizarras del grupo Copacabana, o sea con rumbos de N40° a 70°W y buzamientos que varían desde 30° a 65° NE

## **B) PARAGENESIS:**

La mineralogía presente en el manto Cobriza, se ha formado por el reemplazamiento metasomático.

De las características texturales y las relaciones genéticas, se deduce que los sedimentos calcáreos han sufrido alteración hidrotermal.

Las rocas encajonantes corresponden a una lutita pizarrosa recristalizada, la muestra constituida por biotita, cuarzo, calcita, minerales opacos y clorita, corresponden a una lutita pizarrosa con fuerte proceso de metamorfismo de alta temperatura.

El yacimiento Cobriza presenta tres ensambles característicos:

1. Granate-Anfibol-Magnetita-Pirrotita-Calcopirita.
2. Anfibol-Magnetita-pirrotita-Calcopirita.
3. Baritina-calcita-galena-mamatita-siderita.

### **2.4.2 MINERALIZACION:**

Mineralógicamente el yacimiento está constituido esencialmente por: pirrotita, hornblenda, calcopirita, magnetita, actinolita, arsenopirita, cuarzo, granate y cantidades menores de esfalerita y galena. Estos minerales se presentan en pequeños horizontes interbandeadas en forma muy similar a la caliza, concordantes con la pizarra supra e infra yacentes.



La mineralogía resultante en el manto Cobriza, se ha formado mediante la teoría del reemplazamiento metasomático o por la teoría de mineralización sin sedimentaria diagenética modificada andina continuada y por la acción de intrusiones posteriores conectadas ano al manto Cobriza.

Los principales sulfuros que están presentes son: la pirrotita y calcopirita; y como óxidos se tiene abundante magnetita. La abundancia de fierro en el yacimiento demuestra la predominancia de iones de este metal en la cuenca de sedimentación, los que en el contacto con el azufre proveniente de una emisión volcánica, dio el sulfuro masivo que se conoce.

#### **2.4.3 ZONEAMIENTO:**

Los diferentes ensambles mineralógicos están distribuidos dentro del manto Cobriza en sub áreas que varían tanto en la horizontal como en la vertical. Abundante granate se encuentra cerca a superficie como en profundidad acompañado de muy poco mineral de Cobre; presencia de mineral de la tercera y cuarta etapa de mineralización en el extremo NW (en vetas y manto); nos lleva a asumir que las soluciones hidrotermales fueron sub-horizontales con una dirección SE-NO.

#### **2.4.4 ESTRUCTURA MINERALIZADA:**

El manto Cobriza se ha formado por reemplazamiento metasomático de contacto. Estudios al microscopio realizado por P. Gagliuffi determinan cuatro etapas de mineralización:

**I ETAPA**

Piroxenos (augita y diópsidos)

Granate

Anfibol (Actinolita, Hornblenda, Tremolita)

Rutilo.

**II ETAPA**

Ilmenita

Magnetita

Arsenopirita

Pirita

Cuarzo.Scheelita

Pirrotita-Pentlandita

Esfalerita I-Calcopirita I-Estannita

Lollingita

Calcopirita II-Esfalerita II.

### III ETAPA

Marcasita  
Calcopirita III  
Tetraedrita  
Freibergita  
Esfalerita III  
Burnonita  
Bismuto  
Bismutina  
Galena  
Argentita

### IV ETAPA

Covelita Oropimente-Rejalgar.  
Siderita-Calcita-Baritina.

### Minerales secundarios.

- a) La pirrotita se altera a marcasita y pirita.
- b) Limonitización por alteración de la pirita marcasita y pirrotita.
- c) La bismutina se originó por alteración del bismuto nativo. La bismutinita por alteración de carbonatos de bismuto.
- d) Los minerales portadores de plata son la tetraedrita, freibergita, argentita y galena.

- e) Minerales de zinc con la marmatita y la esfalerita.
- f) La galena se encuentra por debajo de la caja piso concordante con el manto Cobriza; también, en vetas que cruzan el manto principal.
- g) Existen dos tipos de pirita (H. Kobe, 1958), hi-pógena de grano grueso asociada con la pirrotita y otra supergénica de grano fino que reemplaza a la pirrotita.
- h) La Shelita ocurre en el orden de trazas asociado al cuarzo y calcita.
- i) En algunos lugares la actinolita es fibrosa y radial, está siendo reemplazada por la calcita. La clorita es producto de la alteración de la actinolita.
- j) La calcopirita I reemplaza a la pirrotita.
- k) La tetraedrita reemplaza preferentemente algunas áreas de la calcopirita.
- l) La freibergita está en escasa cantidad, mayormente asociada a la tetraedrita, posiblemente ha reemplazado a la tetraedrita.; la freibergita por alteración da origen a la argentita.
- m) La estannita ocurre en escasa cantidad, mayormente asociada a la calcopirita y esfalerita.

De las características texturales y las relaciones genéticas, se deduce que los sedimentos calcáreos han sufrido alteración hidrotermal.

Las rocas encajonantes corresponden a la lutita pizarrosa recristalizada, la muestra constituida por bio-tita, cuarzo, calcita, minerales opacos y clorita, corresponden a una lutita pizarrosa con fuerte proceso de metamorfismo de alta temperatura.

El yacimiento Cobriza presenta tres ensambles característicos:

1. Granate, anfíbol-magnetita-pirrotita-calcopirita.
2. Anfíbol-magnetita-pirrotita-calcopirita.
3. Baritina-calcita-galena-marmatita-siderita.

#### **2.4.5 FORMA DEL DEPÓSITO.**

La forma del depósito es concordante con los hornfels supra e infra yacentes; los límites de la mineralización económica están controlados por la presencia de granates al techo y al piso del manto.

La potencia del manto llega hasta 50 metros, la cual ha sido afectada principalmente por factores estructurales, donde las fallas longitudinales tienen gran importancia. Presenta un rumbo N 40° a 70° W y buzamiento 30° a 65° NE.

El yacimiento durante la Orogenia Andina fue afectado por la formación de varios sistemas de fracturas que fueron rellenadas por minerales de la segunda, tercera y cuarta etapa de la mineralización.

Las soluciones hidrotermales provenientes del intrusivo granítico aprovecharon los planos de estratificación de las lutitas pizarrosas y el fallamiento existente para llegar a los horizontes calcáreos y producir el metasomatismo de contacto.

En algunas partes del manto existen dos capas mineralizadas separadas por un tramo de hornfels, hay partes que el hornfels desaparece y la mineralización es continua (información procedente de la perforación diamantina).

En interior mina se observan los siguientes sistemas de fracturas:

1. Fallas y diques de muy poca potencia perpendicular al rumbo del manto que no producen mayores desplazamientos a este; presentan diferentes buzamientos al NW y SE. Fallas y diques potentes perpendiculares al rumbo del manto con buzamiento al NW y SE que desplazan a este.
2. Fallas y diques que cortan al manto con diferentes ángulos, a lo largo de los cuales el mayor movimiento observado es del tipo rotacional.
3. Fallas longitudinales paralelas al rumbo y buzamiento del manto, cuyo ángulo de buzamiento es superior al del manto. El movimiento observado a lo largo de las fallas es inverso (fallas inversas).
4. Fallas longitudinales paralelas al rumbo del manto, cuyo ángulo de buzamiento es inferior al del manto. El desplazamiento observado a lo largo de las fallas es normal (fallas normales).

El fuerte tectonismo atribuido a la falla Cobriza no es el que se pensaba, si no parece tratarse de una falla del primer grupo de poco desplazamiento que presenta relleno de minerales de plomo-zinc principalmente y que su intersección con la falla Coris ha favorecido la erosión magnificando de este modo su presencia en superficie.

#### **2.4.6 CONTROLES DE MINERALIZACION.**

En el yacimiento Cobriza existen seis controles fundamentales para la mineralización de Cobre:

1. Presencia de abundante granate al techo y piso del manto, pobre mineralización de Cobre.
2. Fallas de bajo ángulo que desplazan al manto empobrecen o enriquecen la mineralización de Cobre.
3. Presencia de granate al techo hace que todavía exista buena mineralización de cobre (Calcopirita) al piso.
4. Mayor silicificación de las pizarras recristalizadas, menor leyes de cobre en el manto.
5. Fallas longitudinales enriquecen la mineralización de cobre en el manto.
6. Mayor o menor ley de cobre cerca de los diques fallas.

La mineralización de cobre, plomo, zinc y plata en vetas transversales y longitudinales al manto, pertenece a la II, III y IV etapa de mineralización en la secuencia para genética.

#### **2.4.7 FALLAS Y DIQUES:**

Los sistemas de fallas y diques descritos anteriormente se hallan relacionados con la mineralización de cobre y pueden ser agrupadas en sistemas longitudinales y transversales.

**a) Las principales fallas del sistema longitudinal son:**

1. Falla Toya.
2. Falla María Antonieta.
3. Falla Bertha.
4. Falla Dorotea.
5. Falla Noemí
6. Falla Carmen.

Las primeras buzan  $20^{\circ}$  a  $30^{\circ}$  al Noreste y tienen un desplazamiento normal de 5 a 10 metros. El efecto de éste tipo de fallas está mejor representado en las proximidades de la falla cobriza, en donde han modificado el buzamiento del manto entre los niveles 10 y 28, interpretándose que es la falla Cobriza la que habría ocasionado este cambio; respecto al rol que ha jugado en la mineralización es evidente por haberseles ubicado fundamentalmente en zonas de granate, pero las que se ubican zonas de sulfuro de cobre ocasionaron ascensión de soluciones hidrotermales. El segundo grupo compuesto por las cuatro últimas, buzan alrededor de  $75^{\circ}$  Noreste y tienen un desplazamiento inverso de 30 a 50 m., el efecto más favorable que producen en el manto es la duplicación de la banda mejor mineralizada del piso, con el consiguiente efecto en la potencia; por todas las



evidencias de campo, se piensa que ha jugado un rol positivo en la reconcentración de mineral y han sido canales de las soluciones mineralizantes.

**b) Las principales fallas del sistema transversal son:**

1. Falla Rosa N° 30°-40° E y buzamiento 45°SE
2. Dique falla Frida, de rumbos N-S y buzamiento 40°
3. Falla Cobriza de Rumbo N15°E y buzamiento 75°SE.

El desplazamiento de la falla Rosa y Frida varían entre 30 a 20 metros, en cambio, la falla Cobriza a pesar de no habersele interceptado en interior mina, sí ha sido observada en el contacto pizarra – intrusivo deduciendo que pertenece al sistema general de poco desplazamiento (3 a 5 metros), presentan rellenos de sulfuro de plomo, zinc, cobre y fierro. Este sistema transversal es el que mayor efecto ha tenido en la re movilización de sulfuros de fierro y son canales de la mineralización.

Vetas de muy poca potencia que cortan al manto se observan y se encuentran rellenas con minerales de arsenopirita, sulfuros de fierro, cobre, galena, esfalerita, oropimente, rejalgá, etc., alguna de ellas no se ajustan a los sistemas de fracturamientos conocidos.

La ocurrencia ocasional de fragmentos de manto y granito en algunos diques indica que se trató de eventos post-minerales las paredes de los mismos presentan una acentuada alteración hidrotermal representada por sericitación, argilización y

caolinización en especial a lo largo de sus contactos con el manto acompañado de altas concentraciones de cobre.

#### **2.4.8 OXIDACIÓN Y ENRIQUECIMIENTO SUPERGENICO**

La zona oxidada tiene una potencia que varía de 20 a 40 metros en superficie mostrando calcantita y malaquita en el manto y rellenando fracturas en las lutitas pizarrosas y/o lutitas calcáreas adyacentes.

Pirita de grano fino o una mezcla de pirita y marcasita se formó por oxidación de pirrotita. Comúnmente se observa un mineral intermedio donde la pirrotita está oxidada a pirita (U. Petersen, 1961; H.W. Kobe 1958).

Los principales productos de oxidación son covelita y limonita (tabla 2). La limonita es directamente derivada de pirita, marcasita, calcopirita y arsenopirita. Covelita con menor contenido de calcocita reemplaza a la calcopirita y en menor escala a la pirita, arsenopirita, esfalerita y bornita. El cobre nativo está comúnmente presente en pequeñas cantidades y se le halla en vetas que cruzan al manto y en el manto cerca de superficie.

Todos estos minerales se han encontrado en la zona de oxidación de Cobriza (Ver en el ANEXO 2).

## **2.5 RESERVAS MINERALES**

### **2.5.1 VOLUMEN Y TONELAJE**

Las secciones de cubicación tienen una distancia de 100m, que a su vez coinciden con las secciones geológicas transversales, perforaciones diamantinas y muestreos. Los bloques de mineral son el resultado de las áreas, volúmenes, tonelajes y leyes promedios de las secciones. Las secciones tienen una influencia de 5.00 metros a cada lado.

La gravedad específica es de 3.6287 TMS/m<sup>3</sup> y 4.00TCS/m<sup>3</sup>

### **2.5.2 CRITERIOS DE CUBICACION**

Toda la información del inventario de reservas, ha sido registrada en tarjetas diseñadas en la División, de tal manera que se muestren la información básica utilizada para los cálculos. El inventario de Reservas se ha realizado considerando las normas existentes de cubicación y el conocimiento geológico que se tiene del yacimiento.

## A.- CLASIFICACION DEL MINERAL

### 1) Clase de Mineral por su Ubicación en las concesiones.

**Clase 1:** Doe Run Perú es el propietario del 100% de las concesiones y no están arrendadas a terceros, en el área de Cobriza todas las reservas de mineral se hallan ubicadas en concesiones de Doe Run Perú.

### 2) Clase de Mineral según su Certeza.

- a) Mineral Probado: Reservas que como consecuencia de las labores mineras realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, no prevé riesgo de discontinuidad.
- b) Mineral Probable: Reservas cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo en base a las características geológicas del yacimiento.
- c) Mineral Prospectivo: Material adyacente a las reservas probables, cuyo tonelaje y leyes se estiman basados en el conocimiento geológico del yacimiento, usando muestras, perforación diamantina, distribución de metales y cocientes metálicos.
- d) Mineral Potencial: Material adyacente a las reservas prospectivas, cuyo tonelaje estimado se basa en el conocimiento geológico del yacimiento, usando indicaciones indirectas como litología favorable, estructuras geológicas, anomalías geofísicas, etc.

### 3. Clase de Mineral según su Accesibilidad.

- Mineral Accesible: Es el mineral que se encuentra listo para entrar a la etapa de preparación y/o explotación.
- Mineral Eventualmente Accesible: Este mineral no se halla expedito para su inmediata preparación.

No forman parte del Inventario de Reservas:

- Los Escudos de 5.00 metros que se dejan para sostener la caja techo.
- El mineral cubicado como inaccesible.

### B. MÉTODOS DE CUBICACION.

#### **Metodología.**

Las reservas de la división Cobriza se han estimado usando una combinación de los métodos de secciones geológicas transversales y bloques de explotación. El bloqueo se realiza sobre una sección longitudinal vertical del Manto Cobriza, uniendo secciones de acuerdo a la continuidad de las leyes económicas proporcionadas por las perforaciones diamantinas, el muestreo del material

disparado y el conocimiento geológico de la zona, hasta el límite de los bloques definidos de acuerdo a la dimensión de los tajeos.

El detalle de cada bloque de cubicación se trabaja por secciones transversales individuales, así: el ancho en cada sección corresponde al ancho económico del manto más sobre-rotura de 0.75 metros en caja piso y 0.75 metros en caja techo.

La altura del bloque es función del ancho y longitud económica del manto reconocido y con un ancho mínimo de 5.50 metros según la siguiente tabla.

**Cuadro 2.1:** Dimensionamiento de bloques para estimación de reservas.

Longitud (metros)	Altura (metros)
10 - 15	10
15 - 20	15
>20	20

Fuente: Departamento de Geología de la mina

Y en ocasiones depende de la altura reconocida mediante perforaciones diamantinas.

La longitud de cada sección es 10 metros, abarcando 5 metros antes y 5 metros después de cada sección.

El producto de estas tres dimensiones nos da el volumen por secciones.

El tonelaje de cada sección resulta de la sumatoria del tonelaje de mineral calculado con gravedad específica de 3.63 t/m<sup>3</sup> y del tonelaje de sobre-rotura calculado con gravedad específica de 3.33 t/m<sup>3</sup>. El tonelaje de explotación del bloque de cubicación es la sumatoria del tonelaje de las secciones que abarca el bloque.

Las leyes de explotación de cada sección son leyes diluidas y castigadas. Las leyes de muestreo y de las perforaciones diamantinas son pesadas y corregidas usando un factor promedio, resultante de la comparación de las leyes de cabeza reportadas por concentradora y las leyes de muestreo de mina, de los últimos dos años. Estos factores son: 0.76 para Cu y 0.80 para Ag.

Las leyes de cada bloque de cubicación son el promedio pesado de las leyes diluidas y castigadas de las secciones que abarca el bloque.

En el Plano N° 01 y N° 02, presentamos los bloques del inventario de reservas al 2,013 en sección longitudinal.

### **C. FACTORES DE CUBICACIÓN**

En el cálculo del estimado de reservas para el año 2,012 se han utilizado precios de metales, fórmulas de valorización y valores mínimos explotables emitidos por la oficina de Contabilidad Metalúrgica Lima.

## 1. Precios de Metales

**Cuadro 2.2:** Variación de precio del Cu y Ag.

AÑO	COBRE		PLATA	
		cts./Lb.		US\$/oz.
2000	82.29	cts./Lb.	5.00	US\$/oz.
2001	71.57	cts./Lb.	4.39	US\$/oz.
2002	70.65	cts./Lb.	4.63	US\$/oz.
2003	80.73	cts./Lb.	4.91	US\$/oz.
2004	130.11	cts./Lb.	6.69	US\$/oz.
2005	167.09	cts./Lb.	7.34	US\$/oz.
2006	305.30	cts./Lb.	11.58	US\$/oz.
2007	323.25	cts./Lb.	13.39	US\$/oz.
2008	315.32	cts./Lb.	15.06	US\$/oz.
2009	234.22	cts./Lb.	14.69	US\$/oz.
2010	341.98	cts./Lb.	20.16	US\$/oz.
2011	399.66	cts./Lb.	35.34	US\$/oz.
2012	360.59	cts./Lb.	31.15	US\$/oz.

Fuente: Registros históricos de la mina

## 2. Valor de Mineral

El valor de mineral/tms. de cada bloque cubicado, se ha calculado con la siguiente fórmula:

$$V = \left\{ 18.29 \times C \times (\%Cu - 0.07) - 4.02 \times \%Cu + 0.62 \times S \times \frac{Oz Ag}{TCS} \right\} - 1.10231$$

Donde:

C = Precio de Cobre

S = Precio de Plata

$$\frac{Oz Ag}{TCS} = \frac{\left( \frac{Oz Ag}{TMS} \right)}{34.2857193}$$



En la fórmula las pérdidas metalúrgicas ya están incluidas y las leyes finales de cobre se usan directamente para el cálculo del valor del mineral.

### 3. Valor y ley Mínima Explotable (D)

En el cálculo de las Reservas se ha utilizado una ley de corte de 0.90%Cu que equivale a un valor de mineral de 46.00 US \$/TMS. El valor mínimo explotable de acuerdo al presupuesto operativo es el siguiente:

$$\text{VME Geológico} = (M+C+Tsd) = \$ 46/\text{TMS}$$

Donde:

M = Costo de Mina

C = Costo de Concentradora

Tsd = Tiempo de Servicios Directos

El Inventario de Reservas, incluye bloques de mineral cuya ley es mayor ó igual a 0.9% Cu y cuyo ancho de bloque es mayor ó igual a 7.0 metros. Ver en Anexo el Plano longitudinal de reservas.

## RESUMEN GENERAL DE RESERVAS

**Cuadro 2.3:** Reservas de mineral.

	T.M.S.	ANCHO	% Cu	Gr. Ag.
<b>Probado</b>	<b>17, 639,560</b>	<b>10.76</b>	<b>1.14</b>	<b>21.60</b>
<b>Probable</b>	<b>3, 182,570</b>	<b>9.36</b>	<b>1.11</b>	<b>22.40</b>
<b>TOTAL</b>	<b>20,822,130</b>	<b>10.47</b>	<b>1.14</b>	<b>21.72</b>

Fuente: Departamento de Geología

Las fuerzas orogénicas han producido plegamientos regionales o sistema de pliegues dentro del cual destaca el Anticlinal de Coris. Como resultado de estos movimientos, se han formado una serie de fracturas longitudinales y oblicuas al flanco Este del anticlinal. Estos sistemas de fracturas son de buzamiento variable, han afectado a las formaciones preexistentes e incluso a la zona mineralizada.

La mineralización del manto Cobriza no es la única en la secuencia sedimentaria de los grupos Tarma y Copacabana; minerales tales como la arsenopirita, pirrotita, calcopirita, hornblenda y escalerita, todos ellos componentes del manto, se les encuentra en los siguientes horizontes: Calizas superiores, horizontes concrecionarios al techo y piso del manto, horizonte Capricornio, horizontes menores calcáreos poco potentes supra e infra yacentes al manto Cobriza, todos ellos en perfecta concordancia con la estratificación. Además existe una distribución regional de la mineralización asociada al horizonte calcáreo Cobriza (similar a la ya conocida en Coris y Pumagayoc), manifiesta en todo el distrito mediante concentraciones mineralizadas menores que pueden ser la extensión terminal de otras mayores, por lo que se debe continuar con las exploraciones.

El yacimiento Cobriza es un depósito de metasomático de contacto de alcance hipo a epitermal.

La presencia de abundante granate, anfíboles, magnetita y pirrotita en ciertas áreas indican la llegada de soluciones hidrotermales poco saturadas como para que haya habido reemplazamiento de sulfuros de cobre en cuanto a mineralización económica.

Los hornfels presentan un fuerte proceso de metamorfismo de alta temperatura (microrecristalización y cristalización), con pirolusita en fracturas.

Las soluciones hidrotermales provenientes del intrusito granítico aprovecharon los planos de estratificación de las lutitas pizarrosas y/o lutitas calcáreas y el callamiento existente para llegar a los horizontes calcáreos y producir el metasomatismo de contacto.

En algunas partes del manto existen dos capas mineralizadas separadas por un tramo de hornfels, hay sitios donde el hornfels desaparece y la mineralización es continua, es aquí donde el manto presenta su mayor potencia (interpretación con ayuda de la perforación diamantina).

Presentan tres ensambles mineralógicos característicos: granate-anfibol-magnetita-pirrotita-calcopirita, anfibol-magnetita-pirrotita-calcopirita y baritina-calcita-galena-marmatita-siderita.

Existen seis controles fundamentales para la mineralización de Cobre:

1. Presencia de abundante granate al techo y piso del manto, pobre mineralización de Cobre.
2. Fallas de bajo ángulo que desplazan al manto empobrecen o enriquecen la mineralización de Cobre.
3. Presencia de granate al techo hace que todavía exista buena mineralización de cobre (Calcopirita) al piso.

4. Mayor silicificación de las pizarras recristalizadas, menor leyes de cobre en el manto.
5. Fallas longitudinales enriquecen la mineralización de cobre en el manto.
6. Mayor o menor ley de cobre cerca de los diques fallas.

## EVOLUCION DE LA PRODUCCION DE COBRIZA

**Cuadro 2.4:** Producción histórica de Cobriza.

AÑO	T.M.S.	%Cu	gr-Ag/t.
2000	2,079,907	0.91	13.20
2001	1,623,776	1.07	15.42
2002	1,649,539	1.02	13.43
2003	1,565,417	1.10	12.91
2004	1,453,843	1.10	12.95
2005	1,605,463	1.00	11.78
2006	1,798,001	1.02	12.67
2007	1,974,030	1.00	11.54
2008	2,245,428	0.97	12.66
2009	1,921,481	1.03	13.52
2010	2,095,914	0.98	13.32
2011	2,272,857	0.93	19.67
2012	2,448,931	0.90	17.74

**Fuente:** Datos de la mina

### **CAPITULO III**

#### **OPERACIONES ACTUALES EN LA MINA COBRIZA**

En su condición actual la mina tiene un total de reservas probadas y probables de 20'822,130 TMS con 1.14 % Cu. y 21.72 gr. Ag. (información al 01.01.13), las cuales determinan un tiempo de vida 7.6 años a un ritmo de producción de 7,500 tpd.

A partir del año 2003 se inició la recuperación de blocks de mineral, dentro y fuera de reservas, en los escudos de caja techo, que han sido dejados en las áreas ya explotadas por el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado. Estas labores constituyeron las columnas de soporte de la mina, por lo tanto merecen un control adecuado de las operaciones unitarias del ciclo de minado.

**Cuadro 3.1: Plan de Producción de la Mina**

PLAN DE PRODUCCIÓN 2013 - COBRIZA  
PLAN DE MINADO

ZONA	Reservas Operativas		2,013												TOTAL	
	TMS	%Cu	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic		
I	22% 2,344,624	0.90	43,400 0.90	44,800 0.90	52,700 0.90	51,000 0.90	62,000 0.90	60,000 0.90	65,100 0.90	65,100 0.90	63,000 0.90	65,100 0.90	63,000 0.90	65,100 0.90	65,100 0.90	27% 700,300 0.90
II	31% 3,275,080	0.90	49,600 0.90	47,600 0.90	52,700 0.90	57,000 0.90	58,900 0.90	57,000 0.90	65,100 0.90	65,100 0.90	63,000 0.90	65,100 0.90	63,000 0.90	65,100 0.90	65,100 0.90	28% 709,200 0.90
Profundización de Coris	11% 1,200,000	0.90	24,800 0.90	27,150 0.90	31,000 0.90	30,000 0.90	34,100 0.90	33,000 0.90	24,800 0.90	24,800 0.90	32,990 0.90	34,110 0.90	33,000 0.90	34,110 0.90	34,100 0.90	14% 363,850 0.90
Profundización de Pumagayoc	5% 500,000	0.90	6,200 0.90	5,600 0.90	6,200 0.90	6,000 0.90	6,200 0.90	6,000 0.90	6,200 0.90	6,200 0.90	6,000 0.90	6,200 0.90	6,000 0.90	6,200 0.90	6,200 0.90	3% 73,000 0.90
III	31% 3,274,530	0.90	62,000 0.90	56,000 0.90	62,000 0.90	60,000 0.90	62,000 0.90	60,000 0.90	62,000 0.90	62,000 0.90	60,000 0.90	62,000 0.90	60,000 0.90	62,000 0.90	62,000 0.90	28% 730,000 0.90
	10,594,234	0.76	186,000 0.90	181,150 0.90	204,600 0.90	204,000 0.90	223,200 0.90	216,000 0.90	223,200 0.90	223,200 0.90	224,990 0.90	232,510 0.90	225,000 0.90	232,510 0.90	232,500 0.90	2,576,350 0.90
					1,214,950									1,361,400		
																0.90
																%Cu

Fuente: Departamento de planeamiento de la mina

**Cuadro 3.2:** Plan de Preparaciones de la Mina

**PLAN DE PREPARACIONES Y DESARROLLOS 2013 - COBRIZA**

ZONA	Longitud (m)	2,011												TOTAL		
		Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct			
I	m	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	2,400
II	m	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	2,400
III	m	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	2,400
Preparaciones DRP	m	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3,600
Preparaciones EE	m	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3,600
<b>Total mes</b>	<b>m</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>1,200</b>	<b>14,400</b>

Fuente: Departamento de planeamiento de la mina

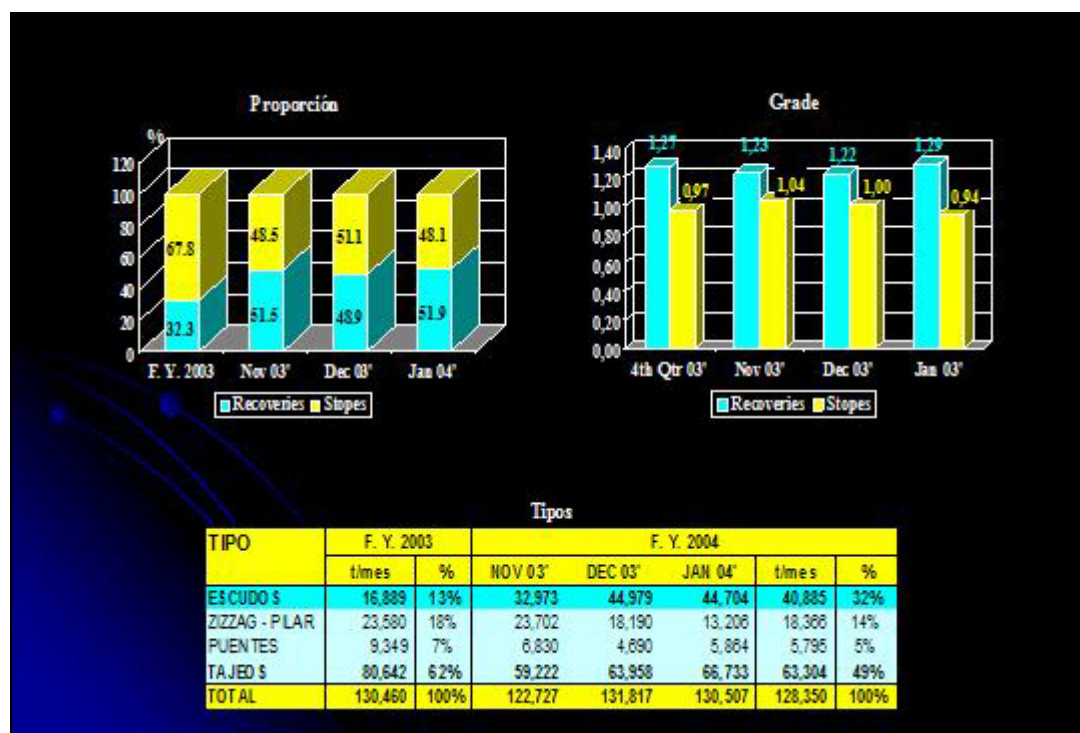
**Cuadro 3.3: Indicadores de Gestión.**

INDICES DE GESTION			
<b>EFICIENCIA</b>		<b>PREPAR &amp; DESAR</b>	
<b>Año</b>	<b>TM/TAREA</b>	<b>Año</b>	<b>MTS</b>
2008	13.33	2008	5.048
2009	16.48	2009	5.507
2010	17.32	2010	7.744
2011	18.51	2011	11.275
2012	17.59	2012	11.397
<b>PERFORACION</b>		<b>FACTOR DE POTENCIA</b>	
<b>Año</b>	<b>MTS-PERF.</b>	<b>Año</b>	<b>EMULNOR</b>
		<b>(Kg-Exp./TM)</b>	<b>(Kg-Exp./TM)</b>
2008	790.656.6	2008	0.526
2009	797.171.5	2009	0.460
2010	1,072,429.4	2010	0.492
2011	1,441,740.0	2011	0.590
2012	1,408,898	2012	0.558
			<b>TOTAL</b>
			<b>(Kg-Exp./TM)</b>
			0.561
			0.482
			0.515
			0.625
			0.586
** Factor de potencia en tajos 0.33 Kg-Exp/TM rota			
Factor de potencia en frentes 73.5 Kg-Exp/m avance			
<b>RELLENO HIDRAULICO</b>			
<b>Año</b>	<b>TOTAL(TM)</b>	<b>A MINA (TM)</b>	<b>%</b>
2008	2,146,627	638,069	29.72%
2009	1,845,483	614,336	33.29%
2010	2,003,461	634,924	31.69%
2011	2,186,883	562,054	25.70%
2012	2,359,814	521,081	22.08%

Fuente: Datos de resultados de mina



**Grafico 3.1:** Impacto de las recuperaciones en la producción.



Fuente: Carta de medición mensual de la mina

### 3.1 METODO DE EXPLOTACIÓN

#### CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

La mina Cobriza es explotada mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, considerando la característica estructural del yacimiento en forma de manto tubular y el encampane del área de Cobriza, lo cual permite controlar la calidad y cantidad de producción.

El ciclo de producción con el método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado consiste en cuatro etapas: DESATE- PERFORACION, RELLENO, VOLADURA y DESATADO-LIMPIEZA. El diseño de la mina se realizó en base a la potencia

promedio (20 m.) del manto y a la buena competencia del mineral, lo cual permite una minería mecanizada con una longitud promedio de tajeos de más de 400 metros.

### CRITERIOS DE APLICABILIDAD DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

**Cuadro 3.4:** Características del yacimiento.

CONSIDERACIONES		CARACTERISTICAS
FORMA DEL DEPOSITO (Tabular)		Potencia: 15 - 30 m. Buzamiento : 30° - 45° SE Rumbo : N 45° O Roca encajonante: Pizarra (caja techo y caja piso)
ROCAS ENCAJONANTES		Regular. Tipo de roca III, presencia de fracturas y fallas. Se deja un escudo de mineral para protección de la caja techo.
MANTO MINERALIZADO		Buena. Tipo de roca I, auto sostenido. Roto (más de un mes), tiene efecto de aglomeración y compactación (reacción exotérmica) Su peso específico in-situ es de 3.63 TM/M3
RESTABLECIMIENTO EQUILIBRIO	DEL	1. Relave clasificado en Planta Concentradora para disponerlo en los tajeos que se encuentran debajo del nivel 37. 2. Material detrítico (pizarra de las cajas) o mineral marginal para rellenar los tajeos que se encuentran encima del nivel 37.

**Fuente:** Información de estudios geológicos de la mina

**Cuadro 3.5:** Propiedades geomecánicas.

ROCA	PARAMETROS				
	RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAxIAL DE LA ROCA INTACTA	ROCK MASS RATING (RMR)	DEFORMABILIDAD MEDIA (E) GPa	RESISTENCIA AL CORTE (C) KPa	ANGULO DE FRICCION (Φ)
MANTO MINERALIZADO	100 - 150 MPa	40 -60	5 - 15	150 - 130	25° -35°
PIZARRA	50 - 120 MPa	20 -40	3 - 7	100 - 150	20° - 30°

**Fuente:** Información de estudios Geomecánicos de la mina

## **3.2 DISEÑO Y PLANEAMIENTO**

### **3.2.1 LABORES DE EXPLORACION**

#### **3.2.1.1 Galerías Principales:**

Generalmente se desarrollan paralelas a la dirección y dentro del manto, cerca al contacto caja piso. Estas galerías se construyen aproximadamente cada 90 metros de diferencia de nivel y presentan las siguientes características:

#### **Galería principal de extracción:**

Es el Nv. 28, por donde se extrae el mineral de la mina hacia la planta Concentradora de Pampa de Coris, por línea férrea.

Sección: 12m x 5ms

Gradiente: 2.00 %

#### **Galería principal propiamente dicha:**

Son los demás niveles a parte del Nv 28, sirven de acceso a los tajeos

Sección: 6m x 4 m

Gradiente: 2 %

#### **3.2.1.2 Cruceros**

Se construyen en forma perpendicular a la dirección del manto

Sección: 6m x 4m o 5m x 4m.

Gradiente: +/- 2 %

### **3.2.2 LABORES DE DESARROLLO**

Una vez que está construida la galería a través del manto, se desarrollan los zigzag cada 500 m., y a su vez los niveles de producción separados a una altura de 90 – 100 m. Cada zig zag tiene su respectivo echadero de mineral de 7 pies de diámetro y una chimenea de servicios de 5 pies de diámetro.

#### **3.2.2.1 Zig/zag**

Son en forma de espiral y dan acceso a los tajeos entre los diferentes niveles

Sección: 6m x 4m

Gradiente: 12 %

#### **3.2.2.2 Sub-niveles:**

Son desarrollados de acuerdo al rumbo del manto y guiados por el contacto caja piso.

Sección: 5m x 4m

Gradiente: 0%

#### **3.2.2.3 Cámaras de Raise Borer**

Son cruceros que se desquinchan para ubicar la maquina raise bore

Sección: 8m x 7m x 12m

### 3.2.3 LABORES DE PREPARACION

Determinada la longitud del tajeo entre zigzags con una distancia promedio de 500 metros y un encampane de 90 a 100 m verticales, se inicia un subnivel dejando 10 m de puente sobre el nivel inferior, con gradiente horizontal y sección de 5 x 4 m siguiendo el rumbo del manto y teniendo como guía el contacto de la mineralización de la caja piso. Comunicado el subnivel entre los zigzags queda listo el tajeo para su explotación.

En algunas preparaciones se realiza un By pass en caja techo (preferentemente en manto), paralelo al subnivel de explotación, lo cual permite el inicio de la explotación a partir del subnivel de preparación.

#### **Nuevos Accesos**

Labores de acceso de los echaderos de mineral a los tajeos

Sección: 5m x 4m

Separación vertical: 12 m.

Gradiente: Horizontal hasta el pilar y gradiente negativa hacia los tajeos. Según el progreso de la explotación se van haciendo positivos hasta que se hace necesario construir otro acceso superior.

### **3.2.4 LABORES DE OPERACIÓN**

#### **3.2.4.1 Chimeneas Raise Bore:**

Existen tres tipos de chimeneas: Echadero de mineral, de Servicio-Ventilación y de relleno, las cuales son generalmente de 6/8 pies de diámetro.

Los echaderos de mineral se realizan siempre en manto con un ángulo de inclinación de  $>45^\circ$ .

Las chimeneas de servicio se hacen en manto y/o pizarra y su ángulo de inclinación puede ser  $45^\circ$ . En estas chimeneas se instalan escaleras, tuberías de agua, aire y de relleno e instalaciones eléctricas.

Las chimeneas de ventilación y relleno, tienen las características de echadero de mineral. Es recomendable que en cada tajeo se prepare 2 chimeneas distanciadas a 120 m.

#### **3.2.4.2 Acceso a las chimeneas de servicio:**

Se realizan a partir de los accesos a los tajeos con una sección de 5m x 4m hasta comunicar la chimenea tanto en el piso como en el techo.

#### **3.2.4.3 Echaderos (Parrillas)**

Están ubicados en los accesos a los tajeos, para su construcción es necesario ampliar a 9.5m x 6m y la altura respectiva para facilitar la descarga del mineral con

el Scooptram y el tránsito de los demás equipos. El echadero o parrilla tiene un área de 4.40m x 3.80m y las vigas tienen una luz de 46 cm, que es el diámetro máximo de los bancos de mineral que deben pasar hacia los chutes.

### **3.2.4 LABORES DE EXTRACCION**

#### **TAJEOS**

Labores de las que se extrae el mineral y tienen las siguientes dimensiones:

Ancho: 15m – 20m

Longitud: 200m – 250m

Para la perforación del techo, el tajeo debe tener 5 m de altura (de piso a techo), que es la altura a la que trabajan eficientemente los jumbos hidráulicos. Terminada la perforación se procede a rellenar el tajeo (R/C o R/H) hasta dejar una altura de solo 2.5 m para el carguío de taladros.

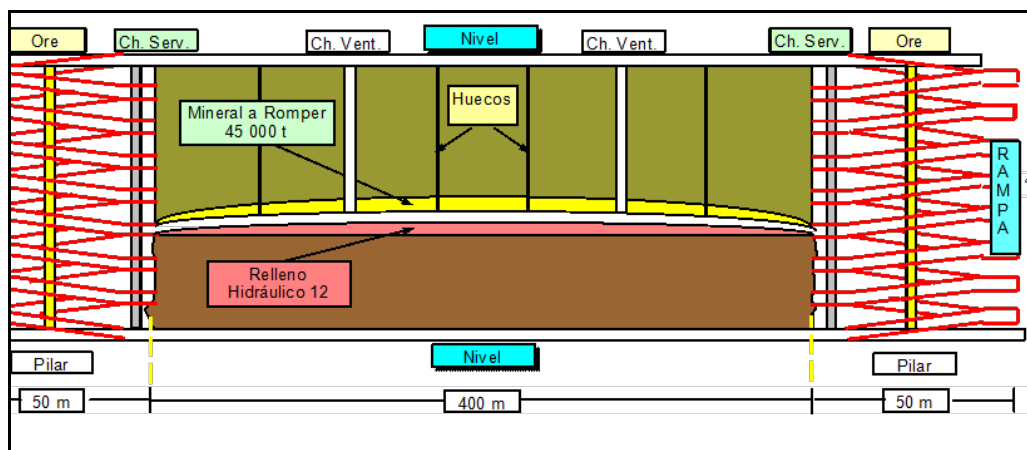
Posteriormente se dispara, para proceder a la limpieza de mineral. La altura de corte es de 2.5 m quedando nuevamente los 5 m requeridos para la perforación.

**CUADRO 3.6:** Geometría de los bloques de explotación.

CARACTERISTICAS	METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO		
	ZONA I	ZONAII y III	ZONA IV
Longitud del bloque	20 – 30 m	200 - 250 m	200
Altura del bloque	60 - 90 m	60 - 90 m	60 - 90 m
Ancho del tajeo	8 – 15 m	9 - 20 m	9 - 20 m
Sección transversal libre	8 x 7.5 m <sup>2</sup>	9 x 7.5 m <sup>2</sup>	9 x 7.5 m
	15 x 7.5 m <sup>2</sup>	20 x 7.5 m <sup>2</sup>	20 x 7.5 m <sup>2</sup>
Sección longitudinal libre	20 x 7.5 m <sup>2</sup>	200 x 7.5 m <sup>2</sup>	200 x 7.5 m <sup>2</sup>
	30 x 7.5 m <sup>2</sup>	250 x 7.5 m <sup>2</sup>	
Factor de Potencia	0.18 - 0.24 kg./TM	0.26 - 0.38 kg./TM	0.22 - 0.42 kg./TM
Tramos de Voladura	20 - 30 m	>200 m	100 - 200 m
Mineral roto	1,400 - 4,000 TM	14,000 TM	14,000 TM
Duración de explotación del tajeo (ciclo de minado)	12 – 15 días	40 - 50 días	40 - 50 días

Fuente: Determinados por el área de geomecánica

## PREPARACION DE LOS TAJEOS

**Grafico 3.2:** Diseño estándar de un tajeo.

Fuente: Departamento de ingeniería y planeamiento



### **3.3 OPERACIONES UNITARIAS**

#### **3.3.1 EN FRENTE DE DESARROLLOS Y PREPARACIONES**

El ciclo de avance en frentes comprende tres aspectos fundamentales de operación:

Perforación – Disparo – Limpieza

Por ser un trabajo subterráneo tiene características de alto riesgo para el hombre-máquina, por lo cual los trabajadores deberán ser calificados, entrenados y con experiencia.

El control será permanente para evitar tiempos improductivos. Los ayudantes ingresarán portando sus herramientas y accesorios de conexión, al llegar a su labor de operación verificarán el estado del terreno, las instalaciones y sobretodo la existencia de una barretilla.

Es parte del trabajo informar a los supervisores y/o centro de información de operaciones mina el estado de la máquina y otros problemas encontrados.

Los operadores estarán capacitados a través de las charlas y diálogos que dicta la supervisión en forma permanente para prevenir accidentes personales y de equipo, así mismo, el personal cuidará que sus instalaciones se mantengan en forma correcta, corrigiendo las anomalías. Los huecos para las instalaciones serán realizados simultáneamente con el avance.

Para él chispeo de los frentes, necesariamente debe estar presente un supervisor.

## **GENERALIDADES**

### **Distribución de Operadores**

Perforación: 01 Operador de jumbo  
Limpieza: 01 Operador de ST-13  
01 egador  
01 operador de payloader

### **Parámetros establecidos**

Sección del frontón : 6m x 4m  
Malla de perforación : 55 taladros (Corte quemado 9 taladros)  
Longitud de taladros : 4,20 m  
Avance : 3.20 m/disparo  
Gradiente (+) o (-) : 12%  
Huecos para Cáncamos: Debe espaciarse cada 5m y en paralelo uno para línea de agua y otro para alta tensión a una altura de 1,5m.  
Huecos para mangas Serán perforados a un espacio de 5m y en la línea imaginaria del inicio del arco del frontón

## **FUNCIONES DE LOS OPERADORES**

### **Operador de Jumbo:**

Será responsable del estado del equipo desde que entra a operar, es obligatorio chequear minuciosamente el estado de su equipo y sus niveles.

Cualquier problema coordinará con su supervisor y con el centro de información.

El traslado del jumbo será siempre manteniendo los brazos en forma horizontal y paralelos, con las gatas levantadas, la marcha será llevando al equipo con los brazos hacia atrás.

Las instalaciones de agua y alta tensión serán efectuadas con anticipación a la llegada del jumbo. Los frontones deberán estar previamente raspados.

### **Disparadores:**

El cargador de ANFO estará en condiciones operativas, sin fugas de aire y con la compresora en buenas condiciones de operación, el manómetro no deberá indicar menos de 100 psi.

El manipuleo de explosivos estará a cargo del responsable de la cuadrilla, el material encebado se portará en un cajón cerrado.

Antes de iniciarse el carguío debe verificarse si la malla de perforación está correcta, especialmente el arranque y los arrastres.

Se efectuará la limpieza de los taladros antes de introducir los explosivos.

Es importante darle el mayor grado de confinamiento al ANFO, controlando la presión del aire y el manejo de la manguera de carguío.

La distribución del fanel y el amarre con cordón detonante debe ser estrictamente controlada.

El chispeo se realizará en el horario de disparo previa verificación del correcto carguío y cumpliendo con las normas de seguridad.

#### **Operador de Scooptram:**

El operador de scooptram tiene igual responsabilidad que los operadores de otros equipos.

Antes de ingresar al lugar de limpieza debe observar todo el área de trabajo, estado del terreno, y que las instalaciones estén correctamente levantadas en sus cáncamos.

La carga debe estar regada y el techo desatado por el regador.

Si hay rocas fracturadas y presentan condiciones inseguras se debe pedir apoyo del equipo desatador (scaler).

Debe estar informado de la calidad del mineral que va a limpiar para no incurrir en errores de llevar desmonte a los echaderos.

En los echaderos debe cerciorarse que no esté trancado antes de vaciar el mineral.

Siempre debe cuidar que se mantenga un muro de protección en el collar del echadero.

Nunca deberá montar bancos sueltos, el regador retirará cuantas veces sean posibles todos los derrames que puedan causar daño a la máquina.

### **3.3.2. EN TAJEOS**

Las etapas del ciclo de producción de mineral son:

Desatado y perforación - Relleno - Voladura - Limpieza

#### **3.3.2.1 DESATADO CON SCALER**

Se realiza mecánicamente con el equipo desatador (Scaler). El equipo accionado por un operador calificado, al llegar a la labor designada debe realizar el desatado integral del tajeo, iniciando su trabajo en el mismo sentido a la salida del

disparo anterior. Es necesario que el supervisor indique las secciones que debe desatar.

El operador antes de iniciar su trabajo hace un chequeo del estado del equipo y las condiciones de la labor.

#### **3.3.2.2 CHEQUEO DEL EQUIPO**

Estado de llantas, luces, niveles de aceites y partes exteriores del mismo. En el momento de la operación debe chequear la correcta presión de percusión (1000 a 1500 psi) para garantizar un buen desatado.

En caso de encontrarse con deficiencias debe comunicar a su jefe inmediato superior y reportar a la central de operaciones mina para su inmediata reparación o solución del mismo por parte de mantenimiento mecánico o eléctrico.

#### **3.3.2.3 CHEQUEO DE LA LABOR**

Inspección del lugar a desatar y avanzar con la tarea encomendada, garantizando la estabilidad del área de perforación.

#### **3.3.2.4 EN LA OPERACIÓN**

La posición del martillo debe ser siempre hacia adelante, evitando la posición vertical hacia el techo para evitar accidentes del equipo y del operador debido a que las rocas sueltas pueden deslizarse por la pluma del equipo.

Se requiere apoyo constante de equipo auxiliar (cargador frontal o tractor de ruedas) para retirar el material desatado y obtener el avance estimado. (25 m<sup>2</sup>/hr)

Al finalizar su guardia, debe reportar el estado del equipo y el avance de la labor.

**Cuadro 3.7:** Características del equipo:

EQUIPO DE DESATE	
- Marca	Teledyne
- Modelo	DS20
- Alcance máximo	8.50 m. de altura
- Presión de percusión	1500 PSI.
- Rendimiento	26.0 M2/Hr

**Fuente:** Manual del equipo y verificación en operaciones



**Imagen 3.1:** Fotografía de equipo de desatado

**Fuente:** Propia

## A.- PERFORACIÓN

Se realiza con Jumbos Hidráulicos Boomer 282, de dos brazos, con perforadoras COP 1238 y 1828, marca Atlas Copco, los barrenos son de 14 pies y las brocas de 2 pulgadas de diámetro.

La perforación de techo se realiza en un área limitada por el contacto caja piso (pizarra) y una línea de techo marcada por geología.

El marcado de la malla de perforación es realizado por el Departamento de Ingeniería luego de haber sido desatada el área respectiva.

**Cuadro 3.8:** Dimensiones de la malla de perforación.

ZONAS	BURDEN * ESPACIAMIENTO
III	1.5 X 1.5 METROS
I, II, IV	2.0 X 2.0 METROS

Fuente: Departamento de ingeniería y planeamiento

Los taladros deben perforarse en forma paralela y con una inclinación promedio de 45° según el buzamiento del manto, y una inclinación entre 75° a 80° con respecto a la cara libre. Esto nos permitirá mantener el arqueado del techo para su auto sostenimiento.

El piso y techo de los tajeos deben ser uniformes dentro de las posibilidades operacionales.

El perforista al constituirse a la labor chequea el equipo en su parte externa y los respectivos niveles de lubricantes y combustibles, de encontrarse deficiencias



comunican a su jefe inmediato superior y/o a la central de operaciones mina para su reparación por parte de mantenimiento mecánico y/o eléctrico.

Las instalaciones de agua y tensión se realizan antes de que el equipo llegue a la labor y se ubican en sectores donde no sean obstáculo para el tránsito de los equipos auxiliares. Deben quedar instaladas hasta el término de la perforación.

El equipo es alimentado por una fuente de energía eléctrica a través de la caja de jumbo, por medio de su respectivo cable y extensiones. Posee una línea de agua de manguera reforzada de 1" que se empalma a una línea de 2". Estos materiales deberán ir adecuadamente instalados de manera que no sufran desperfectos por caída de rocas o paso de los equipos.

Durante la perforación, el operador debe chequear las siguientes presiones de trabajo:

**Cuadro 3.9:** Parámetros del equipo de perforación.

<b>PRESIONES DE TRABAJO</b>	<b>BARES</b>
Presión de agua	13
Presión de rotación	30 a 50
Presión de percusión:	
Baja	150
Alta	200
Presión de avance	50 a 80
Presión anti atasque	65

Fuente: Manual del equipos y verificación en operaciones

Con la finalidad de obtener una mayor vida económica de los accesorios de perforación, debe contarse como mínimo con 2 juegos de brocas (cada broca debe perforar como máximo 25 taladros y luego hacer el afilado respectivo).

Al finalizar la guardia el perforista reporta el estado del equipo y el avance de la perforación.

#### **EQUIPO DE PERFORACIÓN**

- Marca	:	Atlas Copco
- Modelo	:	Boomer 282
- Perforadoras	:	COP-1838
- Voltaje	:	440 V
- RPM	:	220
- Presión de rotación	:	50 – 60 Bares
- Presión de percusión	:	120- 185 Bares
- Presión de agua	:	10-12 Bares
- Velocidad de penetración	:	1.5 min./ 14 pies
- Rendimiento	:	100 tal/guardia

### Accesorios de Perforación

- Barras Hexagonales : R-32 / 14 pies
- Brocas de botones : 51 mm

### Parámetros de Perforación

- Malla de perforación : 1.20m x 1.20m
- Longitud de perforación : 13 pies
- Diseño perforación : Según buzamiento  
En breasting según caso
- Angulo de inclinación : 70°
- Altura de corte : 2.0 m. en promedio
- Rotura por taladro : 10.5 TM/tal.
- Tonelaje perforado : 1050 TM/g-día
- Metros perforados : 366 m
- Tonelaje por metro : 2.87 TM/m. perforado
- Tareas en perforación : 2
- Tonelaje por tarea : 525 TM/tar. de perf.



**Imagen 3.2:** Fotografía de equipo de perforación

Fuente: Propia

## **B.- VOLADURA**

La voladura del techo se inicia con el carguío de los taladros por medio del cargador de anfo, que a través de una manguera PVC 1" antiestática ubica el cebo en el fondo del taladro y lo llena con anfo a presión.

Al mantener una altura de 2.5 metros del piso al techo en los tajeos, ya no se requiere el apoyo del cargador frontal.

Personal requerido: 01 maestro disparador, 01 fanelero y 01 poronguero, además 01 operador de cargador frontal.

Al inicio de guardia el operador del cargador de anfo chequea el estado del equipo, parte externa, llantas, luces, niveles, etc., de haber desperfectos reporta a la central de operaciones mina para su solución inmediata por parte de mantenimiento mecánico y/o eléctrico. El cargador frontal es chequeado de igual manera.

En el cargador de ANFO se trasladan los materiales a utilizar en el carguío de techo (en sacos), cartuchos de dinamita cebados con fanel rojo de período corto, cordón detonante, guías de seguridad y cordón de ignición.

La preparación de los cebos se realiza en los polvorines auxiliares en interior mina y/o en el mismo tajeo. El fanelista dispone en forma ordenada los faneles con la finalidad de evitar equivocaciones.

El carguío de los taladros lo realiza el maestro disparador, sobre la cuchara del cargador frontal (acondicionada con material estéril), taladro por taladro, de acuerdo a la secuencia del disparo con salida en “V”.

Al finalizar el carguío se procede a amarrar con pentacord todos los faneles. La manguera fanel debe estar en posición perpendicular a la línea troncal del cordón detonante. Al final se amarran las guías de seguridad y el igniter cord.

En cada tajeo, debe dispararse en tandas la totalidad de los taladros, y esperar como mínimo una guardia antes de iniciar la limpieza de mineral.

El chispeo se realiza en el horario establecido, tal como se detalla:

**Cuadro 3.10:** Horario de disparo

TURNO	HORA
DÍA	8:40 p.m.
NOCHE	7:45 a.m.

Fuente: Departamento de mina y seguridad

Cada disparo debe reportarse a Central de Operaciones, informando la labor, hora de disparo, y el responsable del chispeo.

### **Diseño de Malla**

El diseño de nuestra malla de perforación está basado en el modelo matemático de R. Ash. El diseño es para lograr una buena fragmentación que nos permita mantener o mejorar nuestros niveles de eficiencia en el carguío y transporte, conminución y minimizar los daños que pueda ocasionar la voladura de los taladros en la caja techo del manto.

### **Angulo de perforación**

Es uno de los aspectos que se tiene que controlar adecuadamente, de tal manera que siempre quede un escudo mínimo de protección y no se perfora la pizarra de la caja techo.

$$\text{Altura de Corte (H)} = 13 \text{ pies} \times 0.3048 \times \text{Sen}(\alpha^\circ) \times \text{Sen} 60^\circ$$

### **Voladura de producción.**

En la voladura de producción se hace necesario perforar una cara libre conformada por dos filas de taladros a todo lo ancho económico del tajeo, y para obtener una adecuada fragmentación, la secuencia y salida del disparo es en forma de "V".

### Equipo de Carguío

- Cargador	:	Neumático mecanizado
- Marca	:	Teledyne
- Modelo	:	ALB 7
- Capacidad de Carguío	:	245 KG de explosivo

### Explosivos y Accesorios de Voladura

- Dinamita	:	Gelat. Espec. 1 1/8" x 8" x 75%
- Carga Columna	:	Anfo
- Accesorios	:	Fanel rojo de 4.2 m. Cordón Detonante 5P Guía de seguridad Blanca.

En lo que se refiere a la carga de columna, se usa un tipo de ANFO con menor potencia (70% del Anfo normal).

### Factor de Potencia

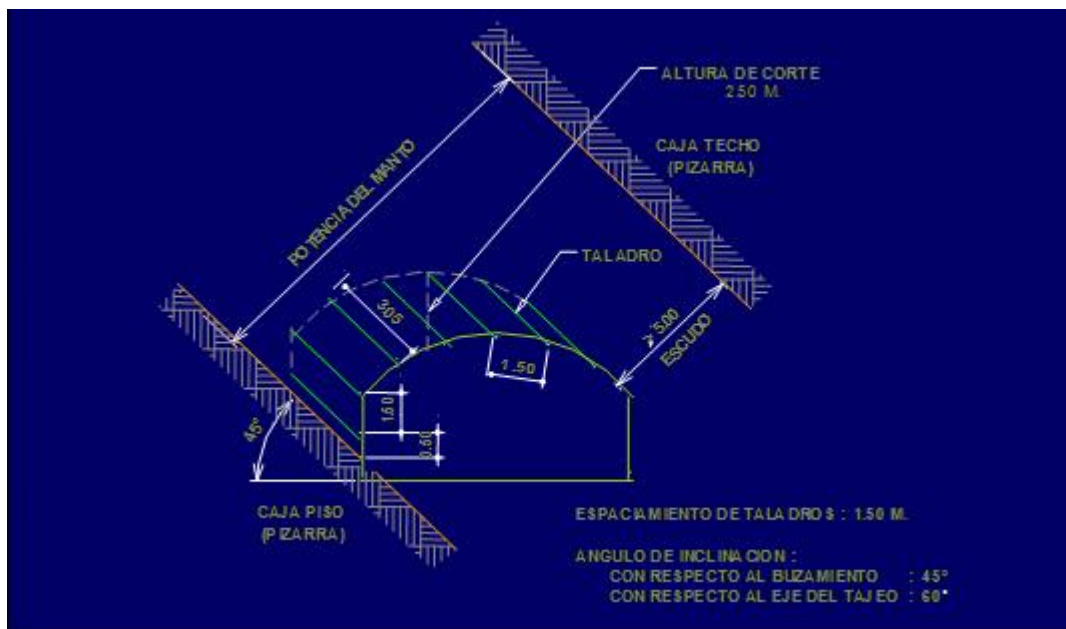
Nos indica el consumo de explosivos por TM volada para tener la granulometría apropiada, y que no haya necesidad de efectuar voladuras secundarias para su manipuleo por parte de los equipos de transporte. Actualmente el carguío es como máximo las  $\frac{3}{4}$  partes de la longitud del taladro, teniéndose un factor de potencia de 0.29 Kg/Tn en Cobriza.



**Imagen 3.3:** Fotografía de Equipo de carguío para la Voladura

**Fuente:** Departamento de ingeniería y planeamiento

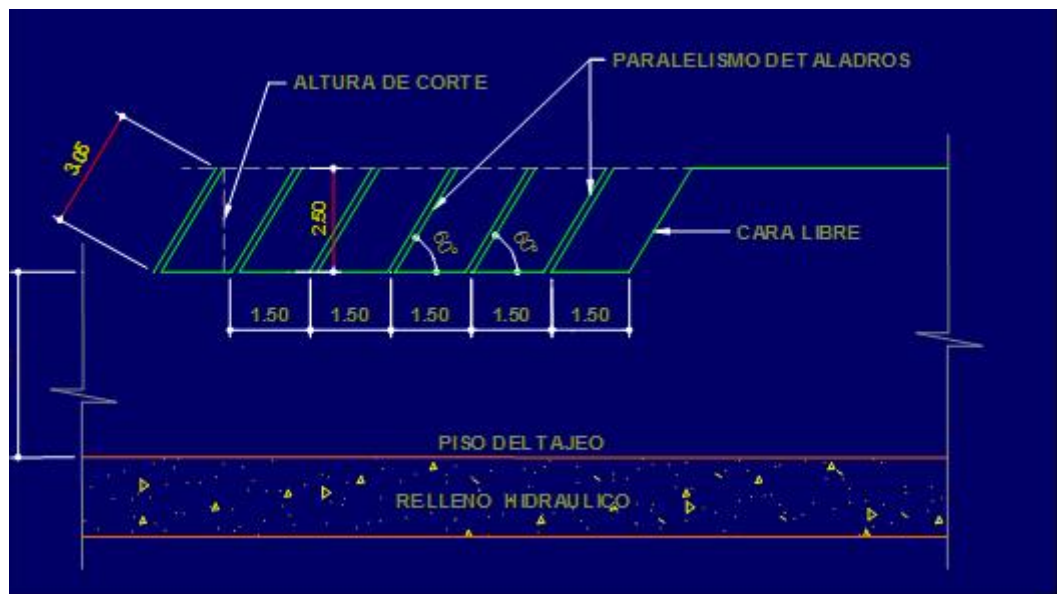
(Vista de sección)



**Imagen 3.4:** Malla de perforación para Tajeos (1.5mx1.5m)

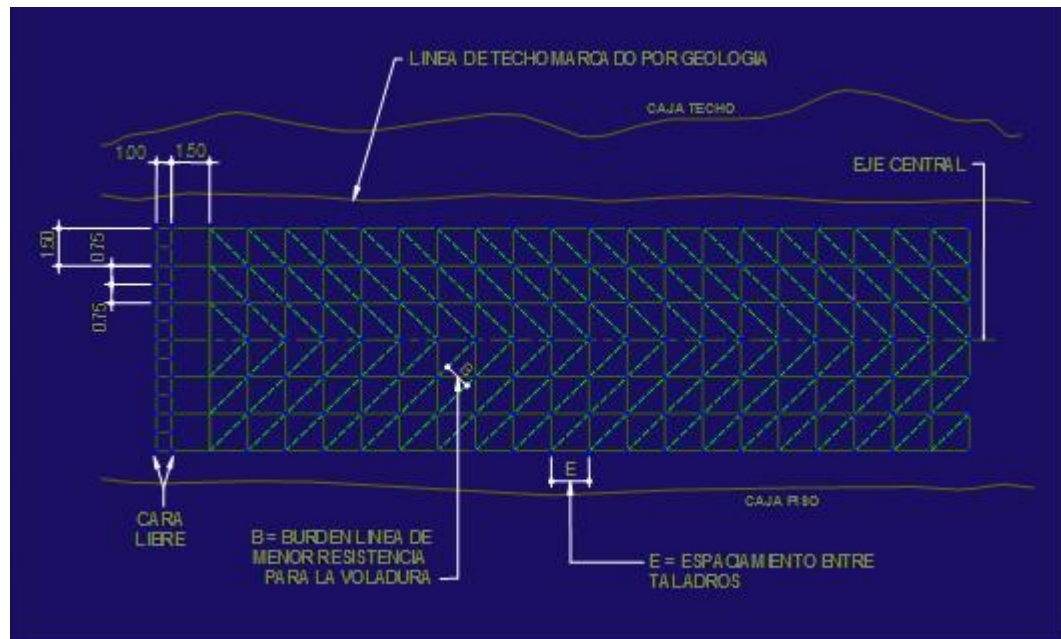
**Fuente:** Departamento de ingeniería y planeamiento





**Imagen 3.5:** Malla de perforación para Tajeos (1.5mx1.5m)  
(Vista de longitudinal)

**Fuente:** Departamento de ingeniería y planeamiento



**Imagen 3.6:** Malla de perforación para Tajeos (1.5mx1.5m)  
(Vista de planta)

**Fuente:** Departamento de ingeniería y planeamiento

En el cuadro 3.11 se muestran los resultados de operación con respecto a la Perforación y Voladura en un tajeo.

**Cuadro 3.11:** Resultados de perforación y voladura.

DESCRIPCION	UNIDAD	PARAMETRO
Área total explotada	m.2	2,500
Altura promedio de corte	m.	3.00
Volumen roto	m.3	7,500
Tonelaje roto	TM	27,225
Numero de taladros	Unidad	1750
Longitud perforada	Pies	21,000
Consumo varillaje de perforación		
Barras	Unidad	5
Brocas	Unidad	14
Shank	Unidad	5
Coupling	Unidad	5
Consumo de explosivos y accesorios		
Dinamita	Kg	304
Examon – P	Kg	8750
Fanel	Unidad	1750
Cordón detonante	m.	1420
Fulminante	Unidad	2
Guía Nacional	Pies	26
Factor de Potencia	Kg/TM	0.33
Tareas (desate – perforación – voladura)	Unidad	74
Voladura secundaria	%	5 – 10

Fuente: Resultados de campo

## C LIMPIEZA

Luego del disparo se continúa con la limpieza del mineral hacia los echaderos, antes debe esperarse un tiempo prudencial para que el terreno se estabilice.

La limpieza se realiza con Scooptram, para ello el operador deberá tener una capacitación y autorización respectiva.

Si la distancia de los echaderos son demasiadas excediendo los 500 mts. Se utiliza los camiones Dux, formando la flota de transporte del mineral a los echaderos.

El operador de Scooptram deberá chequear su equipo antes de salir a trabajar.

Durante la operación deberá hacer uso de las normas y reglas de la Empresa y conducir empleando el "manejo defensivo".

En el lugar de trabajo, debe chequear la estabilidad del techo y el área donde se realiza la limpieza de mineral, para ello debe bajarse del equipo.

Coordinar cualquier operación con su regador.

Separar los bancos grandes para posterior voladura secundaria.

El regador por su parte se encargará desde un inicio de hacer la instalación de agua para regar la carga de mineral.

Desatará el techo y costados sobre el material disparado, utilizando para ello barretillas adecuadas.

Chequear si se requiere desatar con Scaler en algún lugar que no se logró hacerlo con la barretilla.

Observar si dentro de la carga hay presencia de fierros, llantas u otros objetos no triturables por la Planta Concentradora para proceder a retirarlos.

Acompañar al operador durante el tiempo de limpieza.

### Características Técnicas del Carguío

- Densidad del mineral roto	:	2.70 TM/m <sup>3</sup>
- Factor de Carguío	:	0.70
- Factor de esponjamiento	:	40 %
- Distancia de acarreo	:	0m – 500m.
- Turnos por día	:	2
- Disponibilidad mecánica	:	85% mínimo
<b>- Horas efectivas trabajadas</b>	<b>:</b>	<b>5.0 hr/guardia</b>

**Cuadro 3.12:** Rendimientos y costos de equipos de acarreo.

RENDIMIENTOS		SCOOPTRAM	CAMION DUX
Capacidad cuchara/tolva	(m.3)	8.41	16 – 19.6
Capacidad tolva	(TM)	-	30 – 36
Factor de llenado	(%)	70	70
Tonelaje por viaje	(TM)	15.2	20 – 25
Tiempo de ciclo	(min.)	3 – 5	30 – 40
Viajes / hora (50 min./hr)	(VJ)	13	1.5 – 2
Producción horaria	(TM/HR)	190	30 – 50
Producción por guardia	(TM/gdia)	900	900
Costo horario	(\$/HR-	75.35	41.51
MQ)		0.40	1.04
Costo por tonelada	(\$/TM)		

Fuente: Catalogo de equipo y resultados de operación



**Imagen 3.7:** Fotografías de equipos de extracción.

Fuente: Propia



**Imagen 3.8:** Fotografía de equipos de extracción.

Fuente: Propia

## **D RELLENO**

### **1.- RELLENO CONVENCIONAL**

En las zonas I, IV y parte de la zona II se utilizan relleno detrítico y en las zonas II y III se utiliza el relleno hidráulico.

Concluida la etapa de limpieza de mineral, si es necesario, se procede al relleno de la labor en la misma área en que fue roto el techo, para así restablecer la altura de 5 metros para el posterior desate y perforación.

Concluida la perforación, se debe rellenar hasta una altura de 2.5 metros de piso a techo, para luego proceder al carguío directo de los taladros con el cargador de ANFO

El relleno convencional se realiza haciendo uso de tres equipos, 01 cargador frontal, camiones y 01 tractor de orugas.

El número de camiones es variable de acuerdo a la necesidad y tiempo de relleno.

Cada operador antes de empezar a trabajar deberá chequear su máquina y conducirá aplicando el "manejo defensivo".

El operador del cargador frontal ubicará a los camiones en un lugar apropiado para proceder a cargar el relleno.

Evitar el carguío de bancos que pudieran trancar la chimenea de relleno.

Los operadores de camiones al momento de la descarga no deberán acercarse demasiado al borde de la chimenea.

Chequear el techo durante la descarga y evitar que la tolva choque en el techo para evitar algún desprendimiento de roca.

Si la descarga de relleno se hace directamente al tajeo, se rellenará del modo que sea fácil la nivelación con el tractor.

Paralelamente se trabajara con el tractor de oruga en él tajeo. El operador empezará por empaquetar la caja techo, luego nivelará el piso.

Evitará golpear o chocar el buldócer con la caja techo durante el empaquetado, para no causar desprendimiento de rocas.

En el relleno de tajeos a través de chimeneas, el traslado del material a lo largo del tajeo se hace con apoyo de scooptram. En lo posible, las chimeneas de relleno deben estar ubicadas en los tajeos cada 120 metros.

## **2.- RELLENO HIDRAULICO**

El relleno que se utiliza en la mina Cobriza es una mezcla de agua y relave, comportándose dicha mezcla como un fluido, el mismo que es impulsado por medio de una bomba desde la planta de relleno ubicada en Pampa de Coris hasta los

tajeos ubicados debajo del nivel 28, por medio de una tubería de 8" de diámetro tipo SCH-80, y una longitud horizontal de 5Km.

## NECESIDADES DE RELLENO

Para una producción de 108,000 t/mes de la zona baja se tiene los siguientes parámetros:

- Producción de relaves : 129,500 TM/mes
- 59,000 m<sup>3</sup>
- Densidad del relleno : 2.2 TM/m<sup>3</sup>
- Relave necesario para la Mina : 17,200 m<sup>3</sup>
- (Solamente se rellenará el 70% de los vacíos generado por la explotación)
- Utilización de relave para relleno : 29%
- Hrs de Operación Planta : 720
- Horas de operación Planta de Relleno : 500 – 600 horas

Optimizando el sistema actual de los hidrociclones de 15"  $\Phi$ , uniformizando la alimentación y hallando los diámetros óptimos del Apex y el Vortex, se ha mejorado la calidad del relleno hidráulico.



## **CARACTERÍSTICAS DE LOS RELAVES PARA RELLENO HIDRAULICO**

### **Cantidad de relleno hidráulico disponible**

Solamente la fracción más gruesa del relave es adecuada para el relleno hidráulico y para que sea eficiente lo que se necesita es recuperar el mayor grado de partículas gruesas en la descarga de los ciclones. Actualmente la eficiencia de gruesos cuando opera 01 circuito de molienda es de 80% y con 02 circuitos de molienda es de 81%.

El tamaño de partículas en micrones (D50) correspondiente al material clasificado que tiene la misma posibilidad de aparecer en el over flow o under flow del clasificador, cuando opera 01 o 02 circuitos son 44,9 y 47,7 micrones respectivamente.

- Velocidad de percolación : 4 pulg/hr
- California Bearing Ratio (CBR) : 3.0 como mínimo
- Densidad de pulpa : 1,550 -1,600 gr./lt
- Porcentaje de sólidos : 50 – 55 %

### **VELOCIDAD MÍNIMA DE PERCOLACIÓN**

El análisis de malla de la descarga del ciclón puede indicar con aproximación cual será la permeabilidad del relleno una vez depositado en él tajeo. El relleno hidráulico utilizado permite una velocidad de percolación mayor que 1 pulg/hora.

- Velocidad de Percolación = 4,0 pulg/hora
- California Bearing Ratio (CBR) = 3,0 como min.

## **RESISTENCIA AL PASO DE VEHÍCULOS**

Aún existiendo ciertas diferencias por molienda más finas u otras causas, el relleno hidráulico producido con relaves de la Planta Concentradora es de buena calidad y se tiene excelentes resultados de resistencia.

Su alto índice de compactación deja una buena superficie de rodadura para el equipo pesado. La altura que debe alcanzar el relleno es de 2,0 a 2,5 m. La práctica nos ha enseñado que después de 48 horas ya es posible ingresar con equipo pesado en las áreas rellenadas, no teniéndose reacciones exotérmicas ni desprendimientos de gases.

## **EQUIPOS DE LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO**

Se emplean ciclones para separar la fracción gruesa de las fracciones finas de los relaves de la Concentradora. Estos ciclones son alimentados por una bomba de baja presión (centrífuga), y producen la fracción gruesa en su under flow; éste a su vez es, de muy alta concentración de sólidos y de viscosidad excesiva para bombearlo, de manera que es necesario diluirlo en un tanque con agitador, para lograr una pulpa de unos 55% a 60% de sólidos que es bombeada a los tajeos por una bomba de alta presión, usando tubería de acero sin revestimiento interior.

### Bomba de Alimentación de Ciclones

- N° de Bombas : 02 (01 en Stand by)
- Marca : WORTHINGTON
- Modelo : 12R-264 con revestimiento interior de jebe
- Capacidad de Bombeo : 4,572 GPM.(1 038,3 m3/hr)
- Densidad de Pulpa : 1,257 gr./cc
- Cabeza : 85' (25,90 m)
- Potencia de motor : 220 HP

### Ciclones

- N° de ciclones : 11
- Marca : KREBS
- Modelo : D15B - 852
- Diámetro : 15"
- Corte : 50 micrones
- Vortex : 6" x 12"
- Spigot (Apex) : 2 1/4" diámetro

Los ciclones están colocados radialmente alrededor de un manifold vertical. La alimentación es una pulpa de 28% de sólidos con lo cual se obtiene un "corte" limpio.

### **Tanque con Agitador**

La función de éste equipo consiste en diluir la pulpa del under flow de los ciclones, ésta pasa fácilmente de los 70% de sólidos y es imposible bombearla a larga distancia sin diluirla. Una válvula automática permite agregar la cantidad requerida de agua a la pulpa para lograr el volumen que piden las bombas de alta presión, lográndose a la vez una consistencia de un 60% de sólidos en la pulpa diluida.

Este equipo también sirve como tanque de alimentación de las bombas MARS, para lograr que éstas operen continuamente sin succionar aire.

### **Bombas de Alta Presión: MARS**

- N° de bombas	:	02 (01 Stand. by)
- Marca	:	JASKAWA ELECTRIC MFG
- Modelo	:	H225 (con variador de velocidad)
- Potencia del motor	:	650 HP
- Capacidad de bombeo	:	673,5 GPM (152,95 m <sup>3</sup> /hr)
- Sólidos en la pulpa	:	60%
- Presión máxima de operación	:	844 PSI

El diseño de bomba y motor es muy conservador y permite fácilmente bombear una pulpa de más de 60% de sólidos si fuese requerido.

### **Tubería de Alta Presión**

- Material :Acero, sin revestimiento interior
- Clase :80
- Diámetro interior :6"
- espesor :1/2"
- Longitud aproximada :5 000 m (horizontal)
- Coupling victaulic de 6" :Tipo 90

El flujo de pulpa de 637,5 GPM en tubería de 8" corresponde a una velocidad de 8,3 pies/seg, lo cual sobrepasa ampliamente la velocidad crítica de la pulpa.

Finalmente el relleno hidráulico es admitido directamente al tajeo mediante huecos DTH de 6", que han sido perforados por caja techo desde el nivel 28 hasta el mismo tajeo, con un espaciamento de 50 m.

### **OPERACIÓN DE RELLENO**

#### **Preparación de Tajeos**

El método de explotación en la mina Cobriza es el Corte y Relleno Ascendente, siendo los tajeos de una longitud promedio de 250 m de largo por 20 m de ancho. Una vez concluida la limpieza de mineral se preparan "barreras" cada 50m con el relave del relleno del corte anterior, usando tractores de oruga, generalmente las barreras se van haciendo a medida que se rellenan las etapas

preparadas para facilitar el drenaje del agua; Para rellenar la última etapa en lo posible se preparan las barreras con pizarra o mineral de baja ley, así mismo cuando se rellenan los antiguos accesos se ponen tapones de concreto (muros en los cuales van empotrados 2 ó 3 tubos de 6" para facilitar el drenaje).

El relleno hidráulico es admitido directamente al tajeo por Down The Holes de 6".

### **Operación en la Planta**

Concluida la preparación del tajeo, el personal encargado de chequear la labor se comunica con la Planta para iniciar el relleno. El operador de la planta, previo chequeo de niveles de las cuatro cámaras de la bomba MARS, empieza el lavado de la tubería durante 30 a 45 min para tajeos del nivel 28. Después de esto empieza el envío de relave, haciendo funcionar la bomba Worthington, a los ciclones para su clasificación permitiendo un "corte" limpio entre 40 y 50 micrones con pocos finos de menos de 20 micrones. La pulpa obtenida del Under flow de los ciclones pasa al tanque agitador donde es diluida, manteniendo una reserva de líquido de modo que las bombas MARS no lleguen a succionar aire. La pulpa diluida pasa a la bomba MARS por gravedad y luego la envía a los tajeos.

Concluido el relleno del tajeo se procede al lavado de la tubería nuevamente.

## EFICIENCIA DE RELLENO HIDRAULICO

La planta de relleno está trabajando con las siguientes eficiencias:

- Eficiencia Neta (bombeo de relave) : 50%
- Eficiencia Operativa (bombeo de relave + agua) : 60%
- Rendimiento promedio : 43 m<sup>3</sup>/hr

Las paradas en el bombeo de relleno se deben a:

- Cambio de tajeo
- Deterioro, rotura, caída de la red de tubería
- Corte de tensión
- Problemas en la Planta Concentradora
- Escasez de agua
- Mantenimiento y reparación de las bombas

### 3.3.3 OPERACIONES ADICIONALES EN LA ZONA III

#### 1 WINCHA

El operador de la wincha recibe la orden del panelista para poder skipear y tiene la obligación de chequear durante 30 min el estado de las siguientes partes de la wincha:

Chaquetas del skip.

Ruedas de las guías.

Leonas de seguridad.

Plataforma y terminal del cable de la wincha.

Frenos de pistón y amortiguación, aceites.

Cables de seguridad, Norte y Sur.

Al final de cada guardia el operador debe reportar los desperfectos ocurridos en su jornada y el estado en que queda.

**Cuadro 3.13:** Características de operación de la Wincha.

<b>CICLO DE LA WINCHA</b>	
Ciclo promedio de izaje	1.30 min.
Ciclos / Hora	46 ciclos
Capacidad del skip	6.18 Tn
Horas netas trabajadas / día	8.80 hrs.
Producción Horaria	284.30 Tn/hr

Fuente: Propia

## 2. PANEL

El panelista tiene por misión generar la orden al winchero para poder skippear cuando hay mineral en la bolsa.

El operador del panel tiene la obligación de chequear e inspeccionar las siguientes partes de su área de trabajo:

- Sistema de amortiguación.
- Chaquetas de los skips.
- Switch.
- Lavar el detritus de mineral.
- Mantener buena ventilación, si es necesario limpiar el dedo que va al Nv.

Cero.



- Limpiar y chequear el camino del Nv. 10 al Panel.
- Reportar los problemas presentados a la Central de Operaciones, para su reparación por el Departamento de Ingeniería o Departamento Mecánico/Eléctrico
- Dejar un remanente de mineral en la bolsa para evitar el campaneado de mineral en el siguiente turno.
- El skipeo de mineral puede ser en forma manual o en forma automática.

### **3. ROMPE BANCO**

- Su función es romper los bancos que no pasan por la parrilla de la bolsa y así tener uniformidad en el tamaño del mineral a skipear.
- El operador hará limpieza del área de trabajo y chequeará el buen funcionamiento de los rompebancos. Reportara a la Central de Operaciones los desperfectos que se presenten.
- Una vez que las locomotoras descargan el mineral en la parrilla se empezará a romper los bancos según se presenten.
- El uso de la Careta de seguridad es obligatorio durante la operación de los rompebancos

### **4. LOCOMOTORAS**

- Son equipos de transporte de mineral, desde los chutes hacia la parrilla, el convoy esta en forma de tandem y jala 07 carros metaleros.
- Los operadores son los motoristas, tienen la obligación de chequear el estado de su equipo y reportar cualquier anomalía. Deben verificar el

estado de las cadenas de enganche y las señales reflexivas de las locomotoras y carros metaleros.

- Los motoristas marcan los semáforos ubicados en los cruces, y deben tocar la bocina en las curvas y cuando se presenta algún indicio de luz. Tienen la obligación de disminuir la velocidad en los sectores en que los carrilanos estén haciendo reparaciones de vías.

## **5. CHUTERO**

- Es el encargado de vaciar el mineral de los chutes o tolvas en los carros metaleros del convoy.
- El chutero deberá inspeccionar su área de trabajo, que incluye todos los chutes del Nv.10.
- Cuando se produce algún campaneo de mineral tendrá que plastear si es necesario con apoyo de los motoristas, dando aviso o poniendo vigilantes en los lugares respectivos. Por lo general se desatraca con agua a presión, siendo necesario que en todos los chutes exista una instalación de agua.
- Debe coordinar con el operador del tractor de ruedas para la limpieza continua de la vía férrea, principalmente debajo de los echaderos.
- Chequear continuamente la estabilidad del techo de la galería por donde transita el convoy, realizando el desatado manual donde sea necesario
- Debe comunicar los problemas presentados en las instalaciones principales de agua y aire

### 3.3.4 COSTOS DE PRODUCCION Y RESULTADOS ECONOMICOS

Doe Run Perú en el año 1,998 asume la operación de la mina Cobriza, en una situación económica negativa hasta el año 2,002, como consecuencia de sus altos costos operativos y baja producción de mineral debido a la falta de bloques de minado.

En el año 2,002 la empresa decide realizar una restructuración de sus operaciones, con el objetivo de ser rentable el negocio, enfocando a producir mineral de mejor calidad, para lo cual decide recuperar zig zag, puentes, escudos, etc.

En el año 2,008 la empresa Doe Run Perú entra en crisis financiera, por lo tanto la mina se vuelve en la única fuente de ingresos para.

Con la aplicación de diversos proyectos en la mina se saca adelante el negocio y logrando resultados económicos favorables y haciendo que las operaciones se mantengan en el tiempo.

En la actualidad la mina ha renovado el 50% de su flota de equipo pesado y está en plena reparación y mantenimiento de su infraestructura, para lograr afrontar el futuro de una manera productiva.

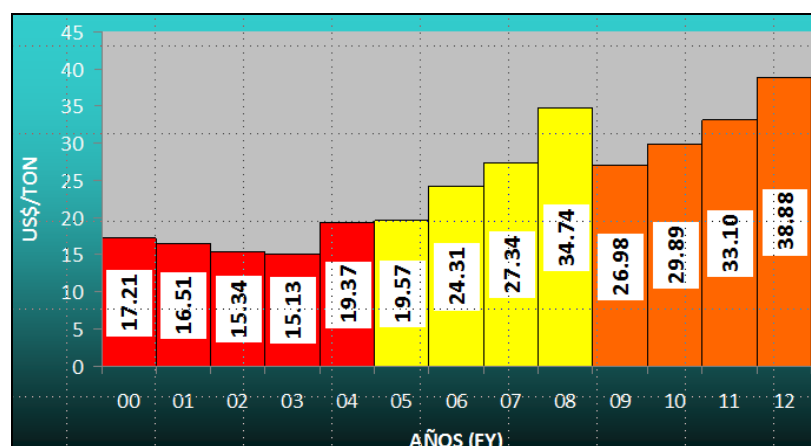
En el siguiente cuadro se puede resumir el comportamiento de los costos de producción y su impacto en las utilidades.

Cuadro 3.14: Resultados económicos.

RESULTADOS ECONÓMICOS Y COSTOS DE PRODUCCIÓN						
	2,007	2,008	2,009	2,010	2,011	2,012
Cu ctvs U\$\$/lb*	305.35	341.09	207.52	326.66	400.16	360.57
Ag ctvs/OnzAg	1,316.91	1,575.72	1,337.56	1,846.97	3,503.31	3,115.35
Ton/mes	1,974,030	2,245,428	1,921,481	2,095,914	2,307,989	2,419,116
Ton/día	5,408	6,135	5,264	5,742	6,323	6,810
%Cu (Cabeza)	1.00	0.97	1.03	0.98	0.94	0.89
Ag gr/t (Cabeza)	11.54	12.66	13.52	13.32	20.81	17.70
%Recuperacion (Cu)	93.75	93.94	94.12	94.25	94.00	94.09
%Recuperacion (Ag)	55.35	58.63	62.71	66.54	71.73	65.39
%Cu (Concentrado)	22.94	23.18	23.02	23.19	23.02	23.44
grAg/ton (Concentrado)	155.54	187.56	200.73	188.75	386.48	324.19
Concentrado Toneladas	80,892	88,275	81,267	83,862	88,305	86,422
Fine Copper (Ton)	18,548	20,452	18,697	19,446	20,327	20,258
<b>INGRESOS U\$\$(000)*</b>	<b>113,618</b>	<b>142,082</b>	<b>72,122</b>	<b>126,205</b>	<b>173,390</b>	<b>142,213</b>
<b>Cost Total U\$\$(000)*</b>	<b>53,703</b>	<b>79,348</b>	<b>53,763</b>	<b>62,644</b>	<b>78,859</b>	<b>99,259</b>
<b>UTIL. BRUTA U\$\$(000)</b>	<b>59,915</b>	<b>62,733</b>	<b>18,359</b>	<b>63,561</b>	<b>94,531</b>	<b>42,954</b>
<b>Costos Ctvs/LbCu</b>						
Cobriz Division	131.37	176.03	130.48	146.17	176.02	222.31
Credito Plata	(10.52)	(15.63)	(14.48)	(18.45)	(79.14)	(57.03)
<b>Total Mina Ctvs U\$\$/lb Cu</b>	<b>120.85</b>	<b>160.40</b>	<b>115.98</b>	<b>127.72</b>	<b>96.88</b>	<b>165.28</b>
Refinacion	8.00	8.00	8.00	8.00	18.50	18.50
Recup Fundicion	14.37	15.91	9.64	15.22	18.84	16.64
Maquila	15.83	15.67	15.78	15.65	15.77	15.48
<b>Total Fundicion Ctvs U\$\$/lb Cu</b>	<b>38.20</b>	<b>39.58</b>	<b>33.41</b>	<b>38.87</b>	<b>53.11</b>	<b>50.63</b>
<b>Total Ctvs U\$\$/lb Cu</b>	<b>159.05</b>	<b>199.98</b>	<b>149.40</b>	<b>166.59</b>	<b>149.99</b>	<b>215.90</b>
<b>Costo U\$\$/t</b>	<b>27.20</b>	<b>35.34</b>	<b>27.98</b>	<b>29.89</b>	<b>34.17</b>	<b>41.03</b>

Fuente: Área de costos de la mina

Gráfico 3.3: Costos históricos (US\$7t).



Fuente: Área de costos de la mina

## **CAPITULO IV**

### **APLICACIÓN DEL METODO LONG HOLE DRILL EN LA RECUPERACION DE PUENTES Y ESCUDOS**

#### **4.1 GENERALIDADES**

La tendencia en la explotación de minas subterráneas es mediante el uso de métodos masivos, sin embargo, las aplicaciones, con algunas excepciones, se han restringido a cuerpos mineralizados que tienen que cumplir con características estructurales y geomecánicas determinadas, que para el Manto Cobriza se desarrollarán en el presente Capítulo.

El método de explotación Long Hole Drill ha permitido en DOE RUN PERU una alta productividad, reducción del costo de minado, minimización de desarrollo en estéril y mejor índice de seguridad en las recuperaciones de las áreas ya mencionadas, logrando de ésta forma la obtención de nuevos estándares, índices y parámetros en la técnica de recuperaciones.

#### **4.2 APLICABILIDAD DEL METODO LONG HOLE DRILL**

##### **➤ VENTAJAS**

- Mayor seguridad durante las operaciones.
- Menores costos de operación.
- Mayor volumen de producción.
- Alta mecanización.

- Alta recuperación de las reservas.
- Las operaciones unitarias pueden realizarse independientemente, obteniéndose alta utilización de los equipos.
- Menor sostenimiento.
- Labores de preparación se desarrolla mayormente en Mineral.
- Permite acumular taladros de reservas perforadas.
- Ventilación adecuada.
- Poca mano de obra.
- Mejor grado de fragmentación.

➤ **DESVENTAJAS**

- Posibilidad de dilución del mineral con material estéril, debido a las irregularidades en los límites del cuerpo o intrusiones en los límites del mismo.
- Si no hay un adecuado diseño de carga el nivel de vibraciones puede afectar labores e instalaciones cercanas.
- Requiere capacitación constante durante el inicio de los trabajos.

#### **4.3 CONDICIONES REQUERIDAS POR EL METODO**

Para que el “Long Hole Drill” trabaje satisfactoriamente. Sin estas condiciones el resultado puede ser un método de minado con baja eficiencia y altos costos.

Las siguientes son las condiciones requeridas por el “Long Hole Drill”

- Límites del yacimiento claramente definidos.
- El yacimiento tiene que tener forma regular.
- Buen buzamiento, como mínimo 45° de tal forma que exceda el ángulo de reposo del mineral disparado.
- Cajas relativamente estables.
- Posibilidad de controlar las cajas.
- Cuerpos de más de 6mts de potencia.
- Diseño adecuado para sacar el máximo provecho al método
- Disponibilidad de relleno Hidráulico y Convencional.

#### **4.4 LIMITACIONES DE TRABAJO**

- Cuerpos irregulares
- Posibilidad de dilución
- Cajas de material deleznable

#### **4.5 PROBLEMAS A CONTROLAR**

- Desviación de los taladros
- Dilución con estéril
- Vibraciones
- Planchones grandes
- Estabilidad de cajas y techos
- Ventilación (volumen de gases)

Para un mejor orden y supervisión de la perforación se elaboran planos de perforación indicando el número de taladro correspondiente, inclinación y longitud de taladro, y cualquier observación del perforista, por ejemplo: perforación en desmonte, atascamiento de la roca, etc.

#### **4.6 4.6 DESVIACION EN LOS TALADROS DE PERFORACION.**

El emboquilla miento, orientación y la desviación de los taladros son condiciones operativas a controlar para obtener buenos resultados, ésta desviaciones pueden variar desde 1% a 5%, para nuestro caso realizaremos taladros de 2 ½" de diámetro en donde un aceptable rango de desviación será de 2% de la longitud del taladro..

Es imposible evitar la desviación más aún tratándose de taladros largos, pero es vital su control minucioso al momento de iniciarse con la perforación.

Para el control de las cajas se aplica voladura controlada y de preferencia aplicaremos SOLANFO en los taladros adyacentes a las cajas, siendo taladros preferentemente paralelos al plano entre las cajas y el cuerpo.

#### **4.7 SELECCIÓN DEL TAJEO PILOTO**

Bajo las condiciones establecidas líneas arriba se seleccionaron los bloques 11001, 11005, 11006 del Nv. 10 del área de Coris, que pertenecen al tajeo del 10-2680 N y S, ver imagen 4.1 y 4.2. Cuyas características son:



Reservas	:	851,760 TCS
Ley	:	1.15% Cu
Potencia promedio	:	9 m
Longitud del tajeo	:	400 m
Alto del tajeo	:	65 m
Rumbo	:	N45 W
Buzamiento	:	50 NE
Caja techo	:	Pizarra
Caja piso	:	Pizarra

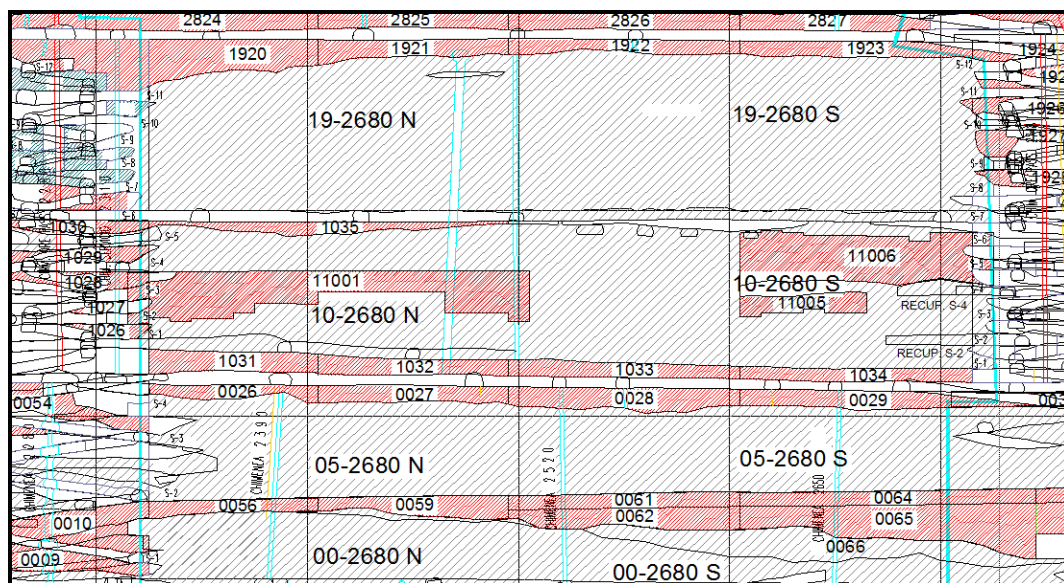
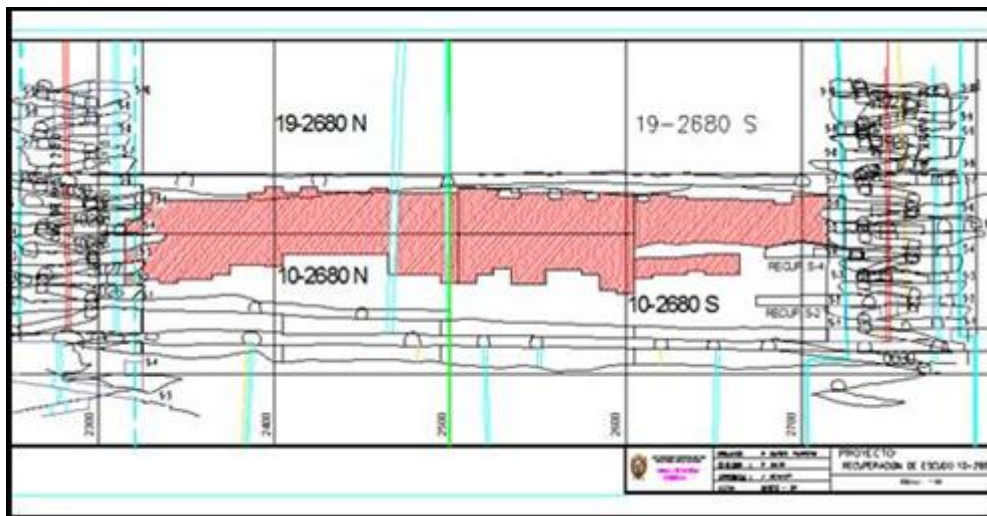


Imagen 4.1: Bloques de minado.

Fuente: Departamento de ingeniería y planeamiento



**Imagen 4.2:** Bloques de minado 10-2680.

Fuente: Departamento de ingeniería y planeamiento

#### 4.8 CRITERIOS DEL DISEÑO

Para diseñar las dimensiones de la abertura de un “panel” en la longitud del tajeo teniendo en consideración la seguridad, control de dilución, productividad, y costos, se empleó el método Gráfico de Estabilidad , procedimiento que está basado en el cálculo de dos factores, el modificado número de estabilidad  $N'$ , el cual representa la capacidad de la masa rocosa a auto sostenerse ante un esfuerzo dado, y el factor de forma o también denominado radio hidráulico  $S$ , el cual considera a la dimensión y forma del tajeo.

##### 4.8.1 MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Los métodos empíricos para el diseño de tajeos abiertos emplean el criterio del “gráfico modificado de estabilidad”. Este método, propuesto por Mathews, descansa en la clasificación de la masa rocosa y datos recolectados en diversas operaciones mineras.

Posteriormente éste fue modificado por Potvin (1988), el cual está basado en más datos de campo y actualmente es aceptado ampliamente en la industria minera. Como se muestra más adelante en el gráfico de estabilidad, el modificado número de estabilidad  $N'$  está relacionado al radio hidráulico HR para la superficie del tajeo.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \dots\dots\dots(a)$$

Donde:

$N'$  = el número de estabilidad,

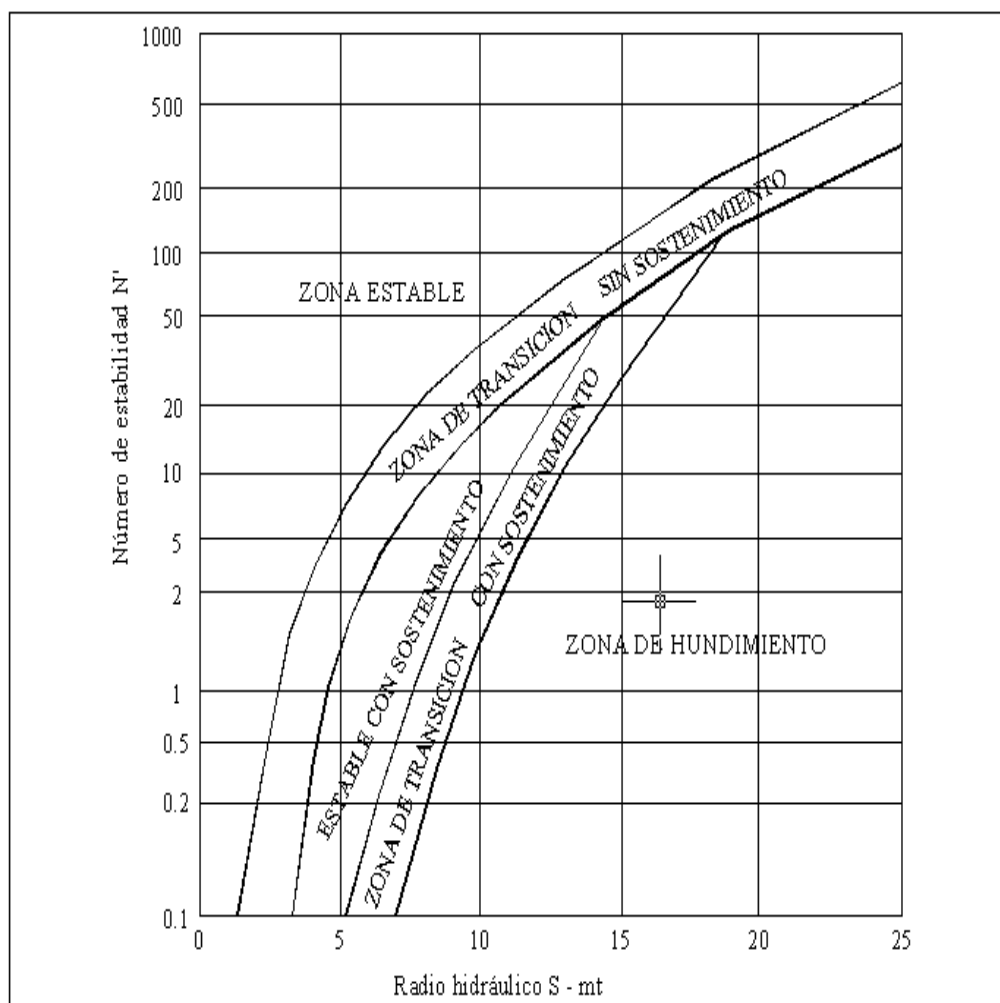
$Q'$  = índice modificado de calidad tunelera (NGI) con un factor de reducción de esfuerzo establecido en uno (después de Barton, 1974).

A = factor de esfuerzo de la roca,

B = factor de ajuste de la orientación de la junta, y

C = factor de ajuste por gravedad

**Grafico 4.1:** Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).



Fuente: Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).

#### 4.8.2 CÁLCULO DEL INDICE DE CALIDAD DEL MACIZO MODIFICADO ( $Q'$ )

El índice de calidad del macizo ( $Q$ ), en excavaciones subterráneas es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, según estándares de NGI, (Barton, Lien y Lunde), excepto que el factor de reducción de

esfuerzo (SRF), es fijado en 1.00 el sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativamente, de tal manera que el factor de reducción por agua en las juntas ( $J_w$ ) es comúnmente 1.00.

En el caso del mapeo de la labor 10-A4- S3 de la zona III de la mina COBRIZA la presencia de agua subterránea no es significativa; los datos registrados a partir de los mapeos geomecánicos, son utilizados para calcular el índice de calidad del macizo rocoso modificado ( $Q'$ ), según la siguiente relación:

$$Q' = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a)$$

El RQD ha sido calculado por la cantidad de fracturas por unidad de volumen; en la que la cantidad de fracturas por metro de cada sistema de fracturas se sumen. La relación aplicada para convertir esta cantidad en RQD para roca sin arcilla es:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Donde:

$J_v$  : cantidad de fisuras por metro cúbico.

RQD = 100

Para :  $J_v < 4.5$ .

El parámetro  $J_n$  que representa la cantidad del sistema de fracturas es evaluado por el cruceo pizarroso o estratificado, etc.

Los parámetros  $J_r$  (grado de rugosidad) y  $J_a$  (número de alteración de las fisuras), que representan el esfuerzo cortante son evaluados minuciosamente empleando los sistemas del NGI (Barton, Lien y Lunde).

Los valores de  $Q'$ , estimados para las condiciones promedias de la masa rocosa del 10-A4-S3 son los siguientes:

**Cuadro 4.1:** Características geomecánicas.

ZONA III 10-A4-S3 (10 2680 S3)	# FISURAS M3	RQD %	$J_n$	$J_r$	$J_a$	$Q'$	RMR
Sección 2320	14.67	67	15.00	3.00	2.00	6.70	51.43
Sección 2323	12.67	73	15.00	3.00	2.00	7.30	51.77
Sección 2326	13.33	71	15.00	2.70	2.00	6.39	51.25
Sección 2329	9.67	83	13.00	3.00	1.80	10.64	53.24
Sección 2332	8.67	86	15.00	2.60	1.80	8.28	52.26
Sección 2335	13.00	72	13.00	2.80	2.00	7.75	52.01
Sección 2338	12.67	73	12.00	2.80	2.00	8.52	52.37
Sección 2341	11.00	78	14.00	2.80	2.00	7.80	52.03
Sección 2344	13.00	72	15.00	3.00	1.80	8.00	52.13
Sección 2347	12.33	74	15.00	2.80	2.00	6.91	51.55
Sección 2350	14.33	68	14.00	3.00	1.80	8.10	52.17
Sección 2353	16.33	61	15.00	2.00	1.80	4.52	49.89
Sección 2356	15.33	64	15.00	2.80	2.00	5.97	50.99
Sección 2359	14.00	69	15.00	3.00	2.00	6.90	51.55
Sección 2362	11.67	76	13.00	2.80	2.00	8.18	52.22
Sección 2365	13.00	72	15.0	3.00	2.00	7.20	51.72
<b>PROMEDIO</b>	<b>12.85</b>	<b>72.44</b>	<b>14.31</b>	<b>2.82</b>	<b>1.94</b>	<b>7.45</b>	<b>51.79</b>

Fuente: Departamento de Geomecánica

#### 4.8.3 CÁLCULO DEL FACTOR DE ESFUERZO DE LA ROCA (A)

El factor de esfuerzo en la roca (A), refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración ( $\sigma_1$ ).

Por lo tanto el factor de esfuerzo en la roca (A) es determinado a partir de la relación:  $\sigma_c / \sigma_1$  (resistencia de la roca intacta o esfuerzo compresivo inducido sobre el borde de la abertura).

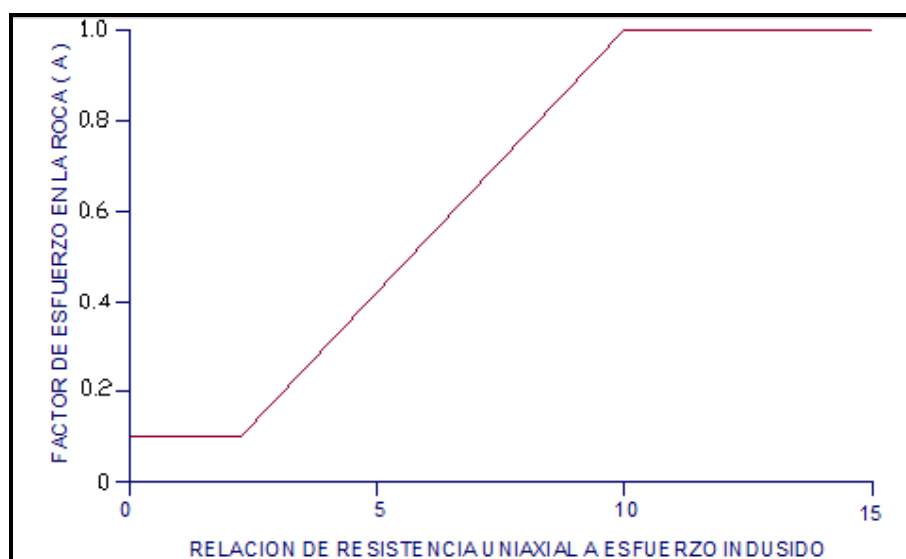
Se presenta el gráfico del factor de esfuerzo de la roca (A); para diferentes valores de  $\sigma_c / \sigma_1$ .

Para:  $\sigma_c / \sigma_1 < 2$  : A = 0.1

Para:  $2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10$  : A = 1.1125 \* ( $\sigma_c / \sigma_1$ ) - 0.125

Para:  $\sigma_c / \sigma_1 > 10$  : A = 1.0

**Gráfico 4.2:** Factor de esfuerzo para diferentes  $\sigma_c / \sigma_1$ .



Fuente: Internet (aplicación del método gráfico de estabilidad)

A fin de tener datos de mayor confiabilidad sobre las características de la roca intacta del yacimiento de COBRIZA principalmente sobre la roca compresiva uniaxial y sobre la constante (m) del criterio de falla de Hoek & Brown se recopiló información de estudios anteriores de geomecánica de la mina COBRIZA elaborado por SEREMINER S.R. LTDA. En Julio 1994 Lima Perú.

**Cuadro 4.2:** Parámetros de resistencia de la roca intacta.

CLASE	RESISTENCIA UNIAXIAL $\sigma_c$ – Mpa	CONSTANTE Mi	CLASIFICACIÓN SEGÚN SU RESISTENCIA
Manto	120	14	Resistente
Pizarra	75	12	Moderadamente Resistencia

Fuente: Estudio geomecánico, datos de laboratorio

Donde: “mi” constante que depende del grado de fracturación en función del tipo de roca (RMR o Q’).

Para establecer el esfuerzo compresivo inducido, se efectuó un modelamiento numérico simulando las condiciones geomecánicas presentes.

El citado cuadro, la calidad de la masa rocosa expresada en términos de RMR (Bieniawski 1989) corresponde a valores promedios. Los valores de densidad tanto de roca y mineral corresponden a mediciones efectuadas en la operación minera; los valores de las constantes “m” y “s” para condiciones de disturbación, fueron calculadas mediante el criterio de Hoek & Brown (1980), El modulo de deformación (E), fue determinado aplicando el criterio de Serafin & Pereira (1983) y la relación de Poisson (u) corresponden a valores típicos utilizados para estos tipos de roca.



### 4.8.3 PROPIEDADES DE LA MASA ROCOSA

**Cuadro 4.3:** Propiedades del macizo rocoso.

CLASE	RMR	P.e. Ton/m <sup>3</sup>	M	S ×10 <sup>-3</sup>	Mod. Def. E – Mpa	R. Poisson u.
Manto	52	3.63	0.993	0.0061	2,820	0.35
Pizarra	49	2.60	0.636	0.4682	12,590	0.35

Fuente: Ensayos de laboratorio

Los esfuerzos in-situ fueron estimados utilizando el concepto de carga litostática en el cual:

#### Esfuerzo vertical ( $\sigma_v$ ):

$$\sigma_v = \rho Z$$

#### Esfuerzo horizontal ( $\sigma_h$ ):

$$\sigma_h = k \sigma_v$$

Donde:

$\rho$  → peso unitario de la roca sobreyacente.

Z → profundidad debajo de la superficie.

K → constante criterio (Sheorey1994).

$$K = 0.25 + 7 E_h (0.001 + 1/Z)$$

$E_h$  → Modulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa de la Superficie.

Según lo señalado, los siguientes son los esfuerzos insitu involucrados en la porción a minarse.

## ESFUERZO INSITU

**Cuadro 4.4:** Esfuerzos insitu.

ESFUERZO INSITU	( Mpa )
Esfuerzo vertical ( $\sigma_v$ )	4.904
Esfuerzo horizontal ( $\sigma_h$ )	2.790
Constante ( K )	0.58

Fuente: Cálculos realizados

Determinación de esfuerzos principales máximos ( $\sigma_1$ ) determinados mediante el modelamiento por el programa PHASES.

## ESFUERZOS COMPRESIVOS INDUCIDOS

**Cuadro 4.5:** Esfuerzos compresivos inducidos.

LONGITUD DEL TAJEO ( m. )	TECHO DEL TAJEO $\sigma_1$ - Mpa.	CAJA TECHO DEL TAJEO $\sigma_1$ - Mpa.
45	5.3	5.3

Fuente: Cálculos realizados

Con los valores presentados en los cuadros 2 y 5 calculamos las relaciones  $\sigma_c / \sigma_1$ :

## RELACIONES DE $\sigma_c / \sigma_1$

**Cuadro 4.6:** Relación  $\sigma_c / \sigma_1$ .

LONGITUD DEL TAJEO ( m )	MANTO	PIZARRA
45	22.64	14.15

Fuente: Cálculos determinados

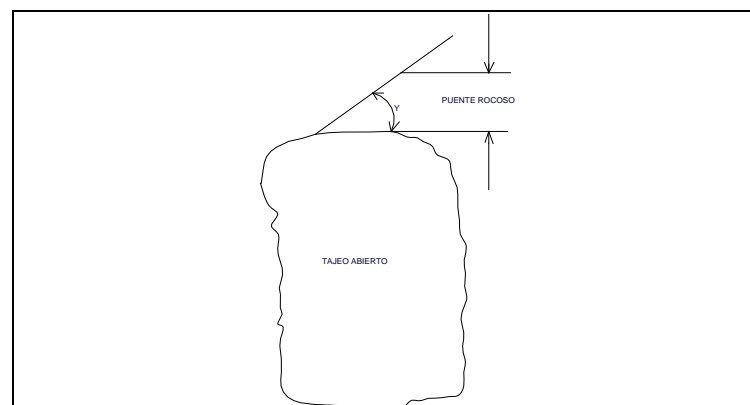
Como los valores de  $(\sigma_c / \sigma_1) > 10$  entonces el FACTOR DE ESFUERZO DE LA ROCA ( A ) viene a ser 1.0 ( A = 1.0 ).

### 4.8.4 CÁLCULO DEL FACTOR DE AJUSTE DE LA ROCA POR ORIENTACIÓN DE LOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (B)

El factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades (B), toma en cuenta la influencia de estas sobre la estabilidad de las caras del tajeo.

Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre.

Grafico 4.3: Esquema de ángulos de fallas.

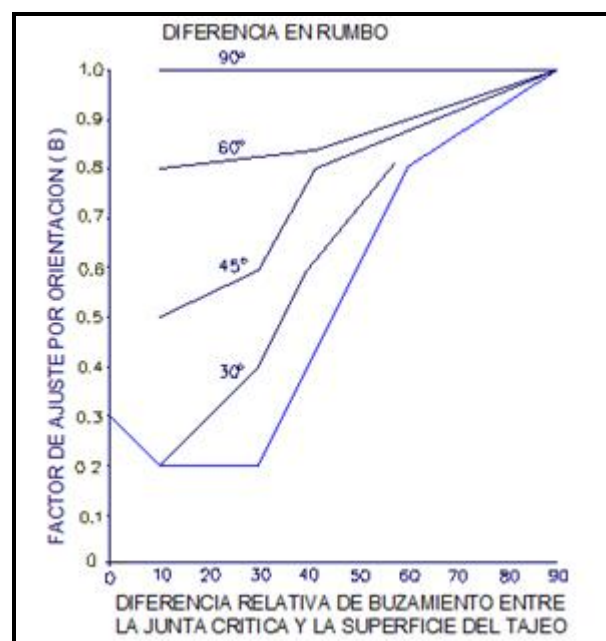


Fuente: Internet (aplicación del método gráfico de estabilidad)

Cuando el ángulo  $\theta$  se aproxima a cero (0), ocurre un ligero incremento de la resistencia desde que los bloques de la roca diaclasada, actuando como una viga o losa.

El factor "B" que depende de la diferencia entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo, puede ser determinado a partir del diagrama reproducido en la figura:

**Grafico 4.4:** Factor de ajuste.



Fuente: Según Potvin, 1988

El factor del ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades, con respecto a la superficie del tajeo. (Según Potvin, 1988).

Para el caso del 10 - A4 - S3 de la zona III de la mina COBRIZA los sistemas de discontinuidades críticas son listados en el cuadro adjunto junto con los valores de “B” hallados en la figura.

#### DISCONTINUIDADES CRÍTICAS Y VALORES DE “B”

**Cuadro 4.7:** Determinación del factor B.

VALORES	SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES	DIFERENCIA EN EI RUMBO	DIFERENCIA DE BUZAMIENTO	B
MAXIMO	4.0	09°	41°	0.43
MINIMO	1.0	43°	34°	0.61
PROMEDIO	----	----	----	0.52

Fuente: Determinación propia

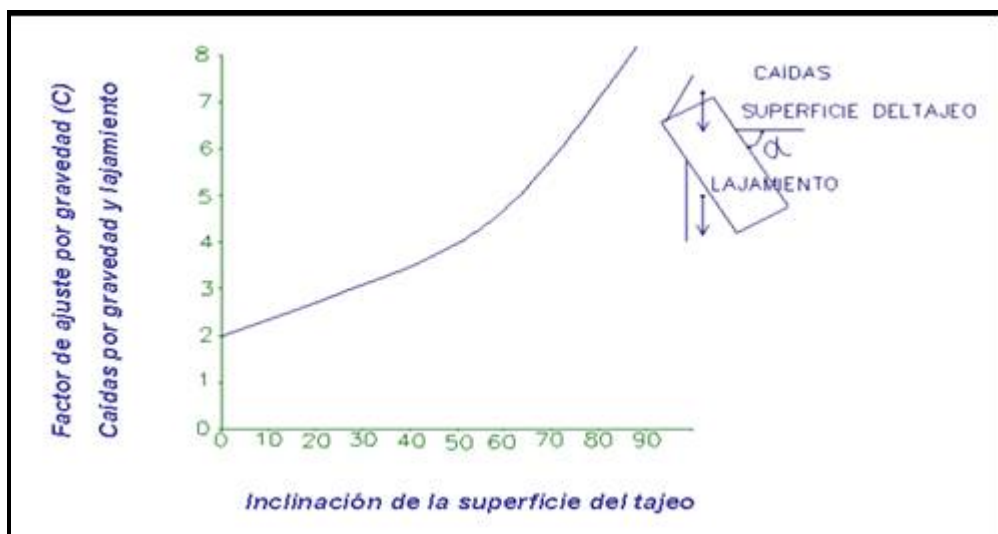
#### 4.8.5 FACTOR DE AJUSTE POR EFECTO DE LA GRAVEDAD ( C )

El factor “C”, es un ajuste por el efecto de la gravedad, la falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988) sugirió tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo ( $\alpha$ ) el factor (C) para estos casos puede ser calculado a partir de la relación:  $C = 8 - 6 \times \cos \alpha$ , o a partir del diagrama graficado, este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeos.

En nuestro caso la inclinación de la superficie del tajeo es un promedio de  $45^\circ = \alpha$

**Gráfico 4.5:** Factor de ajuste por gravedad.



Fuente: Potvin 1988

Factores de ajuste por gravedad:

$$C = 8 - 6 \cos 50^\circ = 4.14$$

$$C = 8 - 6 \cos 40^\circ = 3.40$$

$$C = 8 - 6 \cos 45^\circ = 3.76 \text{ (Promedio).}$$

#### 4.8.6 NÚMERO DE ESTABILIDAD MODIFICADO (N')

Según el procedimiento de diseño señalado se ha calculado el número de estabilidad (N') para el manto COBRIZA; cabe resaltar que el mapeo para estos cálculos fue tomado del 10 A4 S3 de la zona III.

#### NÚMERO DE ESTABILIDAD N'

**Cuadro 4.8:** Numero de estabilidad N'.

RESULTADOS DEL MAPEO GEOMECANICO	Q'	A	B	C	N'
MAXIMO	10.56	1.00	0.43	4.14	18.79
MINIMO	4.52	1.00	0.61	3.40	9.37
PROMEDIO	7.45	1.00	0.52	3.76	14.56

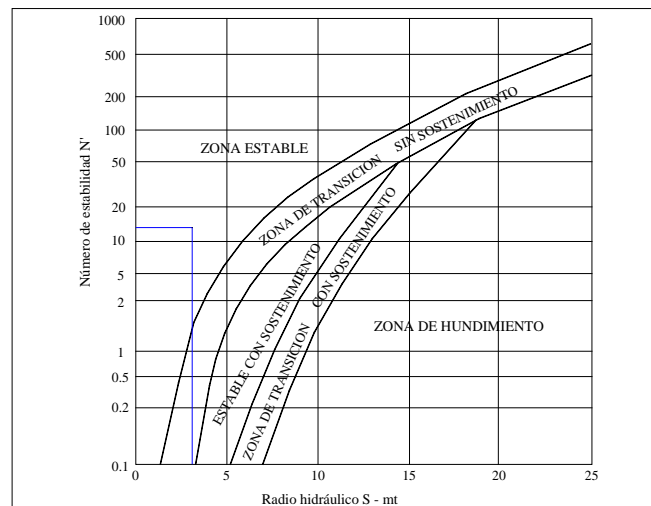
Fuente: Departamento de Geomecánica

Según el gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento, según Potvin (1988) modificado por Nickson (1,992).

Con los valores N' determinados se obtendrá los valores del RADIO HIRAHULICO (S).

## RADIO HIDRAULICO PARA TAJEOS ESTABLES

**Grafico 4.6:** Determinación de Radio Hidráulico.



Fuente: Potvin 1988, modificado por Nickson 1992

## RADIO HIDRAULICO PARA TAJEOS ESTABLES SIN SOSTENIMIENTO

**Cuadro 4.9:** Valor de radio hidráulico.

VALORES	RADIO HIDRAULICO ( S )
MAXIMO	4.50
MINIMO	2.50
PROMEDIO	3.50

Fuente: Departamento de Geomecánica

Teniendo definido el radio hidráulico, el diseño está basado en considerar las dimensiones conocidas del tajeo para de esta manera poder lograr controlar adecuadamente la estabilidad del macizo y reducir la caída de rocas durante la explotación y/o recuperación en la zona III de la mina COBRIZA.



Por lo tanto las dimensiones del tajeo asociadas a los valores del radio hidráulico son:

#### 4.8.7 DIMENSIONES DEL TAJEO

**Cuadro 4.10:** Dimensiones del tajeo.

VALORES	LONGITUD DEL TAJEO (m)	ANCHO DEL TAJEO (m)	ALTURA DEL TAJEO (m)
MAXIMO	120.0	18.0	25.0
MINIMO	15.0	5.0	4.0
PROMEDIO	67.5	11.5	14.5

Fuente: Departamento de Geomecánica

## **4.9 RECUPERACION DE PUENTES CON LONG HOLE DRILL**

### **4.9.1 DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO**

Las reservas minables en el Año fiscal 2004 ascendían a 6.5 MMt con 1.13% Cu, de las cuales 2,53 MMt (39%) con 1.29 %Cu se encuentran en los puentes de seguridad, zig zags antiguos y escudos.

El 26% (1,67 MMt) de las reservas se encuentran en puentes con una ley promedio de 1.27% Cu.

A continuación se detalla el método de minado para la recuperación de puentes con un aceptable grado de seguridad minera. El porcentaje de recuperación de mineral se estima en 50%

### **4.9.2 UBICACIÓN**

El puente piloto programado para la recuperación es él:

10-2300 S5 (ZONA III)

### **4.9.3 CONSIDERACIONES GEOMECANICAS**

A fin de asegurar la continuidad de la explotación se ha dejado pilares longitudinales: pilar de nivel superior, para proteger las galerías del nivel superior, de 10 a 15 m.; al iniciar un tajeo se dejan puentes de 5 m. para proteger las galerías de bases. En casos de reservas con leyes bajas, los tajeos no llegaron al nivel superior, por lo que existen pilares de mayores dimensiones. En otros casos, cuando el mineral es de alta ley, se dejaron puentes con mínimas dimensiones y/o se recuperaron rellenando hasta el piso de la galería superior.



**Imagen 4.2:** Vista de sección.

Fuente: Área de Ingeniería y Planeamiento de la mina

#### ➤ CRITERIO GEOMECANICO DE DISEÑO DE PUENTES

Una evaluación detallada de cada puente deberá hacerse antes de proceder a su recuperación. Con la finalidad de establecer la estabilidad de los puentes se examinan dos mecanismos de falla que pueden anticiparse:

- **Falla de la Masa Rocosa**

Este tipo de fallas en los puentes, puede ser evaluado usando un método empírico desarrollado por Carter y otros (1,990), quienes realizaron una evaluación de 237 casos de estabilidad de pilares. Se desarrolló un método para correlacionar los factores geométricos y los parámetros de la masa rocosa que controlan la estabilidad con respecto a la estabilidad observada en los puentes; de aquí se

desprende que los factores más importantes que influyen la estabilidad de los puentes son:

Luz del puente o ancho del tajeo(S)

Espesor o potencia del puente (T)

Longitud del tajeo (L)

Buzamiento del manto o de los estratos ( $\theta$ )

Peso unitario de la roca ( $\gamma$ )

Estos factores se combinan apropiadamente para obtener el Coeficiente Geométrico del puente, Cg definido como:

$$Cg = \frac{(Fw \times Fst \times Fsr)}{F\sigma}$$

Donde:

$$Fst = \frac{\text{Radio Luz}}{\text{Espesor, } \left(\frac{S}{T}\right)}$$

$$Fst = \text{Factor de inclinación del tajeo} = (1 - 0.4 \times \text{Cos}\theta)$$

$$F\sigma = \text{Factor de radio de Luz} = \frac{S}{\left(1 + \frac{S}{L}\right)}$$

$$Fw = \text{Gravedad específica } (\gamma)$$

El coeficiente geométrico, Cg, es inversamente proporcional a la estabilidad. Conforme se incrementa el factor de densidad ( $\gamma$ ) el peso del puente se incrementa y la densidad disminuye. El factor de radio de luz, Fsr, es igual al doble del radio hidráulico. Este factor establece que cuando la longitud del tajo es mayor de 4 veces la luz del puente, la falla ocurre en una sola dirección y está controlada por la

luz en las dos direcciones. El factor de inclinación del tajeo establece que un tajeo vertical o muy inclinado es más inestable que un tajeo de pendiente suave.

Una expresión empírica final denominada Coeficiente de Luz Proporcional,  $C_s$ , es obtenida de la raíz cuadrada del Coeficiente Geométrico.

$$C_s = S \times \left[ \frac{\gamma}{T(1 + Sr)(1 - 0.4 \times \cos\theta)} \right] \Delta 0.5$$

Cuando el coeficiente o factor  $C_s$  se plotea en función de la calidad de la masa rocosa (RMR) de cada uno de los 237 casos mencionados anteriormente, se puede establecer una línea de separación entre los casos de estabilidad e inestabilidad, la misma que obedece a la siguiente relación:

**CUADRO 4.10:** Resistencias crítica y de diseño del relleno en función del ancho del tajeo

LONGITUD EXPUESTA DEL TAJEO (m)	RESISTENCIA NO CONFINADA CRÍTICA *, UCS, (KPa)	RESISTENCIA NO CONFINADA DE DISEÑO, UCS, (KPa)
10	217	260
17**	336	403
20	380	456
30	506	607

Fuente: Datos de campo y resultados de laboratorio

\* Incluido un Factor de Seguridad de 1.20

\*\* Ancho promedio de los tajeos de Cobriza

$$C_s \text{ crítico} = 3.3 \cdot Q^{0.43} \cdot (\text{Sinh } Q)^{0.0016}$$

Si se conoce el espesor o potencia del pilar, longitud del tajeo, ángulo de buzamiento y peso unitario de la roca, el espesor mínimo puede ser calculado resolviendo la ecuación anterior para determinar T.

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la Mina Cobriza se presentan en el CUADRO 4.11. Un ejemplo de ésta técnica de diseño de pilares empleando los parámetros de Cobriza se presenta en el CUADRO No 4.12.

Debe indicarse que cuando esta técnica proporciona espesores de diseño menores de 3 m, pueden ocurrir otros tipos de fallas tales como tipo flexión de viga, falla tipo cuña, o falla tipo chimenea.

**CUADRO 4.11:** Parámetros geomecánicos de los macizos rocosos.

ROCA	PARAMETROS				
	RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAxIAL DE LA ROCA INTACTA	ROCK MASS RATING (RMR)	DEFORMABILIDAD MEDIA (E)	RESISTENCIA AL CORTE (C)	ANGULO DE FRICCION ( $\Phi$ )
MANTO MINERALIZADO	100 - 150 MPa	40 - 60	5 - 15 GPa	150 - 130 KPa	25° - 35°
PIZARRA	50 - 120 MPa	20 - 40	3 - 7 GPa	100 - 150 KPa	20° - 30°

Fuente: Estudios geomecánicos

**CUADRO 4.12:** Ejemplos de diseño de puentes para soportar fallas de la masa  
rocosa

Luz del puente (m)	15	12	10	8
Gravedad específica de la roca TM/m <sup>3</sup>	3.63	3.63	3.63	3.63
Angulo de buzamiento	45°	45°	45°	45°
Longitud del puente (m)	200	200	200	200
Indice de calidad de tunelería (NGI o Q)	50	50	50	50
Luz proporcional crítica	19.20	19.20	19.20	19.20
Espesor Crítico del puente (m)	2.96	1.92	1.35	0.87
Espesor de diseño* del puente (m)	8.90	5.80	4.00	2.60

Fuente: Área de Geomecánica

\* Factor de seguridad = 3.0.

#### ▪ Falla tipo Chimenea

Este tipo de falla es el que ocurre cuando la totalidad del puente se desliza como un bloque a lo largo de discontinuidades planas, no es común pero ha sido la causa de algunas fallas grandes y dramáticas en otras operaciones. Ellos se desarrollan, típicamente, en masas de rocas muy esquistosas o donde las cajas piso y techo están caracterizadas por discontinuidades débiles. No existen estas condiciones en Cobriza aunque podrían ocurrir en forma muy localizada.

Hoek (1989) ha desarrollado una solución de equilibrio límite para el caso de un polar rectangular. El programa CPILLAR calcula el factor de seguridad y la probabilidad de falla basada en datos de promedios y desviación estándar de la resistencia de la masa rocosa y los parámetros de esfuerzo. Las disposición geométrica que presentan las excavaciones como producto de la explotación de un cuerpo mineralizado, va generando una estructura en la roca que tiene tanto vacíos

como elementos de sostenimiento naturales y/o artificiales. El desarrollo progresivo o evolución de esta estructura de roca como consecuencia del avance de la explotación, genera perturbaciones mecánicas en el medio rocoso: el macizo rocoso sufre desplazamientos hacia el vacío que deja el minado, se producen nuevos estados de esfuerzos y deformaciones, y se producen acumulaciones de energía en determinadas áreas del medio rocoso. Para la explotación de los tajeos entre los niveles 10 y 0, se recopiló información geomecánica básica, con la cual se evaluó las condiciones de la masa rocosa, a partir de las cuales se corroboraron los parámetros de diseño del método de minado por corte y relleno ascendente mecanizado utilizando relleno hidráulico.

Las dimensiones de los tajeos fueron determinadas siguiendo el análisis empírico que se ha realizado en Cobriza a lo largo de sus años de explotación a lo que se ha sumado la aplicación del “Método Gráfico de Estabilidad”, el cual se viene utilizando en la mina desde que Doe Run Perú asumió la conducción de la explotación de este yacimiento.

De acuerdo a este método los parámetros medidos y calculados en la roca del Nv. 0 son:

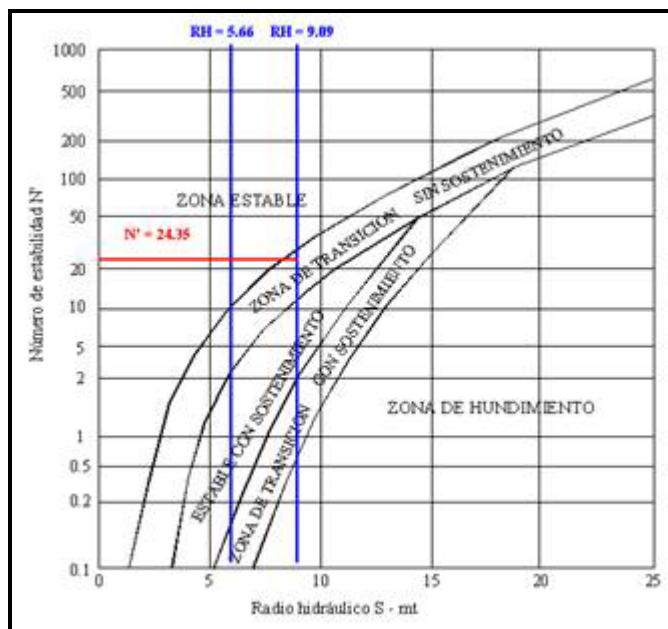
Los que colocados en el siguiente cuadro nos dan una referencia que la relación entre ancho y longitud del tajeo es estable para aberturas de 12 m. con profundidades de 40 m., y esta misma relación se encuentra en una zona de transición estable cuando se tiene hasta 20 m. de ancho y 200 m. de longitud.



**CUADRO 4.13:** Dimensiones de tajeo.

PARAMETRO	VALORES
Ancho máximo del tajeo	20 m.
Ancho mínimo del tajeo	12 m.
Longitud máxima del tajeo	200 m.
Longitud mínima del tajeo	40 m.
Radio Hidráulico	5.66 a 9.09
RQD	80
Jn	15
Jr	2.3
Ja	1.7
A	1
B	0.9
C	3.75
N'	24.35

Fuente: Área de Geomecánica

**Grafico 4.7:** Numero de estabilidad N'.

Fuente: Cablebolting in Underground Hard Rock Mines" J. Hutchinson and M. Diededrichs, Marzo 1995

#### **4.9.4 DISEÑO DE MINA**

##### **Infraestructura**

###### **Accesos**

Para la explotación se tiene como acceso principal los zig zags antiguos: A2, A3, A4y A5 desde los niveles 0 al 60

###### **Chimeneas de servicios y ventilación**

El abastecimiento de agua se hará a partir de la línea principal que está instalada por la chimenea de servicio cercana a los zig zags. La energía eléctrica se obtiene a partir de transformadores instalados en lugares adecuados y seguros.

La ventilación del área correspondiente, estará integrada al circuito principal proveniente de los zig zags de acceso.

###### **DTH para relleno hidráulico**

Se utilizarán y/o realizarán huecos DTH desde el nivel 28 a los niveles inferiores, para que por allí se puedan llevar con tubería PVC al lugar de emplazamiento.

##### **Actividades de Preparación (Trabajos previos)**

1. Rehabilitación del zig zag por donde se hará el ingreso y que será acceso al puente.
2. Restablecer el acceso por debajo de los puentes, en los tajeos que no han estado activos por algún tiempo.

3. En la mayoría de los tajeos ya explotados, no ha sido emplazada la capa final de relleno. El emplazamiento de relleno hidráulico deberá de ser de 4 m de altura entre el piso del tajeo y el techo de la labor (puente), altura óptima de trabajo del equipo denominado RAPTOR.
4. Limpieza de escombros en el acceso y por debajo de los puentes, en los tajeos que no han estado activos por algún tiempo.
5. Sostenimiento con aplicación de shotcrete en áreas críticas circundantes al área a recuperar.
6. Desate y empleo de sostenimiento si es necesario a medida que se rehabilita las labores hacia el centro del tajeo. Lo mismo deberá de realizarse por encima del puente.
7. Limpieza de escombros en todo el tramo a recuperar.
8. Perforar taladros de drenaje a través del puente, con la finalidad de permitir el drenaje del agua que probablemente exista en la galería superior.
9. Es imprescindible realizar perforaciones diamantinas a través del relleno hidráulico consolidado en los tajeos adyacentes para establecer la resistencia y confirmar si los puentes tienen suficiente potencia para implementar el método propuesto. En algunos casos los

puentes pueden resultar demasiado delgados o pueden existir estructuras a lo largo de la caja techo o caja piso que podrían originar un colapso repentino del puente.

## **CONTROL DE LAS OPERACIONES UNITARIAS**

Se tiene consideraciones especiales para un mejor control de la estabilidad de roca.

- a) Desatado - Perforación
  - i) Reducción del impacto en el desatado.
  - ii) Taladros verticales y/o horizontales: breasting.
  
- b) Relleno Hidráulico ó Convencional.
  - i) Disminución del espacio abierto.
  
- c) Disparo
  - i) ANFO de menor potencia al 70% de la normal.
  
- d) Extracción
  - i) Scooptrams ST-13 y Dux ó Scooptrams a control remoto.
  
- e) Sostenimiento
  - i) Shotcrete cuando se descubre pizarra a caja techo.

#### 4.9.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

##### A Secuencia de Minado

La recuperación misma del puente comprenderá tres operaciones distintas:

1. Preparación del "slot" de arranque que tendrá las mismas dimensiones del ancho del tajeo. Previamente se abrirá una chimenea realizada con la Raptor de 2.00 m x 2.00 m. que atravesará el puente hasta alcanzar el tajeo superior, y servirá de cara libre.
2. Se realizará la perforación de los taladros en anillos rectangulares similares y paralelos al slot de arranque desde la parte inferior del puente (altura de 4 m). esto en función al diseño de la malla de perforación que tendrá de 75°-90° de talud, respecto a la horizontal. Se aplicarán perforaciones Mixtas; es decir paralelas y en abanico.
3. Voladura progresiva de los anillos hacia el slot, retrocediendo a lo largo del tajeo. Se dispararán hasta 10 anillos rectangulares a la vez, de modo que el mineral desprendido permanezca muy cerca del frente del puente que está siendo minado.
4. Limpieza del mineral roto, empleando equipo LHD mientras no se aproxime demasiado a la base excavada del tajeo superior. A partir de ese punto el mineral deberá ser evacuado con LHD operado con control remoto.

5. Integrar la recuperación del puente del lado sur con la recuperación particular del puente del lado norte.

De esta manera se puede asegurar una recuperación razonable del mineral arrancado del puente. Consideramos que esta técnica es el método más seguro para recuperar los puentes en Cobriza, porque los operadores, en ningún momento, se ubican debajo del relleno del tajeo superior.

## **B Operaciones Unitarias**

### **➤ PERFORACIÓN LONG HOLE DRILL**

La perforación de taladros largos es la operación más delicada al aplicarla en un método de explotación, pues el éxito de las voladuras dependerá principalmente de una buena perforación.

Las cajas que emplazan el manto no son competentes, motivo por el cual se dejará un escudo de 2 a 3 m de ancho hacia la caja techo. Así mismo se recomienda que las perforaciones no alcancen el relleno del tajeo adyacente y ni la caja techo.

Es probable que si exista una capa delgada de puente que no haya sido perforada, se desprenda por efecto de las voladuras contiguas o vecinas, estos fragmentos de dimensiones de 2 – 3 mts., serán recogidas por el equipo LHD a control remoto a cámaras de plasteo.

El problema más común en la etapa de perforación es la desviación de taladros, que afecta a la malla de perforación establecida.

En este método cada cámara se divide en tres sectores claramente diferenciados:

1. Corte inferior, que cumple las misiones de ser la zona receptora del mineral fragmentado y de crear la cara libre en el fondo de los taladros.
2. Sector de taladros largos, donde se perforan los taladros de gran diámetro, y representa entre el 85 y 90% del tonelaje de la cámara.
3. Corte lateral, que sirve como primera cara libre vertical para la voladura, tanto del corte inferior como de la zona de taladros largos.

El corte lateral, o inicio de sección, se construye a partir de una chimenea con dimensiones de 2.0m x 2.0m; dependiendo de los casos y que puede ser excavada con Raise Borer, Chimenea convencional, pero para nuestro caso apertura realizaremos la Chimenea utilizando la misma perforadora de producción RAPTOR.

### **Influencia de la desviación en las variables de diseño**

La perforación paralela presenta el inconveniente de las desviaciones, especialmente en los equipos de perforación electro hidráulicos, éstas desviaciones pueden variar desde 1% a 5%, para nuestro caso realizaremos taladros de 2 ½” pulgadas de diámetro en donde un aceptable rango de desviación será  $\leq 2\%$  de la longitud del taladro.

La desviación de los taladros, serán de influencia negativa cuándo éstas no se encuentran en los rangos permisibles, ya que el espaciamiento será la variable más afectada en su valor con respecto al Burden.

Al ser modificado el Burden y el Espaciamiento de sus valores planificados, traerá consigo problemas en las posteriores operaciones unitarias.

- **Diseño de mallas de perforación**

Para el diseño de la malla de perforación existen distintos modelos matemáticos que nos proporcionan valores aproximados requiriéndose para ello conocimiento de las características físico-mecánicas de las rocas, explosivos, resistencia a la tensión, compresión, elástica, etc. Estas variables pueden ser clasificadas en:



**\* Variables no controlables:**

- Características geomecánicas del macizo rocoso.
- La geología regional, local y estructural.
- La hidrología.
- Los aspectos geotécnicos.

**\* Variables controlables:**

- Geometría del disparo.
- Características físico-químicas explosivos.
- Orden de encendido "retardos".
- Fragmentación requerida.

El diseño de la malla de perforación se ha realizado aplicando el algoritmo de Langefors, el cual arroja resultados de diseño para una malla cuadrada con un rango del burden de perforación y el espaciamiento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro del taladro, longitud del taladro, orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc. Para el diseño de nuestra malla de perforación se ha tenido en cuenta la fórmula de Langefors; Nuestro objetivo es lograr una buena fragmentación que permita mantener y/o mejorar la eficiencia del equipo LHD y minimizar los daños que puedan ocasionar la voladura de los taladros largos en la caja techo y el puente mínimo a dejar como pilar de 7mts al final del banqueo cerca al Z/Z.

La fórmula de Langefors es como se detalla a continuación:

$$B_{max} = \left(\frac{\phi}{33}\right) x \sqrt{\frac{dc x PRP}{c x f x \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Donde:

Bmax: Burden máximo, en m.

Ø: diámetro del taladro, en mm.

c: constante de la roca.

DUREZA DE ROCA	CONSTANTE DE ROCA
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75

f: factor de fijación.

TIPO DE TALADRO	FACTOR DE FIJACIÓN
Vertical	1.00
Inclinado 3:1	0.90
Inclinado 2:1	0.85

E/B: relación entre el espaciamiento y el burden.

dc: densidad de carga, en g/cm<sup>3</sup>.

PRP: potencia relativa en peso del explosivo.

Un valor práctico del burden se obtiene a partir del valor máximo, aplicando una corrección por la desviación de los taladros y error de emboquilla miento, siendo L la longitud del taladro:

$$B = B_{\max} - (2 \times \emptyset) - (0,02 \times L)$$

El valor del espaciamiento (E) lo sacamos de la experiencia, o lo podemos determinar con la siguiente expresión:

$$E = (1,25 \times B)$$

La malla de 1.5m x 1.5m, fue ajustados en el terreno con la finalidad de mejorar la fragmentación, mejorando la precisión de la perforación y evitando en lo posible la voladura secundaria y daño a las cajas en especial C/T, esto va ir ajustándose de acuerdo a la experiencia obtenida.

#### \* **Ventajas**

Proporciona mayor seguridad en los trabajos, alta producción y rendimiento, gran altura de banqueo, lo que permite disparar bloques de gran tamaño. Menor daño a la roca remanente, con empleo de explosivos a granel de menor costo, ANFO de baja potencia.

En algunos casos, los taladros largos pasantes de nivel a nivel, que se disparan por filas como el banqueo de superficie, se pueden cebar al centro de manera que la onda iniciadora se reparte hacia arriba y abajo simultáneamente.

**\* Desventaja**

Puede producir dilución del mineral al mezclarse con material estéril. Alto nivel de vibraciones y apelmazamiento del material disparado, por su caída de gran altura.

Se utilizan voladuras controladas en los límites de los tajeos para reducir los riesgos de accidentes por caída de rocas.

Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm (2 a 2 ½"). La separación entre secciones de perforación oscila entre 1,2 y 1,8 m. El emboquilla miento, orientación y la desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25m.

Los valores de burden (B) y espaciamento (E), cumplen la siguiente relación: (cuando  $E = 2B$  suele obtenerse buenos resultados)  $E/B = 1,3$  a 2.

Para disminuir los costos de perforación, es preciso aprovecharla al máximo, basándose en sistemas mecanizados de carga.

Los explosivos más usados en voladuras empleando taladros largos son los siguientes:

- Dinamitas como carga de fondo (cebos).

- ANFO como carga de columna.

**CUADRO 4.13: Parámetros de perforación..**

<b>EQUIPO Y PARAMETROS DE PERFORACION</b>	
Equipo	Jumbo Long Hole
Modelo	RAPTOR
Perforadora	COOP 1238ME
Longitud de barras:	5 pies
Carrier	RDC3, 4 llantas autopropulsado
Diámetro de taladro	64 mm
Malla (B x E)	1.50 m x 1.50 m
Profundidad de taladros	10 m
Diseño perforación	80°-90° respecto a la horizontal
Angulo de inclinación	45° respecto al buzamiento
Peso específico	3.63 TM/m <sup>3</sup>
Rendimiento del equipo	100 m/día
Tonelaje por taladro	81.7 TM
Taladros por guardia	5
Tonelaje perforado por guardia	408.5 TM
Metros perforados por guardia	50
Perforación Específica	8.17 TM/m
Costo de Perforación	0.867 \$/TM

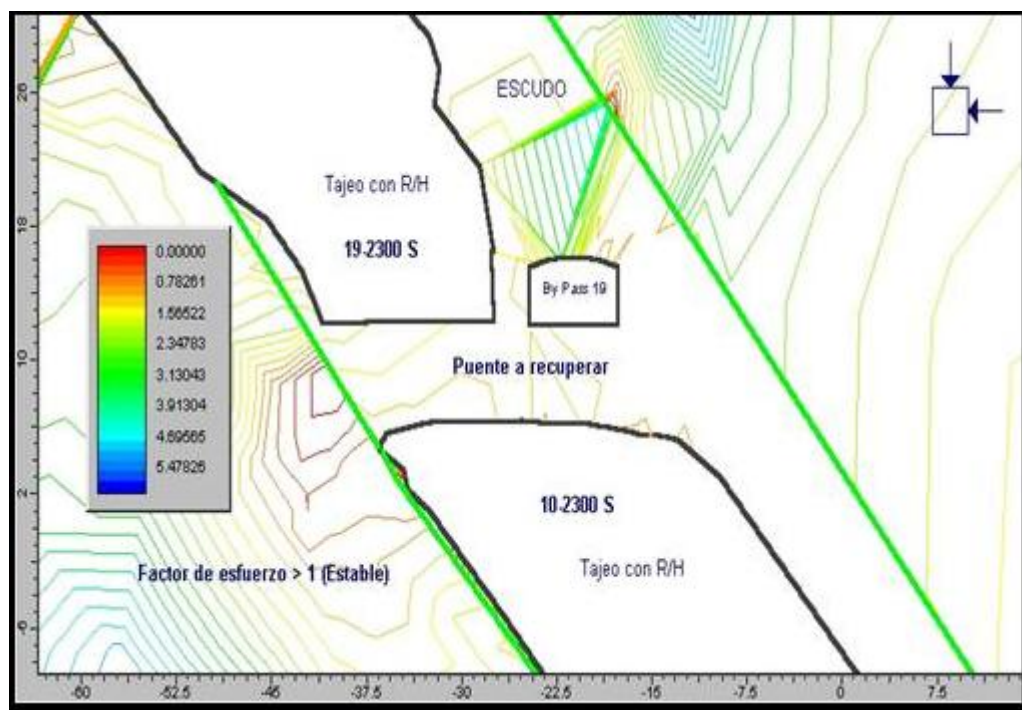
**Fuente:** Manual del equipos y datos de campo

<b>ACCESORIOS DE PERFORACION</b>	
Barras MF	T38-R39-T38 X 5 pies
Brocas Retráctil	T38 X 64 mm

**Fuente:** Manual del equipo y accesorios de perforación

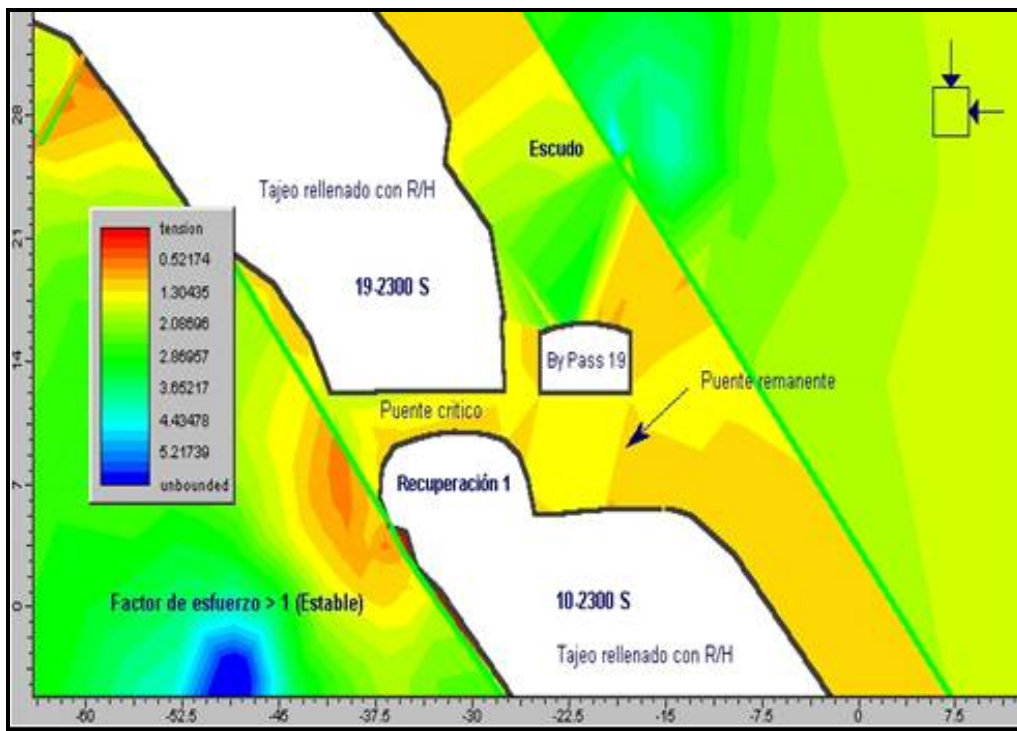
- **Angulo de perforación**

Es uno de los aspectos que se tiene que controlar adecuadamente, de tal manera que siempre se deje un escudo mínimo de protección y no se perfora la pizarra a caja techo, el ángulo está en función al manto,  $45^\circ$  y vertical desde los  $80^\circ$  a  $90^\circ$ , siempre en cuándo sean perforaciones paralelas y dependiendo de la potencia a recuperar, se realizarán perforaciones mixtas, donde imperará más las perforaciones en abanico, ver imagen 4.3 y 4.4.



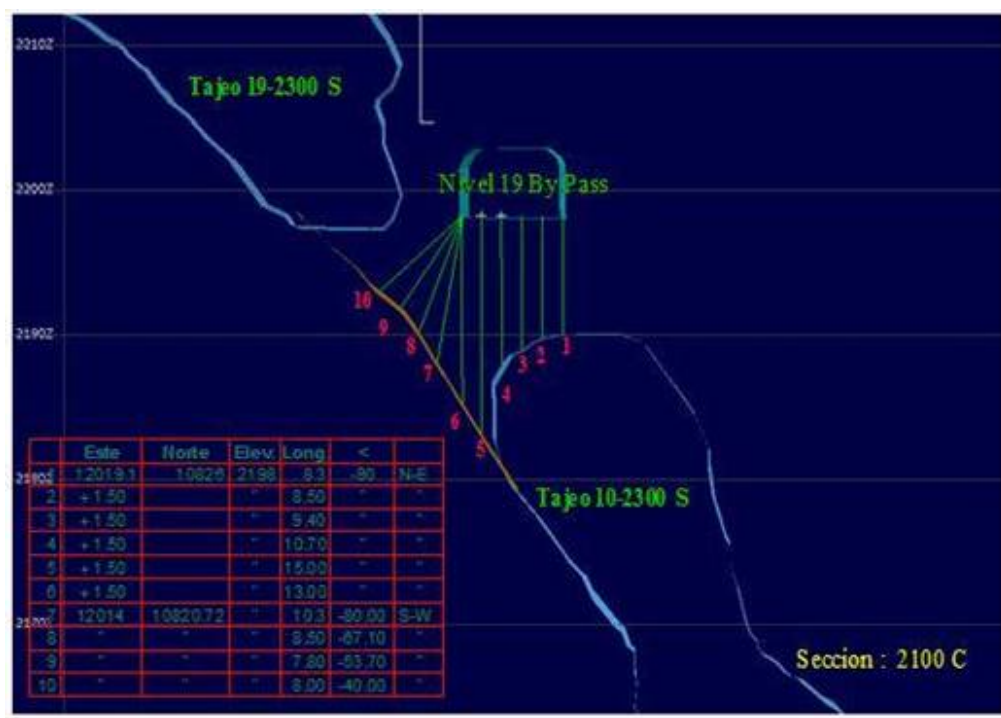
**Imagen 4.3:** Vista de sección.

Fuente: Área de Geomecánica



**Imagen 4.4:** Vista de sección factor de esfuerzos.

Fuente: Área de Geomecánica



**Imagen 4.5:** Malla de perforación.

Fuente: Departamento de Ingeniería y Geología de la mina



**Imagen 4.6:** Equipo de perforación.

Fuente: Propia

## **VOLADURA**

El material explosivo utilizado es : gelatina especial de 1 1/8 x 8"x 75% el cual sirve como cebo de la carga columna de Anfo y Fanel de período corto, los cuales se conectan a través de una línea troncal de cordón detonante 3PE.

Factor de Potencia                      0.27 Kg/TM

Costo de Voladura                      0.204 \$/TM



### **Chimenea cara libre (Slot)**

Para la cara libre de la voladura de taladros largos perforamos chimeneas de 2.0 m. x 2.0 m. con la RAPTOR hasta longitudes de 12 m.; longitudes superiores aun lo estamos ejecutando con perforación convencional, especialmente cuando no se tiene cabeza o labor superior comunicada para la chimenea.

Luego de creada la cara libre, se procede a la voladura de anillos en retirada; la secuencia y salida del disparo es en fila. La longitud de los tramos a volar es de 4.5 mts.

#### ▪ **Explosivos y Accesorios de Voladura**

- Dinamita : Gelat. Espec. 1 1/8" x 8" x 75%
- Carga Columna : Anfo.
- Accesorios : Fanel rojo de 15.2 m.  
Cordón Detonante 3P  
Guía de seguridad Blanca.

### **El carguío de los taladros**

Se intercalará con 02 cartuchos de dinamita con la finalidad de recuperar la velocidad de detonación del EXAMON, por lo largo de la columna.

En los taladros por convergencia de los mismos, se harán carguíos sistemáticos de taladros en grupos de 03 en el siguiente orden:

1. El Primer taladro será cargado hasta 1.50 m. de la boca
2. El Segundo taladro será cargado hasta las  $\frac{3}{4}$  partes de longitud del taladro.
3. El Tercer taladro será cargado hasta las  $\frac{1}{2}$  parte de longitud del taladro.

Hasta encontrar taladros menores de 5 metros, que serán cargados hasta 1m de la boca, finalmente todos los taladros serán rellenos con 0.50m de taco de Relleno Hidráulico para lograr una mayor energía confinada.

En el cuadro 4.13 se muestran los resultados de operación

**CUADRO 4.14:** Resultados de perforación-voladura.

DESCRIPCION	UNIDAD	PARAMETRO
Área total explotada	m.2	40.5
Altura promedio de corte	m.	10.00
Volumen roto	m3	405
Tonelaje roto	TM	1470.15
Numero de taladros	Unidad	21
Longitud perforada	mts	210
Consumo varillaje de perforación		
Barras	Unidad	0.124
Brocas	Unidad	0.382
Shank	Unidad	0.117
Consumo de explosivos y accesorios		
Dinamita	Kg.	3.65
Anfo	Kg.	400
Fanel	Unidad	21
Cordón detonante	m.	120
Fulminante	Unidad	2
Guía Nacional	Pies	26
Factor de Potencia	Kg./TM	0.27
Tareas (desate – perforación – voladura)	Unidad	6
Voladura secundaria	%	5 – 10
Carga Específica	Kg/m3	0.99666667
Factor de rotura	TM/m perf	7.00071429

Fuente: datos de campo

### Controles de sobrerotura

Para dejar estables las paredes de la roca encajonante del mineral, se perforan taladros de 2.5” de diámetro en los extremos de los taladros de producción y entre las secciones de perforación, si es que lo permite la potencia del manto.

Después de hacer varias pruebas, estos taladros perforados dieron los resultados esperados, logrando reducir la sobre rotura y conservar las cajas para evitar desprendimientos que pueden ocasionar accidentes al personal y los equipos, así como minimizar la dilución.

### **Voladura de Taladros Largos**

Después de realizar varias pruebas en la voladura, estamos aplicando la secuencia de salida en “V”, con retados de periodo corto, esta secuencia de salida en la voladura se aplica para taladros paralelos como para taladros en abanico, los consumos y parámetros son los siguientes: (ejemplo: 13 tal/sección)

Cada disparo comprenderá de 6 a 7 filas hasta que la longitud del panel sea lograda, esto se efectuará para reducir o mantener el Radio Hidráulico explicado líneas arriba. Los taladros próximos tanto a caja techo como a caja piso serán cargados con una menor carga explosiva con la finalidad de no dañar las cajas y de esta manera evitar la dilución.

### **EXTRACCIÓN**

La extracción del mineral se realizará con Scooptrams ST-13, el cual lo transportará hacia los echaderos, para luego recepcionarlo por medio de chutes y de aquí vaciarlo al convoy.

**CUADRO 4.15:** Características de operación del Scooptram.

<b>EQUIPO</b>	<b>SCOOPTRAM</b>
- Marca	Wagner
- Modelo	ST - 13
- Motor	375 HP
- Capacidad de cuchara	11 yd <sup>3</sup> (8.4m <sup>3</sup> )
- Distancia de acarreo	200 m
- Tonelaje/viaje	15.3 TM
- Viajes /hora	6
- Producción horaria	91.8 TM
- Horas efectiva/día	17
- Producción diaria	1,560.6 TM
- Costo Horario	\$ 60.58
- Costo de extracción	0.66 \$/TM

Fuente: Manual del equipo y datos de campo

En caso de que esté inestable y muy fracturado el techo o hastiales, se utilizarán los SCOOPTRAM ST-13 a control remoto, garantizándose la no exposición del operador.

Después de efectuada la voladura se restablece la ventilación del área, y se hace el correspondiente desate de rocas y regado.

La extracción del mineral se realizará con Scooptrams ST-13 directo al O/P o en todo caso a los Camiones Dux.

#### **Características Técnicas del Carguío:**

- Densidad del mineral roto	:	2.70 TM/m <sup>3</sup>
- Factor de Carguío	:	0.70
- Factor de esponjamiento	:	40 %
- Distancia de acarreo	:	200 m.

- Turnos por día : 2
- Disponibilidad mecánica : 65% mínimo
- Horas efectivas trabajadas : 5.0 hr/guardia

### Rendimientos de Equipos

**CUADRO 4.16:** Rendimientos de equipos de acarreo.

RENDIMIENTOS		SCOOPTRAM
Capacidad cuchara/tolva	(m.3)	8.41
Factor de llenado	(%)	70
Tonelaje por viaje	(TM)	13
Tiempo de ciclo	(min.)	6 – 10
Viajes / hora (50 min./hr)	(VJ)	6
Producción horaria	(TM/HR)	78
Producción por guardia	(TM/odía)	390

Fuente: Datos de campo

### Resumen de Costos

**CUADRO 4.17:** Resumen de costos.

Descripción	PU
Costo de perforación	0.867 \$/TM
Costo de Voladura	0.204 \$/TM
Costo de acarreo	0.660 \$/TM
<b>COSTO TOTAL EXTRACCIÓN</b>	<b>1.731 \$/TM</b>

Fuente: Área de costos de la mina

\*/ Datos del 2,004

## COSTO TOTAL DE MINADO

El costo total de Minado es menor con referencia al obtenido con el método del Corte y relleno ascendente **7.15 US \$/t.**, esto solamente en los puentes y escudos que se pueden recuperar por el Long Hole Drill.

**CUADRO 4.18:** Resumen de costos.

COSTO TOTAL DE MINADO		
Acarreo	0.66	USD/t
Perforación	0.87	USD/t
Voladura	0.20	USD/t
Relleno	0.33	USD/t
Transporte	0.53	USD/t
Desarrollo	1.10	USD/t
Gios	0.32	USD/t
Ventilación	0.26	USD/t
Servicios	0.50	USD/t
Mant Camp	0.37	USD/t
<b>TOTAL</b>	<b>5.05</b>	<b>USD/t</b>

Fuente: Área de costos

\*/ Datos del 2,004

### ➤ RELLENO HIDRÁULICO

Después que el puente ha sido explotado, se procede al relleno del mismo con relave clasificado.

## C VENTILACIÓN

El equipo pesado usado para las operaciones en la mina es diesel, equipados con filtros “scrubber”. En cada labor se viene instalando un sistema de ventilación que cumpla con los parámetros señalados en el Reglamento de Seguridad y Bienestar Minera.

El caudal del aire ha sido definido por los HP del equipo y cantidad de personal, trabajando simultáneamente, así mismo por la velocidad para diluir contaminantes. En las condiciones más desfavorables se requieren 55,833 CFM de aire fresco, en la TABLA No.03 se detalla el caudal de aire requerido.

La distribución de fuerza laboral para cada labor es la siguiente

Desate	:	1	Perforación	:	2
Limpieza/Extracción:		1	Voladura	:	3
<b>TOTAL</b>					<b>07</b>

**CUADRO 4.19: Caudal de aire requerido.**

EQUIPOS	HP	CANTIDAD	M3/MIN	CFM
SCOOP ST-13	375	1	1125	39,729
JUMBO (0.2)	115	1	69	2,437
SCALER	86	1	258	9,111
ANFOLOADER (0.5)	86	1	129	4,556
<b>PERSONAL</b>		<b>07</b>	<b>29</b>	<b>1,024</b>
<b>TOTAL</b>				<b>55,833</b>
<b>Personal</b>	:	<b>4.20 m3/min.</b>		
<b>Equipos</b>	:	<b>3.00 m3/HP</b>		

Fuente: Departamento de ventilación



## **D ESTRATÉGIAS EN EL DESARROLLO DE LAS OPERACIONES.**

- i) Mayor control de la roca en el techo y Caja Techo Pizarra.
- ii) Sostenimiento inmediato cuando se descubre Pizarra hacia Caja Techo.
- iii) Control de relleno adyacente en tajeo antiguo.
- iv) Ventilación forzada por ser labores ciegas
- v) Levantamientos actualizados por presencia de labores antiguas.

### **4.10 APLICACIÓN DEL LONG HOLE DRILL EN LA RECUPERACION DE ESCUDOS**

#### **4.10.1 DESCRIPCION DEL PROYECTO**

A partir del año 2003 se inició la recuperación de blocks de mineral, dentro y fuera de reservas, en los escudos de caja techo, que han sido dejados en las áreas ya explotadas por el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado. Estas labores constituyen las columnas de soporte de la mina, por lo tanto merecen un control adecuado de las operaciones unitarias del ciclo de minado.

A continuación se detalla el método de minado que se viene aplicando para la recuperación de estos escudos de caja techo.

#### **4.10.2 UBICACION**

Los escudos que actualmente están en plena recuperación son:

**ZONA I**

60-2680 N S5, 51-2680 N S6, 51-2680 S S2, 42-2680 S S2/S3, Y 42-2300 S S5.

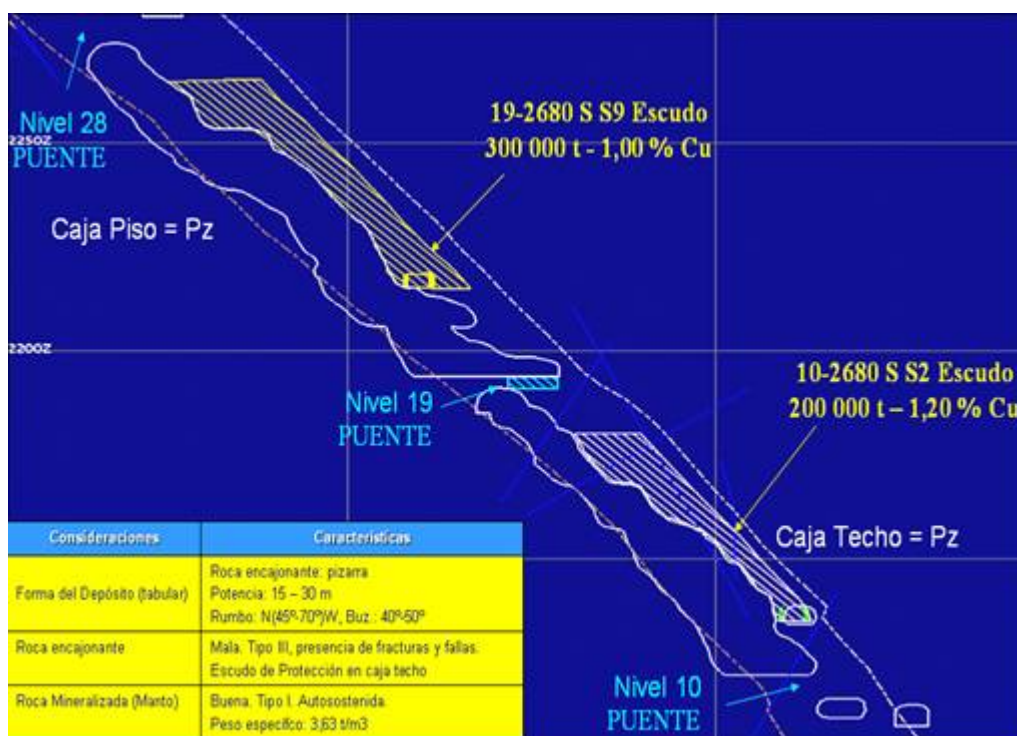
**ZONA II**

19-2943 N S10, 19-2680 S S3

**ZONA III**

10-2680 S S4, S5, 10-2300 S S2 y 10-2680 N S4

A continuación en la imagen 4.6 presentamos un corte transversal de un tajeo en donde se puede diferenciar el escudo.



**Imagen 4.6:** Vista de sección de escudos.

Fuente: Área de Ingeniería y Planeamiento



**Imagen 4.7:** Escudo en explotación.

Fuente: Propia

#### ▪ RESERVAS

A medida que la explotación de la Mina ha ido alcanzando los límites del “ore shoot”, las reservas han declinando, situación que no ha permitido reponer el mineral extraído.

Las reservas minables para el Año fiscal 2004 fueron de 6.5 MMt con 1.13% Cu, de las cuales el 5% (0,33 MMt) se encuentran en escudos con una ley promedio de 1.40% Cu.

### **4.10.3 CONSIDERACIONES GEOMECANICAS**

De acuerdo al método de explotación y debido a la incompetencia de las cajas se ha dejado en los tajeos un escudo o capa de mineral in-situ de ancho variable (5 - 10 m.) y pegado a la caja techo, a fin de proteger las cavidades de desprendimiento de rocas, dando tiempo para rellenar con material detrítico o relave clasificado.

En condiciones normales de diseño, el método de explotación aplicado, según las características del yacimiento, es adecuado; permite obtener parámetros altos de productividad, baja dilución y recuperar las reservas minerales próximas a la caja piso en más del 50%.

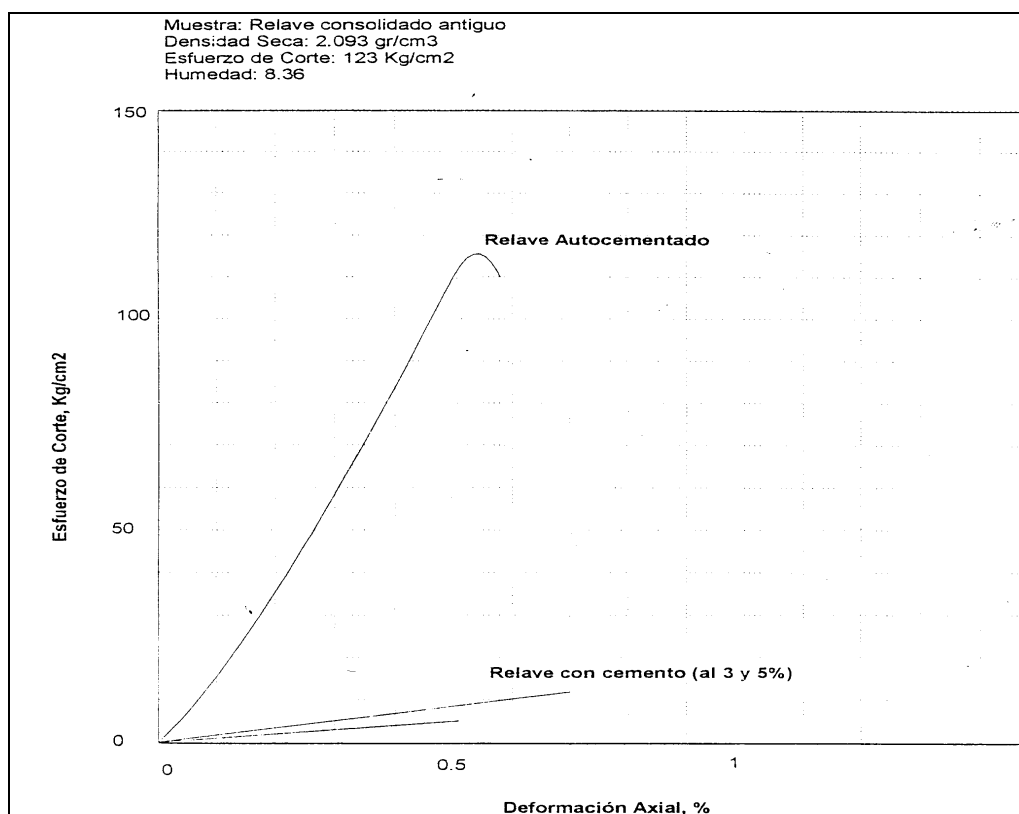
Para la ejecución del presente proyecto, se empezó a realizar los estudios geomecánicos de las labores en recuperación, que nos permitirá la aplicación adecuada y los controles a seguir en la perforación y voladura de los taladros largos

#### **▪ TAJEOS RELLENADOS CON RELLENO HIDRAÚLICO**

En el corte y relleno de Cobriza, se ha observado que la rápida oxidación de la pirrotita presente en el relave ocasiona la consolidación del mismo sin la necesidad de adicionar cemento u otros agentes cementantes.

## ▪ COMPORTAMIENTO GEOTECNICO DE LOS RELLENOS DE RELAVE

Para evaluar el Comportamiento Geotécnico de éstos rellenos, se sometieron a pruebas de compresión no confinada dos muestras de relleno hidráulico con una antigüedad estimada de 18 meses. Los valores obtenidos se muestran en el CUADRO No 6 junto con los resultados correspondientes a briquetas de relave mezcladas con 5% de cemento. En el grafico 4.8 se muestran las curvas de compresión no confinada de las muestras de relleno hidráulico antiguo y las actuales.



**Gráfico 4.8:** Resultados de ensayo de Relleno Hidráulico.

Fuente: Resultados de laboratorio

**CUADRO 4.20:** Resultados comparativos de las pruebas de compresión no confinada de rellenos en cobriza.

MATERIAL	ADICION DE CEMENTO (%)	TIEMPO DE CURADO	RESISTENCIA A LA COMPRESION KG./CM2
(1)Relleno Hidráulico antiguo	0.0	18 meses	123.0
(2)Relleno Hidráulico antiguo	0.0	18 meses	130.2
U/F del relave fresco	5.0	28 días	6.9
Relave Total	5.0	28 días	15.0

Fuente: Resultados de laboratorio

Como se observa, los resultados de las pruebas con R. H. superan largamente a los obtenidos con relleno de relave cementado. Esto significa que la resistencia/rigidez de la zona que ha sido rellenada con RH será bastante mayor que las zonas donde el relleno se realizó con material detrítico, y que eventualmente pueden contribuir a la recuperación de puentes y pilares.

El Factor de Seguridad contra una falla a lo largo de un plano puede ser calculado de acuerdo a la ECUAC. 1 y se ilustra en la FIG. No 6.

$$F.S = \frac{C \times L \times \frac{B}{\cos \Psi + W_{net} \times \cos \Psi \times Tg \phi}}{(L \times B \times H \times \gamma_r - 2 \times C \times B \times H) \times \text{Sen} \Psi}$$

Donde:

C = Resistencia cohesiva del relleno

B = Ancho del relleno en el tajeo

H = Altura total expuesta del tajeo

$\Phi$  = Angulo de fricción del relleno

L = Longitud del contacto del relleno

$\gamma_r$  = Peso unitario del relleno (N/m<sup>3</sup>)

$\Psi$  = Angulo del plano de falla

$H_e$  = Altura efectiva del bloque deslizante

La estabilidad de un bloque de relleno que está suelto puede ser también determinada a partir de las pruebas con modelos físicos. La estabilidad puede ser correlacionada con la resistencia no confinada a la compresión del relleno, gracias a las pruebas de modelamiento centrífugo conducidas por Mitchell (1983). La resistencia crítica a la compresión no confinada (UCS) está dada por:

$$UCS = \frac{\gamma r \times H}{\left(1 + \frac{H}{L}\right)}$$

En el CUADRO 4.20 se ha determinado el valor de la UCS, basados en un peso unitario típico para relaves de 21,090 N/m<sup>3</sup> y una altura promedio del relleno de 60 m.

**CUADRO 4.21:** Resistencias crítica y de diseño del relleno en función del ancho del tajeo.

LONGITUD EXPUESTA DEL TAJEJO ( m )	RESISTENCIA NO CONFINADA CRITICA *, UCS, (KPa)	RESISTENCIA NO CONFINADA DE DISEÑO, UCS, (KPa)
10	217	260
17**	336	403
20	380	456
30	506	607

Fuente: Datos de mina

\* Incluido un Factor de Seguridad de 1.20

\*\* Ancho promedio de los tajeos de Cobriza

#### **4.10.4 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZOS ROCOSOS**

Para sistematizar, cuantificar y calificar las características geomecánicas de los macizos rocosos donde se realizan las recuperaciones, se evalúan tanto las propiedades del mismo como la combinación entre las características de las rocas y las discontinuidades. Para tal fin se tiende a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y se establecen zonas geomecánicas que nos permiten dilucidar el sostenimiento y método de explotación adecuado.

En Cobriza se utilizan 02 Sistemas de clasificación geomecánica: Bieniawski (CSIR-RMR) y Barton (NGI-Q), tomando en consideración factores inestabilizadores del macizo rocoso, como la voladura, el agua y grado de alteración de las rocas.

- **Mapeo Geotécnico**

El mapeo de cada labor de recuperación se realiza en forma de arco rebatido considerando todos los parámetros requeridos para una buena clasificación geomecánica. Con los datos de campo obtenidos se han elaborado los planos geotécnicos en planta, secciones longitudinales y transversales y se han establecido zonas de acuerdo a condiciones similares de comportamiento.

- **Características del Macizo Rcoso en Cobriza**

Para efectuar la evaluación y mapeo geotécnico se consideran 5 tipos de rocas:



#### ROCA MUY BUENA (Tipo I)

Roca químicamente intacta, tiene fisuras y ramales, pero los bloques entre las juntas están soldadas. No necesitan sostenimiento

#### \* ROCA BUENA (Tipo II)

Roca medianamente fracturada en bloques, químicamente inalterada, algunos fragmentos se encuentran separados unos de otros. Eventualmente pueden necesitar sostenimiento (pernos)

#### \* ROCA REGULAR (Tipo III)

Roca ligeramente alterada y fracturada. Requieren refuerzo (shotcrete)

#### \* ROCA MALA (Tipo IV)

Roca extremadamente fracturada y muy alterada, disgregable. Necesitan refuerzo integral (shotcrete + pernos)

#### \* ROCA MUY MALA (TIPO V)

Roca extremadamente fracturada y alterada, se comportan como un suelo deleznable, arcillosas, principalmente por presencia de agua y esfuerzos cortantes (cimbras)

Los siguientes cuadros muestran las características y propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la Mina Cobriza:

**CUADRO 4.22:** Parámetros geomecánicos de los macizos rocosos.

ROCA	PARAMETROS				
	RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAxIAL DE LA ROCA INTACTA	ROCK MASS RATING (RMR)	DEFORMABILIDAD MEDIA (E)	RESISTENCIA AL CORTE (C)	ANGULO DE FRICCIÓN ( $\Phi$ )
MANTO MINERALIZADO	100 – 150 MPa	40 –60	5 - 15 GPa	150 - 130 KPa	25° -35°
PIZARRA	50 – 120 MPa	20 –40	3 - 7 GPa	100 - 150 KPa	20° - 30°

Fuente: Estudios geomecánicos

#### 4.10.5 DISEÑO GEOMECÁNICO

Se describen algunos aspectos a considerar en el diseño de las excavaciones y del soporte del macizo rocoso para la recuperación de puentes, pilares, escudos y zig zags:

#### Investigación Geotécnica

Se determina la interacción de las rocas circundantes al yacimiento con las estructuras que podrían afectar la estabilidad de las labores. La determinación de las propiedades geomecánicas de las rocas se hace a través de la evaluación y logeo geotécnico de los testigos de los sondajes diamantinos.

- **Análisis Estructural**

Permite definir las inestabilidades con control estructural que son cinematicamente factibles en las distintas labores en recuperación, y

así definir su orientación y diseñar el sostenimiento adecuado. Mediante estaciones microtectónicas se determinan los distintos tipos de fracturamiento, estos datos son procesados, interpretados y evaluados en el Programa DIPS; luego se evalúa la geometría y estabilidad de bloques, definido por la intersección de discontinuidades, en el Programa UNWEDGE; posteriormente evaluamos el esfuerzo compresivo inducido, efectuando un modelamiento numérico simulando las condiciones geomecánicas presentes y la geometría de la labor mediante el Programa PHASES

▪ **Reforzamiento y/o Sostenimiento de Rocas.-**

Se elaboran cuadros de clasificación geomecánica de las labores en recuperación utilizando los Sistemas RMR e índice Q, y se estima el Sostenimiento adecuado.

Considerando que las rocas cajas de las labores principales son de muy baja calidad y los claros máximos sin soporte son pocos, el tiempo calculado de auto soporte es de horas, lo que obliga a la inmediata instalación del soporte requerido para continuar con la explotación. En Cobriza la mayor parte de la explotación sucede en el manto mineralizado y por lo tanto hay poca o eventual necesidad de sostenimiento.

## ▪ DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO

Para realizar las recuperaciones se utilizan parámetros preestablecidos y ajustados a variaciones locales, principalmente por la presencia de pizarra de caja techo y eventualmente pizarra de caja piso, bloques colgados y tramos sometidos a esfuerzos.

## ▪ TIPOS DE SOSTENIMIENTO

El tipo de sostenimiento que se instala está en función a la codificación geomecánica y a las variaciones locales de explotación, de tal manera que se mantenga una labor segura. Estas variaciones se deben a factores inestabilizadores del macizo, como son: extremo fracturamiento, presencia de agua, voladura, alteración y otros. Los tipos de soporte empleados son:

SOPORTE ACTIVO : Pernos helicoidales

SOPORTE PASIVO : malla, shotcrete, cimbras

SOSTENIMIENTO INTEGRAL: Reforzar + soportar = sostener

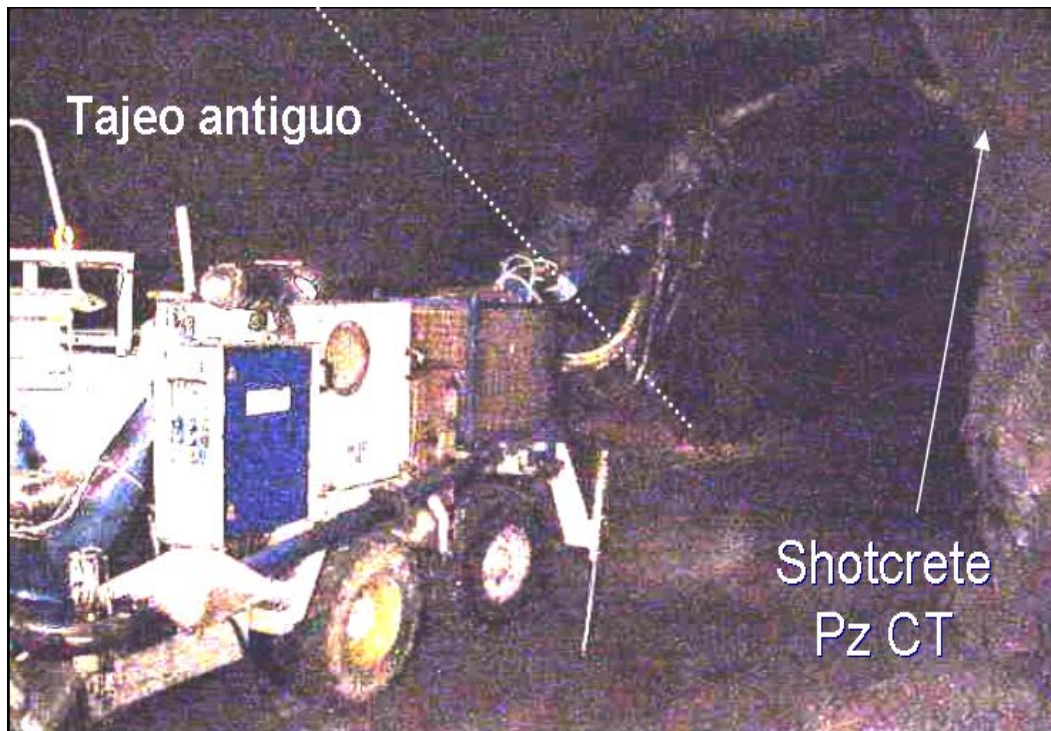


Imagen 4.8: Sostenimiento con shotcrete en escudo.

Fuente: Propia

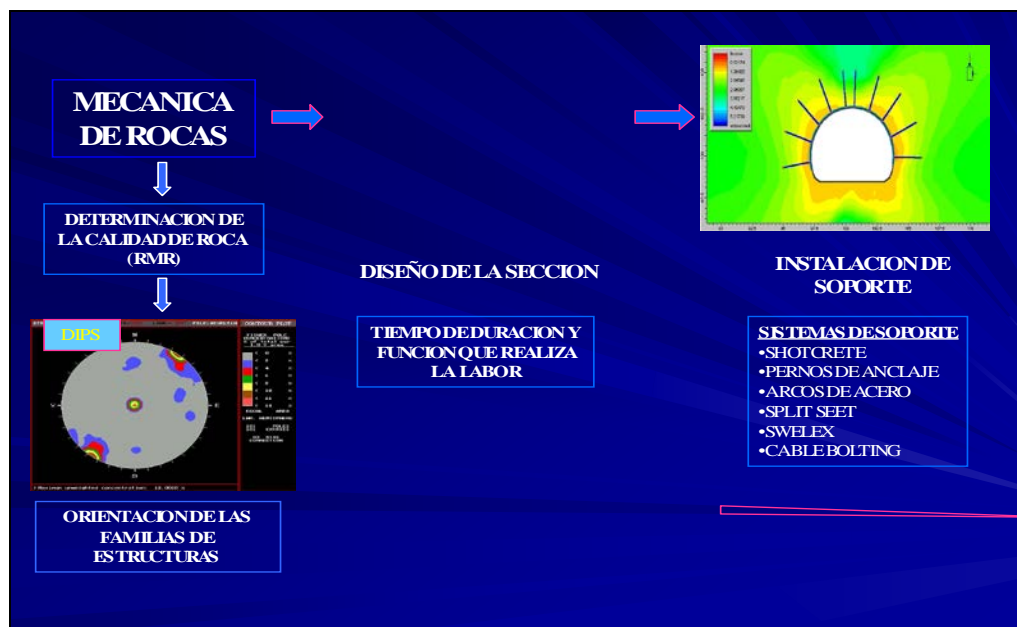


Imagen 4.9: Secuencia para lograr una buena seguridad.

Fuente: Área de Geomecánica

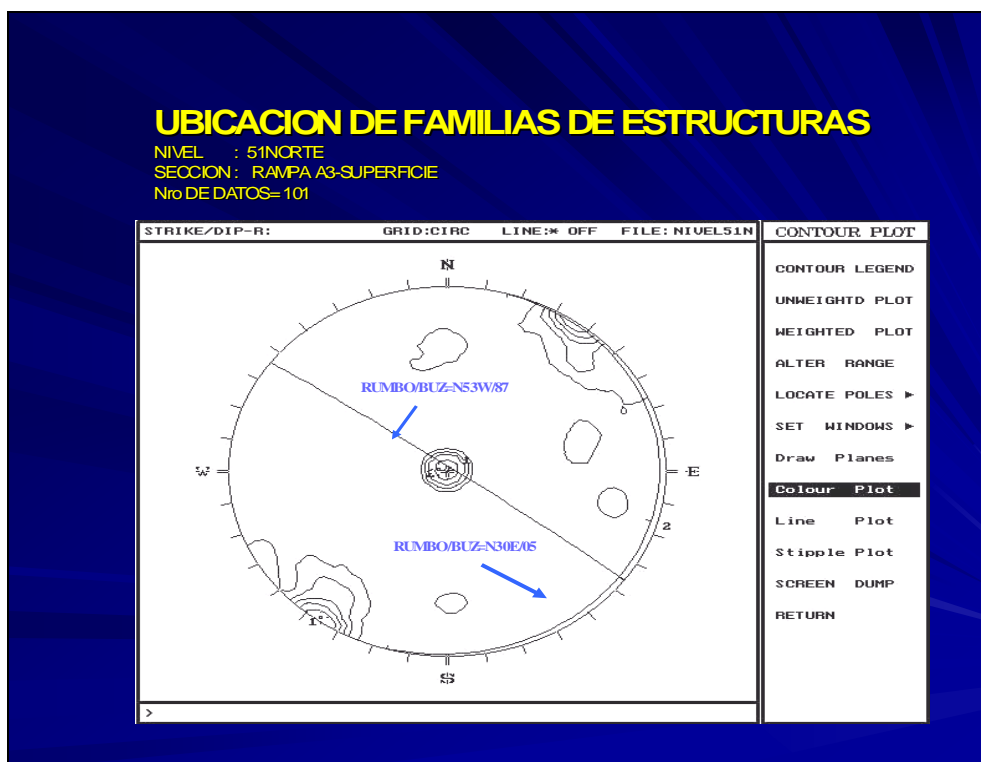


Imagen 4.10: Aplicación del software DIPS.

Fuente: Área de Geomecánica

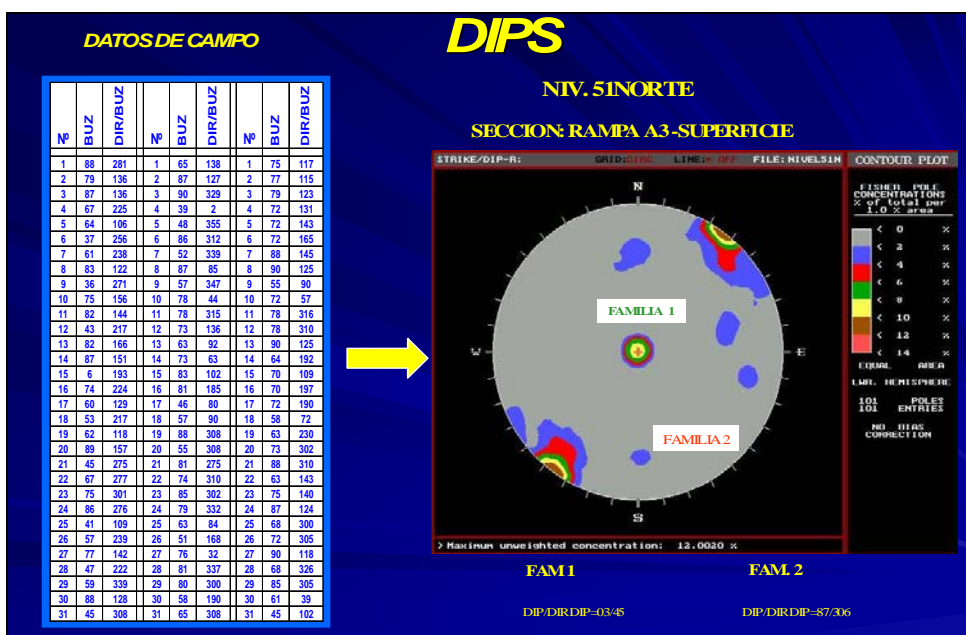
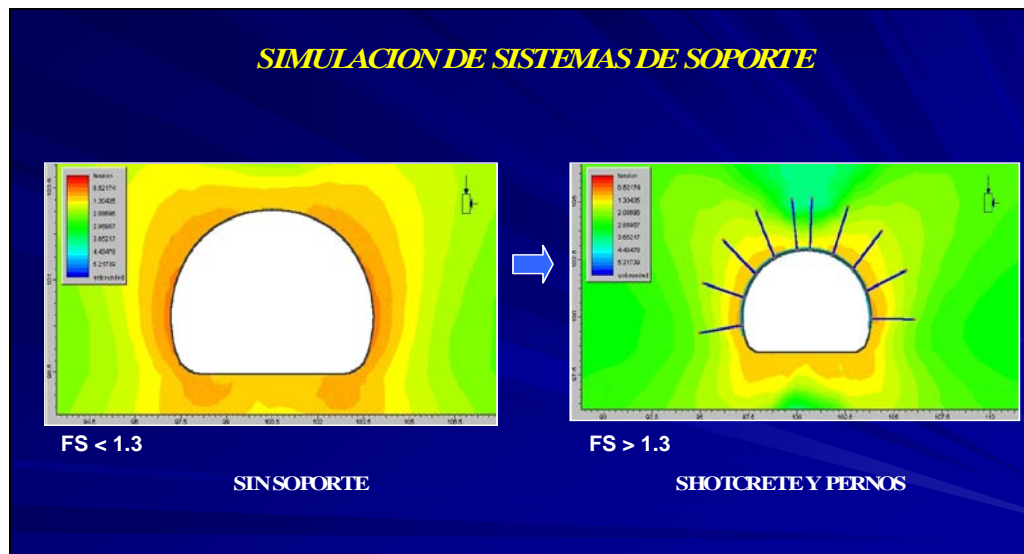


Imagen 4.11: Aplicación del software DIPS.

Fuente: Area de Geomecánica



**Imagen 4.12:** Aplicación del software PHASES.

Fuente: Área de Geomecánica

#### 4.10.6 DISEÑO DE MINA

El diseño de la explotación es similar a la de un tajeo normal de CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO, es decir con acceso principal por las rampas antiguas, e iniciando la construcción de un subnivel base. Se contempla la estabilidad de la excavación, la orientación del avance de la explotación, el control de la sobre - excavación en el contacto de caja techo y la fragmentación. Siempre se trata de conseguir un buen contorno y arqueado del techo.

Este diseño se plantea priorizando la necesidad de mantener el grado de mecanización de las operaciones.



**Imagen 4.13:** Vista en sección de un escudo.

Fuente: Área de Ingeniería y Planeamiento

## A INFRAESTRUCTURA

- **Accesos**

Para la explotación se tiene como acceso principal los zig zags antiguos, los cuales serán rehabilitados adecuadamente para el tránsito de los equipos pesados

- **Chimeneas de servicios y ventilación**



El abastecimiento de agua se hace a partir de la línea principal que está instalada por la chimenea de servicio cercana a los zig zags. La energía eléctrica se obtiene a partir de transformadores instalados en lugares adecuados y seguros. En algunos casos se utilizarán huecos DTH para abastecer estos servicios desde el nivel superior

La ventilación del área correspondiente, estará integrada al circuito principal proveniente de los zig zags de acceso. Se utilizarán ventiladores de 50,000 CFM en los lugares requeridos, y se construirán chimeneas de 1.50 x 1.50 m. en lugares accesibles.

- **Chimeneas de relleno y DTHs**

Se construirán chimeneas convencionales de 2m x 2m en lugares estratégicos para el emplazamiento de relleno detrítico en las labores de la Zona Alta.

Se utilizarán los huecos DTH existentes más cercanos para rellenar las labores debajo del Nivel 28 con relave clasificado.

## **B MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

### **Trabajos previos**

1. Rehabilitación del zig zag principal de acceso.

2. Sostenimiento con aplicación de shotcrete, en áreas críticas circundantes a las labores a recuperar, así mismo se deberá controlar filtraciones excesivas de agua.
3. Perforación de huecos DTH, para las instalaciones de agua y tensión eléctrica desde el nivel superior; y de huecos piloto, cada 100 m., para la construcción de chimeneas convencionales de 2.0 m x 2.0 m desde el subnivel de ataque. En algunos casos los tajeos ubicados debajo del nivel 28 requerirán la perforación de huecos DTH para el emplazamiento directo de relleno hidráulico.

➤ **CORRIDO DEL SUB NIVEL(S/N) POR CAJA TECHO (C/T)**

1. Se verifican en los planos, las secciones transversales de los tajeos antiguos, para comprobar si se tiene un escudo mínimo de 7 mts. a más entre el tajeo antiguo y la caja techo (C/T).
2. Ubicamos el punto de inicio del Sub Nivel (S/N) en la columna del Z/Z, comprobando en dejar un pilar mínimo de (5 mts). hacia el acceso antiguo del tajeo, escudo hacia C/T y el puente respectivo a otras labores superiores e inferiores. Se debe tener mucho cuidado al inicio de cada proyecto, no se puede crear demasiado espacio abierto en el área, ya que trae consigo una desestabilización y por ende condición insegura del lugar.
3. Se marca el inicio del proyecto de acuerdo de a los parámetros de estabilidad del área y accesibilidad al mismo (geomecánica de rocas y sostenimiento necesario).

4. Construcción del subnivel de 5m x 4m, llevando como control el contacto de la labor con el relleno antiguo, sea convencional o hidráulico. La longitud del subnivel será, en el mejor de los casos, entre dos zig zags contiguos (aproximadamente 400 mts.), dependiendo de la calidad de mineral que muestran las perforaciones diamantinas hechas previamente.
5. Se correrá el S/N controlando en secciones la C/T, dejando un escudo de 2-3 metros de espesor, y teniendo al mismo tiempo como contacto el relleno del tajeo antiguo adyacente al frente.
6. Se debe llevar una sección mínima de 5mx4m o de 4mx4m dependiendo del terreno.
7. Se empleará voladura controlada especialmente en las alzas y cuadradores del frente para que no dañe el contorno del mismo y no produzca desestabilidad.
8. Se instalará una ventiladora de 50,000 CFM con manga una vez alcanzado los 100 metros de longitud del S/N, esto dependiendo de la calidad de ventilación de la zona.
9. En tramos donde se descubra la caja techo se aplicará sostenimiento con Shotcrete por seguridad.

10. Cada 200 metros de corrido el frente se deben realizar chimeneas de ventilación, que servirán a la vez como segundo acceso.
11. Corrido en su totalidad el S/N, deberá marcarse las secciones en donde se realizarán las perforaciones de techo y los desquiches hacia C/T y/o C/P
12. Preparación de un lecho con relleno detrítico y/o desmonte a lo largo de todo el subnivel desquinchado para el emplazamiento del relleno hidráulico, y para que el drenaje sea el adecuado. Para los tajeos de la Zona Alta, el relleno será emplazado directamente con camiones y/o través de las chimeneas de relleno

#### **4.10.7 EXPLOTACION**

##### **A. OPERACIONES UNITARIAS**

Las fases del ciclo de minado son: desate - perforación, voladura, acarreo y transporte, y relleno. En cada una de ellas se tienen consideraciones especiales para un mejor control de la estabilidad de la roca: adecuados trazos de perforación, voladura de techo por tramos cortos, buena fragmentación, con un acarreo seguro y eficiente; de tal manera que se obtenga una productividad similar o mayor a la explotación de los tajeos normales

## 1. Desate y Perforación

- Previa a la perforación de techo, se realiza el desatado de rocas en el techo y los hastiales del área a perforar, éste trabajo será realizado con los Scaler.
- La altura del techo tanto para el desatado como para la perforación es de 4 a 5 metros máximo, considerando que esa es la altura estándar para el mejor trabajo de la Raptor. La perforación del corrido de los frentes y nuevos accesos se realiza con Jumbos Hidráulicos de dos brazos
- Se Iniciaré la perforación una vez realizado el desate correspondiente del área a perforar.
- Los desquinces hacia la caja techo deben realizarse teniendo en consideración el escudo de seguridad.
- En Tramos donde no se tenga bien definida la caja techo se realizarán Cruceros (X cut) perpendiculares al S/N hacia la caja techo de 4mx4m hasta descubrirlas y de acuerdo a la potencia del escudo realizar los desquinces necesarios hasta dejar lo mínimo, 2m de potencia de escudo, de esta forma queda ampliado la labor y recuperada la mayor cantidad de mineral.
- Los desquinces hacia la caja piso no deben descubrir demasiado el relleno del tajeo antiguo ya que podría producirse deslizamientos insostenibles y tapan el S/N perdiendo de esta forma la labor.

- Al igual que la recuperación de puentes se tendrá que preparar el “slot” de arranque, que tendrá las siguientes dimensiones:
  - Ancho del escudo descubierto.
  - Longitud máxima de recorrido del escudo; si comunica de Z/Z a Z/Z sería lo ideal.
  - Altura de 12 m. En promedio.
- Previamente se abrirá una chimenea convencional de 2m x 2m. que atravesará el puente hasta alcanzar el nivel superior, y que servirá de cara libre.
- Perforación de taladros rectangulares de 1.5 x 1.5 mts. similares y paralelos al slot de arranque desde la parte inferior del puente hacia arriba, (altura de 10 - 12 m) Estos taladros serán en sus veces, paralelos, abanico y mixtos, de acuerdo al manto y la adecuación operacional.
- Voladura progresiva de los anillos hacia el slot, retrocediendo a lo largo del tajeo. Se dispararan de 6 a 7 anillos rectangulares a la vez con salidas en V, de modo que el mineral desprendido permanezca muy cerca del frente del puente que está siendo minado.

#### Equipo de Desate

Marca	:	Teledyne
Alcance máximo	:	8.50 m. de altura
Presión de percusión	:	1500 PSI.
Rendimiento	:	26.0 M2/Hr

## 2. Perforación ( LONG HOLE DRILL)

### ▪ Diseño de Malla

Al igual que en el caso anterior para el diseño de nuestra malla de perforación se ha tenido en cuenta la fórmula de Langefors; Nuestro objetivo es lograr una buena fragmentación que permita mantener y/o mejorar la eficiencia en el carguío de los equipo LHD y transporte, conminución y minimizar los daños que puedan ocasionar la voladura de los taladros largos en la caja techo

El ancho promedio considerado para la recuperación de escudos es de 8 - 10 mts.

La fórmula de Langefors es como se detalla a continuación:

$$B_{max} = \left( \frac{\phi}{33} \right) \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{c \times f \times \left( \frac{E}{B} \right)}}$$

Donde:

Bmax: burden máximo, en m.

Ø: diámetro del taladro, en mm.

c: constante de la roca. Se toma generalmente:

DUREZA DE ROCA	CONSTANTE DE ROCA
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75

f: factor de fijación.

TIPO DE TALADRO	FACTOR DE FIJACIÓN
Vertical	1.00
Inclinado 3:1	0.90
Inclinado 2:1	0.85

E/B: relación entre el espaciamiento y el burden.

dc: densidad de carga, en g/cm<sup>3</sup>.

PRP: potencia relativa en peso del explosivo.

Un valor práctico del burden se obtiene a partir del valor máximo, aplicando una corrección por la desviación de los taladros y error de emboquillamiento, siendo L la longitud del taladro:

$$B = B_{\max} - (2 \times \varnothing) - (0,02 \times L)$$

El valor del espaciamiento (E) lo sacamos de la experiencia o lo podemos determinar con la siguiente expresión:

$$E = (1,25 \times B)$$

Se consideró tener una malla de 1.5x1.5 ya que en la recuperación de escudos debemos de tener un control minucioso, tanto en la C/T (Pizarra) como en la C/P (Relleno Hidráulico) y lógicamente con la finalidad de mejorar la fragmentación, mejorando la precisión de la perforación y



evitando en lo posible la voladura secundaria y daño a las cajas en especial C/T

**\* Ventajas**

Proporciona mayor seguridad en los trabajos, alta producción y rendimiento, gran altura de banqueo, lo que permite disparar bloques de gran tamaño. Menor daño a la roca remanente, con empleo de explosivos a granel de menor costo, como el SOLANFO.

En algunos casos, los taladros largos pasantes de nivel a nivel, que se disparan por filas como el banqueo de superficie, se pueden cebar al centro de manera que la onda iniciadora se reparte hacia arriba y abajo simultáneamente.

**\* Desventaja**

Puede producir dilución del mineral al mezclarse con material estéril. Alto nivel de vibraciones y apelmazamiento del material disparado, por su caída de gran altura.

Se utilizan voladuras controladas en los límites de los tajeos para reducir los riesgos de accidentes por caída de rocas.

Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm (2 a 2 ½"). La separación entre secciones de perforación oscila entre 1,2 y 1,8 m. El emboquilla miento, orientación y la desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos

resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25m.

Los valores de burden (B) y espaciamiento (E), cumplen la siguiente relación: (cuando  $E = 2B$  suele obtenerse buenos resultados).

$$(E/B) = 1,3 \text{ a } 2$$

Para disminuir los costos de perforación, es preciso aprovecharla al máximo, basándose en sistemas mecanizados de carga.

Los explosivos más usados en voladuras empleando taladros largos son los siguientes:

- Dinamitas Gelatina como carga de fondo. y
- SOLANFO como carga de columna.

▪ **Angulo de perforación**

Es uno de los aspectos que se tiene que controlar adecuadamente, de tal forma que siempre quede un escudo mínimo de protección y no se perfora la pizarra de la caja techo, básicamente el ángulo está en función al manto de 45° y respecto a la horizontal de 80° a 90°.

De igual forma es el control hacia la caja piso, ya que se tiene adyacente a la labor el tajeo antiguo. En este tipo de recuperaciones, de preferencia se tiene que realizar más perforaciones paralelas y dependiendo de la potencia a recuperar, se utilizará los taladros en abanico.

Para el control efectivo sobre éste punto se tendrá que verificar las secciones, contorneando el tramo económico a perforar.

- **Chimenea cara libre (Slot)**

Para la cara libre de la voladura de taladros largos perforamos chimeneas de 2.0 m. x 2.0 m. con la RAPTOR hasta longitudes de 12 m.; longitudes superiores aun lo estamos ejecutando con perforación convencional, especialmente cuando no se tiene cabeza o labor superior comunicada para la chimenea.

Para el diseño de la malla de perforación y voladura utilizaremos el mismo que para la recuperación de puentes.

Luego de creada la cara libre, se procede a la voladura de anillos en retirada; la secuencia y salida del disparo es en V. (ver planos siguientes).

- **Controles de sobrerotura**

Para dejar estables las paredes de la roca encajonante del mineral, se perforan taladros de 2.5" de diámetro en los extremos de los taladros de producción y entre las secciones de perforación.

Estos taladros perforados, logrando reducir la sobrerotura y conservar las cajas para evitar desprendimientos que pueden ocasionar accidentes al personal y los equipos, así como minimizar la dilución.

Después de realizar varias pruebas en la voladura, estamos aplicando la secuencia de salida en "V", con retados de periodo corto, esta secuencia de salida en la voladura se aplica para taladros paralelos como para taladros en abanico. Cada disparo comprenderá por lo mucho 7 filas, hasta que la longitud del panel sea lograda, esto se efectuará para reducir o mantener el Radio Hidráulico explicado líneas arriba. Los taladros próximos tanto a caja techo como a caja piso serán cargados con una menor carga explosiva con la finalidad de no dañar las cajas y de esta manera evitar la dilución.

**CUADRO 4.23:** Características de perforación.

<b>EQUIPO Y PARAMETROS DE PERFORACION</b>	
Equipo	Jumbo Long Hole
Modelo	RAPTOR
Perforadora	COOP 1238ME
Longitud de barras:	5 pies
Carrier	RDC3, 4 llantas autopropulsado
Diámetro de taladro	64 mm
Malla (B x E)	1.50 m x 1.50 m
Profundidad de taladros	10 m
Diseño perforación	80°-90° respecto a la horizontal
Angulo de inclinación	45° respecto al buzamiento
Peso específico	3.63 TM/m <sup>3</sup>
Rendimiento del equipo	120 m/día
Tonelaje por taladro	81.7 TM
Taladros por guardia	6
Tonelaje perforado por guardia	490.2 TM
Metros perforados por guardia	60
Perforación Específica	8.17 TM/m
Costo de Perforación	0.867 \$/TM
<b>ACCESORIOS DE PERFORACION</b>	
Barras MF	T38-R39-T38 X 5 pies
Brocas Retráctil	T38 X 64 mm

Fuente: Manual del equipo y datos de campo

**3. VOLADURA**

- Para el carguío de los taladros deberá utilizarse el SOLANFO agente explosivo de menor potencia que nos permitirá realizar un menor impacto sobre las cajas adyacentes a la labor, permitiendo de esta forma la continuidad en su explotación.

- Solamente debe dispararse en tramos de 7 filas 10 a 12 metros de longitud como máximo, para no desestabilizar el área
- En la voladura de producción se hace necesario perforar una cara libre conformada por dos filas de taladros a todo lo ancho económico del tajeo, y para obtener una adecuada fragmentación, la secuencia y salida del disparo es en forma de “ V “; De acuerdo a la estabilidad del área, la longitud de los tramos a volar fluctúa entre 30 y 50 mts.

#### **Equipo de Carguío**

Cargador	:	Neumático mecanizado
Marca	:	Teledyne
Modelo	:	ALB 7
Capacidad de Carguío:		245 KG de explosivo

#### **Explosivos y Accesorios de Voladura**

Dinamita	:	Gelat. Espec. 1 1/8” x 8” x 75%
Carga Columna	:	ANFO
Accesorios	:	Fanel rojo de 4.8 m. Cordón Detonante 5P Guía de seguridad Blanca.

En lo que se refiere a la carga de columna, se usa un tipo de ANFO con menor potencia (70% del Anfo normal).

- **Factor de Potencia**

Nos indica el consumo de explosivos por TM volada para tener la granulometría apropiada, y que no haya necesidad de efectuar voladuras secundarias para su manipuleo por parte de los equipos de transporte.

**Factor de Potencia** 0.27 Kg. /TM

**Costo de Voladura** 0.204 \$/TM

- **Carguío del taladro**

Se intercalará con 02 cartuchos de dinamita con la finalidad de recuperar la velocidad de detonación del SOLANFO por lo largo de la columna.

En los taladros por convergencia de los mismos, se harán carguíos sistemáticos de taladros en grupos de 03 en el siguiente orden:

4. El Primer taladro será cargado hasta 1.50 m. de la boca.
5. El Segundo taladro será cargado hasta las  $\frac{3}{4}$  partes de longitud del taladro.
6. El Tercer taladro será cargado hasta las  $\frac{1}{2}$  parte de longitud del taladro.

Hasta encontrar taladros menores de 5 metros, que serán cargados hasta 1m de la boca, finalmente todos los taladros serán rellenos con 0.50m de taco de Relleno Hidráulico para lograr una mayor energía confinada.

En el cuadro 4.24 se muestran los resultados de operación

**CUADRO 4.24:** Resultados de perforación-voladura

DESCRIPCION	UNIDAD	PARAMETRO
Área total explotada	m.2	40.5
Altura promedio de corte	m.	10.00
Volumen roto	m3	405
Tonelaje roto	TM	1470.15
Numero de taladros	Unidad	21
Longitud perforada	mts	210
Consumo varillaje de perforación		
Barras	Unidad	0.124
Brocas	Unidad	0.382
Shank	Unidad	0.117
Consumo de explosivos y accesorios		
Dinamita	Kg.	3.65
Anfo	Kg.	400
Fanel	Unidad	21
Cordón detonante	m.	120
Fulminante	Unidad	2
Guía Nacional	Pies	26
Factor de Potencia	Kg./TM	0.27
Tareas (desate – perforación – voladura)	Unidad	6
Voladura secundaria	%	5 – 10
Carga Especifica	Kg/m3	0.99666667
Factor de rotura	TM/m perf	7.00071429

Fuente: Datos de campo



#### 4. Limpieza

Nuestro sistema actual "Trackless" es muy versátil operativamente, pero requiere de una atención constante en lo que se refiere al mantenimiento de vías, que afectan directamente en lo siguiente: Rendimiento y vida de llantas de camiones y scoops, velocidad de extracción, disponibilidad mecánica de los equipos y productividad.

- Después de efectuada la voladura se restablece la ventilación del área.
- Antes de realizar la limpieza deberá de realizarse el desatado, desde la entrada hacia la carga disparada, de igual forma el regado de la carga.
- Se realizará la limpieza de la cancha si es que no se presentan problemas con caída de rocas y/o techo muy fracturado e inestable.
- Si se presentase el problema anterior se deberá utilizar los ST-13 a control remoto, permitiendo de esta forma tener a salvo al operador en un lugar donde pueda maniobrar adecuadamente el equipo.

## Equipos

En la Zona Alta, el mineral proveniente de las labores cercanas al zig zag A4 se extrae hacia el echadero A5 con camiones de 30 y 36 TM, y el carguío se realiza con Scooptram ST-13 de 11 yd<sup>3</sup> o con cargador frontal de 5.5 yd<sup>3</sup>. El mineral de las labores circundantes al zig zag A3 se extrae directamente a este echadero con scooptram ST-13 o ST-6.

En la Zona baja, el mineral se extrae con Scooptrams directamente a los echaderos A4 y A3 respectivamente.

### Características Técnicas del Carguío

Densidad del mineral roto:	2.70 TM/m <sup>3</sup>
Factor de Carguío :	0.70
Factor de esponjamiento :	40 %
Distancia de acarreo :	1,000 – 1,500 m.
Turnos por día :	2
Disponibilidad mecánica :	65% mínimo
Horas efectivas trabajadas :	5.0 hr/guardia

La TABLA No. 4.25 muestra los equipos utilizados.

**CUADRO 4.25:** Rendimientos y costos de equipos de acarreo.

RENDIMIENTOS		SCOOPTRAM	CAMION DUX
Capacidad cuchara/tolva	(m.3)	8.41	16 – 19.6
Capacidad tolva	(TM)	-	30 – 36
Factor de llenado	(%)	70	70
Tonelaje por viaje	(TM)	15.2	20 – 25
Tiempo de ciclo	(min.)	3 – 5	30 – 40
Viajes / hora (50 min./hr)	(VJ)	13	1.5 – 2
Producción horaria	(TM/HR)	190	30 – 50
Producción por guardia	(TM/gdia)	900	900
Costo horario	(\$/HR-MQ)	75.35	41.51
Costo por tonelada	(\$/TM)	0.40	1.04

Fuente: Área de costos de la mina

**4.10.8 RELLENO**

Una vez terminada la explotación del slot, deberá procederse con el relleno hidráulico para estabilizar el área y de esta forma realizar repetitivamente el ciclo y se cree otro S/N para continuar el ciclo.

En la labores de la Zona Baja, una vez realizado un corte a lo largo de todo el tajeo, se procede al relleno del mismo con relave clasificado. Primeramente se preparan pozas con material detrítico o material del relleno hidráulico anterior mediante tractores de oruga, y luego el relleno es conducido por huecos DTH desde el nivel superior. La altura que debe alcanzar el relleno en los tajeos es de 2.0 a 2.5 metros. La práctica nos ha enseñado que después de 48 horas ya es posible ingresar con equipo pesado en las áreas rellenadas, no teniéndose reacciones exotérmicas ni desprendimiento de gases.

El relleno hidráulico es bombeado desde la planta de Relleno Hidráulico ubicada en Pampa de Coris hacia la Mina, a través de 5.02 Km. de tubería de 6"  $\Phi$  por el nivel 28 Sur hacia el nivel 28 Norte y de allí al nivel 10.

#### Características del Relleno

Velocidad de percolación	:	4 pulg/hr
Densidad de pulpa	:	1,550 -1,600 gr./lt
Porcentaje de sólidos	:	50 – 55 %

#### Necesidades de Relleno

Para una producción de 57,000 Tm./mes se tiene los siguientes parámetros:

Producción de relaves en planta Concent. o 57,000 m <sup>3</sup>	:	125,000 TM/mes
Densidad del relleno	:	2.2 TM/m <sup>3</sup>
Relave necesario para la Mina	:	18,000 m <sup>3</sup>

(Solamente se rellenara el 70% de los vacíos generado por la explotación)

Utilización de relave para relleno	:	31.5 %
Horas de Operación Planta Concentradora	:	720 (1 circuito)
Horas de operación Planta de Relleno	:	470 – 510 horas

## B. VENTILACIÓN

El equipo pesado usado para las operaciones en la mina es diesel, equipados con filtros “scrubber”. En cada labor se viene instalando un sistema de ventilación que cumpla con los parámetros señalados en el Reglamento de Seguridad y Bienestar Minera.

En los frentes de preparaciones se usan ventiladores secundarios de 50,000 CFM, relacionados a los circuitos principales.(Ver plano de ventilación)

El caudal del aire ha sido definido por los HP del equipo y cantidad de personal, trabajando simultáneamente, así mismo por la velocidad para diluir contaminantes. En las condiciones más desfavorables se requieren 162,923 CFM de aire fresco, en el cuadro 4.25 se detalla el caudal de aire requerido.

La distribución de fuerza laboral para cada labor es la siguiente

- Desate	:	1	- Perforación	:	2
- Limpieza/Extracción:		4	- Voladura	:	3
- Servicios (T/R y T/O):		2	- <b>TOTAL</b>	:	<b>12</b>

**CUADRO 4.26:** Caudal de aire requerido.

EQUIPOS	HP	CANTIDAD	M3/MIN	CFM
SCOOP ST-13	375	1	1125	39,729
JUMBO (0.2)	115	1	69	2,437
CAMION DUX	377	2	2262	79,883
SCALER	86	1	258	9,111
ANFOLOADER (0.5)	86	1	129	4,556
TRACTOR ORUGA	180	1	540	19,070
CAMIONETA	60	1	180	6,357
PERSONAL		12	50	1,780
TOTAL				162,923
Personal :			4.20 m3/min.	
Equipos :			3.00 m3/HP	

Fuente: Departamento de ventilación

### C. PERFORMANCES

Aquí se muestran eficiencias y rendimientos de equipos de producción.

**CUADRO 4.27:** Eficiencia y rendimiento de equipos.

ELEMENTO	PREPARACIONES		EXTRACCION CRAM	
	UNIDAD	INDICE	UNIDAD	INDICE
Labor	TAR/M	0.991060	TAR/TM	0.011807
Explosivos				
Dinamita	KG/M	3.680556	KG/TM	0.014417
Examon-P	KG/M	100.0000	KG/TM	0.310000
Guía	M/M	2.926080	M/TM	0.005629
Fanel	EA/M	21.20000	EA/TM	0.063242
Pentacord	M/M	12.00000	M/TM	0.070171
Fulminante	EA/M	0.800000	EA/TM	0.001412
Conector	EA/M	0.800000	EA/TM	0.001412
Igniter Cord	M/M	0.800000	M/TM	0.001730
Accesorios de Perforación				
Brocas	EA/M	0.103990	EA/TM	0.000307
Barrenos	EA/M	0.035441	EA/TM	0.000105
Coplás	EA/M	0.029612	EA/TM	0.000087
Equipo				
Scaler	HR-MQ/M	-	HR-MQ/TM	0.005512
Jumbo Hidráulico	HR-MQ/M	1.866667	HR-MQ/TM	0.004246
Anfoloader	HR-MQ/M	0.605714	HR-MQ/TM	0.002123
Scooptram	HR-MQ/M	1.089000	HR-MQ/TM	0.010989
Camión DUX	HR-MQ/M	-	HR-MQ/TM	0.020202

Fuente: Datos de la mina

## **4.11 CONTROL DE LA ESTABILIDAD DE ROCA EN LA RECUPERACIÓN DE PUENTES, Y ESCUDOS EN LA MINA COBRIZA**

### **4.11.1 INTRODUCCIÓN**

Desde su inicio de explotación la Mina Cobriza se trabajó por el método de Corte y Relleno Ascendente, en el cual, por diseño se tienen que construir subniveles, rampas de accesos, chimeneas, etc., que al final de la explotación dejarán puentes, las mismas rampas y los escudos en roca mineralizada que protegen de la caja techo.

A partir del año 2001 y en vista del agotamiento de la mina, se empezó a recuperar dichos puentes, rampas o zigzags y los escudos, aplicando el método tradicional de Corte y Relleno, Breasting y/o Frentes.

Las reservas de estas recuperaciones ascienden en el 2004 a 2,5 Mt con 1,32% Cu y representan el 42% de las reservas totales.

Las reservas de estas recuperaciones ascienden a 2,5 Mt con 1,29% Cu y representan el 39% de las reservas totales.

Estas áreas de recuperación, requieren un minado más laborioso y seguro, donde las operaciones de perforación y voladura son esenciales para control de la estabilidad de la roca mineralizada.



A partir de mayo del 2,004 se vienen realizando pruebas de vibraciones, velocidad de detonación, medición de gases y voladura controlada con el uso de diversos explosivos y la asistencia técnica de las empresas proveedores de explosivos como EXSA S.A. y FAMESA

Dichas pruebas mostraron la mejor performance de los explosivos vs. la estabilidad de roca en las labores de recuperación, incrementando la seguridad en las mismas y una reducción de costos por consumos de explosivos.

**a) Antecedentes**

Hasta Julio del 2000 la producción de la Mina fue de 7000 TMS/día, siendo actualmente de 4,300 TMS/día por problemas operacionales y por la condición de agotamiento de la Mina.

**b) Objetivos**

El objetivo del Control es mantener la estabilidad de la mina en las áreas de recuperaciones, mediante el uso adecuado de explosivos necesarios para dicho terreno.

**c) Reservas**

A medida que la explotación de la Mina ha ido alcanzando los límites del “ore shoot”, las reservas han declinado, situación que no ha permitido reponer el

mineral extraído. Las reservas de mineral probado-probable a Julio del 2003 se muestran en el cuadro 4.28.

**CUADRO 4.28:** Reservas al año 2,004.

LABOR	RESERVAS		
	TMS	% Cu	%
TAJEOS	3 949 397	1,03	61,0
PUENTES	1 668 085	1,27	25,7
ZIG ZAGS	535 328	1,31	8,3
ESCUDOS	326 717	1,40	5,0
TOTAL	6 479 527	1,13	100,0

Fuente: Departamento de Geología

El 39% de nuestras reservas (2,5 Mt) se encuentra en áreas de recuperación, como son los puentes, zigzags y escudos, presentan una mayor calidad (1,29 %Cu) y son materia del presente estudio para una adecuada explotación.

#### 4.11.2 ANALISIS DEL ESTUDIO

##### ➤ Metodología a emplear

El estudio de la voladura, con diferentes explosivos, permite analizar el comportamiento del trabajo desarrollado por los mismos en una labor. Analizando la eficiencia relativa de los explosivos, la secuencia de las detonaciones de los taladros, determinar los valores de la Velocidad Pico Partícula, las frecuencias, amplitudes y desplazamientos de la partícula para controlar las vibraciones y por ende los posibles daños causados por efecto de las voladuras.

Los explosivos se irán ajustando a las características geomecánicas del macizo rocoso, de tal forma que logren una buena fragmentación y el menor daño al entorno.

➤ **Labores mineras**

El estudio se desarrollo en las siguientes labores:

- ❖ Torrepatá I
- ❖ 60-2300 A4 Z/Z S3
- ❖ 28-3160 A2 Z/Z S1

➤ **Equipos**

- ❖ Un Sismógrafo Mini Mate DS, para medir vibraciones del terreno, determinar la VPP (Velocidad Pico Partícula) y poder cuantificar las vibraciones y efectos en el macizo rocoso.
- ❖ Un VOD Mate, para determinar la VOD (Velocidad de Detonación del Explosivo) y poder cuantificar la energía liberada del explosivo.
- ❖ Un Medidor de Gases, para medir la calidad de los explosivos a usar.

➤ **Desarrollo de los trabajos**

\* **Velocidad Pico Partícula y Frecuencias**

**Recuperación del 28-3160 A2 Z/Z**

En esta recuperación del mineral a la altura del S1 están dejando un puente de 6.00 m. sobre el Nivel de extracción principal (Nv. 28), donde se debe controlar los efectos de la voladura a fin de disminuir los daños en el macizo rocoso del área.

Las características más importantes de esta labor son las siguientes:

Tipo de roca	: Mineral Sulfuro Duro, Fracturado
Longitud de perforación	: 3.20 m (promedio)
Diámetro de broca	: 51 mm
Retardos No Eléctricos	: Tecnel MS

**CUADRO 4.29:** Datos de voladuras.

<b>Voladuras</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>
<b>Fecha</b>	18 de Junio	21 de Junio	24 de Junio
<b>Explosivo</b>	SOLANFO	EXAMON P	SOLANFO
<b>Cebo</b>	Gel Esp 75	Gel Esp 75	Semexsa 65
<b>Número Taladros</b>	50	40	45
<b>Anfo Kg.</b>	225	200	225
<b>Área perforada</b>	8.30 x 4.00 m 4.00 x 4.00 m	12.00 x 4.00 m	5.40 x 4.10 m

Fuente: Datos de campo

La Velocidad Pico Partícula (VPP) registrada en el monitoreo de las 3 voladuras son las siguientes:

**CUADRO 4.30:** Datos registrados.

Voladura	Explosivo	Onda Transversal (mm/s)	Onda Vertical (mm/s)	Onda Longitudinal (mm/s)
1	SOLANFO	38.8	28.4	19.8
2	EXAMON P	22.9	42.7	23.4
3	SOLANFO	20.8	25.4	7.8

Fuente: Resultado de monitoreos

Las frecuencias registradas son las siguientes:

**CUADRO 4.31:** Datos registrados.

Voladura	Explosivo	Onda Transversal (Hz)	Onda Vertical (Hz)	Onda Longitudinal (Hz)
1	SOLANFO	12	> 100	64
2	EXAMON P	57	N/A	> 100
3	SOLANFO	> 100	> 100	> 100

Fuente: Resultados de monitoreos

Como se puede observar los cuadros anteriores, encontramos diferentes de resultados en las 3 voladuras.

Las primeras y segunda voladuras se han iniciado detonando 10 taladros al mismo instante, es decir, 50 Kg. de carga en una sola salida, teniendo valores de

VPP altos y frecuencias bajas, esto nos indica daño al macizo rocoso. Se observo después del disparo desprendimiento de algunos bancos en el Nv. 28.

La tercera voladura se ha iniciado, cambiando el cebo y detonando 3 taladros por número de retardo, teniendo 15 Kg. de carga por salida, registrándose bajos niveles de VPP y altas frecuencias. Sin dañar al macizo rocoso.

### **Recuperación del 60-2300 A4 Z/Z**

Tj 60-2300 es una recuperación del mineral del Zig-Zag A4 a la altura del S4, teniendo 2 tajeos explotados anteriormente a ambos lados del Zig-Zag y la caja techo son pizarras muy deleznable. En esta labor se debe controlar los efectos de la voladura para disminuir los daños en el macizo rocoso.

Las características más importantes de esta labor son las siguientes:

<b>Tipo de roca</b>	<b>: Mineral Sulfuro Duro, Fracturado</b>
Longitud de perforación	: 3.20 m (promedio)
Diámetro de broca	: 51 mm
Retardos No Eléctricos	: Tecnel MS

**CUADRO 4.32:** Datos de voladuras.

Voladuras	1	2
Fecha	22 de Junio	23 de Junio
Explosivo	EXAMON P	SOLANFO
Cebo	Gel Esp 75	Gel Esp 75
Número Taladros	20	17
Anfo Kg.	100	75
Área perforada	8.00 x 4.00 m	8.00 x 4.00 m

Fuente: Datos de campo

La Velocidad Pico Partícula (VPP) registrada en el monitoreo de las 2 voladuras son las siguientes:

**CUADRO 4.33:** Datos registrados.

Voladura	Explosivo	Onda Transversal (mm/s)	Onda Vertical (mm/s)	Onda Longitudinal (mm/s)
1	EXAMON P	40.6	64.0	32.50
2	SOLANFO	19.1	23.1	16.1

Fuente: Resultados de monitoreos

Las frecuencias registradas son las siguientes:

**CUADRO 4.34:** Datos registrados.

Voladura	Explosivo	Onda Transversal (Hz)	Onda Vertical (Hz)	Onda Longitudinal (Hz)
1	EXAMON P	39	57	51
2	SOLANFO	47	85	57

Fuente: Resultados de monitoreos

Analizando los registros de la primera voladura usando EXAMON P, tenemos VPP altos y frecuencias bajas, nos indica daños al macizo rocoso, se observo planchones de cajas y se escucha crujidos del reacomodo de la roca. Se dispararon 20 taladros usando 3 números de retardos:

- ❖ M.S. N° 6, 3 taladros = 15 Kg.
- ❖ M.S. N° 7, 10 taladros = 50 Kg. (Excesiva carga)
- ❖ M.S. N° 18, 7 taladros = 35 Kg.

La segunda voladura usando SOLANFO, con bajos niveles de VPP y altas frecuencias, mínimo daño. Se dispararon 17 taladros usando 4 números de retardo:

- ❖ M.S. N° 2, 5 taladros = 25 Kg.
- ❖ M.S. N° 4, 5 taladros = 25 Kg.
- ❖ M.S. N° 6, 5 taladros = 25 Kg.
- ❖ M.S. N° 8, 2 taladros = 10 Kg.

### **Torrepatata**

El manto Torrepatata contiene mineral de sulfuro fracturado con una potencia promedio de 7 m., con una caja techo de pizarra muy deleznable. Los disparos le afectan originando caída de bancos, qué el área requiere sostenimiento (Shotcrete).



Las características más importantes de esta labor son las siguientes:

Área de perforación	: 5.80m x 4,00m
Longitud de perforación	: 3.20 m (promedio)
Diámetro de broca	: 51 mm
Número de taladros	: 35 (51 mm) + 3 de alivio (51 mm)
Cebo	: Gel. Esp 75 de 1 1/8" x 8"
Columna de carga	: EXAMON P (175 Kg.)
Tipo de roca	: Mineral Sulfuro muy fracturado.

La Velocidad Pico Partícula (VPP) registrada en el monitoreo de las 2 voladuras son las siguientes:

**CUADRO 4.35:** Datos registrados.

Explosivo	Cebo	Onda Transversal (mm/s)	Onda Vertical (mm/s)	Onda Longitudinal (mm/s)
EXAMON P	Gel Esp 75	45.7	47.8	15.20

Fuente: Resultados de monitoreos

Las frecuencias registradas son las siguientes:

**CUADRO 4.36:** Datos registrados.

Explosivo	Cebo	Onda Transversal (Hz)	Onda Vertical (Hz)	Onda Longitudinal (Hz)
EXAMON P	Gel Esp 75	5.0	6.0	4.0

Fuente: Resultados de monitoreos

Como se puede observar del cuadro anterior, el resultado de la voladura, nos dan valores del VPP altos y frecuencias bajas. Nos indica que la voladura está causando daños al macizo rocoso.

Cabe señalar que el mayor daño a la caja techo, es causada por la Onda vertical cuyo valor es de 47.80 mm/s.

Se dispararon 35 taladros, con una concentración máxima de carga de 35 Kg. con el mismo número de retardo.

Después del disparo se observó sobre excavación, fragmentación muy menuda de la carga (diámetro menores a 15 cm.), excesiva proyección de la carga hasta 40 m y planchoneo de la caja techo en el acceso de la labor.

### Velocidad de detonación en el taladro (VOD)

Los registros de la Velocidad de Detonación se muestran a continuación:

**CUADRO 4.37:** Resultados.

Disparo	1	2	3
Labor	60-2300 A4 Z/Z	28-3160 A2 Z/Z	28-3160 A2 Z/Z
Fecha	22 de Junio	21 de Junio	24 de Junio
Explosivo	EXAMON P	SOLANFO	SOLANFO
Cebo	Gel. Esp. 75	Gel. Esp. 75	Semexsa 65
Longitud Taladro	3.20 m	3.27 m	3.42 m
Columna de Carga	2.90 m	2.31 m	2.96 m
Taladro Vacío	0.30 m	0.96 m	0.46 m
Diámetro Taladro	51 mm	51 mm	51 mm
VOD	3,824 m/s	3,400 m/s	3,287 m/s

Fuente: Datos de campo

Para la realización de esta medida, se utilizó el primer taladro de toda la secuencia de salida.

### Presión de Detonación en el Taladro (Pt)

La selección de un explosivo debe ser el adecuado según las características geomecánicas y estructurales de la roca. Debemos relacionar efectivamente el tipo y la calidad de roca de acuerdo al RMR de los tajos para seleccionar un explosivo.

La VOD de un explosivo tiene real influencia sobre la presión de detonación la cual podemos apreciarla en la siguiente relación:

$$P_t = \frac{\rho \times (VOD)^2 \times 10^{-3}}{8}$$

**Donde:**

P<sub>t</sub> : Presión del taladro, en MPa.

ρ : Densidad del explosivo, en g/cm<sup>3</sup>.

VOD : Velocidad de detonación del explosivo, en m/s

❖ Presión del taladro con EXAMON P y cebo Gelatina Especial 75

V.O.D. del EXAMON P = 3,824 m/s

**Densidad (carga neumática) = 0,95 gr/cm<sup>3</sup>**

P<sub>t</sub> = 1 736 Mpa

❖ Presión del taladro con SOLANFO y cebo Gelatina Especial 75

V.O.D. del SOLANFO = 3,400 m/s

Densidad (carga neumática) = 0,95 gr/cm<sup>3</sup>

P<sub>t</sub> = 1 373 Mpa

❖ Presión del taladro con SOLANFO y con cebo Semexsa 65

V.O.D del SOLANFO = 3,287 m/s

Densidad (carga neumática) = 0,95 gr/cm<sup>3</sup>

P<sub>t</sub> = 1 283 Mpa

Estas presiones en el taladro nos ayudarán a determinar los explosivos adecuados para cada labor.

### Selección del explosivo

### Características geomecánicas de la roca

El manto mineralizado muestra unas condiciones favorables para el uso de explosivos de mayor poder rompedor, mientras que la pizarra que envuelven las cajas muestran una baja competencia, similar a las áreas de recuperación, como se indican en las siguientes tablas:

**CUADRO 4.38:** Resultados de acuerdo al tipo de roca.

MATERIAL	RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL DE LA ROCA INTACTA	DEFORMABILIDAD MEDIA (E)	ROCK MASS RATING (RMR)	RESISTENCIA AL CORTE (C)	ANGULO DE FRICCIÓN (F)
MINERAL	100 - 150	5 - 15 GPa	40-60	150 - 130	25° -35°
PIZARRA	50 – 90 MPa	3 - 7 GPa	20-40	100 - 150	20° - 30°

DESCRIPCION	Valor (m)
Ancho máximo del tajeo	20
Ancho mínimo del tajeo	8
Longitud máxima del tajeo	200
Longitud mínima del tajeo	40
Buzamiento del Manto	45°
Radio hidráulico	5,66 - 9,09
RQD	80

<b>Jn</b>	15
<b>Jr</b>	2.3
<b>Ja</b>	1.7
<b>A</b>	1
<b>B</b>	0.9
<b>C</b>	3.75
<b>N'</b>	<b>24.35</b>

Fuente: Área de Geomecánica

### Consideraciones para menor daño al macizo rocoso

En las primeras voladuras monitoreadas se observan valores altos de la Velocidad Pico Partícula y Frecuencia con valores bajos lo cual 4indica daño al

macizo rocoso. Esto se debió a la concentración de carga (50 kg) en un solo retardo.

En las últimas voladuras realizadas distribuyendo adecuadamente las cargas en función del tiempo los valores de la Velocidad Pico Partícula son más bajos y las frecuencias son altas, lo cual nos indica que el daño al macizo rocoso ha disminuido considerablemente.

### **Determinación del explosivo**

La mayor influencia en la resistencia de la masa rocosa está controlando el grado de daño y overbreak producido por el explosivo. Este control es posible con la relación existente entre la Velocidad Pico Partícula (PPV) y los niveles de tensión inducidos.

$$\varepsilon = \frac{E \times PPV}{V_p}$$

$\varepsilon$  = Tensión inducida en la roca

E = Modulo de Young

$V_p$  = Velocidad de propagación de onda

Con la formula anterior y las observaciones de actuación del campo, es posible determinar los niveles máximos de vibración que puede inducirse antes de que ocurra la voladura y la magnitud de overbreak.

Esta vibración induce una tensión dinámica en la masa rocosa y en situaciones dónde esta tensión excede a la resistencia dinámica de la masa rocosa ocurre la fractura o la fragmentación.

Con las diversas combinaciones entre carga explosiva y cebo, las pruebas de campo y las características geomecánicas de la roca se determinó las siguientes aplicaciones:

- ❖ Mejorar la distribución de carga en los taladros, reduciendo la columna de carga en un 20%.
- ❖ Usar el SOLANFO, en las áreas de recuperación.
- ❖ Usar Semexsa 65, como cebo cuando se utilice el SOLANFO.

## **4.12 SOSTENIMIENTO MODERNO, APLICACION Y OPTIMIZACION DE LOS RECURSOS DE SOSTENIMIENTO**

### **4.12.1 INTRODUCCION**

Existen dos tipos de rocas bien diferenciados en la mina: roca tipo manto y roca tipo pizarra. La de tipo manto conforma una estructura estable ( $Q = 10$ ) y la de tipo pizarra que es la encajonante del manto, presenta múltiples estructuras y fracturamientos lo que le hace que sea un macizo rocoso inestable ( $Q = 0.1$ ). La mineralización se halla en el manto por lo que Cobriza se define como un yacimiento del tipo tabular.

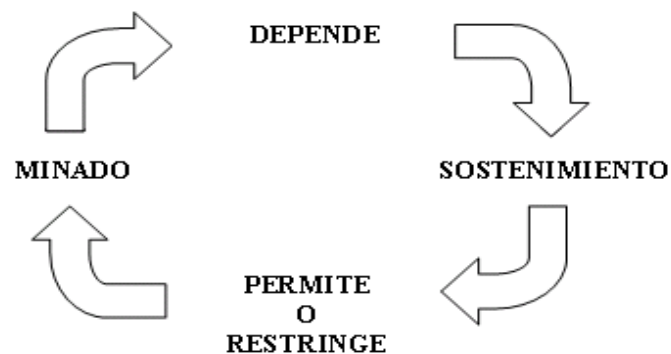
Teniendo como base la filosofía de Doe Run Perú en que la seguridad es Nro. 1, es necesario tener un programa de sostenimiento de calidad y

adecuado a las características del terreno. Actualmente se cuenta con varios sistemas de sostenimiento como: shotcrete por vía húmeda con equipo robotizado, arcos de acero, pernos de roca y muros de sostenimiento. También se tiene instrumentos de control de desplazamientos de terrenos instalados en diversas zonas de la mina (Extensómetros).

#### 4.12.2 EL PROCESO DE MINADO Y EL SOSTENIMIENTO

El diseño de una excavación subterránea es el diseño de su propia estabilidad, en el proceso de minado el sostenimiento es parte primordial y vital para alcanzar los objetivos de producción en condiciones de terreno estable.

Diagrama de proceso de minado y su dependencia del sostenimiento.



La evolución del proceso de minado depende directamente del sostenimiento o estabilidad del terreno. El minado depende del sostenimiento y el sostenimiento permite o restringe el minado de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso. Para lograr un minado con seguridad debemos de aplicar el sostenimiento adecuado que el macizo



rocoso lo requiere, para esto se debe contar con diversos sistemas de sostenimiento.

#### **4.12.3 SISTEMAS DE SOSTENIMIENTOS**

Existen diversos sistemas de soporte, la aplicación de estos puede ser una combinación de estos o solamente un sistema, esto depende de las condiciones del macizo rocoso por sostener. Para adecuar un método de sostenimiento es necesario tener una evaluación geomecánica del macizo rocoso existiendo para esto diversos sistemas como: el sistema Q, el RMR, el RQD y otros.

A continuación se detallan los sistemas de sostenimiento que se viene aplicando en la mina obriza.

##### **A Shotcrete por vía húmeda con equipo robotizado.**

El sostenimiento con shotcrete por vía húmeda con equipo robotizado se implemento en mayo del año 2,000 y se viene aplicando hasta la fecha; la contrata UNICON es la encargada del sostenimiento con shotcrete bajo la supervisión del área de sostenimiento, anteriormente se venía aplicando el shotcrete por vía seca. La implementación de este tipo de sostenimiento fue muy importante para la empresa logrando beneficios en seguridad y disminución de costos en el sostenimiento de la mina, mejorando la calidad de sostenimiento con este sistema. Las características del sistema son las siguientes:

- Generar un ambiente seguro de trabajo, garantizando la aplicación de shotcrete con un espesor determinado en paredes y techos de las labores cuya altura en promedio es de 6 metros, alcanzando un máximo de altura hasta de 10 metros.
- Garantizar la calidad de la mezcla de modo que alcance una resistencia a la compresión mínima de 30 Mpa (4200 psi) a la edad de 28 días, reducción del rebote a un máximo de 10%, permitiendo a los componentes del shotcrete permanecer en la mezcla y reducir el gasto de material, optimizando el uso de insumos, incrementando la adhesión del shotcrete a las paredes de las excavaciones.
- La programación de plazos de ejecución son más precisos, esto nos permite poder cumplir con los programas del ciclo de minado sin dificultades.
- Los costos de sostenimiento se ha reducido notablemente, logrando ahorros significativos, los resultados obtenidos se muestran más adelante.

En el cuadro 4.38 se puede observar los diseños de shotcrete, sus costos y las diferencias que existen entre ellos.

CUADRO 4.39: Diseños de Shotcrete.

<b>DISEÑOS DE SHOTCRETE</b>				
<b>DISEÑO 1 (mayo 2,000 a Julio 2,001)</b>				
<b>INSUMOS</b>	<b>Unid</b>	<b>CANT.</b>	<b>P/U</b>	<b>Costo \$/M3</b>
Cemento Portland T-1	KG	415.0	\$0.11	\$40.97
Arena	KG	1535.0	\$0.01	\$0.52
Aditivo Rheobulid	LT	5.1	\$2.16	\$11.02
Aditivo Meyco SA 160	LT	25.5	\$1.42	\$30.21
Rheomac SF 100	KG	34.0	\$0.65	\$22.10
Aditivo Delvo	LT	2.0	\$1.73	\$3.46
Fibra metalica Novotex	KG	25.0	\$1.73	\$43.25
Fibra metalica Harex	KG	10.0	\$1.73	\$17.30
Aqua	LT	200.0	\$0.01	\$1.00
Sub Total				\$101.42
Dosificación y Transporte de Shotcrete				\$85.28
Lanzado de Shotcrete				\$07.00
Valor Total				\$373.70
<b>DISEÑO 2 (Agosto 2001 a Abril 2,002)</b>				
<b>INSUMOS</b>	<b>Unidad</b>	<b>CANT.</b>	<b>P/U</b>	<b>Costo \$/M3</b>
Cemento Portland T-1	KG	385.0	\$0.11	\$43.57
Arena	KG	1000.0	\$0.01	\$0.90
Aditivo Rheobulid	LT	4.0	\$1.04	\$8.92
Aditivo Meyco SA 160	LT	23.2	\$1.28	\$29.70
Rheomac SF 100	KG	33.0	\$0.62	\$20.40
Aditivo Delvo	LT	1.9	\$1.50	\$2.90
Fibra metalica Novotex	KG	35.0	\$1.64	\$57.40
Aqua	LT	188.1	\$0.01	\$1.50
Sub Total				\$174.48
Dosificación y Transporte de Shotcrete				85.28
Lanzado de Shotcrete				04.57
Valor Total				\$354.33
<b>DISEÑO 3 (Abril 2,002 a la fecha)</b>				
<b>INSUMOS</b>	<b>Unidad</b>	<b>CANT.</b>	<b>P/U</b>	<b>Costo \$/M3</b>
Cemento Portland T-1	KG	385.0	\$0.11	\$43.57
Arena	KG	1000.0	\$0.01	\$0.90
Aditivo Rheobulid	LT	4.0	\$1.04	\$8.92
Aditivo Meyco SA 160	LT	23.2	\$1.28	\$29.70
Rheomac SF 100	KG	33.0	\$0.62	\$20.40
Aditivo Delvo	LT	1.9	\$1.50	\$2.90
Fibra HPP	KG	7.0	\$7.50	\$52.50
Aqua	LT	188.1	\$0.01	\$1.50
Sub Total				\$100.58
Dosificación y Transporte de Shotcrete				85.28
Lanzado de Shotcrete				04.57
Valor Total				\$349.43

Fuente: Datos de la mina al 2,004

**B Preparación, suministro y aplicación:**

Preparación; para la preparación se cuenta con una planta con capacidad de 16M3 por hora el cual es alimentado con un cargador frontal de capacidad 1.9 M3 (Mini cargador de 0.75 M3 de capacidad).

Suministro; el suministro de shotcrete es realizado con camiones Mixers de capacidades de 4M3 y 2M3, los últimos son los que alimentan a la MAMBA en la mina y el primero sirve para reducir tiempos de preparación.

Aplicación; la utilización de un robot a permitido trabajar en labores seguras para el personal, al no quedar expuestos al riesgo de desprendimientos de rocas en lugares inestables. También el equipo robot evita la fatiga del personal como es usual en la aplicación manual.

El volumen de producción de la MAMBA es de 8 a 10 M3/Hora pudiendo este mejorar si la alimentación de shotcrete es continua. El alcance máximo es a 10 metros de altura, se puede sostener labores de alturas mayores con acondicionamientos de plataformas con material suelto de la propia mina.

### **C Control de calidad.**

El control de calidad es uno de los puntos más importantes que se debe de tener en cuenta a la hora de preparar y aplicar el shotcrete por vía húmeda. Si se mezclan todos los ingredientes conjuntamente en una planta de concreto se obtiene un producto de calidad el control de los aditivos y agregados se realiza por peso y no por cálculo de volúmenes. Para tener un control estricto de calidad es necesario contar con un laboratorio con los equipos adecuados, tener control del revenimiento (slump), compresión simple, flexión, tracción, modulo de fineza de la arena, humedad de la arena y % de rebote en el campo. En la actualidad se cuenta con un laboratorio bien implementado y con técnicos especialistas de concreto de UNICON.

**ROBOT MAMBA MEYCO**

CAPACIDAD DE PRODUCCION DE

8 A 10 M<sup>3</sup>/HORA; ALCANCE

MAXIMO DE 10 M DE ALTURA

MANIPULADO POR UN CONTROL REMOTO.



**PLANTA DE CONCRETO**



**TRACEGADO**



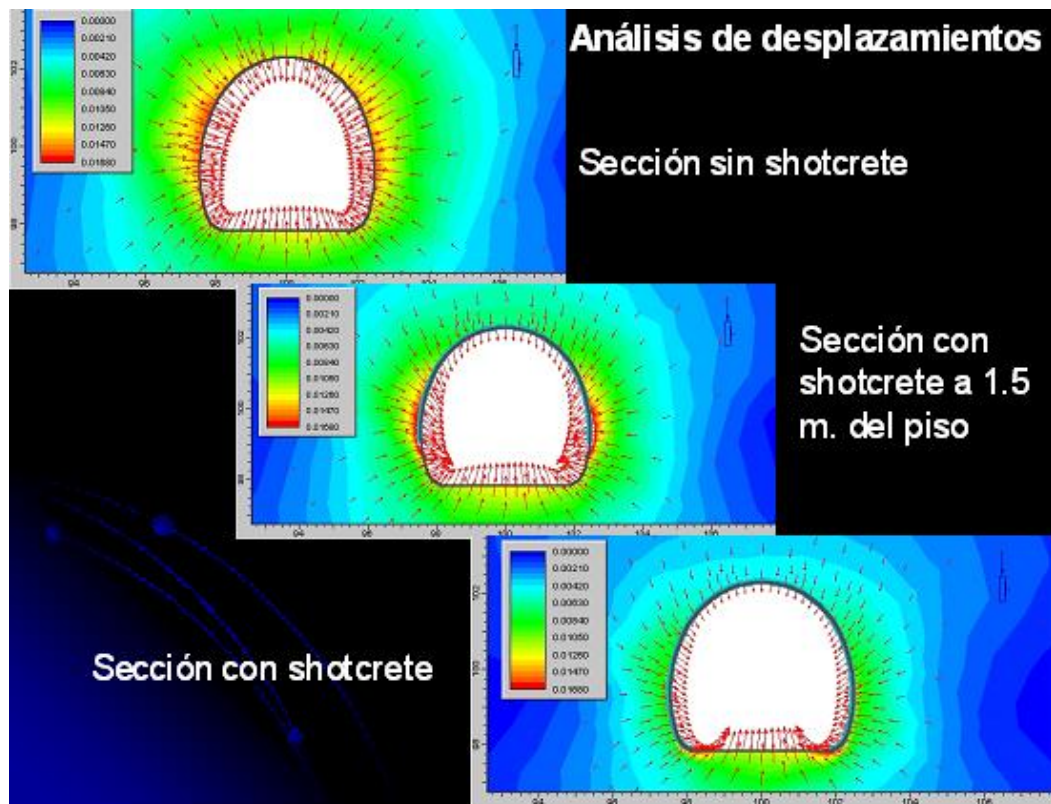
**SUMINISTRO DE SHOTCRETE**



**APLICACION DE SHOTCRETE**

**Imagen 4.14: PROCESO DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE**

Fuente: Propia



**Imagen 4.15:** Análisis de estabilidad.

Fuente: Área de Geomecánica

## **D Arcos de acero.**

### **Generalidades:**

Los arcos de aceros o también denominados CIMBRAS, son estructuras metálicas de alta resistencia, su aplicación es principalmente en labores de alta inestabilidad y que se requiere mantenerlas estables por bastante tiempo. En Cobriza existe presencia de fallas que son muy dinámicas (falla rosa, falla frida y otras), las dimensiones de arcos que se utiliza en Cobriza son de 6mx4m y de 5mx4m, esto debido a las dimensiones de las excavaciones que sirven como accesos principales, los cuales deben de

tener un sostenimiento adecuado por las funciones que realiza. El espaciamiento entre arco y arco es de 1.2m, colocándole de 8 a 10 distanciadores para formar la estructura que los une y lograr un buen rendimiento de estos elementos.

El control de calidad que se realiza es por el método visual, utilizando pinturas para monitorear las fisuras que pueden existir y ver su comportamiento con el tiempo, también en estas zonas se monitorea los desplazamientos con instrumentos denominados extensómetros. Su aplicación podríamos citarlos por el consumo que tenemos en el tercer lugar, debido a las pocas construcciones de galerías principales en la actualidad, en sus inicios de sus preparaciones de la mina, este sistema de sostenimiento fue el más usado, con los cuales podemos contar hasta la fecha, mostrando así su alta resistencia y duración con el tiempo.



**Imagen 4.16:** sostenimiento con cimbras.

Fuente: Propia

## **E Pernos de roca.**

Los pernos de roca es otro de los sistemas de sostenimiento que contamos en Cobriza en tres diferentes tipos: pernos con resina, pernos con cartuchos de cemento y pernos con lechada de cemento.

Pernos con resina; este tipo de pernos se utiliza en los techos de las labores con una malla de distribución de 1.2mx1.2m esta fue calculado con simulaciones con el programa Phase 2 y en la aplicación se realizaron algunos ajustes para obtener los mejores rendimiento de estos, la longitud de estos elementos de sostenimientos es de 8 pies con un diámetro nominal de  $\frac{3}{4}$  de pulgada y un acero ASTM A 615-89 de grado 60.

En la instalación es muy importante tener el control del diámetro de taladro y el tiempo de rotación en la instalación, para obtener resultados excelentes con las características de estos pernos el diámetro debe de estar entre 32mm a 34mm y por las características de las resinas que se viene usando el tiempo de rotación debe de ser como máximo un minuto esto teniendo un equivalente a 25 rotaciones de la perforadora Stoper. Este tiempo es importante porque la resina de fragua rápida tiene un tiempo de fragua muy rápido y si le damos mayor tiempo de rotación que este tiempo de fragua, estaríamos rompiendo los cristales que se formaron y estos no estarían cumpliendo su objetivo que es de adherencia a las paredes del taladro en un tiempo mínimo y como consecuencia se tendría un riesgo de obtener bajo rendimiento de estos elementos. Para poder estar seguros del funcionamiento y rendimiento de los diversos sistemas de sostenimiento se



realiza pruebas de campo de control de calidad, existiendo hoy en día diversos instrumentos para realizar estas pruebas. El rendimiento que se obtiene de estos elementos de sostenimiento de techo con las características mencionadas anteriormente está entre 18 a 20 toneladas a un día de instalación.

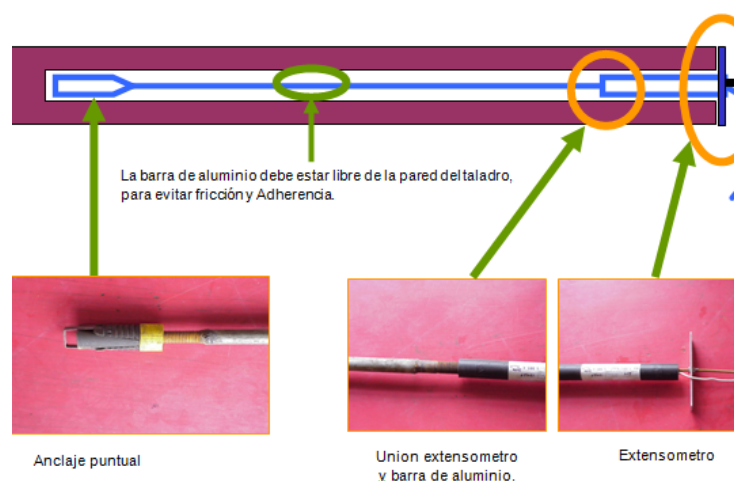
El uso de resinas es con el objetivo de poder tener un sostenimiento inmediato y asegurar los techos de las labores para los trabajos sucesivos. Se debe de tener bien definidos los estándares de instalación de cada sistema de sostenimiento para hacerlo correctamente, facilitar la instalación con los trabajadores novatos en esta actividad y estar adecuados a la política de seguridad de la empresa.

Pernos con cartuchos de cemento; este tipo de sostenimiento se utiliza también en los techos de las labores, las características de los pernos son las mismas a los con resina, la diferencia es el tiempo de acción de estos elementos ya que estos fraguan a mayores tiempos que las resinas, también la diferencia de costos, son más baratos que las resinas. Su aplicación es mayormente en combinación con shotcrete, esto se implemento el año 2,002 previas pruebas y estudios del comportamiento de la roca. El procedimiento de instalación es casi similar a la instalación de pernos con resina, con la diferencia que el control del diámetro del taladro y la rotación no es de mucha importancia debido a las características de los cartuchos de cemento.

Pernos con lechada de cemento; se aplica a la paredes de las labores con equipo de bombeo de la lechada de cemento, con diámetro de taladro entre 35mm a 42mm, el diámetro adecuado será de acuerdo a las características de las rocas a sostener. Comparando con los otros tipos de pernos su instalación es más sencilla, más fácil de controlar y obtener buenos rendimientos con el tiempo.

#### 4.12.4 CONTROL DE DESPLAZAMIENTOS EN EXCAVACIONES DE LA MINA COBRIZA

Tener información del control de desplazamiento de las excavaciones es muy importante, mediante los resultados obtenidos se puede predecir la estabilidad de la excavación y su comportamiento conforme pasa el tiempo. En la actualidad existen diversos tipos de instrumentos para poder obtener esta información, en Cobriza se viene usando los denominados extensómetros.

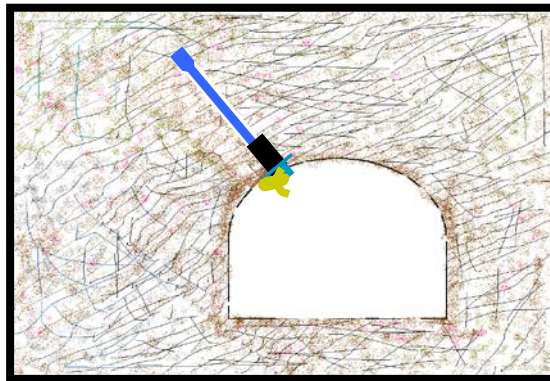


**Imagen 4.17:** Instrumentos de control de desplazamiento.

Fuente: Propia

**EXTENSOMETROS:** Especificaciones Técnicas y generalidades

**Instalación y Monitoreo:**



- 1.- Hacer un taladro de 10 pies.
- 2.- Colocar la barra de aluminio.
- 3.- Instalar el extensómetro.

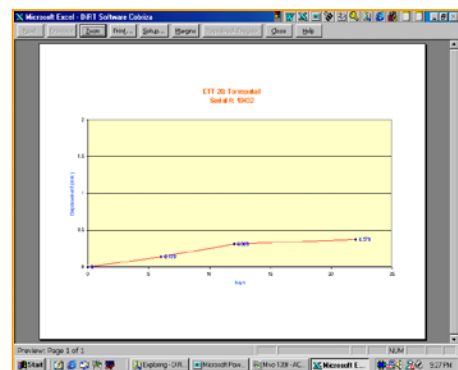
Los datos que se toma es la resistencia en K (ohm) y la fecha de monitoreo.

**Procesamiento de datos:**

**Base de Datos**

	ETT.1	ETT.2	ETT.3	ETT.4	ETT.5
1					
2					
3	Serial Number	13431	10432	10420	10414
4	Coefficient	0.94052	0.35956	0.98344	0.91374
5	User Description A				
6	User Description B				
7	Location	A5 (+) EP 19	A5 (+) EP 19	A5 (-) EP 19	00 A-3 Ouelma
8	Serial Date	18-May-00	19-Jun-00	19-Jun-00	1-Mar-01
9	Zero Point	75.800	50.500	50.400	5.200
10					
11	1 Date (mm/dd/yyyy)	25-May-00	26-Jun-00	26-Jun-00	6-Mar-01
12	Reading 1 (Kohm)	71.700	51.700	51.400	5.210
13	2 Date (mm/dd/yyyy)	01-Jun-00	15-Jun-00	15-Jun-00	28-Mar-01
14	Reading 2 (Kohm)	78.200	53.100	52.700	5.450
15	3 Date (mm/dd/yyyy)	14-Jun-00	28-Jun-00	28-Jun-00	06-Nov-01
16	Reading 3 (Kohm)	79.700	53.600	53.700	5.940
17	4 Date (mm/dd/yyyy)	19-Jun-00	14-Aug-00	14-Aug-00	
18	Reading 4 (Kohm)	60.000	53.000	54.200	
19	5 Date (mm/dd/yyyy)	26-Jun-00	26-Jun-00	26-Jun-00	
20	Reading 5 (Kohm)				

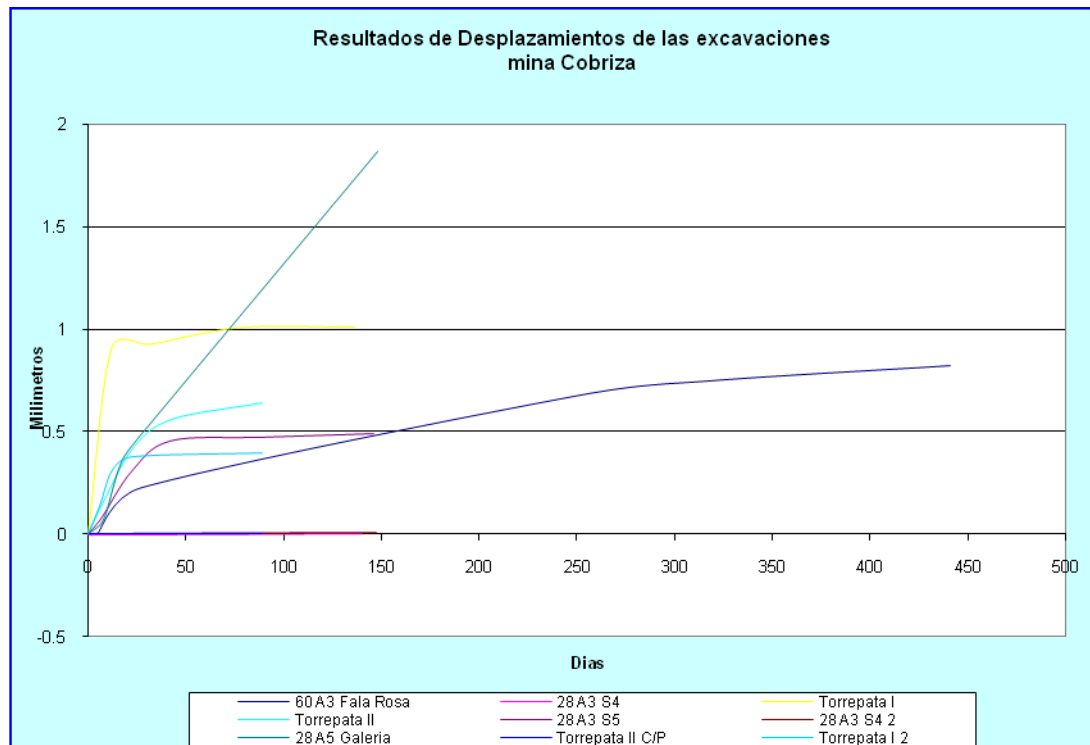
**Ploteo de Datos**



**Imagen 4.18:** Secuencia de control de desplazamientos

Fuente: Propia

Para poder tener un control y prevenir los posibles desprendimientos de rocas es necesario analizar los resultados, como se observa en el gráfico siguiente, donde los desplazamientos son mínimos a tiempos significativos.



**Imagen 4.19:** Gráfico de resultados de desplazamientos de las excavaciones mina Cobriza.

Fuente: Propia

#### 4.12.5 APLICACION EN LA RECUPERACION DE PUENTES Y ESCUDOS

La etapa de recuperación de puentes, escudos y pilares en una mina, es una de las más críticas en cuanto a estabilidad, porque en esta etapa nos enfrentamos a excavaciones antiguas a las cuales tenemos que alterar nuevamente su estabilidad, como consecuencia vamos a tener una nueva distribución de esfuerzos, los cuales para encontrarse en un estado estable tardarán más tiempo y afectarán a las excavaciones cercanas (accesos como: zig zags, galerías, subniveles y otros).

Para tener acceso a estas reservas se tiene que hacer trabajos de rehabilitación de los accesos principales. En el año 2,001 se comenzó uno de los proyectos de recuperación de escudos en el Nv. 28 A3 S3 Hasta el S4, previo a esto se realizó sostenimiento combinado de shotcrete más pernos, para poder garantizar la seguridad de la zona a trabajar, en la actualidad se viene explotando el escudo 28-2680N S4, durante el tiempo que se viene trabajando no se ha tenido desprendimiento de rocas de dimensiones considerables y actualmente se tiene buena estabilidad. También se está controlando los movimientos de las excavaciones con instrumentos denominados extensómetros, esto es muy importante en esta etapa de minado, por las cosas dichas anteriormente.

#### **4.13 DISEÑO DE LAS PREPARACIONES Y VOLADURA CONTROLADAS EN FRENTE DE RECUPERACION**

##### **4.13.1 AVANCES EN FRENTE**

La ejecución de galerías es un caso de especial interés, dentro de la técnica de voladuras, como resulta lógico, se tiene en cuenta el papel preponderante que tienen los trabajos mineros de perforación y voladura.

El avance en los túneles se realiza perforando la roca en el frente de dicho túnel, mediante una serie de taladros en los que se coloca el explosivo y los detonantes, el orden de encendido obedece a un plan previamente proyectado. Los primeros barrenos, llamado arranque, tienden a crear el vacío hacia el cual se vuela sucesivamente el resto de la roca, esta abertura o arranque es la llave que abre la roca hasta una profundidad que depende de la forma y éxito del mismo. Las siguientes fases de la voladura repartidas en el espacio restante, deben proyectarse

para obtener el contorno deseado de la roca remanente sin alterarla y con toda su firmeza.

▪ **EQUIPO DE PERFORACIÓN**

a) Jumbo Electro hidráulico de dos brazos

- Marca Atlas Copco
- Modelo Boomer H121E
- Perforadora COP 1238

**CUADRO 4.40:** Presiones de trabajo

Percusión	180 Bar	Avance	80 Bar
Agua	10 Bar	Rotación:	50 Bar

Fuente: Manual de operación del equipo

#### 4.13.2 RITMO DE AVANCE

Depende de la eficiencia del disparo y del rendimiento del equipo de limpieza. Normalmente el ciclo de trabajo está formado por perforación, carga de explosivos y disparo, los cuales se efectúan en un turno y en el siguiente: ventilación, regado, desatado, limpieza y transporte.

El material, producto de la voladura, si es mineral será destinado a los ore pass caso contrario será evacuado a los tajeos como relleno.

### 4.13.3 ARRANQUE CON BARRENOS PARALELOS

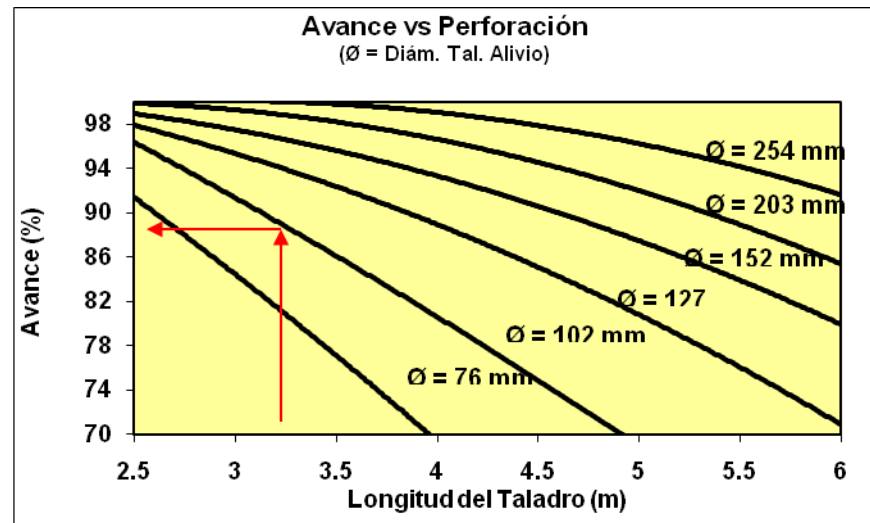
El arranque de barrenos paralelos, ofrece las condiciones más favorables para la mecanización de la perforación. Tiene por objetivo crear una abertura o superficie libre hacia la que pueda ser efectuada la voladura del resto de los taladros; el tipo de arranque usado es el que tiene uno o más taladros de mayor diámetro vacíos, que son rodeados con taladros de diámetro menor los que van cargados y rompen hacia los taladros vacíos de alivio.

Cuando se diseña el arranque, los parámetros siguientes son importantes para obtener un buen resultado.

- El mayor diámetro del taladro de alivio
- El burden
- La concentración de carga

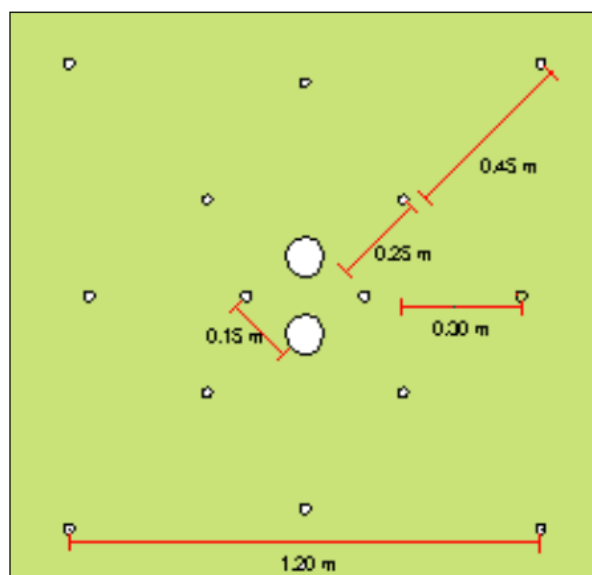
Además, se debe observar la precisión en el paralelismo de la perforación, especialmente en el arranque.

Trabajaremos con broca escareadora de 102 mm (4 pulg.), longitud de perforación de 11 pies, luego de acuerdo al gráfico 1, se puede esperar un avance de 88%.

**Grafico 4.9:** Avance vs perforación.

Fuente: información de internet

Generalmente, los taladros del arranque ocupan un área aproximadamente de 1,50 m x 1,50 m, en nuestro caso será de 1,20 m x 1,20 m, como se aprecia en la imagen 4.20.

**Imagen 4.20:** Distribución de taladros de arranque.

Fuente: Área de Planeamiento



#### 4.13.4 BURDEN EN EL CUADRANTE ARRANQUE

Cuando se tiene varios taladros vacíos se aplica la siguiente fórmula:

$$A = 1,5 D$$

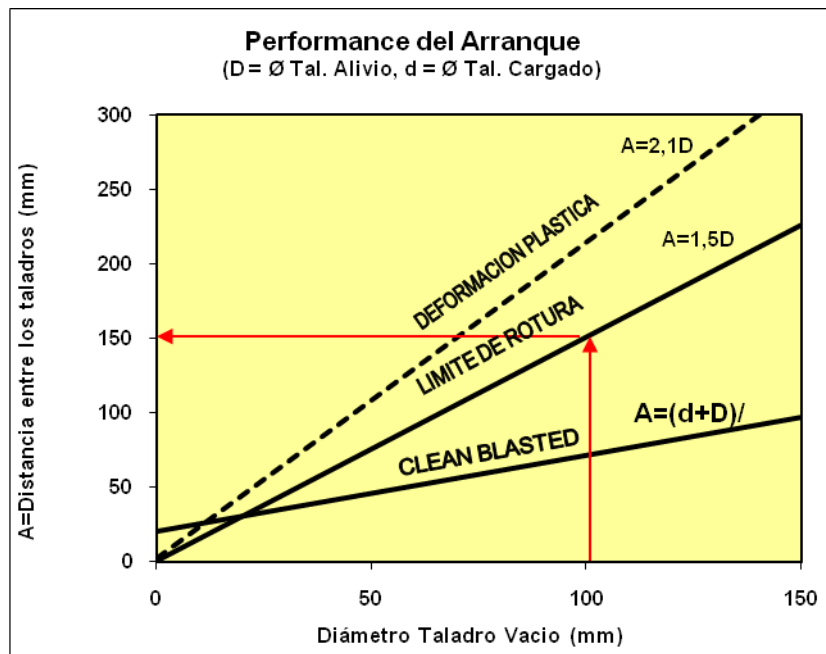
Donde:

$A = C' - c$ : Distancia entre puntos centrales de los taladros vacíos y el taladro de rotura.

$D$  = Diámetro del taladro del alivio.

Para nuestro caso  $D = 102$  mm, entonces para lograr una rotura eficiente, tenemos que  $A = 152$  mm, de acuerdo al grafico 4.10.

**Grafico 4.10:** Performance del arranque.



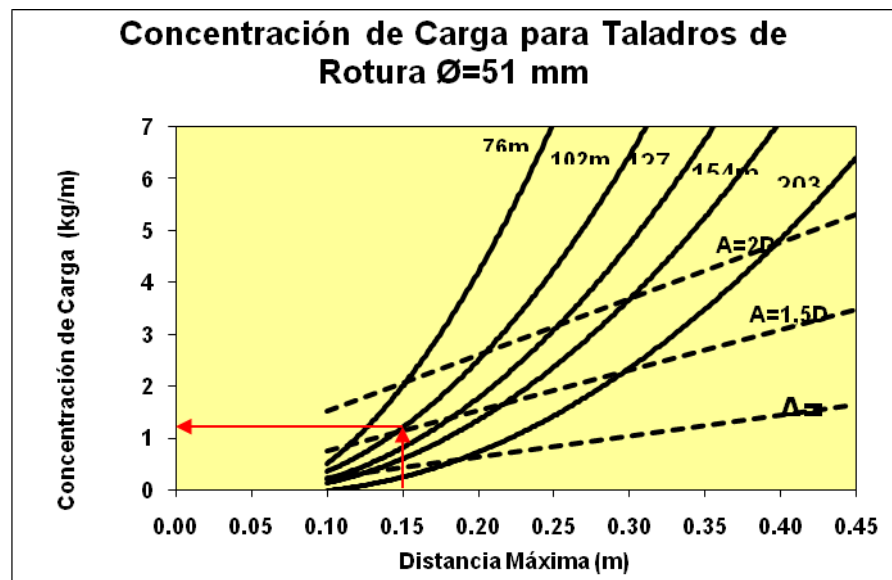
Fuente: información de internet

#### 4.13.5 CONCENTRACIÓN DE CARGA DE TALADROS DE ARRANQUE

El carguío de los taladros deben efectuarse cuidadosamente, concentración de carga muy baja puede no romper la roca, mientras que, las concentraciones altas tirarán las rocas a la pared opuesta del taladro vacío, con tal alta velocidad que la roca rota será re compactada y no soplada hacia fuera.

La concentración necesaria de carga a diferentes distancias (C'-c), entre el taladro grande y él más cercano a los taladros cargados, puede verse en la grafico 4.11.

**Grafico 4.11:** Concentración de carga por taladro.



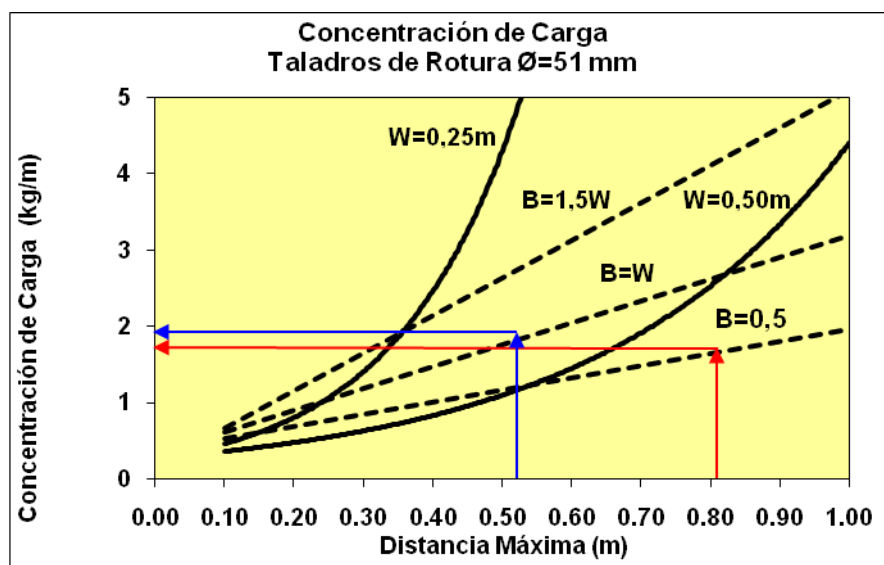
Fuente: información de internet

En nuestro caso, la concentración de carga será de 1,25 kg de explosivo por cada metro de taladro de  $\varnothing=51$  mm.

#### 4.13.6 BURDEN EN LOS CUADRANTES RESTANTES

El método es similar al cálculo del arranque, con la diferencia que la abertura de salidas es rectangular, normalmente el burden (B) para los cuadros restantes es igual al ancho (W) de la abertura creada.  $B=W$ .

**Grafico 4.12:** Concentración de carga por taladro.



Fuente: información de internet

La concentración de carga se obtiene de la grafica 4.

Para nuestro caso, la concentración de carga será de 1,70 kg de explosivo por cada metro de taladro de  $\varnothing=51$  mm.

#### 4.13.7 VOLADURA CONTROLADA DE CONTORNOS

La energía no aprovechada en el proceso de fragmentación y desplazamiento de la roca, en algunos casos superiores al 80% de la desarrollada en la voladura, reduce la resistencia estructural del macizo rocoso, fuera del ámbito de actuación del corte. Se crean nuevas fracturas y planos de debilidad las juntas, diaclasas y planos de estratificación que inicialmente no eran críticos, al ser abiertas provocan producen una reducción de la cohesión del macizo, dejando a este fracturado (bombeado) es un estado de colapso potencial.

##### **A Consecuencias**

- Mayor dilución del mineral en las zonas de contacto.
- Necesidad de reforzar paredes y techos de la labor mediante sistema costoso de sostenimiento.
- Mayor tiempo en desatado, con riesgo para el personal de operación.
- La presencia de paredes y techos irregulares afectan la ventilación por el rozamiento del aire con estas irregularidades.

Por tanto, los esfuerzos destinados a la aplicación de voladuras controladas de contorno están ampliamente justificados, tanto por motivos técnicos, económicos y de seguridad.

##### **B Mecanismos responsables de la inestabilidad**

Los mecanismos responsables de la inestabilidad y sobre fracturación de la labor, están estrechamente ligados a los propios de rotura de la roca que se desarrollan durante la voladura.

Para controlar la sobre fracturación se debe tener en cuenta:

No sobrepasar la resistencia a la compresión dinámica de la roca que rodea a la carga de explosivos.

Mantener un nivel de vibraciones en la roca residual que no genere roturas por un exceso volumen de gases.

En Cobriza, para voladura controlada de contornos o de recorte, se emplearán dos formas:

- **En zonas sin agua**, se emplea la técnica de voladuras de Trazing que consiste en cargar los taladros de corona de la siguiente manera:
  - i) Cebo, dinamita gelatina 75%, fanel de periodo largo, cordón detonante 3G, un extremo amarrado al cebo y el otro extremo fuera del taladro.
  - ii) Finalmente se carga con anfo. Al explosionar el cebo, inicia al anfo y al pentacord, luego por diferencia de velocidad de detonación, el pentacord quema parte del anfo a lo largo del taladro, quedando este con menor densidad de carga y al explosionar prácticamente corta la roca sin golpear contra el techo.

- **En zonas con agua**, el sistema empleado consiste en perforar los taladros de corona con espaciamiento de 30 cm, cargándose en forma alternada, es decir, cada dos taladros cargados, queda uno vacío al centro. Estos se cargan con dinamitas gelatinas 75%, en una longitud igual a las dos terceras partes del taladro. Todos los taladros de corona tienen el mismo retardo.

## C CRITERIOS DE DISEÑO EN EL SOSTENIMIENTO DE TUNELES

El diseño de soporte de un túnel tiene su fundamento en la manera como se espera estabilizar la excavación.

Sin embargo, se pueden definir en consideraciones con la mecánica de rocas, cinco clasificaciones básicas de acuerdo a las dificultades que oponga el medio rocoso al avance del túnel.

- **Elástico:** Cuando las tensiones generadas por la excavación del túnel son bajas, los esfuerzos en la roca no requieren soporte, pudiéndose emplear un sellado con concreto rociado con el objeto de conservar el buen esfuerzo de la roca.

-**Junta elástica:** Cuando la roca no puede hacer frente a las tensiones generadas sin fallar (excesivas tensiones), no obstante la manera como falla la roca, en relación con el borde del túnel, inducen a considerar una auto-estabilización de la estructura del túnel. Las deformaciones pueden conducir a una liberación de

tensiones; entonces, un adecuado soporte está en relación con el mantenimiento que se tenga de la superficie de borde de la excavación.

Para este defecto de la roca, son dos las formas que se requieren para soportar el túnel:

- Forrar o revestir el túnel, hecho que no representa gran ayuda.
- Instalación de pernos de rocas, que puede representar oportuno.
- Leve presión ejercida: Ocurre cuando la roca no puede tolerar las tensiones elásticamente, de modo que los planos de fallamiento sin fricción o zonas requieren una estructura de estabilización inmediatamente después de la liberación de tensiones. Las deformaciones representan un pequeño amortiguador.
- Presión ejercida: Ocurre cuando el movimiento es de gran magnitud, tendiendo a una permanencia larga. Un económico sistema de sostenimiento es esencial para la estabilización del túnel a progresivos fallamientos. Anotando que las fallas en las rocas no pueden evitarse por cualquier cantidad de soporte, por razonable que sea. Un adecuado soporte del túnel requiere del control de la progresión de fallas y mantenimiento de la estabilidad del túnel.
- Alta presión ejercida: Ocurre cuando el esfuerzo residual de la roca es bajo (baja fricción interna), el progresivo desarrollo de los fallamientos alcanza profundidad en la roca circundante y las

deformaciones también se pueden desarrollar progresivamente. El soporte necesita estar diseñado para permitir grandes movimientos, de modo que su función no sea deteriorada.

- Mayores Elementos en el Diseño del Sostenimiento
- Los esfuerzos naturales del suelo o la roca circundante a la excavación de un túnel se deben preservar movilizándose hasta el máximo alcance posible.
- Controlar las deformaciones en la superficie de la excavación, cuando el desarrollo total de esfuerzos lo requiera. De cualquier modo, excesivas deformaciones derivarán en resultado de pérdida de esfuerzos o inaceptables superficies con altos asentamientos que, en lo posible, deben evitarse.
- Estos condicionamientos pueden lograrse siguiendo una variedad de rutas, pero generalmente, un sistema de soporte primario consiste en un empernado o anclaje de roca sistemáticamente instalado, complementando con una capa de revestimiento semi-flexible de concreto rociado.
- Con cualquier sistema de soporte empleado, es necesario que en la instalación los elementos de éste entren en contacto íntimo con la superficie de la excavación, de modo que las deformaciones de la roca sean absorbidas total o parcialmente por el soporte instalado.
- El periodo de tiempo que transcurra hasta la colocación del soporte y el cierre, con un anillo de concreto rociado, de la superficie excavada, es de vital importancia para el control de las deformaciones, debido a que estas varían de punto a punto.



- El soporte primario representaría el soporte total requerido. El dimensionamiento del soporte secundario, se basa en el grado de contribución que los resultados de las mediciones de esfuerzos en los elementos del soporte primario otorguen y en las deformaciones que puedan ser detectadas en la superficie de la excavación o en la roca circundante.
- La longitud del túnel que se deja sin soporte por algún tiempo, durante la construcción de éste, debe ser lo más corta posible. Si la excavación se ejecuta a sección completa, como nuestro caso, debe permanecer por un mínimo tiempo, tratando de no afectar la disturbación de la roca por efectos de las voladuras.

#### **4.13.8 COSTOS DE OPERACIÓN**

Los costos en el avance de un frente se estiman en US\$ 453,09 por metro, como se muestra a continuación y se detalla en el anexo.

**CUADRO 4.41:** Costos de avance de un frente de 5mx4m.

<b>COSTOS</b>	<b>US\$/m</b>
PERFORACIÓN	428
VOLADURA	322
LIMPIEZA	307
GENERALES	166
<b>TOTALES</b>	<b>1,223</b>

Fuente: Propio

No se considera los costos de sostenimiento, que pueden incrementar el costo anterior entre 500 y 1500 US\$/m, dependiendo de un soporte con concreto rociado o la instalación de cimbras metálicas y concreto respectivamente.

Dependerá del adecuado diseño de soporte y el tiempo oportuno de instalación de mismo para lograr una buena productividad.

Cuadro 4.42: Parámetros de avance de un frente en mineral.

## PARÁMETROS DE AVANCE DE UN FRENTE EN MINERAL

Sección		6,0 m x 4,0 m	
Tipo de roca		I, Q=75%	
Número de taladro		59	
<b>PERFORACIÓN</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>VALOR</b>	
Longitud de perforación	m	3.2	
Número de Taladro de Rótura	tal	56	
Número de Taladro de Alivia	tal	2	
Dímetro de taladro de rotura	mm	51	
Dímetro de Taladro de Alivia	mm	102	
Tiempo Efectivo de Perforación	hr	4.0	
Tiempo de Traslado - Inst./Destinst.	hr	1.0	
Tiempo Total de Operación	hr	5.0	
<b>VOLADURA</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>VALOR</b>	
<b>Consumo de Explosivo</b>			
Dinamita Gel. 75%	Kg	9.72	
ANFO	Kg	266.70	
Total	Kg	276.42	
Carga por taladro Prom.	Kg/tal	4.94	
<b>Consumo de Accesorios</b>			
Teconel periodo corto	ea	6	
Teconel periodo largo	ea	50	
Guía ensamblada	ea	2.00	
Pentacord 3G	m	30	
Mecha rápida	m	2	
<b>EFICIENCIAS</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>VALOR</b>	
<b>Perforación</b>			
Rendimiento	m/hr	44.8	
<b>Voladura</b>			
Avance	m	2.7	
Factor de carga	Kg/m <sup>3</sup>	4.23	
<b>Tareas</b>			
Perforación	hr-hd/isp.	10.00	
Carguío	hr-hd/isp.	7.50	
<b>VIDA UTIL DE ACCESORIOS</b>			
SHANK	m	2500	
ACOPLE	m	2500	
BARRA	m	2000	
BROCA	m	6000	
BROCA RIMADORA	m	1000	
<b>COSTO DE PERFORACION</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
<b>ÁCEROS</b>			
Brocas de botones de 51 mm	US\$/m	5.71	
Barra de 12 pies	US\$/m	4.58	
Copla	US\$/m	0.79	
Rimador	US\$/m	0.82	11.90
<b>EQUIPO</b>			
Jumbo Electrohidraulico H12IE	US\$/m	55.15	55.15
<b>ENERGIA</b>			
Eléctrica	US\$/m	5.42	5.42
<b>SERVICIOS - MATERIALES</b>			
Ventilación, agua, etc	US\$/m	5.00	5.00
<b>PERSONAL</b>			
1Maestro	US\$/m	18.86	
1Ayudante	US\$/m	17.58	36.44
<b>COSTO DE PERFORACION</b>	<b>US\$/m</b>		<b>113.91</b>
<b>COSTO DE VOLADURA</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
<b>ACCESORIOS</b>			
Dinamita Gelatina 75 %	US\$/m	5.54	
Anfo	US\$/m	45.57	
Teconel periodo corto	US\$/m	2.32	
Teconel periodo largo	US\$/m	19.30	
Guía ensamblada	US\$/m	0.47	
Pentacord 3G	US\$/m	1.10	
Mecha rápida	US\$/m	0.14	74.44
<b>EQUIPO</b>			
Cargador de Anfo	US\$/m	25.74	25.74
<b>PERSONAL</b>			
1Maestro	US\$/m	10.34	
1Fanlero	US\$/m	10.13	
1Ayudante	US\$/m	9.67	30.14
<b>COSTO VOLADURA</b>	<b>US\$/m</b>		<b>130.31</b>
Alquiler de Jumbo Terceiros	127.31 \$/hr-mq		
Hr-Mq Jumbo DRP	30 \$/hr-mq		
Hr-Mq Scooptam DRP	50 \$/hr-mq		
Hr-Mq Cargador de Anfo	20 \$/hr-mq		
Dinamita	155 \$/kg		
Examon	0.4648 \$/kg		
Teconel	1.05 \$/ea		
Pentacord	0.1 \$/mt		
Guía ensamblada	0.634 \$/ea		
Mecha rápida	0.19 \$/mt		
<b>COSTO DE LIMPIEZA</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
<b>EQUIPO</b>			
Scooptams ST-13	US\$/m	73.53	73.53
<b>PERSONAL</b>			
1Maestro	US\$/m	18.93	
1Ayudante	US\$/m	17.58	36.51
<b>COSTO DE LIMPIEZA</b>	<b>US\$/m</b>		<b>110.04</b>
<b>COSTO GENERALES</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
<b>MATERIALES</b>			
Manguera PVC 2"	US\$/m	1.10	
Manguera reforzada 1"	US\$/m	0.95	
Coplas, gomas, pernos, tuercas	US\$/m	0.25	
Cables eléctricos	US\$/m	18.50	
Mangas de ventilación	US\$/m	13.50	
Varios	US\$/m	3.85	38.15
<b>EQUIPO</b>			
Ventiladores	US\$/m	8.85	
Motoniroladora / tractor ruedas	US\$/m	8.75	17.60
<b>PERSONAL</b>			
2 Ayudantes	US\$/m	7.03	7.03
<b>COSTO GENERALES</b>	<b>US\$/m</b>		<b>62.78</b>
<b>COSTO PERF - VOL - LIMP</b>	<b>US\$/m</b>		<b>417.04</b>

Fuente: Datos de mina

Cuadro 4.43: Parámetros de avance de un frente en pizarra

## PARÁMETROS DE AVANCE DE UN FRENTE EN PIZARRA

Sección		6,0 m x 4,0 m	
Tipo de roca		I, Q= 75%	
Número de Taladro		32	
<b>PERFORACIÓN</b>			
Longitud de perforación	m	3.2	
Número de Taladro de Rotura	tal.	32	
Número de Taladro de Alivia	tal.	2	
Dámetro de taladro de rotura	mm	51	
Dámetro de Taladro de Alivia	mm	102	
Tiempo Electivo de Perforación	hr	2.5	
Tiempo de Traslado + Inst./Desinst.	hr	1.0	
Tiempo Total de Operación	hr	3.5	
<b>YOLADURA</b>			
	<b>UNIDAD</b>	<b>VALOR</b>	
Consumo de Explosivo			
Dinamita Gel. 75%	Kg	5.56	
ANFO	Kg	157.80	
Total Explosivos	Kg	163.36	
Carga por taladro Prom.	Kg/tal	5.10	
<b>Consumo de Accesorios</b>			
Tecnol periodo corto	ea	4	
Tecnol periodo largo	ea	28	
Guía ensamblada	ea	2	
Pentacord 3G	m	30	
Mecha rápida	m	2	
<b>EFICIENCIAS</b>			
	<b>UNIDAD</b>	<b>VALOR</b>	
Perforación			
Plendimiento	m/hr	41.0	
Voladura			
Avance	m	2.9	
Factor de carga	Kg/m <sup>2</sup>	2.36	
Tareas			
Perforación	hr-hd/ disp.	7.00	
Carguío	hr-hd/ disp.	7.50	
<b>VIDA UTIL DE ACCESORIOS</b>			
SHANK	m	2500	
ACOPLE	m	2500	
BARRA	m	2000	
BROCA	m	600	
BROCA RIMADORA	m	1000	
<b>COSTO DE PERFORACION</b>			
	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
ÁCEROS			
Brocas de botones de 51 mm	US\$/m	3.08	
Barra de 12 pies	US\$/m	2.47	
Copla	US\$/m	0.43	
Rimador	US\$/m	0.77	6.75
<b>EQUIPO</b>			
Jumbo Electrohidraulico HI2IE	US\$/m	36.46	36.46
<b>ENERGIA</b>			
Eléctrica	US\$/m	2.94	2.94
<b>SERVICIOS - MATERIALES</b>			
Ventilación, agua, etc	US\$/m	5.00	5.00
<b>PERSONAL</b>			
1 Maestro	US\$/m	13.20	
1 Ayudante	US\$/m	12.31	25.51
<b>COSTO DE PERFORACION US\$/m 76.66</b>			
<b>COSTO DE VOLADURA</b>			
	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
ACCESORIOS			
Dinamita Gelatina 75 %	US\$/m	2.99	
Anfo	US\$/m	25.47	
Tecnol periodo corto	US\$/m	1.46	
Tecnol periodo largo	US\$/m	10.21	
Guía ensamblada	US\$/m	0.44	
Pentacord 3G	US\$/m	1.04	
Mecha rápida	US\$/m	0.13	41.74
<b>EQUIPO</b>			
Cargador de Anfo	US\$/m	17.36	17.36
<b>PERSONAL</b>			
1 Maestro	US\$/m	9.40	
1 Anelero	US\$/m	9.21	
1 Ayudante	US\$/m	8.79	27.40
<b>COSTO VOLADURA US\$/m 86.50</b>			
<b>Alquiler de Jumbo, Tercoeros</b>			
Hr-Mq Jumbo DRP	127.91 \$/hr-mq		
Hr-Mq Scooptram DRP	30 \$/hr-mq		
Hr-Mq Scooptram DRP	50 \$/hr-mq		
Hr-Mq Cargador de Anfo	20 \$/hr-mq		
Dinamita	1.55 \$/Kg		
Examon	0.4648 \$/Kg		
Tecnol	1.05 \$/ea		
Pentacord	0.1 \$/mt		
Guía ensamblada	0.634 \$/ea		
Mecha rápida	0.19 \$/mt		
<b>COSTO DE LIMPIEZA</b>			
	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
EQUIPO			
Scooptrams ST-13	US\$/m	69.44	69.44
<b>PERSONAL</b>			
1 Maestro	US\$/m	16.14	
1 Ayudante	US\$/m	14.07	29.21
<b>COSTO DE LIMPIEZA US\$/m 98.65</b>			
<b>COSTO GENERALES</b>			
	<b>UNIDAD</b>	<b>COSTO</b>	<b>TOTAL</b>
<b>MATERIALES</b>			
Manguera PVC 2"	US\$/m	1.10	
Manguera reforzada 1"	US\$/m	0.95	
Coplas, gomas, pernos, tuercas	US\$/m	0.25	
Cables eléctricos	US\$/m	18.50	
Mangas de ventilación	US\$/m	13.50	
Varios	US\$/m	3.85	38.15
<b>EQUIPO</b>			
Ventiladores	US\$/m	8.85	
Motoniveladora / tractor ruedas	US\$/m	8.75	17.60
<b>PERSONAL</b>			
2 Ayudantes	US\$/m	7.03	7.03
<b>COSTO GENERALES US\$/m 62.78</b>			
<b>COSTO PERF- YOL- LIMP US\$/m 324.59</b>			
<b>SOSTENIMIENTO</b>			
SHOTCRETE (\$344.68/m <sup>3</sup> )			459.6
PERNOS CON RESINA Y CEMENTO (136.24/m)			136.2
<b>SOSTENIMIENTO US\$/m 595.8</b>			
<b>COSTO TOTAL US \$/M 920.40</b>			

Fuente: Datos de mina

## **CAPITULO V**

### **SEGURIDAD, SALUD E HIGIENE INDUSTRIAL Y CAPACITACION**

#### **5.1 SEGURIDAD**

El cambio de cultura de seguridad desarrollado en los trabajadores han permitido a la unidad minera de Cobriza en sus diferentes áreas de operación, alcanzar sucesivos record de horas – hombre sin accidentes incapacitantes de acuerdo a la valoración de los estándares de la MSHA (mine safety and Health Administration).

Los logros, se basan al sistema de Seguridad propio basado en la Política y Filosofía de la Empresa “La Seguridad Es el Alma de nuestra Organización”, concordantes con las disposiciones normadas por el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. 055-2010-EM y el Reglamento Interno de Trabajo que protegen la integridad física de nuestro recurso humano, capital más valioso con que contamos.

Actualmente se viene aplicando la nueva filosofía de Cero Tolerancias para los Accidentes, con la finalidad de eliminar de la mente de nuestros trabajadores la tolerancia hacia los actos y condiciones sub estándares que conducen a los accidentes, para lograr una cultura de prevención de riesgos y con ello nuestro objetivo de “Cero accidentes”. Del mismo modo se viene aplicando el

empowerment para lograr la participación activa de todos los trabajadores en el control de riesgos y las acciones preventivas que nos conducirán a nuestros objetivos.

### **5.1.1 FILOSOFIA Y POLITICA**

#### **A. FILOSOFIA**

- Considerar al hombre como el activo más importante.
- Dar prioridad a la seguridad y al medio ambiente, luego a la producción.
- Considerar el trabajo como un proceso.
- Considerar la organización como un sistema.
- Desarrollar una organización inteligente.
- Promover una organización de rápido aprendizaje.
- Implementar una organización horizontal.
- Promover el cambio de cultura empresarial.
- Utilizar la información en tiempo real.
- Usar técnicas profesionales para el control total de pérdidas.
- Introducir la tecnología del proceso de prevención de accidentes.
- Promover ética, confidencialidad y lealtad.
- Hacer de DOE RUN PERU - Cobriza División, un buen vecino en el ámbito del Departamento de Huancavelica.
- Establecer una organización basada en trabajos de equipo.
- Disfrutar haciendo su trabajo y que siempre sea alegre.

## **B. POLITICA DE SEGURIDAD**

“Es nuestro deseo que todos los trabajadores tengan, un lugar seguro y saludable donde trabajar”.

Nosotros reconocemos que nuestros trabajadores son nuestro activo más importante y que la Seguridad se alcanza solamente con un sincero y constante esfuerzo de la administración y los trabajadores.

Considerando que la Seguridad, la salud y la oportunidad económica son de gran importancia para cada trabajador, cada nivel de la administración y supervisión debe usar el máximo de iniciativa en planear, organizar, comunicarse, capacitar, coordinar, liderar y monitorear el comportamiento y actitud para alcanzar resultados positivos, con el propósito de asegurar que con la toma de medidas posibles y razonables se prevenga la ocurrencia de accidentes”.

La aplicación de nuestra nueva Filosofía de seguridad “Cero Tolerancia para los Accidentes”, que significa “CERO TOLERANCIA DE RIESGOS PARA LOGRAR CERO ACCIDENTES, ES LA CLAVE EN SEGURIDAD”.

El Proceso de administración de los riesgos, que por concepto debe ser aplicado antes de ejecutar cualquier actividad, tarea o trabajo, está basado en no tolerar los riesgos para alcanzar su perfeccionamiento y lograr el objetivo de CERO ACCIDENTES.

Estos conceptos deben ser aplicados por nuestros trabajadores, lo cual nos permitirá corregir actitudes negativas que puedan originar accidentes dentro y fuera del trabajo, así como reforzar el Concepto que la Seguridad es NUMERO UNO y mejorar nuestra cultura de Seguridad con aspectos preventivos.

### **5.1.2 LOGROS DE SEGURIDAD EN COBRIZA**

La performance de seguridad Industrial durante la realización de las diversas labores que los trabajadores desempeñan diariamente, sustentan los modelos de cambios de cultura que hemos alcanzado en tan poco tiempo. Resultados tangibles de nuestra política y filosofía empresarial es la disminución del índice de frecuencia.

Enfatizando una actitud más positiva en los trabajadores para cumplir con el sistema de seguridad basado en comportamiento humano y la política de seguridad, logramos superar el 1'500,000 de horas hombres trabajadas sin accidentes incapacitantes (H.H.T.S.A.I.)

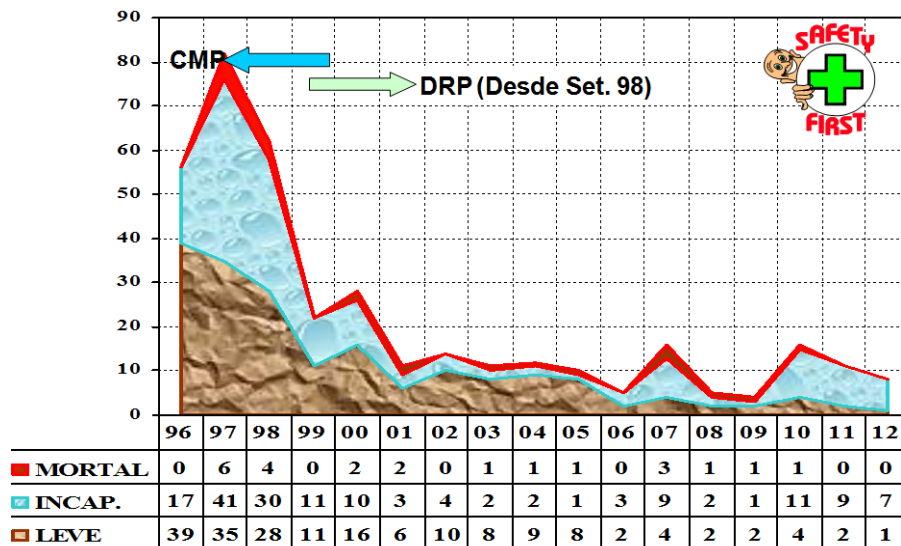
A continuación mencionamos las metas alcanzadas

1. Disminución del Índice de Severidad.
2. Bajo Índice de Accidentabilidad.
3. Mejoramiento de la Ventilación en toda la Mina.
4. Mayor concientización del personal hacia una cultura de seguridad y prevención de riesgos.



5. Se implementó y actualizó los PETS y ESTANDARES de trabajo.
6. Se mejoró el reporte del Sistema de Seguridad previo a la realización de tareas, basado en la cartilla del “pentágono de seguridad.”
7. Se implementó el reporte de pre-uso de los equipos pesados (Check-list).

**Grafico 5.1: Resultados de seguridad.**



\* Al 31 Diciembre. 2012

Fuente: Departamento de Seguridad de la mina

### 5.1.3 OBJETIVOS

1. Incorporar la Seguridad a todas las actividades y procesos de las operaciones desde la planificación hasta la puesta en marcha y más allá.
2. Colocar los índices de seguridad a niveles de los estándares internacionales.
3. Fomentar el liderazgo en todos los niveles de la operación.

4. Aplicar las técnicas de Administración Moderna de la Seguridad, aplicando la técnica de Control de Pérdidas y seguridad basada en el comportamiento.
5. Continuar el cambio de mentalidad del personal, orientado hacia la Seguridad vía la identificación, concientización y participación.
6. Participar en el desarrollo y cumplimiento del Programa de Seguridad.
7. Reducción progresiva de los niveles de contaminación en la Mina y Concentradora.

#### **5.1.4 ACTIVIDADES PARA ALCANZAR LOS OBJETIVOS**

1. Establecimiento de un programa de Control de Pérdidas.
2. Definir los estándares de trabajo.
3. Elaborar los procedimientos de trabajo para todas las actividades.
4. Efectuar inspecciones de las diferentes áreas de operación.
5. Instrucciones en seguridad en todos los niveles de operación.
6. Investigación y reconstrucción de accidentes e incidentes de trabajo.
7. Realizar reuniones de Seguridad.

### **5.1.5 ESTRATEGIA PARA ELIMINAR LOS ACCIDENTES**

- a. Proteger a la gente: Detectando las condiciones subestándares, capacitando, motivando, negociando, comunicando, evaluando e implementando.
- b. Proteger a los equipos: Inspeccionando, efectuando un buen mantenimiento, probando el buen estado de los equipos, controlando su desenvolvimiento en la operación, operando correctamente.
- c. Proteger los materiales: Inspeccionando, clasificando, probando la calidad, racionalizando el consumo.
- d. Proteger el ambiente: Inspeccionando, muestreando, adecuando, ventilando, tratando, controlando y previniendo las contingencias.

### **5.1.6 PROCESO DE MEJORAMIENTO EN LA SEGURIDAD**

- Identificar comportamientos críticos.
- Identificar raíces de las causas.
- Generar acciones potenciales.
- Evaluar posibles acciones.
- Desarrollar un plan de acción.
- Implantar pasos de acción.

### **5.1.7 VALORES DE TRABAJO EN EQUIPO**

- Todos juntos: Compañía, clientes y proveedores.
- No hay superiores ni subordinados.
- La comunicación abierta y honesta en tiempo real.
- Acceso a la información para todos.
- Enfoque al trabajo como un proceso.
- Considerar la organización como un sistema.

### **5.1.8 ESTABLECIMIENTO DE UN PROGRAMA DE CONTROL DE PÉRDIDAS TOTALES.**

Se está llevando a cabo un programa agresivo, del Control de Pérdidas Totales aplicando los conocimientos y técnicas de administración profesional, a aquellos métodos y procedimientos que tienen por objeto específico controlar las pérdidas relacionadas con los acontecimientos no deseados (accidentes).

- a. Identificar las pérdidas reales o potenciales.
- b. Seleccionar los elementos del Programa de Control de Pérdidas.
- c. Administrar los elementos del programa.
- d. Ampliar el programa de acuerdo al resultado de las mediciones, etc.

El Control de Pérdidas es un nuevo concepto que se ha desarrollado y ha evolucionado en el pensamiento de los profesionales de prevención de accidentes durante muchos años, a fin de invertir la tendencia ascendente del índice de lesiones.

El control de pérdidas es un programa preparado para reducir y eliminar los accidentes e incidentes que pueden dar como resultado lesiones personales o daños a la propiedad y este programa incluye:

- a. La prevención de lesiones (control de accidentes que dan como resultado lesiones personales).
- b. Prevención de accidentes (daños a la propiedad, equipos y materiales).
- c. Prevención de incendios (Control de todas las pérdidas por incendios).
- d. Seguridad (Protección de los bienes de la empresa).
- e. Higiene y salud industrial (Protección de salud y el ambiente).
- f. Responsabilidad por el producto (Protección del consumidor).

### **5.1.9 ACTIVIDADES DESARROLLADAS PARA ALCANZAR NUESTRAS METAS EN EL AREA DE MINA**

1. Elaboración y actualización de los estándares y procedimientos de trabajo correcto
2. Investigación de accidentes / incidentes
3. Difusión del sistema de seguridad basado en el “pentágono de seguridad”
4. Difusión del empleo de los check-list.
5. Contactos de seguridad al inicio de cada labor.
6. Inspecciones programadas, informales y sorpresivas en las áreas de trabajo.
7. Inducción y capacitación al personal nuevo con retroalimentación periódica.
8. Introducción de la nueva filosofía de cero tolerancia para los actos y condiciones subestándares.

## **5.2 SALUD E HIGIENE INDUSTRIAL**

En concordancia con el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera y Nuestra filosofía empresarial, promovemos el cuidado de la salud y el bienestar de todos los trabajadores, por ello el tema de Higiene Industrial es muy importante para DOE RUN Cobriza, otorgando un tratamiento empresarial que involucra la participación de la totalidad de las áreas que conforman nuestra organización.

Uno de los principales objetivos es disminuir los riesgos de salud ocupacional a la que están expuestos los trabajadores. En Cobriza se ha bajado este riesgo gracias al cambio de actitud de los trabajadores respecto al uso adecuado de los implementos de seguridad.

Es de vital importancia para la alta gerencia continuar promoviendo la higiene, mejorando las condiciones de las áreas de trabajo, renovando y/o construyendo nuevos servicios higiénicos, comedores, vestuarios, iluminación entre otros, en beneficio de nuestros trabajadores.

#### **5.2.1 ACCIONES PREVENTIVAS PARA ELIMINAR LOS RIESGOS DE SALUD OCUPACIONAL**

1. Dotación de anteojos medidos de seguridad, a los trabajadores, de acuerdo a recomendación oftalmológica.
2. Dotación de protectores de oídos MSA al personal de Mina, Mantenimiento y Concentradora, de acuerdo a la labor a realizar.
3. Entrega de respiradores especiales a los soldadores para ser usados dentro de la careta.
4. Distribución de coolers con soluciones rehidratantes al personal de Mina con trabajos en labores de alta temperatura.
5. Se Instaló nuevos atomizadores y se construyó un cilindro lavador de polvo del colector en el área de chancado de la Concentradora de Pampa de Coris con la finalidad de disminuir la polución.
6. La clorinación y control de agua de consumo doméstico se seguirá efectuando dos veces por semana, verificando que el

sistema de clorinación funcione bien y que el cloro residual se encuentre de acuerdo a los parámetros establecidos.

### **5.2.2 PROYECTOS EN HIGIENE INDUSTRIAL**

1. Ampliar el uso de coolers con soluciones rehidratantes al personal de mina que labora en zonas de alta temperatura.
2. Optimizar la ventilación en la mina con la reubicación de las ventiladoras secundarias de acuerdo al nuevo levantamiento de ventilación y la detección de los gases existentes en la zona.
3. Culminar Planta de tratamiento de agua potable para la población de Pampa de Coris

### **5.2.3 COMITE DE GESTION DE PREVENCIÓN DE CONTINGENCIAS Y COMUNICACIONES DE CRISIS**

Desde el inicio de sus operaciones DOE RUN PERU Cobriza División no ha tenido problemas de accidentes industriales en el manejo de materiales peligrosos, por lo que no se ha visto involucrada en problemas de esta índole en las comunidades que se ubican en el entorno de la ruta de acceso a la mina.

Las comunidades deben saber que DOE RUN Cobriza está preparada para dar respuesta oportuna, efectiva y eficiente ante eventos que podrían ocurrir dentro o fuera de nuestras instalaciones, porque cuenta con un Comité de Gestión de Prevención de



Contingencias y comunicaciones en Momentos de Crisis con un equipo de brigadistas altamente capacitado e implementado con equipos de tecnología adecuada para la respuesta a emergencias presentadas por derrames de sustancias peligrosas.

Teniendo como objetivo principal el organizar la búsqueda de protección de las personas y el medio ambiente, DOE RUN PERU Cobriza desarrolla continuamente capacitación a los brigadistas de este nuevo sistema. La formación de este comité es además, congruente con la Resolución Directoral N°113-200-EM/DG referida a la contingencias y manejo de materiales peligrosos emitida por el Ministerio de Energía y Minas.

### **5.3 CAPACITACION**

En Doe Run, cada factor productivo debe trabajar de manera eficaz en el logro de los objetivos, y esto solo es posible alcanzar con un tratamiento adecuado de nuestro recurso humano que es nuestro capital más importante, además, Promovemos la mejora de calidad de vida de los trabajadores, de sus familias y de las comunidades del entorno mediante cursos de capacitación en el aspecto personal, profesional, social y económico

Debido a esta consideración es que Doe Run considera de real importancia el aumentar las capacidades y elevar las aptitudes, de sus trabajadores, al punto tal que se encuentre en la capacidad de valerse por sí mismo y

entregar lo mejor de sí a su trabajo, sintiéndose conforme con lo que realiza y con el reconocimiento que recibe. Lo que queremos es que nuestros trabajadores se desprendan del temor de lo desconocido y se adentren en la aventura de cambiar interiormente, innovar continuamente, entender la realidad y enfrentar el futuro.

El mercado de hoy nos exige productividad y el éxito de nuestra empresa depende principalmente de la flexibilidad y de la capacidad de innovación que tenga nuestra gente.

Así mismo, dentro de nuestra política de Buen Vecino, desarrollamos el Programa de Formación Laboral Juvenil, el Programa Summer Job destinado a los jóvenes líderes y destacados de las comunidades de nuestro entorno y también el Programa de Prácticas Pre-profesionales para estudiantes de los últimos años de las universidades e Institutos Superiores de todo el país.

### **5.3.1 OBJETIVOS**

- Ligar los eventos de capacitación y los resultados esperados clara y explícitamente a las necesidades de la empresa y sus metas estratégicas.
- Brindar un servicio de capacitación en forma oportuna y adecuada.
- Alcanzar 108,960 horas-hombre de capacitación, que equivale a 120 horas-hombre per-cápita.

### 5.3.2 PLAN ESTRATÉGICO DE CAPACITACIÓN

- Diseñar y desarrollar programas de capacitación que aseguren el establecimiento de la nueva filosofía de trabajo, el cambio de cultura y el logro de mejor calidad, productividad y competitividad de la empresa, en los siguientes campos:

- **Capacitación conceptual.**

Se realizarán eventos que conducirán a la culturización en los conceptos de calidad, productividad, competitividad y otros que promuevan el avance de la gestión empresarial.

**Capacitación gerencial**

Se desarrollarán eventos que estarán orientados al establecimiento de un estilo gerencial de liderazgo y trabajo en grupo.

- **Capacitación técnica.**

Se llevarán a cabo eventos que promuevan el uso de nuevas tecnologías, y el dominio y perfeccionamiento de los procesos actuales.

- **Capacitación operacional.**

Se desarrollarán eventos que promoverán la educación de la mano de obra, orientándolos hacia el logro de una mejor calidad de los trabajos y procesos, al cambio de la actitud

pasiva por una actitud de auto superación y responsabilidad, mejorando la motivación y estimulando el trabajo en equipo.

Diseñar e implementar un sistema de estímulos para motivar la participación de la supervisión, como instructores, en los programas y eventos de capacitación.

Diseñar e implementar un Programa de Desarrollo de Personal acorde con las nuevas metas estratégicas de la Empresa.

Asegurar la participación de las empresas proveedoras en el proceso de capacitación del personal mediante el establecimiento de convenios y compromisos.

## **CAPITULO VI MEDIO AMBIENTE**

### **6.1 CONTROL DE MEDIO AMBIENTE EN COBRIZA**

La generación de una conciencia ambientalista en la minería se desarrolla de la mano con los intereses económicos, entablándose una relación muy estrecha e imprescindible no solo para competir, en busca de mercados, sino para la adopción de una nueva imagen que gane aceptación ante el público a fin de lograr un cambio en la opinión pública, respecto a la minería y el medio ambiente.

La preocupación por el cuidado del medio ambiente en Doe Run Perú comienza en los niveles más altos de la Empresa (Gerencia General, Gerencia de Operaciones y Gerencias adjuntas), los cuales son transmitidos a los niveles operativos de la mina Cobriza (Gerencia de Mina, Superintendencias, Jefaturas, Supervisores y Trabajadores), para que pueda administrarse y ejecutarse conforme a las políticas que tiene la Empresa al respecto.

DOE RUN PERU en la ejecución de los proyectos de Adecuación y Manejo Ambiental PAMA desde el año 1998 en su unidad de producción de Cobriza, ha realizado una inversión estimada de US \$ 13 millones, sobrepasando el

compromiso adquirido con el estado peruano de una inversión de US \$ 5,03 millones de acuerdo a lo indicado en la Resolución Directoral No. 239-98-EM/DGM del 28 de Agosto de 1998. DOE RUN PERU ha concluido exitosamente sus cuatro proyectos de adecuación ambiental en los plazos establecidos.

El proyecto de Optimización del manejo de Relaves, ha constituido en el de mayor envergadura, asimismo se ejecuto los proyectos de Disposición de residuos sólidos urbanos y Planta de Tratamiento de Aguas Servidas y El Proyecto de Tratamiento de Agua de Mina.

En la actualidad todos los proyectos se encuentran en operaciones, de tal manera que garantizan que se controle la contaminación ambiental.

Las diferentes actividades referentes a Conservación del Medio Ambiente que realiza la Empresa Doe Run Perú en la Unidad Minera Cobriza se puede resumir en:

#### **6.1.1 PROYECTO RELLENO HIDRAULICO DE MINA**

Del Total de Relave generado en la planta, se está retornando entre el 31 al 34 % como Relleno Hidráulico.

Durante el año 1997, producto del procesamiento del mineral en Cobriza se generaba 209,639 Toneladas mensuales (en promedio) de relave, de los cuales el 18.5 % se retornaba hacia la mina como

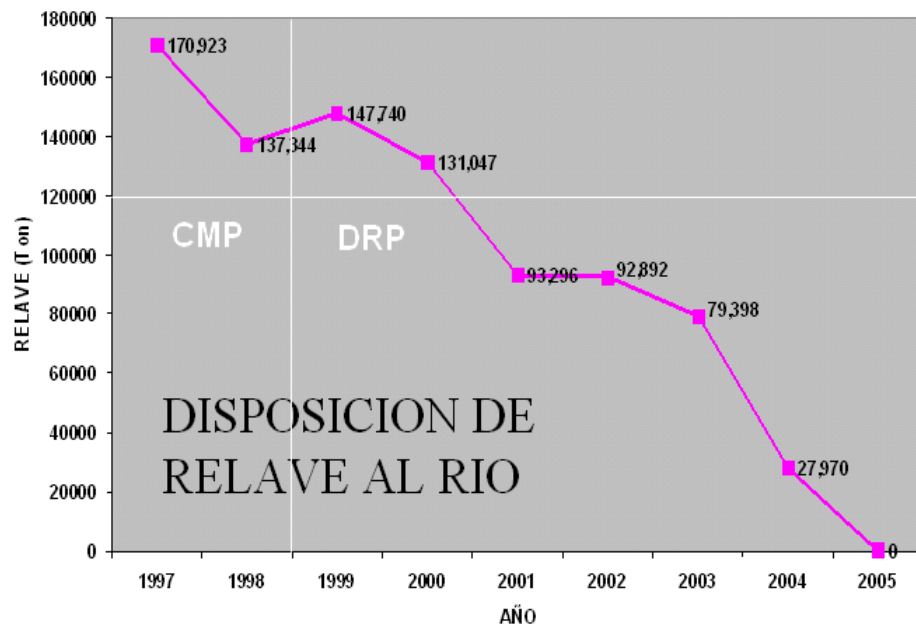
relleno hidráulico y el 81.5 % de éste material al río Mantaro durante la Administración de Centromin Perú.

El control de relaves se ha realizado progresivamente, por políticas de la Empresa Doe Run Perú de reducir y/o controlar los impactos ambientales desde sus inicios de operación en Cobriza, la Administración en general ha optado por reducir progresivamente los volúmenes de mineral a procesarse en la Planta Concentradora de Cobriza, que consecuentemente a conducido que durante el año 2002 se ha reducido hasta el 54 % en promedio de relave hacia el río Mantaro en comparación al año 1997.

A la fecha Cobriza cuenta con depósitos de relaves en operación, de tal manera que garantizan el cuidado del medio ambiente y la continuidad operativa de la mina.

El sistema de bombeo, que incluye las bombas MARS, columnas de compensación de presión, válvulas de derivación y otros accesorios, fueron repotenciados en el Japón por la Empresa Mitsubishi y en el Perú por empresas nacionales. Ello está permitiendo que los equipos operen de acuerdo a sus características de diseño originales.

Actualmente el material grueso clasificado (Under flow de los Relaves) por la batería de ciclones de la Planta de Relleno Hidráulico, son enviados hacia interior mina para su disposición final, llegando en el mejor de los casos hasta un 35 % de los relaves generados por la Planta Concentradora.

**Grafico 6.1:** Disposición de relaves.

Fuente: Asuntos Ambientales de la Mina

**Imagen 6.2:** Canchas de relaves.

Fuente: Propia



### 6.1.2 PROYECTO DISPOSICION DE RESIDUOS SOLIDOS URBANOS

El proyecto contempla la construcción de un relleno sanitario por el método de trinchera el cual fue construido en el sector llamado “El Platanal”. El proyecto está en plena operatividad y a la fecha se recepciona los residuos sólidos urbanos del campamento.

El objetivo del proyecto es que luego de la segregación de los residuos sólidos urbanos e industriales, los residuos sólidos orgánicos se depositen en el relleno sanitario “El Platanal” y los residuos reciclables se evacuen fuera del campamento para su disposición final ( Aceites residuales, Chatarra metálica, Plásticos, Vidrios, Papeles, Cartones, Baterías, etc.). Ver anexo 1.



**Imagen 6.3: RELLENO SANITARIO EL PLATANAL.**

Fuente: Propia

### **6.1.3 PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUAS SERVIDAS**

Actualmente la Planta de tratamiento de desagües se encuentra en operación desde el 02 de Octubre del 2002. La construcción e implementación de este proyecto contempló el proceso de “aireación extendida de mezcla completa”, que está enmarcada dentro del rango de plantas pequeñas que son aquellas menores a 100 lps. El gasto efectuado para el desarrollo y puesta en operación de este. La Planta de Tratamiento de Desagües tiene una eficiencia cercana al 100 %.

La finalidad de esta Planta es tratar los desagües de las viviendas que contienen alto contenido de Coliformes Fecales y residuos sólidos orgánicos. Luego del tratamiento de estas aguas cargadas de elementos fecales en la Planta en mención, previa al proceso de Pre-tratamiento, aereación y clarificación son conducidos al río Mantaro, cuyas características son de las Aguas de Clase III, como se indica en la Ley General de Aguas, Decreto Ley 17752. Se tiene previsto en el futuro utilizar las aguas tratadas de esta Planta en el regadío de áreas verdes del sector Expansión. Ver anexo 2



**Imagen 6.4:** PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUAS SERVIDAS.

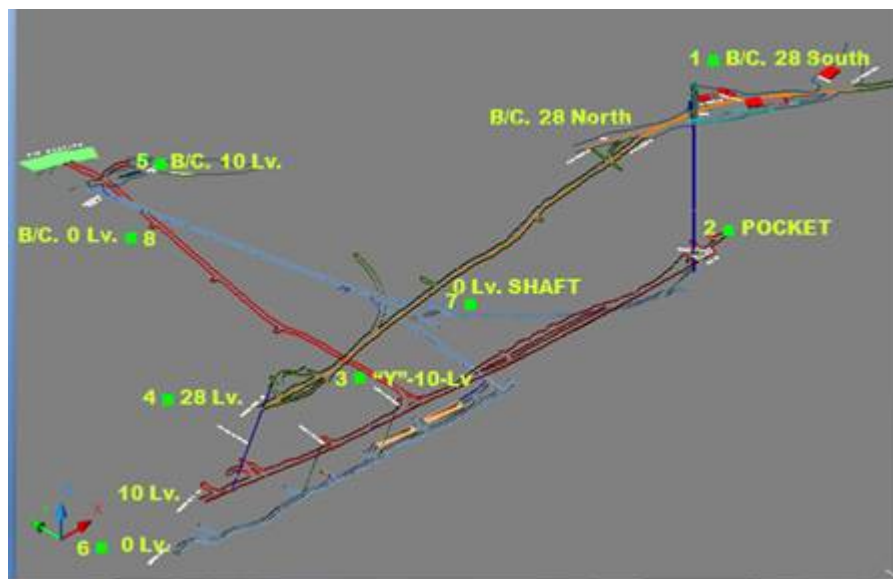
Fuente: Propia

#### 6.1.4 PROYECTO TRATAMIENTO DE AGUA DE MINA

La Empresa Agra Simons realizó el trabajo de Ingeniería Básica y tenemos el estudio respectivo, el cual nos ha permitido tener ideas básicas para el Tratamiento de Agua de Mina.

El reporte por parte de la Empresa CESEL, que está realizó el estudio de Ingeniería de detalle, reporta el tratamiento de agua de mina vía la operación de sedimentación, utilizando un reactivo químico como es el floculante para dicho proceso. Como parte del estudio final, se efectuarán pruebas piloto de sedimentación de los sólidos en el agua de mina en áreas cercanas a la bocamina.

El proyecto de Tratamiento de Agua de Mina por tener el efluente de interior mina alto contenido de Sólidos en Suspensión (único contaminante de agua de mina), se está construyendo en interior mina Nv 0, la Planta para tratar estas aguas en el sector de Cobriza y de esta manera reducir los sólidos suspendidos del efluente, permitiéndonos estar debajo de los límites máximos permisibles que dicta el gobierno Peruano según la Ley General de Aguas.



**Imagen 6.5:** Diagrama de Tratamiento de agua de Mina.

Fuente: Área de Ingeniería y Asuntos Ambientales

**Cuadro 6.1:** Caudal de aguas de la mina.

Nivel	Caudal (m3/h)
Nivel 0	164.52
Nivel 10	235.74
Nivel 28 Sur	12.14
Manantial Termal (Nivel 10)	14.20
<b>Total</b>	<b>426.60</b>

Fuente: Asuntos Ambientales de la mina



**Imagen 6.6:** Descarga de las aguas de mina tratadas al río Mantaro.

**Fuente:** Propia

En resumen la actividad productiva del campamento minero Cobriza bajo el liderazgo de DOE RUN PERU, se desarrollará con estricto cuidado del medio ambiente, garantizando el desarrollo sustentable de su emplazamiento y entorno, mejorando el hábitat y calidad de vida de sus trabajadores, familiares y población en general; manteniendo el equilibrio que deben guardar los ecosistemas, en cuanto a efluentes líquidos, sólidos, gases, ruido, manejo de productos y reactivos químicos, aguas servidas, flora, fauna y calidad de aire.

Para lograr este propósito, se ha delineado los siguientes puntos:

1. Dar alta prioridad al control del Medio Ambiente e higiene industrial en forma similar a la seguridad industrial, por considerarse que su cuidado

es sinónimo de respeto a la vida y contribuye a preservar el Medio Ambiente para las futuras generaciones.

2. Cumplir con las disposiciones legales vigentes con relación a un desarrollo sustentable, responsable en cuanto a la conservación, remediación y protección del medio ambiente en el contexto de aprovechar las reservas naturales con beneficios para los trabajadores y población en general, creando oportunidades de trabajo, mejorando la calidad de vida y contribuyendo al desarrollo del entorno del emplazamiento del negocio, de acuerdo a su política de ser siempre un “Buen vecino”.
3. Apoyar a la investigación, desarrollo e implementación de proyectos en base a inversiones, orientadas a desarrollar nuevas alternativas tecnológicas, que permitan reducir los niveles de contaminación, costo de producción, operaciones subterráneas y mejorar la calidad nuestro concentrado.
4. Llevar a cabo programas intensivos de capacitación en materia de control del Medio Ambiente, que permitan desarrollar una cultura ecológica orientada a corregir nuestro comportamiento y actitudes en forma rápida y responsable, utilizando los medios de comunicación de la Empresa y la capacitación permanente a los hombres y mujeres, dando énfasis a los niños y las nuevas generaciones desde sus inicios educativos en la educación inicial, colegios y centros de estudios en general, buscando una participación activa del hombre actual, como responsable del

desarrollo sustentable de la región y del país en el presente y a los niños por los futuros actores del tercer milenio.

5. Es importante resaltar que en su historia, Cobriza no descarga relave al río Mantaro, generando satisfacción en sus trabajadores y comunidades aledañas.

## CONCLUSIONES

1. La aplicación de estas técnicas de minado a permitido que la mina logre estándares de seguridad y operativas adecuadas, aportando de esta manera en la continuidad operativa de la mina.
2. Se ha demostrado la factibilidad de aplicación del Long Hole Drill en la recuperación de puentes y escudos, también de forma similar se pueden recuperar los pilares y/o Zig/Zags.
3. Se ha encontrado la dimensión adecuada para la recuperación de reservas de la mina COBRIZA en Puentes y Escudos. Considerando un factor de seguridad  $> 1.3$ , teniendo como parámetros adecuados de 12m de ancho, 40m de largo y 20 de altura (puente de recuperación de 10m).
4. Comprobamos que bajo las dimensiones establecidas no se presentan problemas por caídas de rocas caso 10-A4-S2, 10-A4-S3, 10-A3-S4 y el 00-1760, entre otras de igual dimensión de la zona III.
5. Para la obtención de un buen rendimiento en la perforación del Long Hole Drill, es importante la capacitación de los operadores del Raptor.
6. El control de calidad de los sistemas de sostenimiento es muy importante, porque los resultados de estos nos permitirá optimizar nuestros recursos manteniendo la calidad de ellos.



7. Los riesgos se mantienen controlados básicamente con la perforación dirigida, para las voladuras en estas recuperaciones, se deberá utilizar el ANFO de baja potencia, por su menor brisance, ya que no afecta las paredes finales de la labor, observando la formación de medias cañas de taladro, lo cual indica que la energía de impacto sobre la corona y cajas es mínima.
8. Es importante entender que para obtener un buen avance por disparo el diseño correcto de la malla de perforación es el arranque con taladros de alivio de mayor diámetro, en nuestro caso 102 mm (4").
9. La longitud de la labor que se deja sin soporte por algún tiempo, durante la construcción de éste, debe ser lo más corta posible. Si la excavación se ejecuta a sección completa, como nuestro caso, debe permanecer por un mínimo tiempo, tratando de no afectar la estabilidad de la roca por efectos de las voladuras.
10. El control de estabilidad es muy importante y básicamente en los accesos principales de las labores de recuperación, para el caso se ha utilizado extensómetros electrónicos para poder predecir los desplazamientos de terreno y prevenir aplicando controles de estabilidad.
11. Las características del Relleno Hidráulico de la mina, garantizan un buen confinamiento en los espacios vacíos explotados y con el tiempo logran adoptar cualidades de una roca, básicamente por su granulometría y alto contenido de hierro.

## RECOMENDACIONES

1. No sobrepasar los estándares de dimensión, ya que presentan riesgo inminente para el personal y equipo de producción.
2. El control y seguimiento de los trabajos que se realizan en los monitoreos del macizo rocoso es vital, para poder obtener buenos resultados en el proceso de minado, así mismo debe realizarse sondajes en los tajeos de R/H para ver la resistencia real de los mismos.
3. Debe realizarse más pruebas, para ajustar la malla y el carguío LHD de los taladros, para que no afecte las cajas y no diluya el mineral.
4. Durante la perforación de los taladros largos, debe darse mayor importancia en el lavado de los taladros, para lograr una mayor rapidez en el carguío.
5. Si se descubriese durante las operaciones la Caja Techo, de inmediato tendrá que procederse a la aplicación del Shotcrete en el área.
6. Es de vital importancia que la perforación sea paralela y de igual longitud en los frentes de avance para un mayor avance.
7. La menor concentración de carga por retardo, como de taladros a 5 por retardo (un mismo tiempo de salida), disminuye significativamente el

daño al macizo rocoso. Registrándose valores bajos en la velocidad Pico Partícula y valores altos en la Frecuencia.

8. .Es importante disminuir la energía en los taladros de contorno. La aplicación del esquema de carga Tracing Blasting, SOLANFO con cordón detonante axial en los taladros periféricos, bajaría el efecto de impacto, lo cual permitiría reducir el daño en las paredes finales estructuralmente inestables.
9. Durante la manipulación de accesorios de voladura, evitar pisar doblar o quebrar las mangueras fanel, ya que esto originará un tiro cortado.
10. En voladura controlada de contornos es muy importante la baja potencia y densidad de carga de explosivo, ya que la acción de los gases a alta presión y temperatura, abren las fracturas pre-existentes y las creadas por la onda de compresión, afectando en gran medida el control de techos y hastiales de labor.
11. La capacitación del personal es factor importante para conseguir los logros programados.
12. Es muy importante dejar un pilar hacia el zig/zag, para que al momento de rellenarse, no desfogue todo el relleno a la rampa.
13. Las características del manto en la profundización de Pumagayoc se adaptarían para la aplicación de LHD.

## BIBLIOGRAFIA

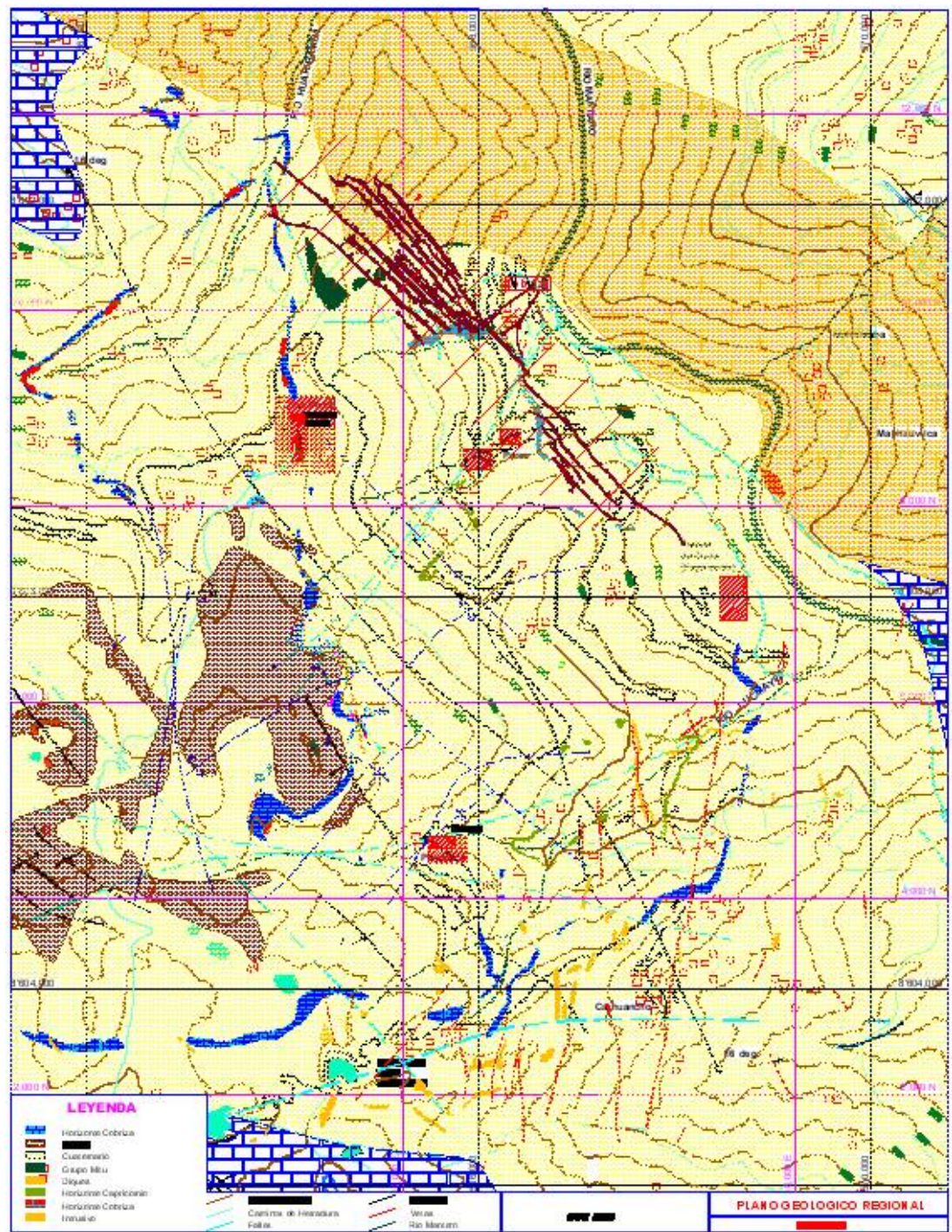
- CASTELLS FERNANDEZ, Enrique La voladura con sistema V.C.R. como mejor alternativa a la ejecución de excavaciones subterráneas verticales director de item (España).
- E. HOEK / E.T.BROWN Excavaciones Subterráneas En Roca (1,986)
- EXSA Manual Práctico De Voladura 4TA Edición.
- SEREMINER S.R.L. Ltda Estudio Geomecánico De La Mina Cobriza Julio 1994.
- ROBLES ESPINOZA, Nerio Excavación Y Sostenimiento De Túneles En Roca“(Consitec Lima 1994)”.
- INGEROC Mecánica De Rocas Aplicada A La Minería Ingeniería De Rocas.
- RAMÍREZ OYANGUREN, Pedro Mecánica De Rocas Aplicada A La Minería Subterránea. Madrid – España.
- José Cuadros y David Córdova Evolución Del Método De Minado De Mina Chupa Unidad Minera Iscaycruz.
- Francisco Grimaldo Explotación De Taladros Largos Delimitados Con Paneles De Relleno Cementado (Tlpc) Mina Cerro de Pasco, Cia Minera Volcán.

- J. Ardito Vega Informe De Tema Del III Congreso De Minería  
"Aplicación De Shotcrete Por Vía Húmeda Con  
Equipo Robotizado en la Mina Cobriza".
- L. Alberto Matheus C. Informe técnico "SOSTENIMIENTO - MINA  
COBRIZA".
- SANTIAGO MISARI VALENCIA Uso De Taladros Largos Y "Drop Raising" En  
Voladura De Chimeneas. Perubar S. A.
- Varios Artículos Internet. [Http//www.Mining.Ubc.Ca /Rock  
/Publications/Empirical.Html](http://www.Mining.Ubc.Ca/Rock/ Publications/Empirical.Html)  
[Http//www.Geoandsoft.Com /Empirical](http://www.Geoandsoft.Com /Empirical)

**ANEXOS**

## Anexo 1

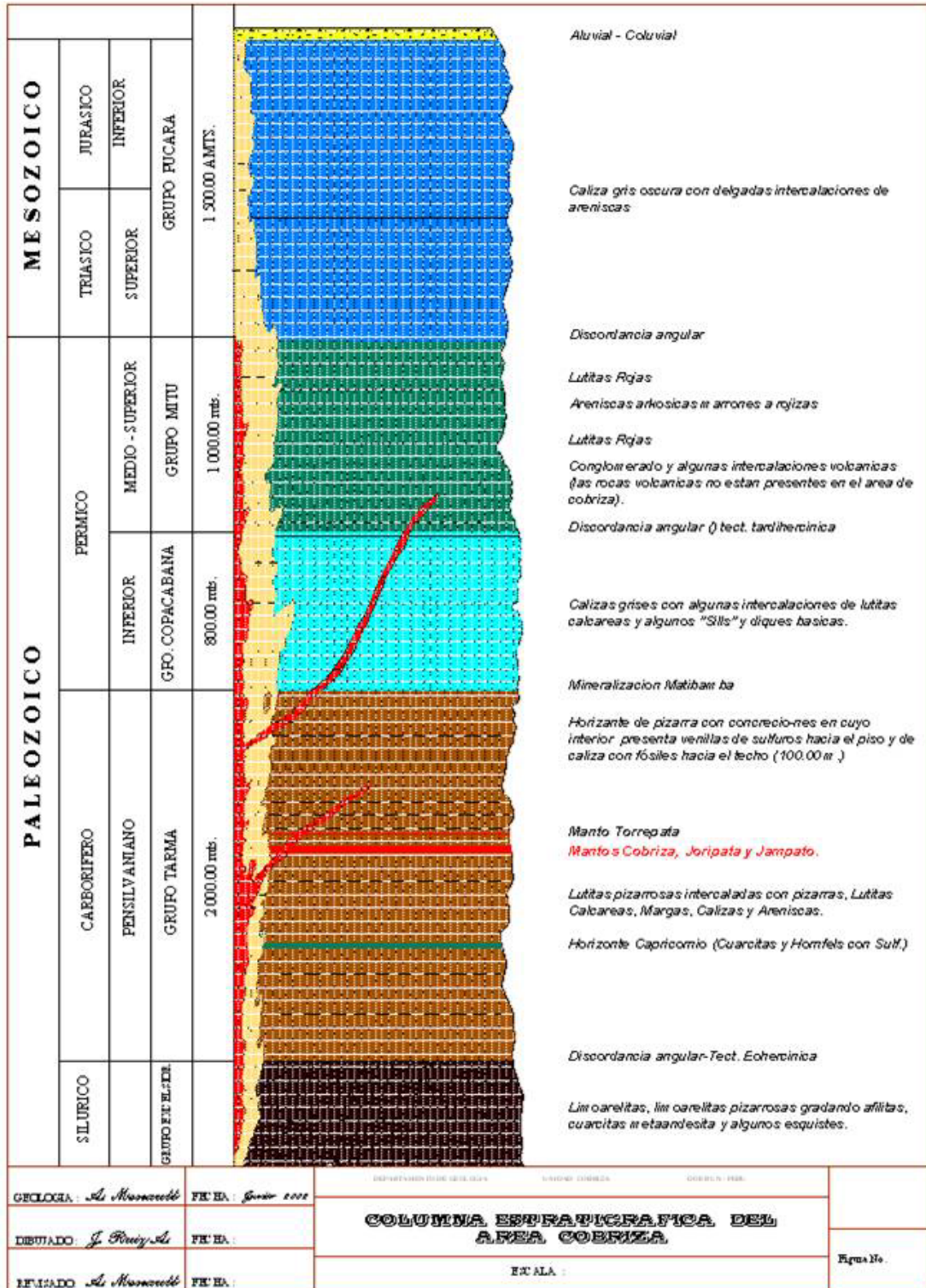
### PLANO GEOLOGICO REGIONAL



Fuente: Departamento de Geología

## Anexo 2

### COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL AREA COBRIZA



Fuente: Departamento de Geología



### Anexo 3

**Tabla 1:** Análisis químico del Batolito de Cobriza (1) y mineral rico en Hornblenda (2), no determinó el agua (H<sub>2</sub>O). Las columnas 3 y 4 presentan los mismos datos con el Mn, K y Na, recalcados como MnO, K<sub>2</sub>O, Na<sub>2</sub>O

	1	2	3	4
SiO <sub>2</sub>	73,80	31,80	73,80	31,80
TiO	0,22	0,16	0,22	0,16
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,70	5,30	14,70	5,30
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,16	18,70	0,16	18,70
FeO	1,90	19,20	1,90	19,20
Mn	0,02	0,31	0,03	0,40
MgO	0,09	0,50	0,09	0,50
CaO	0,80	8,60	0,80	8,60
Na	2,31	0,89	6,23	2,40
K	3,34	Nil	8,05	Nil
P	0,04	0,08	0,04	0,08
CO <sub>2</sub>	Nil	0,81	Nil	0,81
F	0,09	0,18	0,09	0,18
Cl	0,06	0,07	0,06	0,07
Cu	0,01	2,19	0,01	2,19
Bi	0,01	0,01	0,01	0,01
As	0,06	0,05	0,06	0,05
S	0,13	9,15	0,13	0,15
<b>TOTAL</b>	<b>84,51</b>	<b>98,00</b>	<b>93,15</b>	<b>99,60</b>

Fuente: Departamento de Geología

## Anexo 4

**Tabla 2:** Variación Petrográfica en varios diques de la porción mineralizada del manto Cobriza (notar alteración intensa) Petrólogos: W.Haederle, A. Cucchi y D Montoya.

TIPO DE ROCA	UBICACIÓN	OBSERVACIONES
Diorita Cuarcifera	Nivel 37	Dique "Forfun"
Fuerte Alteración (?)	Chim 3212 Huaco No 5	(W.H. 1965 b)
Caliza fuertemente argilizada, Parcialmente silicatada	Nivel 51 Secc. 2630 (?) Galería	Dique fuertemente alterado (W.H. 1965 b)
Gabro a Hornblenda(?)	Nivel 51 Secc. 2330 (?) Galería	Contiene plagioclasas sin macla (W.H. 1965 a)
Roca Basáltica moderadamente propilitizada, posible diabasa Galería	Nivel 28 Secc. 3410	Dique "Tere" (W.H. 1967)
Andesita (?) o Diorita(?) Sericitizada muscovitizada	Nivel 28 Secc. 3740 Hueco No 44	Dique "Fida" (A.C. 1967)
Basalto muy alterado (?)	Nivel 37 Secc. 2600 Hueco No 126	(A.C. 1968)
Roca diabásica moderadamente propilitizada, posible diabasa	Nivel 37 Secc. 2280 Galería	(D.M. 1970 a)
Roca diabásica moderadamente Propilitizada.	Nivel 37 Secc. 2275	Contiene plagioclasas sin macla (D.M. 1970 a)
Posible diabasa moderadamente propilitizada, posible diabasa	Ngalería Secc. 2450 Sub Nivel 2673	(D.M. 1970 a)
Roca diabásica desvitrificada, posible diabasa	Nivel 28	Facies biotíticas Dique "Frida" (D.M. 1970 a)

**Fuente:** Departamento de Geología

## **Anexo 5**

### **RADIO HIDRAULICO PARA TAJEOS ESTABLES SIN SOSTENIMIENTO**

En Cobriza para la explotación de los tajeos entre los niveles 10 y 0, se recopiló información geomecánica básica, con la cual se evaluó las condiciones de la masa rocosa, a partir de las cuales se corroboraron los parámetros de diseño del método de minado por corte y relleno ascendente mecanizado utilizando relleno hidráulico.

Las dimensiones de los tajeos fueron determinadas siguiendo el análisis empírico que se ha realizado en Cobriza a lo largo de sus años de explotación a lo que se ha sumado la aplicación del "Método Gráfico de Estabilidad", el cual se viene utilizando en la mina desde que Doe Run Perú asumió la conducción de la explotación de este yacimiento.

De acuerdo a este método los parámetros medidos y calculados en la roca del Nv 0 son:

Los que colocados en el siguiente cuadro (Anexo 5) nos dan una referencia que la relación entre ancho y longitud del tajeo es estable para aberturas de 12 m. con profundidades de 40 m., y esta misma relación se encuentra en una zona de transición estable cuando se tiene hasta 20 m. de ancho y 200 m. de longitud.

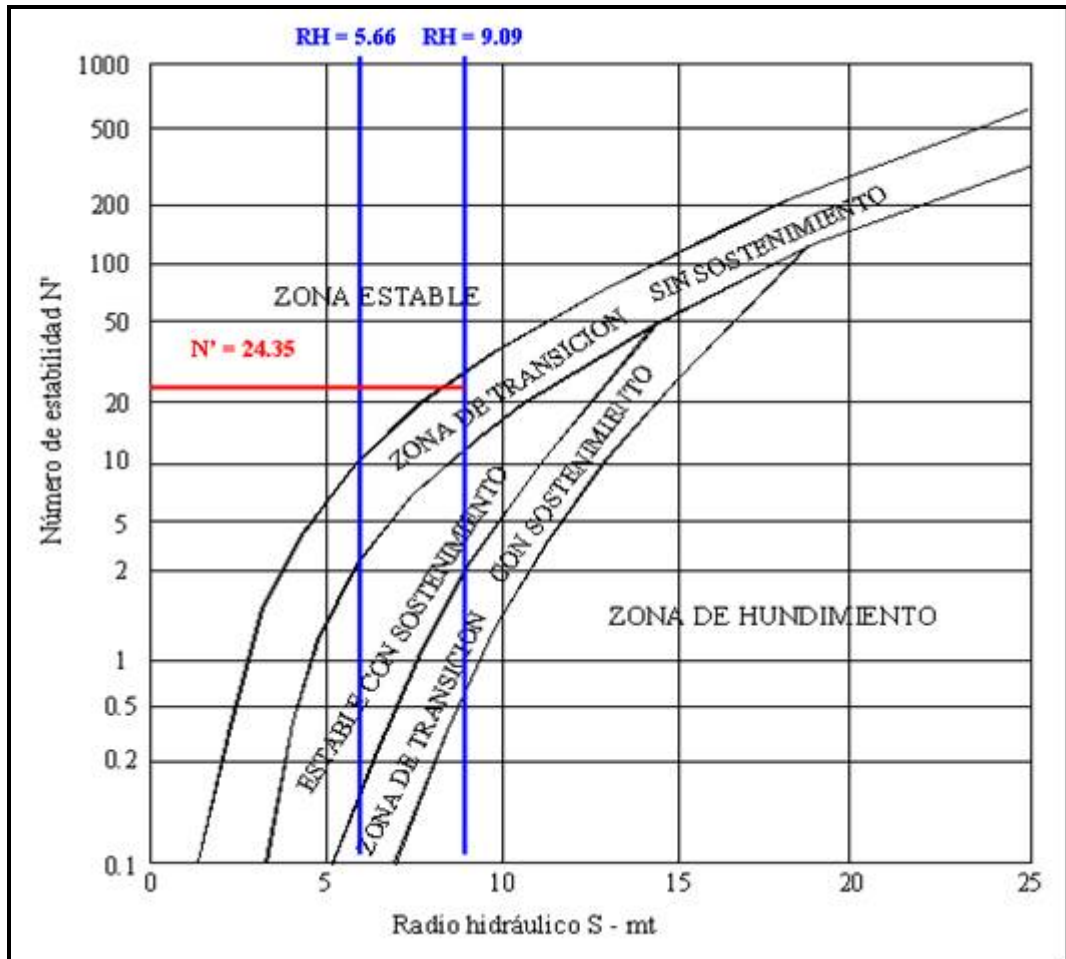
## Anexo 5

**Cuadro** Parámetros de minado.

PARAMETRO	VALOR
Ancho máximo del tajeo	20 m.
Ancho mínimo del tajeo	12 m.
Longitud máxima del tajeo	200 m.
Longitud mínima del tajeo	40 m.
Radio Hidráulico	5.66 a 9.09
RQD	80
Jn	15
Jr	2.3
Ja	1.7
A	1
B	0.9
C	3.75
N'	24.35

Fuente: Departamento de Geomecánica

## Anexo 6



### REFERENCIAS:

Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).

## **Anexo 7**

### **CLASIFICACION GEOMECANICA**

**CLASIFICACION GEOMECANICA - MINA COBRIZA (ZONA CORIS)**

ITEM	labor	Nivel	Seccion	Cota	FAMILIAS DE JUNTAS								CLASIFICACION GEOMECANICA RMR											CLASIFICACION GEOMECANICA "Q"	
					F1		F2		F3		F4		Resis.	RQD	Esp.	Per.	Aber.	Rug.	Rell.	Alt.	Agua Sub.	Orientacion Discont.	Valoracion		Tipo de Roca
					D	DD	D	DD	D	DD	D	DD													
1	ZIG/ZAG A5	19	1740	2284	45	340	82	352	72	277			12	17	10	2	5	5	6	5	15	-10	67	II-B	12.88
5	ZIG/ZAG A5	19	1750	2282	70	355	72	328	72	142			12	17	10	2	4	5	1	5	15	-5	66	II-B	11.52
6	ZIG/ZAG A5	19	1760	2281	58	262	86	310	50	14			12	17	8	1	4	5	1	5	15	-5	63	II-B	8.26
7	ZIG/ZAG A5	19	1770	2280	68	230	86	170	62	80			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-5	65	II-B	10.31
8	ZIG/ZAG A5	19	1780	2279	67	238	86	130	58	48	10	290	12	17	10	1	4	5	1	5	10	-5	60	II-B	5.92
2	ZIG/ZAG A5	19	1770	2277	57	327	52	325	58	264			12	13	10	2	4	5	1	3	15	-2	63	II-B	8.26
9	ZIG/ZAG A5	19	1790	2276	57	2	88	314	68	200			12	17	10	4	4	3	2	5	10	-5	62	II-B	7.39
10	ZIG/ZAG A5	19	1780	2275	80	185	60	282	57	45			12	17	10	1	1	5	1	1	10	-5	53	III-A	2.72
11	ZIG/ZAG A5	19	1770	2274	68	347	37	25	80	90	80	258	12	17	10	1	4	5	1	3	15	-12	56	III-A	3.79
12	ZIG/ZAG A5	19	1760	2274	48	28	70	260	86	292			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-12	58	III-A	4.74
13	ZIG/ZAG A5	19	1750	2272	62	121	82	180	84	180	75	180	12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
14	ZIG/ZAG A5	19	1740	2270	88	318	82	92	44	322	85	238	12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
15	ZIG/ZAG A5	19	1730	2269	88	120	52	182	52	22			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
16	ZIG/ZAG A5	19	1720	2268	72	152	80	338	78	304			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
4	ZIG/ZAG A5	19	1710	2267	72	287	30	41	62	168			12	17	10	2	4	5	1	5	15	-10	61	II-B	6.61
3	ZIG/ZAG A5	19	1700	2267	62	197	45	357	82	221			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-12	54	III-A	3.04
17	ZIG/ZAG A5	19	1720	2265	48	80	77	294	58	38			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-5	65	II-B	10.31
18	ZIG/ZAG A5	19	1730	2265	81	97	48	310	32	170			12	17	10	1	6	5	1	5	15	-5	67	II-B	12.88
19	ZIG/ZAG A5	19	1740	2263	28	344	45	190	72	68			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-5	65	II-B	10.31
20	ZIG/ZAG A5	19	1750	2262	72	270	70	254	78	162			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
21	ZIG/ZAG A5	19	1760	2259	40	250	72	34	48	70			12	17	10	2	4	5	1	5	15	-5	66	II-B	11.52
22	ZIG/ZAG A5	19	1700	2240	57	197	80	278	70	22			12	17	10	1	4	5	1	5	7	-10	52	III-A	2.43
23	ZIG/ZAG A5	19	1710	2239	88	188	57	100	78	280			12	17	10	1	4	5	1	5	7	-5	57	III-A	4.24
24	ZIG/ZAG A5	19	1720	2237	30	3	84	202	86	138			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
25	ZIG/ZAG A5	19	1730	2236	60	184	88	102	80	170	48	40	12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
26	ZIG/ZAG A5	19	1740	2235	68	347	72	52	77	178			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
27	ZIG/ZAG A5	19	1750	2234	45	112	80	270	35	188			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
28	ZIG/ZAG A5	19	1760	2233	52	104	60	270	52	354			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
29	ZIG/ZAG A5	19	1770	2233	52	104	60	270	52	354			12	17	10	1	4	5	1	5	7	-5	57	III-A	4.24
30	ZIG/ZAG A5	19	1780	2232	72	325	86	137	52	195			12	17	10	1	4	5	1	5	7	-5	57	III-A	4.24
31	ZIG/ZAG A5	19	1790	2232	58	348	70	138	64	282			12	17	10	1	4	5	1	5	10	-2	63	II-B	8.26
32	ZIG/ZAG A5	19	1800	2231	68	171	48	218	88	148			12	17	10	1	4	5	1	5	10	-2	63	II-B	8.26
33	ZIG/ZAG A5	19	1760	2257	60	265	44	210	88	125			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
34	ZIG/ZAG A5	19	1750	2256	60	265	44	210	88	125			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
35	ZIG/ZAG A5	19	1740	2256	63	345	82	290	57	47			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
36	ZIG/ZAG A5	19	1730	2255	63	345	82	290	57	47			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
37	ZIG/ZAG A5	19	1720	2252	50	140	70	180	60	52			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-5	65	II-B	10.31
38	ZIG/ZAG A5	19	1710	2251	50	25	58	185	80	243			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-5	65	II-B	10.31
39	ZIG/ZAG A5	19	1700	2249	37	110	84	198	68	120			12	17	10	2	4	5	1	5	15	-5	66	II-B	11.52
40	ZIG/ZAG A5	19	1690	2248	78	280	62	30	45	80			12	17	10	2	4	5	1	5	15	-5	66	II-B	11.52
41	ZIG/ZAG A5	19	1680	2243	60	170	63	320	32	23			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-2	64	II-B	9.23
42	ZIG/ZAG A5	19	1670	2242	58	225	71	164	62	170	62	244	12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
43	ZIG/ZAG A5	19	1660	2240	58	225	71	164	62	170	62	244	12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
44	ZIG/ZAG A5	19	1650	2239	79	302	58	38	70	8			12	17	10	1	5	5	2	5	15	-2	70	II-B	17.97
45	ZIG/ZAG A5	19	1640	2238	82	156	40	323	78	180			12	17	10	1	4	5	1	5	15	-5	65	II-B	10.31
46	ZIG/ZAG A5	19	1640	2235	54	152	60	198	88	214			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
47	ZIG/ZAG A5	19	1650	2234	82	161	77	180	50	16			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
48	ZIG/ZAG A5	19	1660	2233	82	161	77	180	50	16			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
49	ZIG/ZAG A5	19	1670	2231	82	161	77	180	50	16			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
50	ZIG/ZAG A5	19	1680	2229	82	161	77	180	50	16			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
51	ZIG/ZAG A5	19	1690	2226	82	161	77	180	50	16			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
52	ZIG/ZAG A5	19	1700	2224	82	161	77	180	50	16			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
53	ZIG/ZAG A5	19	1710	2222	43	290	88	125	48	48	44	230	12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
54	ZIG/ZAG A5	19	1720	2220	60	37	82	132	75	175			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61

55	ZIG/ZAG A5	19	1730	2219	60	37	82	132	75	175			12	17	10	2	5	5	0	5	10	-5	61	II-B	6.61
56	ZIG/ZAG A5	19	1740	2219	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
57	ZIG/ZAG A5	19	1750	2220	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
58	ZIG/ZAG A5	19	1760	2219	88	120	52	360	60	154			12	17	10	2	4	5	1	5	10	-5	61	II-B	6.61
59	ZIG/ZAG A5	19	1770	2216	88	320	30	48	75	273			12	17	10	1	4	5	1	3	7	-5	55	III-A	3.39
60	ZIG/ZAG A5	19	1780	2216	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	7	-5	55	III-A	3.39
61	ZIG/ZAG A5	19	1790	2214	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	0	1	7	-5	52	III-A	2.43
62	ZIG/ZAG A5	19	1800	2214	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
63	ZIG/ZAG A6	19	1640	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
64	ZIG/ZAG A7	19	1650	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
65	ZIG/ZAG A8	19	1660	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
66	ZIG/ZAG A9	19	1670	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
67	ZIG/ZAG A10	19	1680	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
68	ZIG/ZAG A11	19	1690	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
69	ZIG/ZAG A12	19	1700	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
70	ZIG/ZAG A13	19	1710	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
71	ZIG/ZAG A14	19	1720	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
72	ZIG/ZAG A15	19	1730	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
73	ZIG/ZAG A16	19	1740	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
74	ZIG/ZAG A17	19	1750	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
75	ZIG/ZAG A18	19	1760	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
76	ZIG/ZAG A19	19	1770	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
77	ZIG/ZAG A20	19	1780	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
78	ZIG/ZAG A21	19	1790	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
79	ZIG/ZAG A22	19	1800	2300	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
80	ZIG/ZAG A23	19	1640	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
81	ZIG/ZAG A24	19	1650	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
82	ZIG/ZAG A25	19	1660	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
83	ZIG/ZAG A26	19	1670	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
84	ZIG/ZAG A27	19	1680	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-2	61	II-B	6.61
85	ZIG/ZAG A28	19	1690	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-2	61	II-B	6.61
86	ZIG/ZAG A29	19	1700	2200	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
87	ZIG/ZAG A30	19	1710	2200	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
88	ZIG/ZAG A31	19	1720	2200	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
89	ZIG/ZAG A32	19	1730	2200	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
90	ZIG/ZAG A33	19	1740	2200	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
91	ZIG/ZAG A34	19	1750	2200	88	120	52	360	60	154			12	17	10	1	4	5	0	5	10	-2	62	II-B	7.39
92	ZIG/ZAG A35	19	1760	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
93	ZIG/ZAG A36	19	1770	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
94	ZIG/ZAG A37	19	1780	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
95	ZIG/ZAG A38	19	1790	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74
96	ZIG/ZAG A39	19	1800	2200	58	360	72	188	88	260			12	17	10	1	4	5	1	3	10	-5	58	III-A	4.74



## **Anexo 8**

### **ENSAYOS DE LABORATORIO**



PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD  
CATÓLICA**  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

Lima, 14 de abril de 2010

Carta N° 014/LMR/PUCP

Señor  
**Ing. Jesús Gómez Salinas**  
Doe Run Perú  
Presente.-

Estimado ingeniero:

Por medio de la presente tengo a bien saludarlo y aprovecho la oportunidad para enviar un avance del informe de los resultados de los ensayos del Laboratorio de Mecánica de Rocas, perteneciente a la Mina Cobriza.

Sin otro particular, me despido de usted.

Cordialmente,

Ing. Mario Cedrón Lassús  
Coordinador de la Sección Minas



PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD  
CATÓLICA**  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

***ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE  
ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS  
ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL***

Solicitado por:  
Doe Run Perú

Muestra:  
Testigos de roca

Fecha  
Abril 14, 2010

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



### ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938-95.

Los resultados son los siguientes:

<i>Labor</i>	<i>Sección</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga (kg)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm<sup>2</sup>)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
702680N S2	2320	5.51	12.17	34800	1459.44	143.12
512680N ESC S6	2330	4.26	9.36	17600	1234.82	121.09
205120 RM(-)	5255	4.26	9.15	16600	1164.66	114.21
702300N S3	1820	5.51	12.20	30000	1258.13	123.38
701760N S3	1745	5.51	10.99	44200	1853.65	181.72
-302680S	2550	5.51	9.70	40400	1694.29	163.48
00A4ZZ S1 (ESC)	2320	5.51	11.34	47000	1971.08	193.30
28A4 2/2 S2	2270	5.52	12.22	34000.00	1420.72	139.33
702300 N S3	1810	4.25	8.69	14400.00	1015.06	99.54



**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE** (continuación)

<i>Labor</i>	<i>Sección</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga (kg)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm<sup>2</sup>)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
191760 N ESC	1350	5.52	10.83	25000.00	1044.65	102.21
405420 S TJ	5515	5.52	10.80	43200.00	1805.16	176.55
103159 N S2	3360	5.52	10.56	51600.00	2156.16	210.30
701760 N S3	1740	5.52	12.40	35400.00	1479.22	145.06
421760 N ESC S3	1400	5.52	12.29	40000.00	1671.44	163.91
191760 ESC S10	1690	5.52	11.06	20000.00	835.72	81.96
28A552 2/2	1740	5.52	11.73	30000.00	1253.58	122.93
405220S RM (-)	5215	5.52	11.46	33200.00	1387.30	136.05
305140 S S/N	5520	5.52	10.52	13000.00	543.22	52.96
205120 RM (-)	5190	4.25	8.35	4600.00	324.26	31.73
205120 RM (-)	5190	5.52	9.60	40400.00	1688.15	162.62
305140S SN	5480	5.52	11.61	37400.00	1562.80	153.26

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ( $L/D = 2$ )



**ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS**

Los resultados son los siguientes:

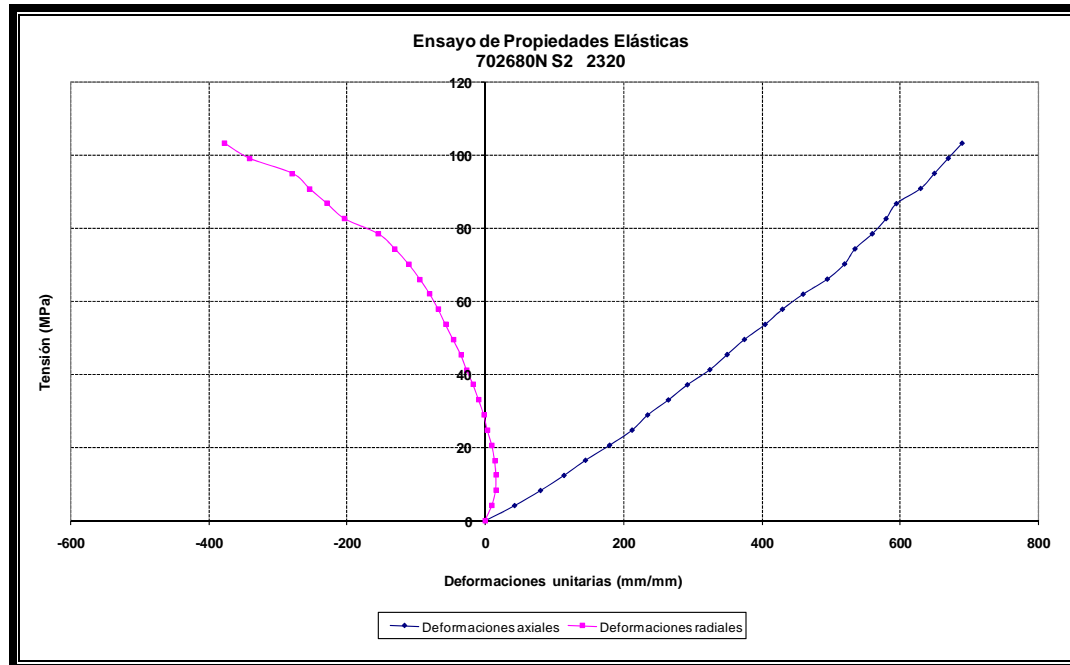
<i>Labor</i>	<i>Sección</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Módulo de Elasticidad (E) (GPa)</i>	<i>Constante de Poisson (<math>\nu</math>)</i>	<i>Resistencia a La Compresión Simple (MPa)</i>
702680N S2	2320	5.51	11.08	146.08	0.36	113.92
512680N ESC S6	2330	5.51	11.90	169.13	0.26	196.59
205120 RM (-)	5255	5.51	11.47	109.68	0.28	78.14
702300N S3	1820	5.51	11.57	144.05	0.26	82.25
701760N S3	1745	5.51	11.61	161.82	0.23	171.91
-302680S	2550	5.51	11.26	187.46	0.22	148.06
00A4ZZS1	2320	5.51	11.37	182.81	0.19	148.06
28A4 2/2 S2	2270	5.52	12.22	151.50	0.24	139.32
702300 N S3	1810	5.52	10.93	116.43	0.30	122.93
191760 N ESC	1350	5.52	11.87	111.42	0.25	113.92



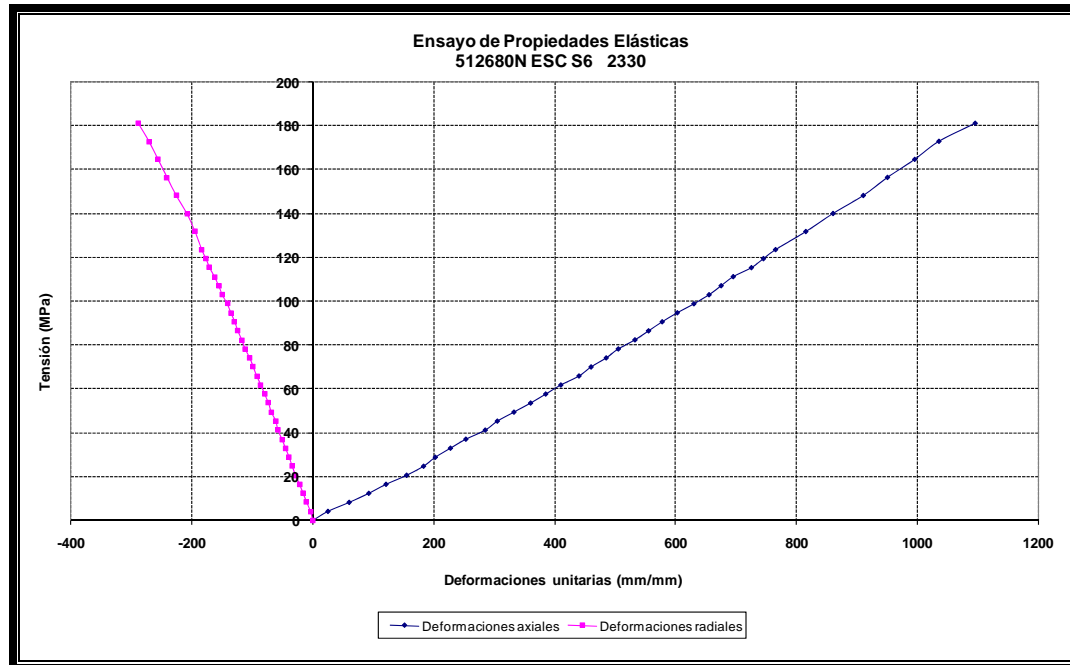
### ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Los resultados son los siguientes:

<i>Labor</i>	<i>Sección</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Módulo de Elasticidad (E) (GPa)</i>	<i>Constante de Poisson (<math>\nu</math>)</i>	<i>Resistencia a La Compresión Simple (MPa)</i>
405420 S TJ	5515	5.52	11.55	141.00	0.27	163.91
103159 N S2	3360	5.52	12.17	185.95	0.25	195.05
701760 N S3	1740	5.52	12.49	126.36	0.18	139.32
421760 N ESC S3	1400	5.52	12.08	112.37	0.19	188.50
191760 ESC S10	1690	5.52	12.41	113.41	0.17	106.54
28A552 2/2	1740	5.52	11.70	149.21	0.25	151.62
405220S RM (-)	5215	5.52	12.41	111.45	0.18	161.45
305140 S SN	5520	5.52	10.50	125.64	0.21	40.98
305140S SN	5480	5.54	12.14	163.56	0.30	81.37
205120 RM (-)	5190	5.52	11.02	143.29	0.22	89.33



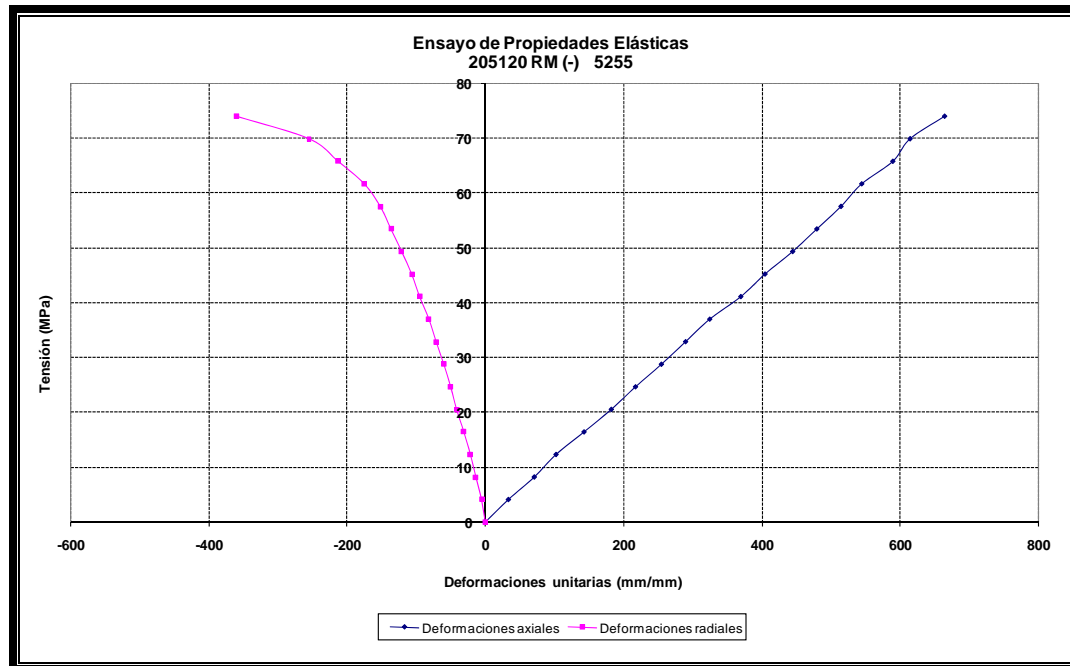






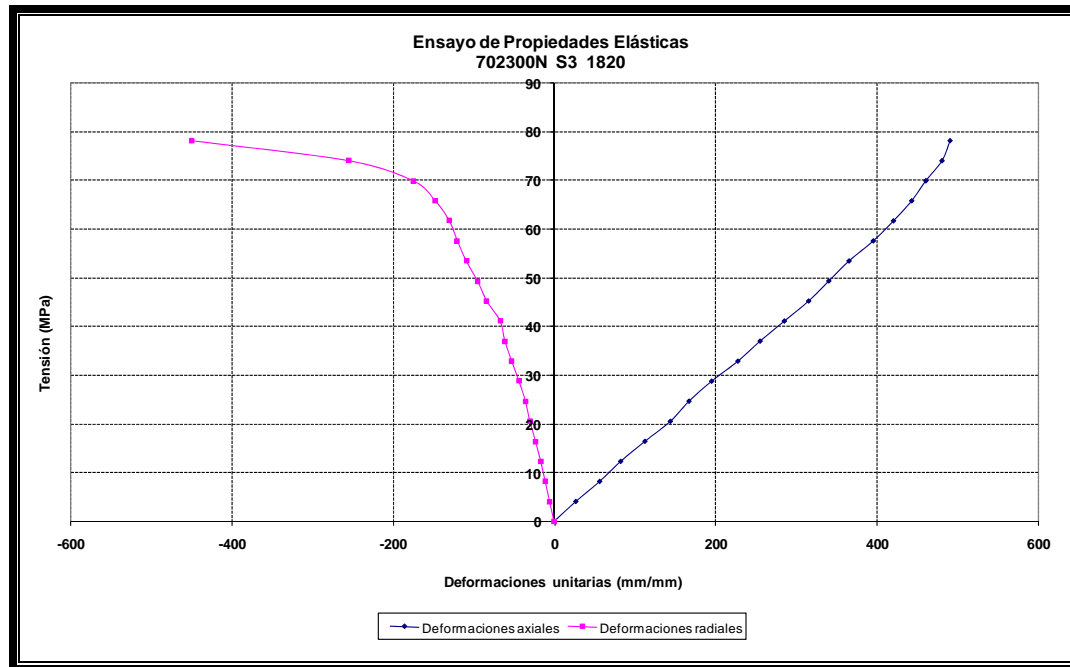
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

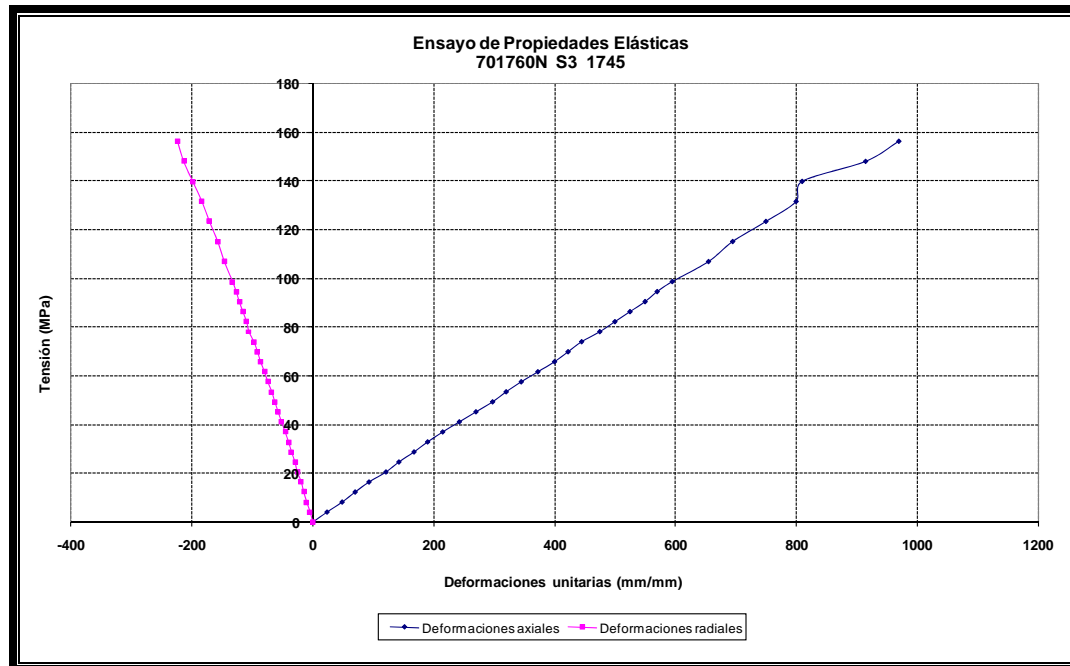
DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

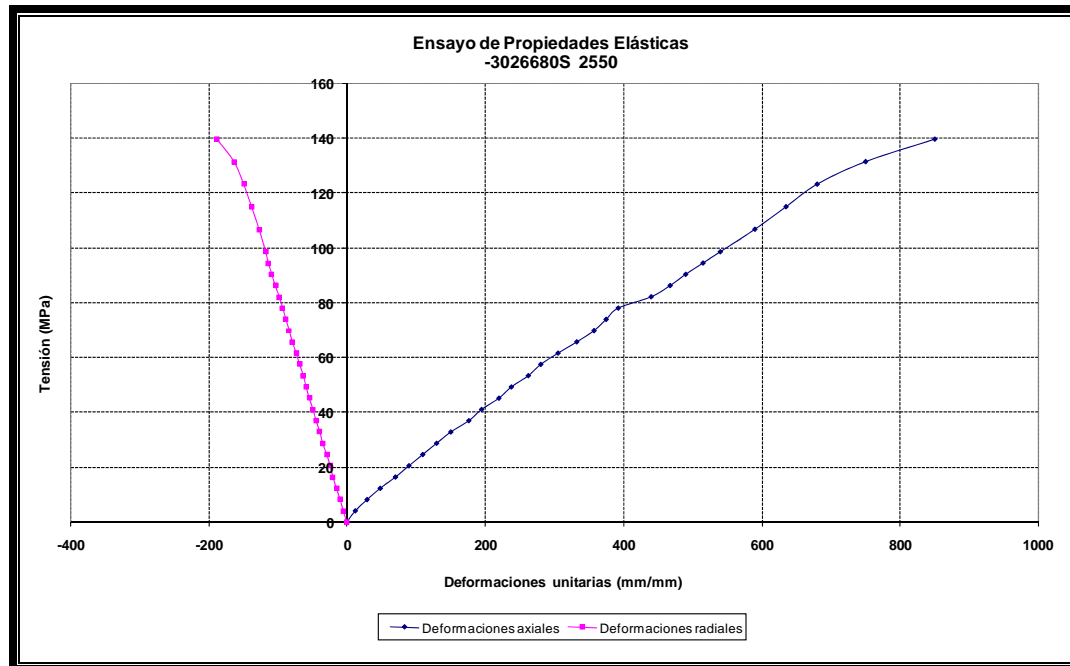






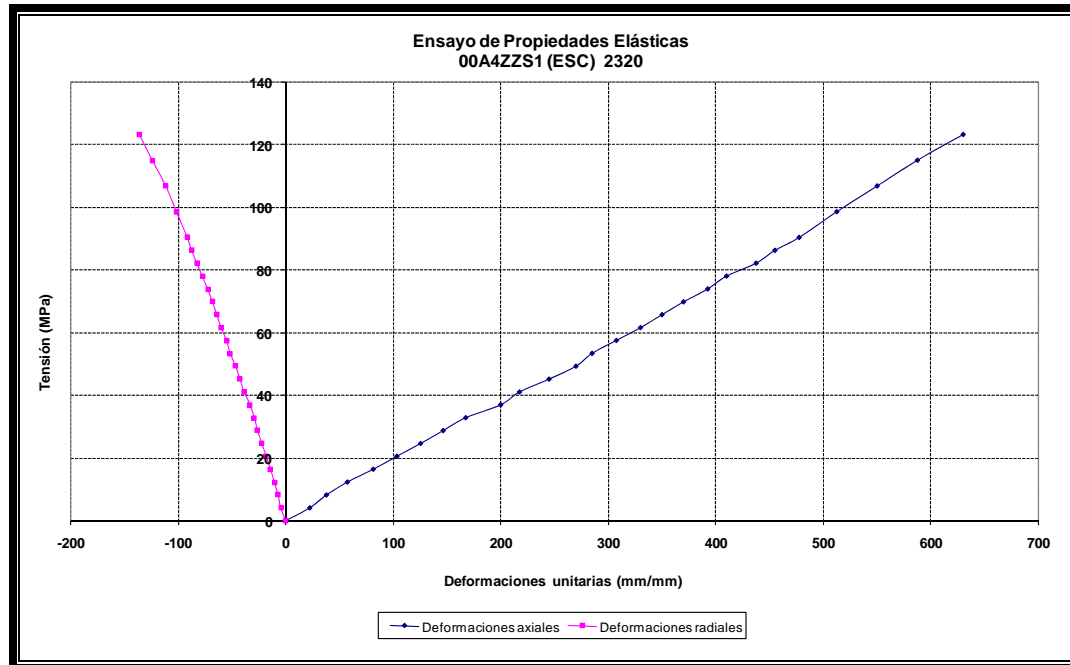
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

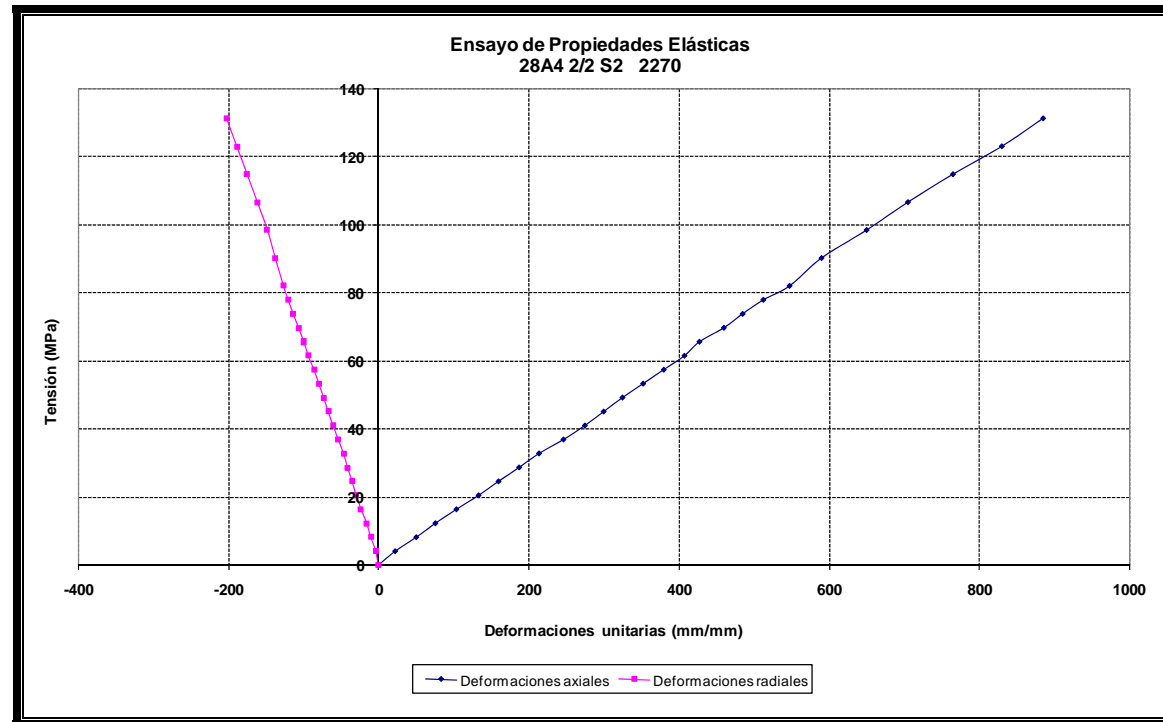
DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

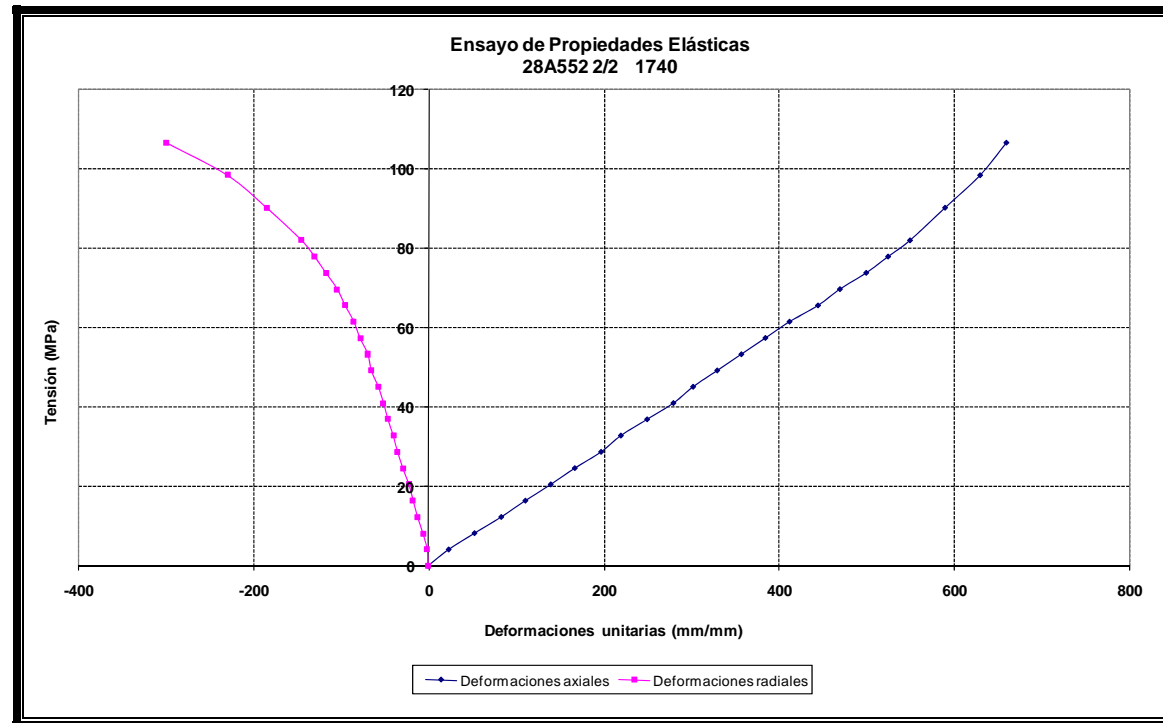


Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

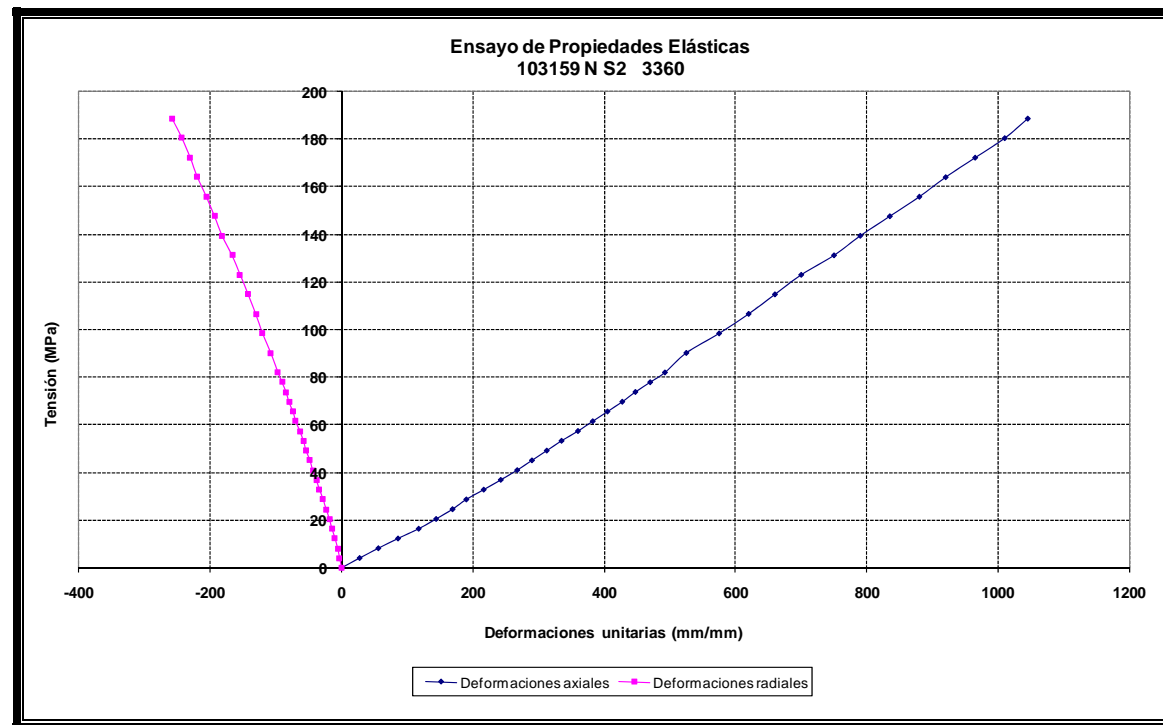
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

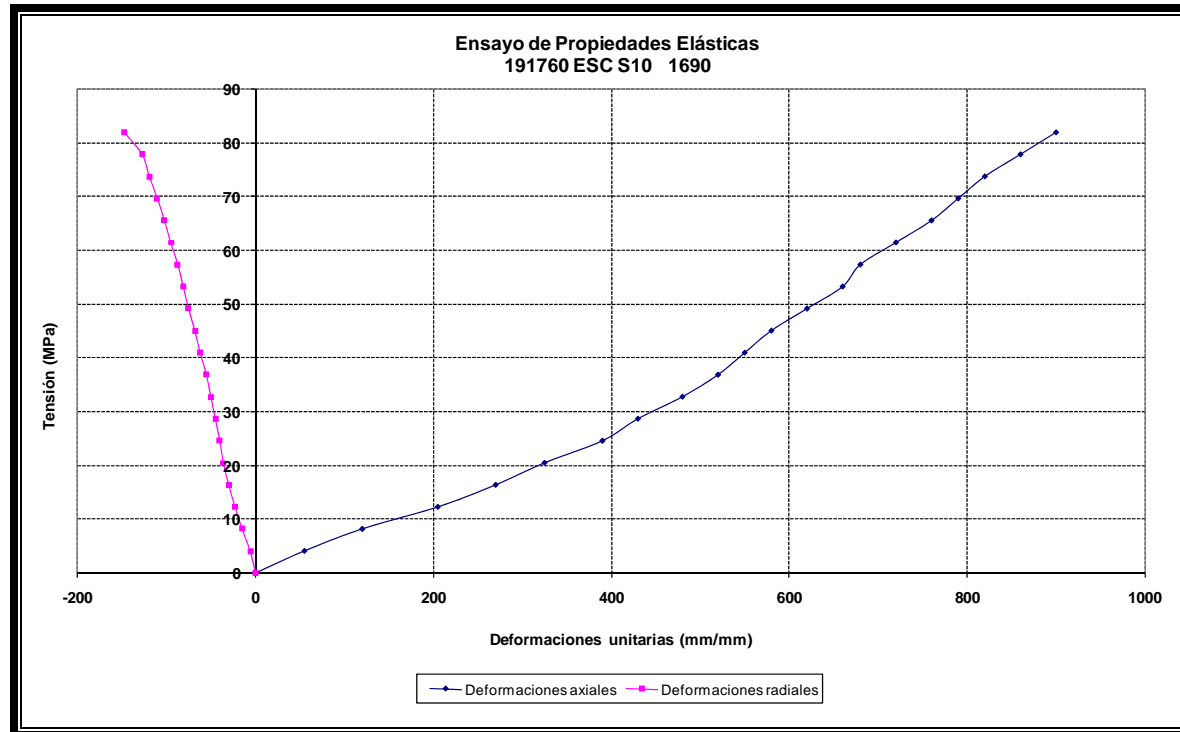


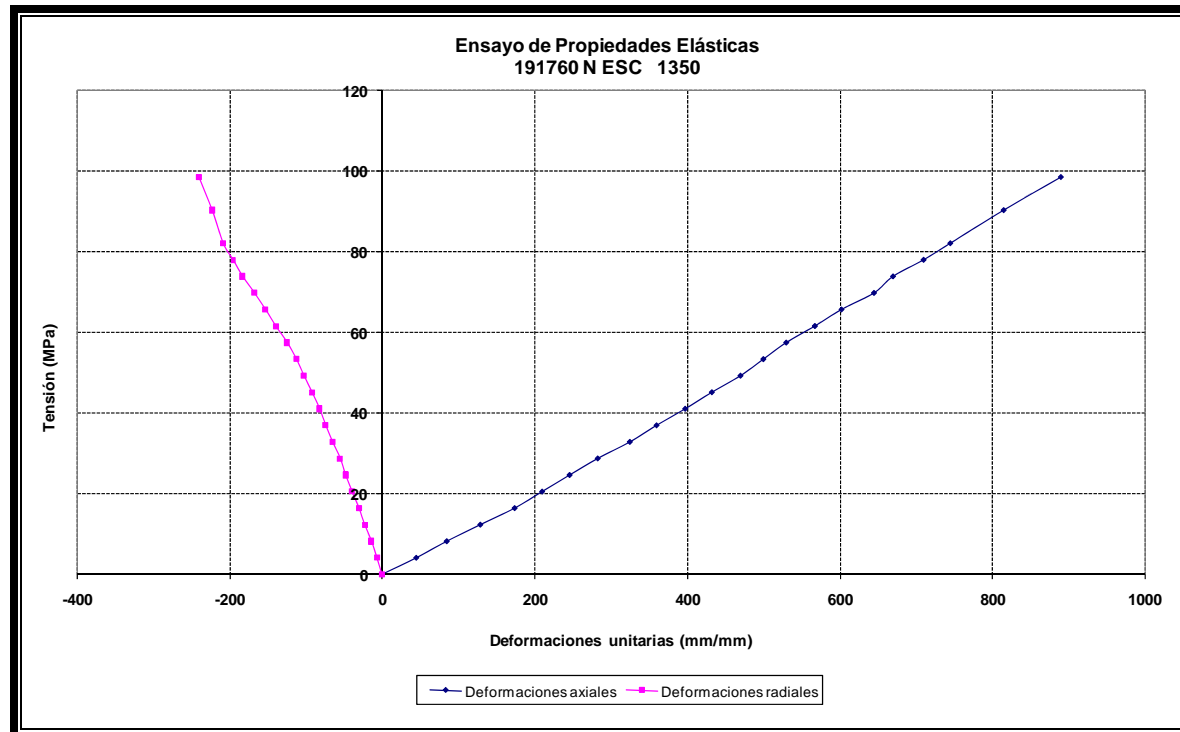


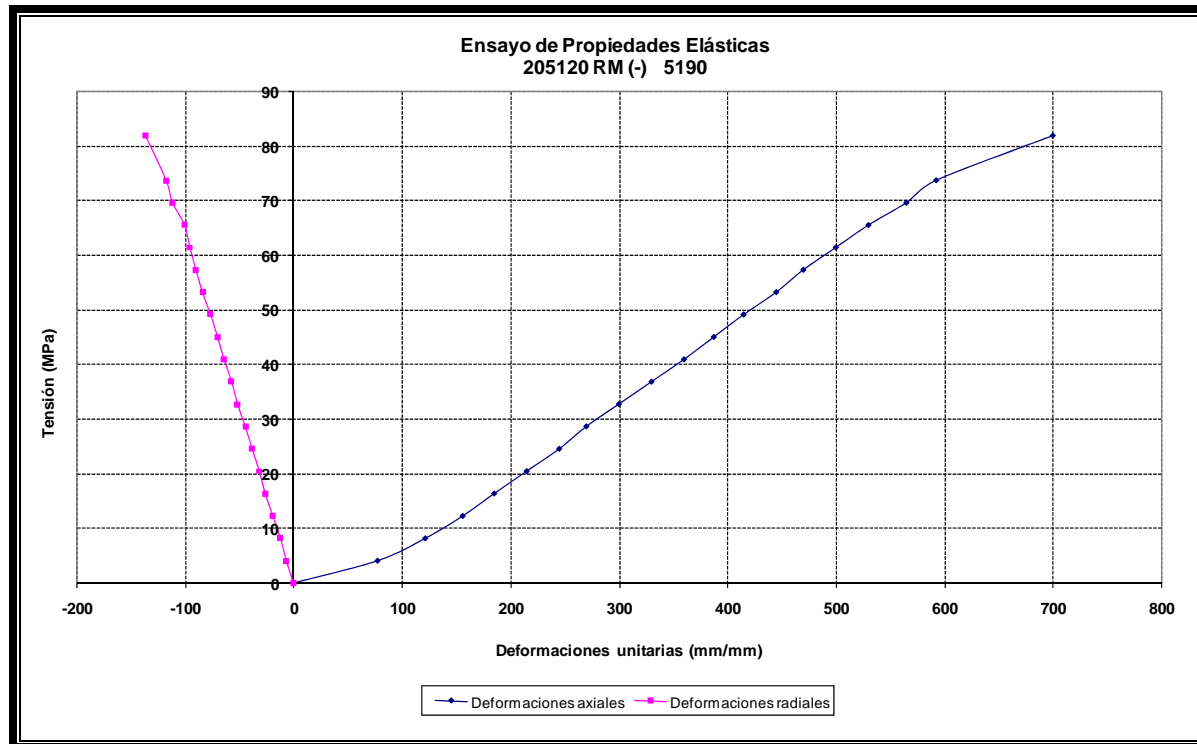


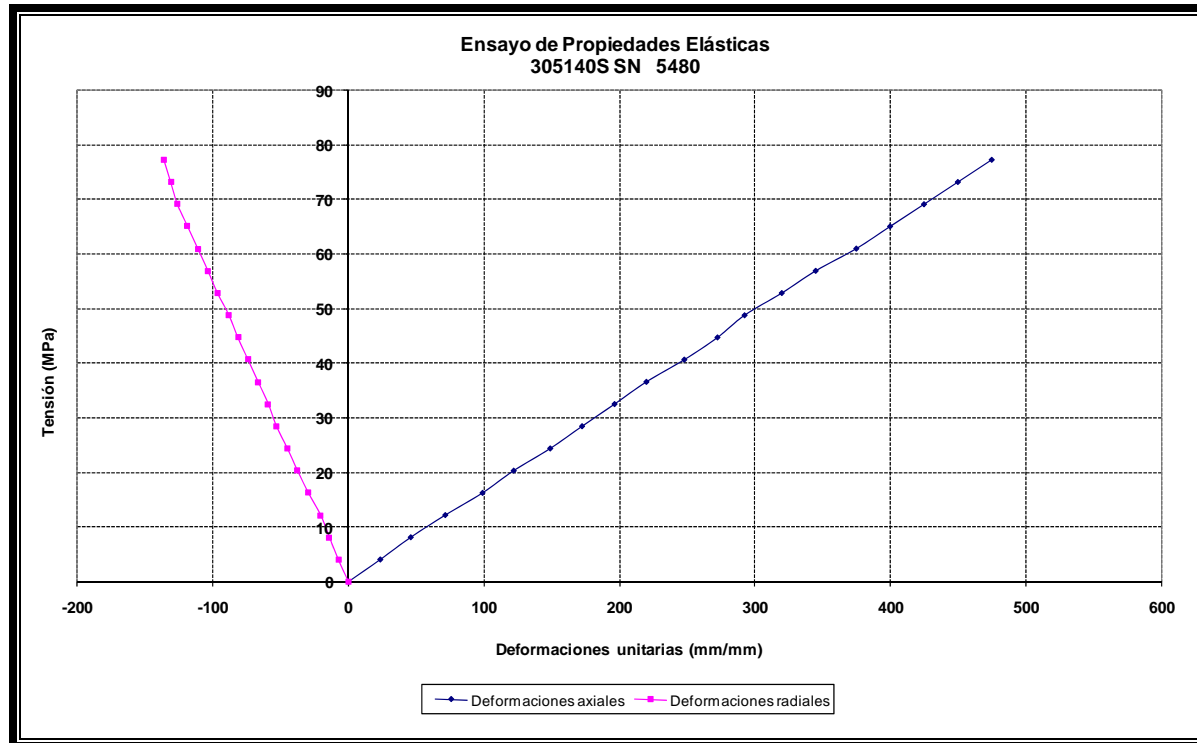


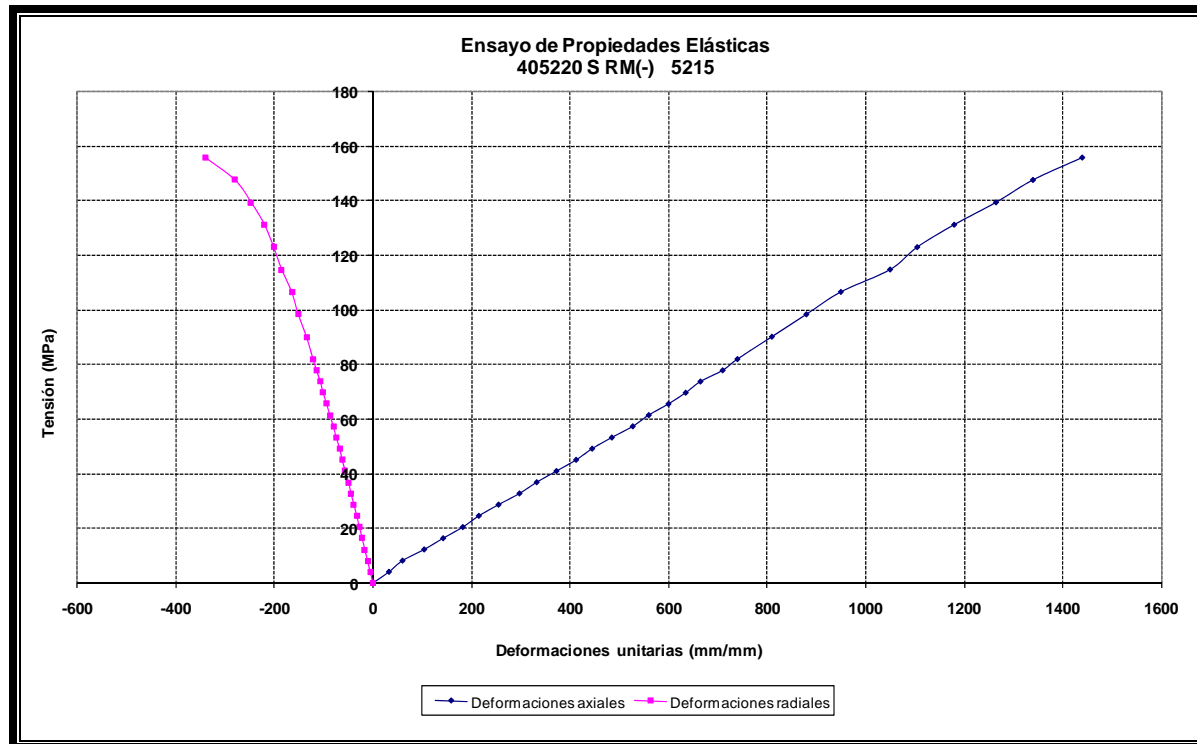


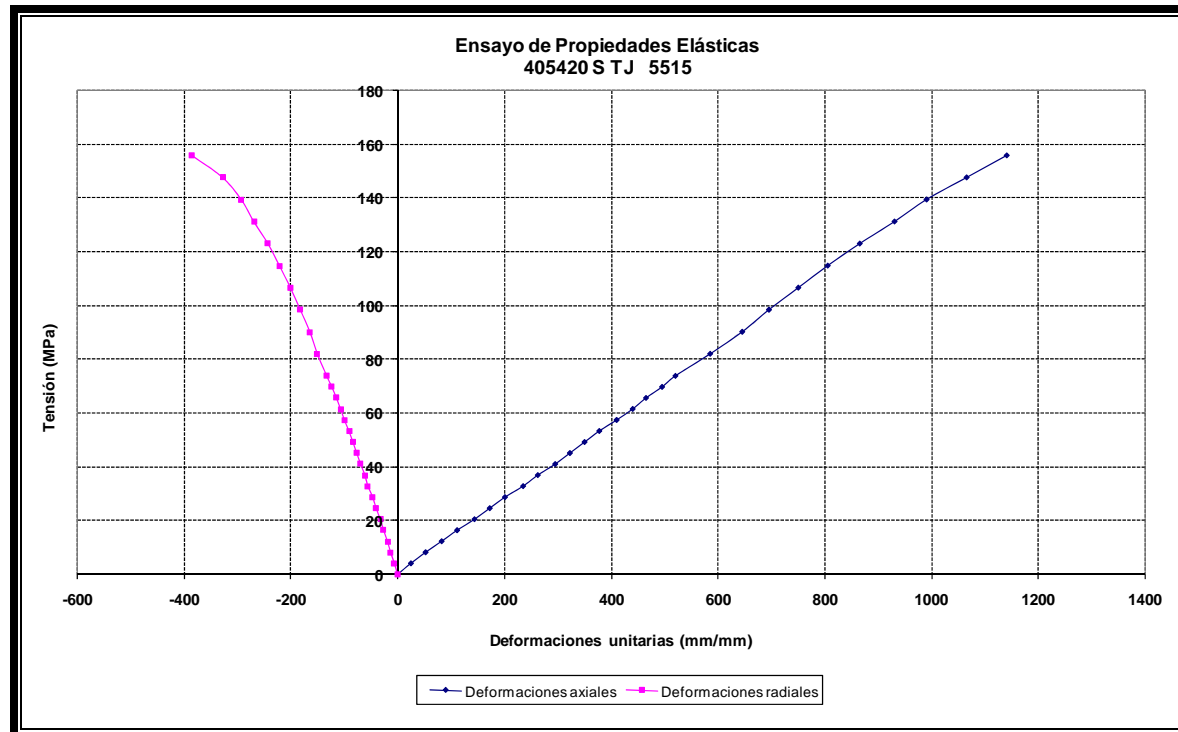


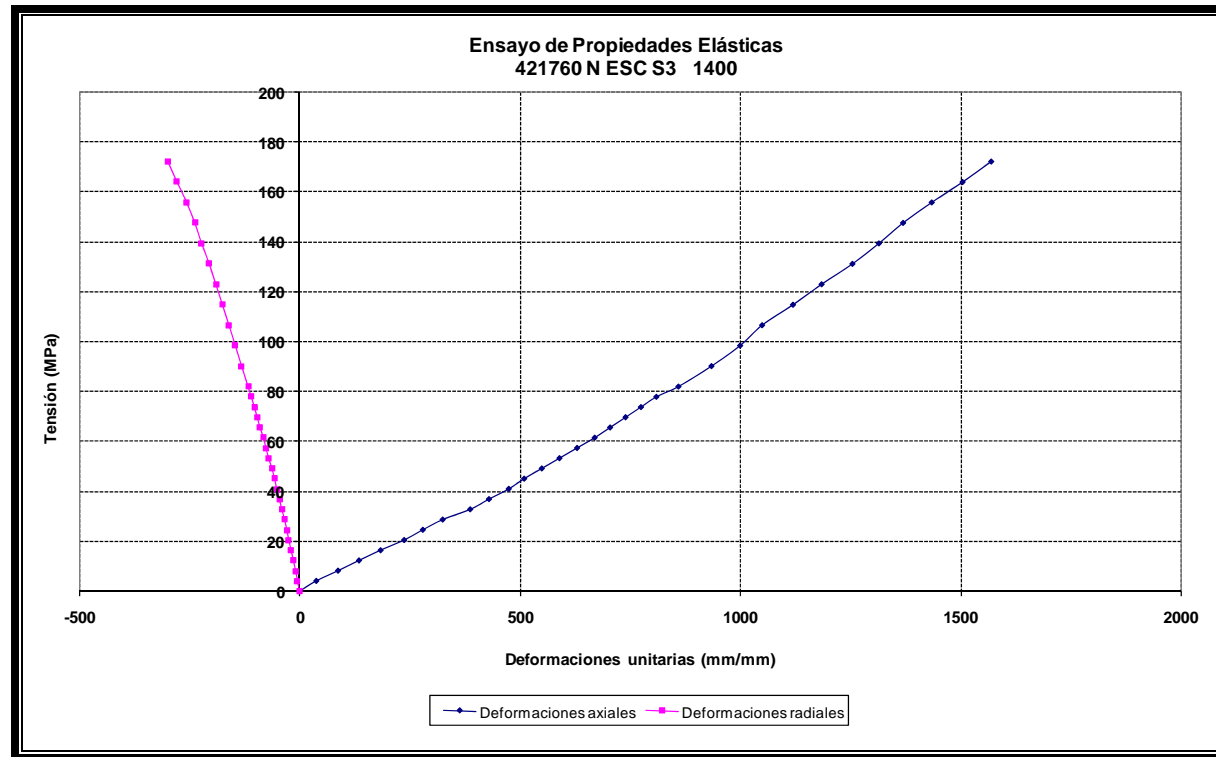




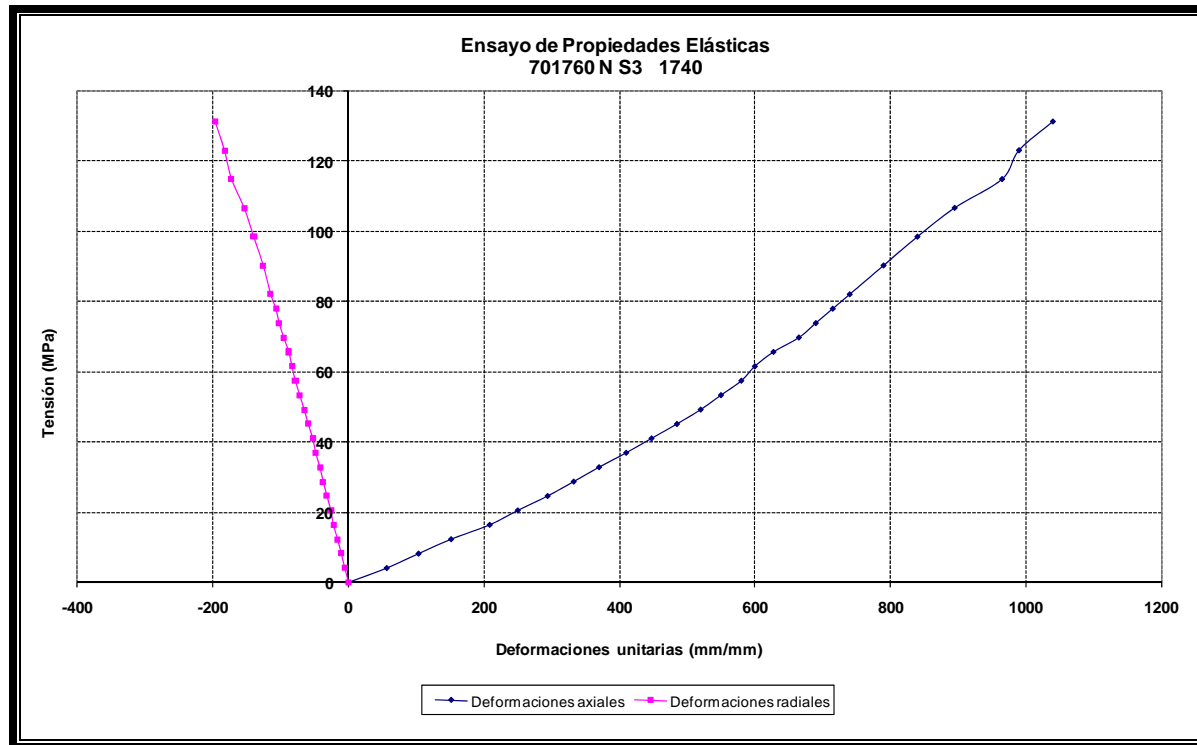


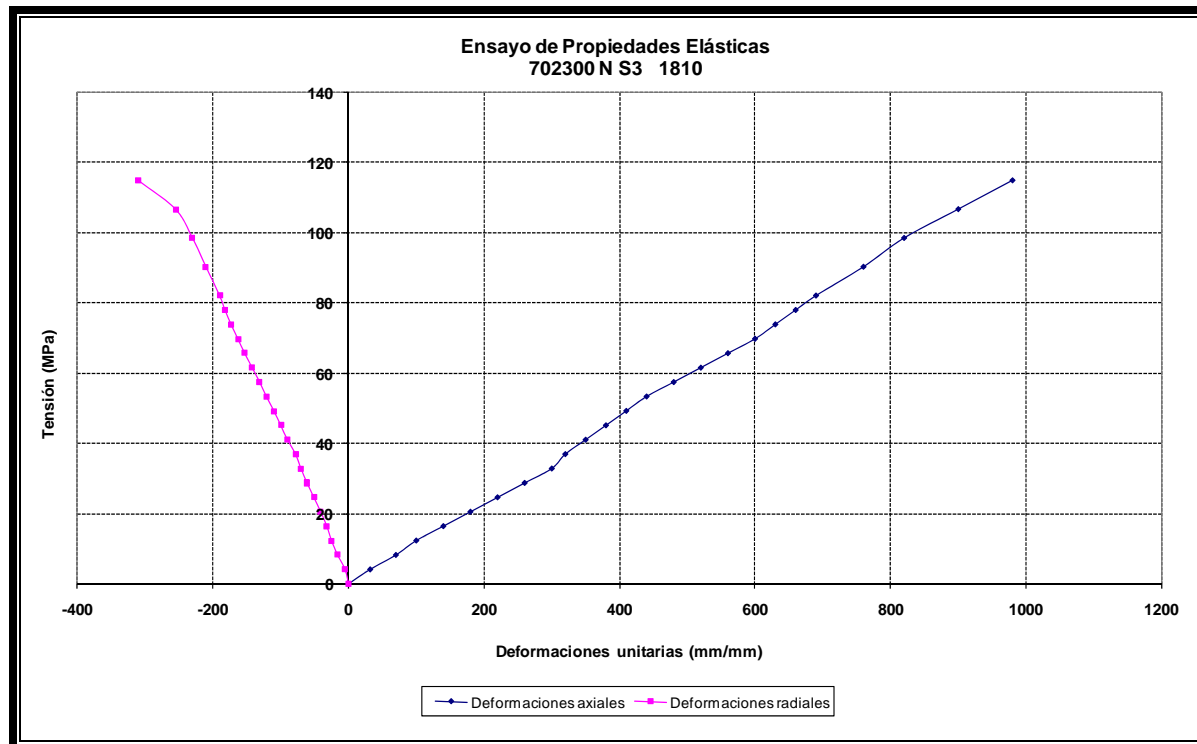


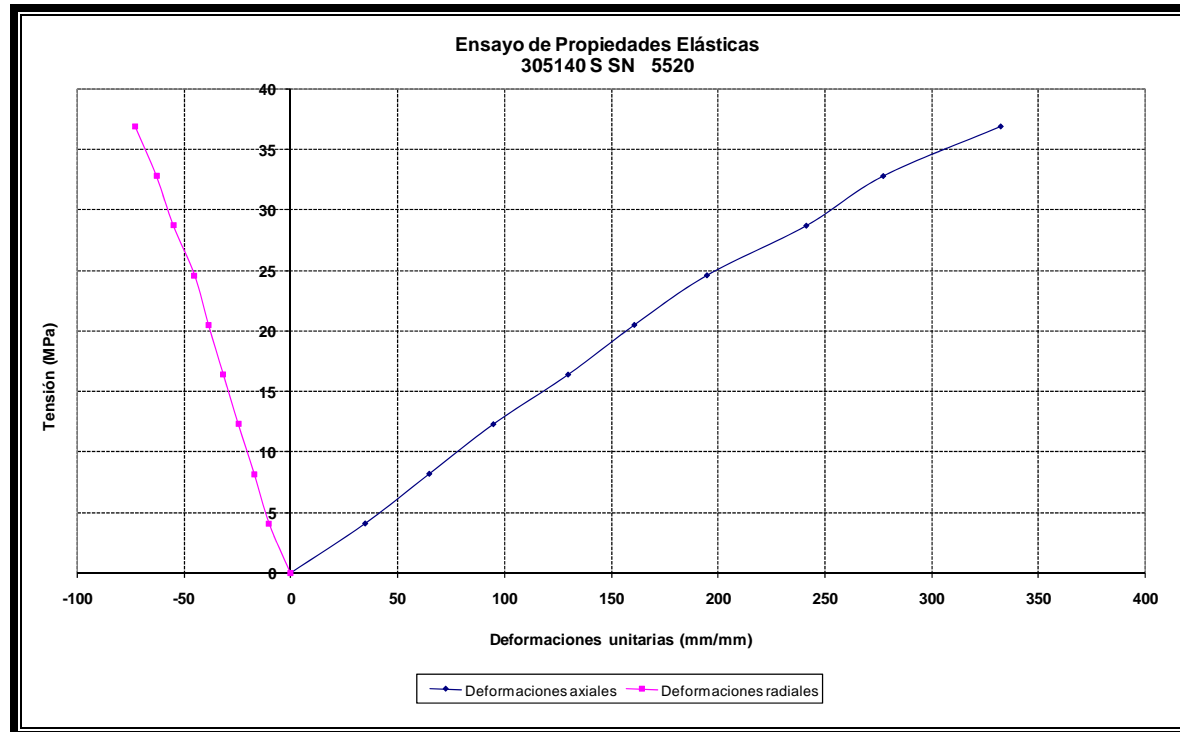














**ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL**

Se han ensayado 3 o 4 testigos por cada muestra entregada. Estos ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.  
A continuación se presentan los resultados obtenidos:

<i>Muestra</i>	<i>Sección</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	$\sigma_3$ (MPa)	$\sigma_{1max}$ (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	$m_i$
		A	5.51	11.61	24400	1023.28	1.00			
205120 RM (-)	5250	B	5.51	11.77	28600	1199.42	3.00	60.00	11.11	38.34
		C	5.50	11.73	37800	1591.02	5.00			
		A	5.51	11.29	33600	1409.11	1.00			
702680N S2	2320	B	5.51	11.24	33200	1392.34	3.00	57.46	18.89	23.75
		C	5.51	11.45	50000	2096.89	5.00			
		A	5.51	11.29	33600	1409.11	1.00			
		A	5.51	11.54	44000	1845.26	1.00			
512680N ESC S6	2330	B	5.51	11.33	81200	3405.35	3.00	63.00	16.24	39.93
		C	5.51	11.29	40200	1685.90	2.00			
		D	5.51	11.71	39000	1635.58	2.00			
		A	5.51	11.49	27000	1132.32	2.00			
205120 RM (-)	5255	B	5.51	11.39	27000	1132.32	4.00	56.55	15.00	25.61
		C	5.51	11.56	34400	1442.66	6.00			
		D	5.51	11.73	51000	2138.83	8.00			



***ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL (continuación)***

<i>Muestra</i>	<i>Sección</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	$\sigma_3$ (MPa)	$\sigma_{1max}$ (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	$m_i$
		A	5.51	10.67	17000	712.94	1.00			
702300N S3	1820	B	5.51	11.75	39600	1660.74	3.00	58.09	14.28	27.62
		C	5.51	11.54	37400	1568.47	5.00			
		A	5.51	11.78	43000	1803.33	1.00			
701760N S3	1745	B	5.51	11.63	51800	2172.38	3.00	60.21	22.98	30.53
		C	5.51	11.80	60000	2516.27	5.00			
		A	5.51	11.01	33800	1417.50	1.00			
- 302680S	2550	B	5.51	11.72	38600	1618.80	3.00	62.29	17.11	35.25
		C	5.51	11.51	58800	2465.94	5.00			
		A	5.51	10.50	59800	2507.88	1.00			
00A4ZZS1 (ESC)	2320	B	5.51	10.71	57000	2390.46	3.00	51.83	35.83	15.90
		C	5.51	10.74	39400	1652.35	5.00			
		D	5.51	10.59	50600	2122.05	2.00			



***ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL (continuación)***

<i>Muestra</i>	<i>Sección</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	$\sigma_3$ (MPa)	$\sigma_{1max}$ (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	$m_i$
		A	5.52	11.78	16400.00	685.29	1.00			
28A4 2/2 S2	2270	B	5.52	11.93	35400.00	1479.22	3.00	59.30	16.23	27.93
		C	5.52	12.32	33400.00	1395.65	5.00			
		D	5.52	11.86	61200.00	2557.30	7.00			
		A	5.52	12.60	35200.00	1470.87	2.00			
702300 N S3	1810	B	5.52	11.71	31400.00	1312.08	4.00	60.62	14.63	32.86
		C	5.52	10.93	55000.00	2298.23	6.00			
		A	5.52	11.94	34400.00	1437.44	1.00			
191760 N ESC	1350	B	5.52	11.72	37000.00	1546.08	3.00	62.41	14.18	40.91
		C	5.52	11.92	50000.00	2089.30	5.00			
		A	5.52	12.22	44400.00	1855.30	1.00			
405420 S TJ	5515	B	5.52	12.18	53200.00	2223.02	3.00	53.26	28.8	19.67
		C	5.52	11.98	48800.00	2039.16	5.00			
		D	5.52	11.80	56000.00	2340.02	7.00			



***ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL (continuación)***

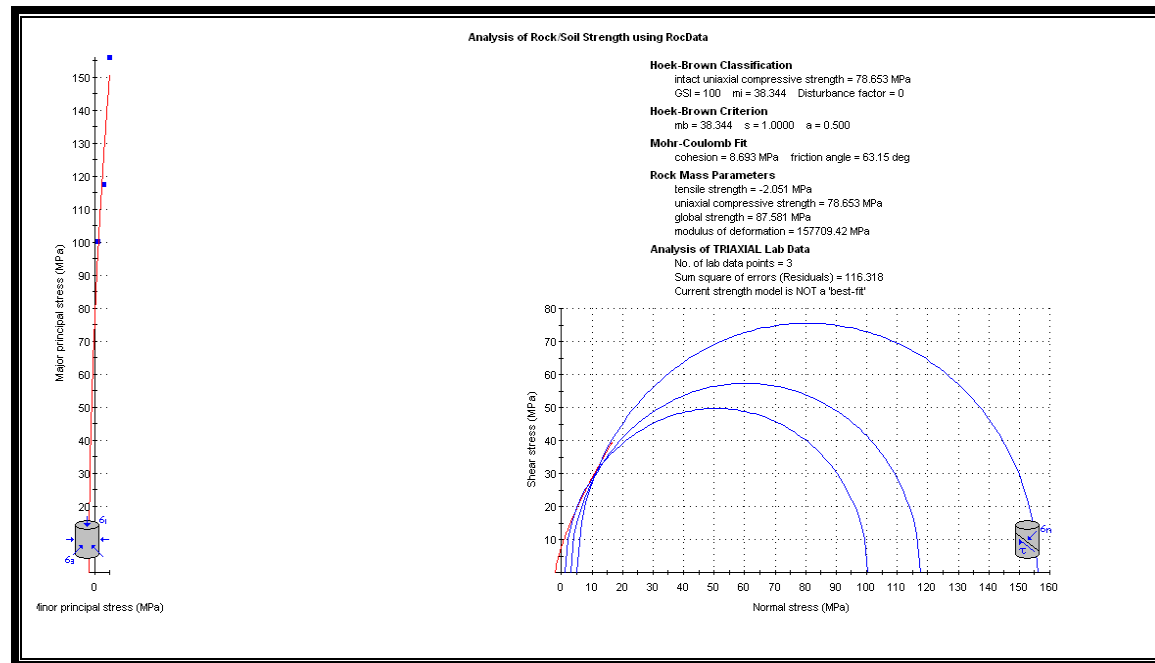
<i>Muestra</i>	<i>Sección</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	$\sigma_3$ (MPa)	$\sigma_{1max}$ (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	$m_i$
		A	5.52	12.47	64000.00	2674.30	1.00			
701760 N S3	1740	B	5.52	12.46	57400.00	2398.52	3.00	55.76	33.22	19.89
		C	5.52	12.32	69400.00	2899.95	5.00			
		D	5.52	11.93	48000.00	2005.73	2.00			
		A	5.52	12.28	30000.00	1253.58	1.00			
421760 N ESC S3	1400	B	5.52	11.30	43000.00	1796.80	3.00	59.70	20.31	27.23
		C	5.52	11.33	57400.00	2398.52	5.00			
		A	5.52	11.77	30600.00	1278.65	1.00			
191760 ESC S10	1690	B	5.52	12.76	41000.00	1713.23	3.00	62.34	13.49	43.16
		C	5.52	12.33	45600.00	1905.44	5.00			
		D	5.52	12.21	43200.00	1805.16	1.00			
		A	5.52	12.31	49800.00	2080.94	3.00			
28A552 2/2	1740	B	5.52	12.75	42000.00	1755.01	5.00	59.75	19.75	32.09
		C	5.52	12.42	60600.00	2532.23	7.00			
		D	5.52	12.47	64000.00	2674.30	1.00			

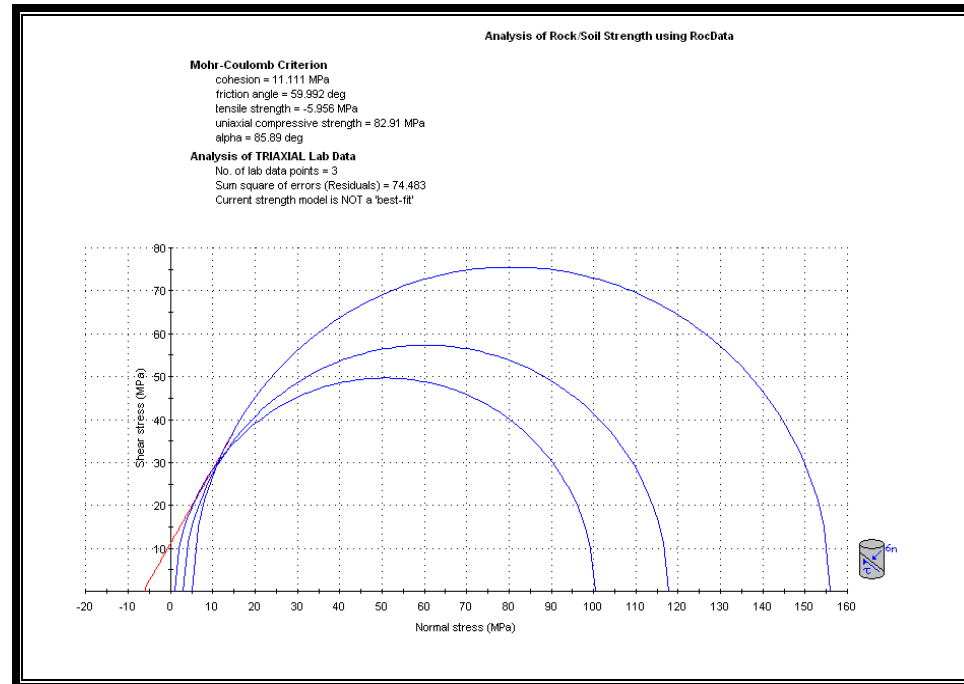


***ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL (continuación)***

<i>Muestra</i>	<i>Sección</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	$\sigma_3$ (MPa)	$\sigma_{1max}$ (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	$m_i$
		A	5.52	12.36	36600.00	1529.37	1.00			
405220S RM(-)	5215	B	5.52	12.22	44600.00	1863.66	3.00	59.23	20.52	28.23
		C	5.52	12.25	54000.00	2256.44	5.00			
		A	5.52	11.83	10600.00	442.93	1.00			
305140S S/N	5520	B	5.52	11.46	16800.00	702.01	3.00	53.7	6.31	25.06
		C	5.52	12.23	20600.00	860.79	5.00			
		A	5.53	12.24	17400.00	724.45	1.00			
305140S SN	5480	B	5.53	12.14	22000.00	915.97	3.00	54.83	9.35	25.15
		C	5.53	12.30	26400.00	1099.16	5.00			
		A	5.52	10.79	50600.00	2114.37	1.00			
205120 RM(-)	5190	B	5.52	10.50	53000.00	2214.66	3.00	57.50	21.10	30.95
		C	5.52	10.52	43200.00	1805.16	5.00			
		D	5.52	11.22	54800.00	2289.87	7.00			



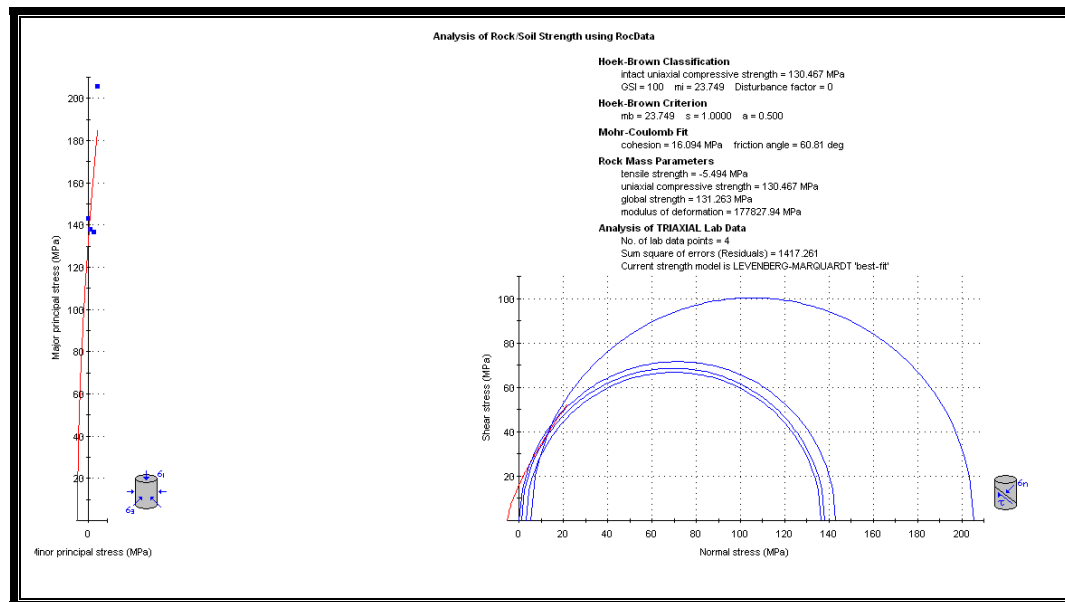






PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



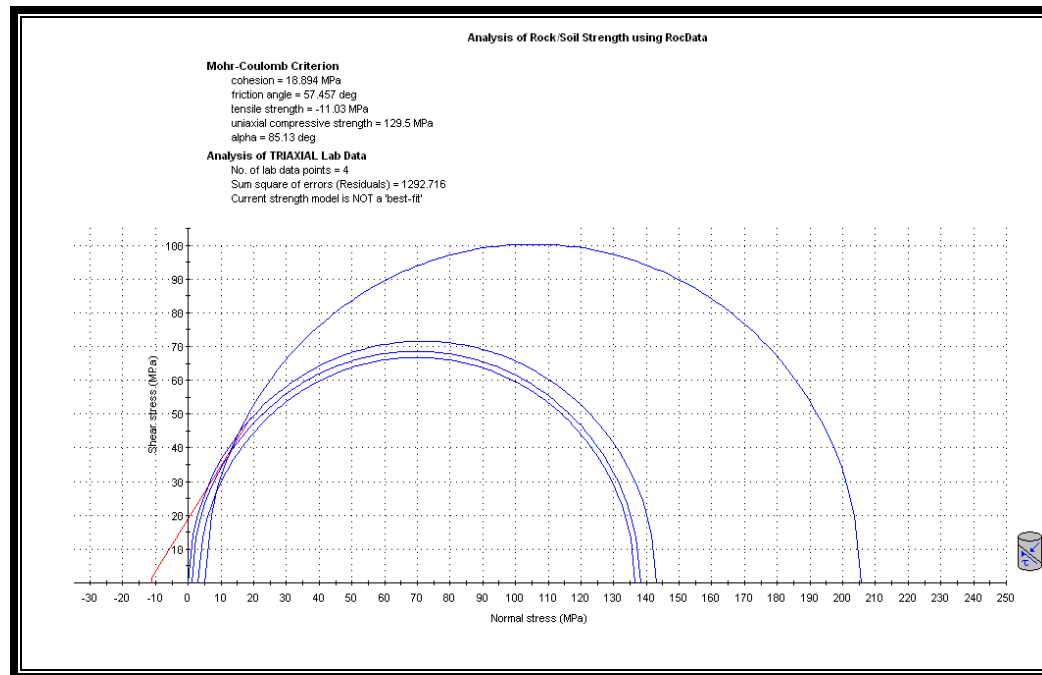
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



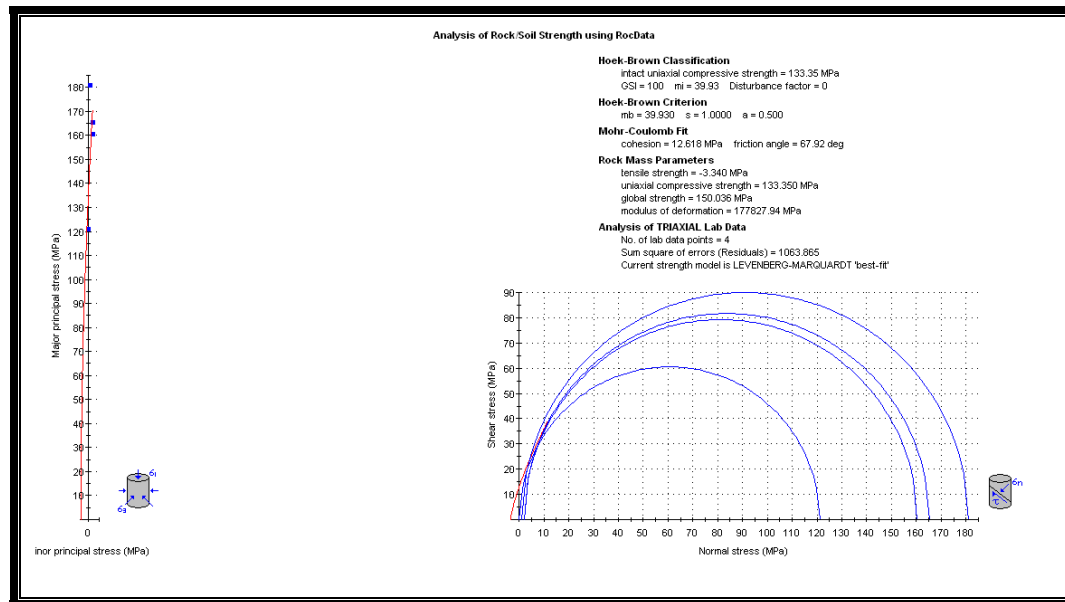
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

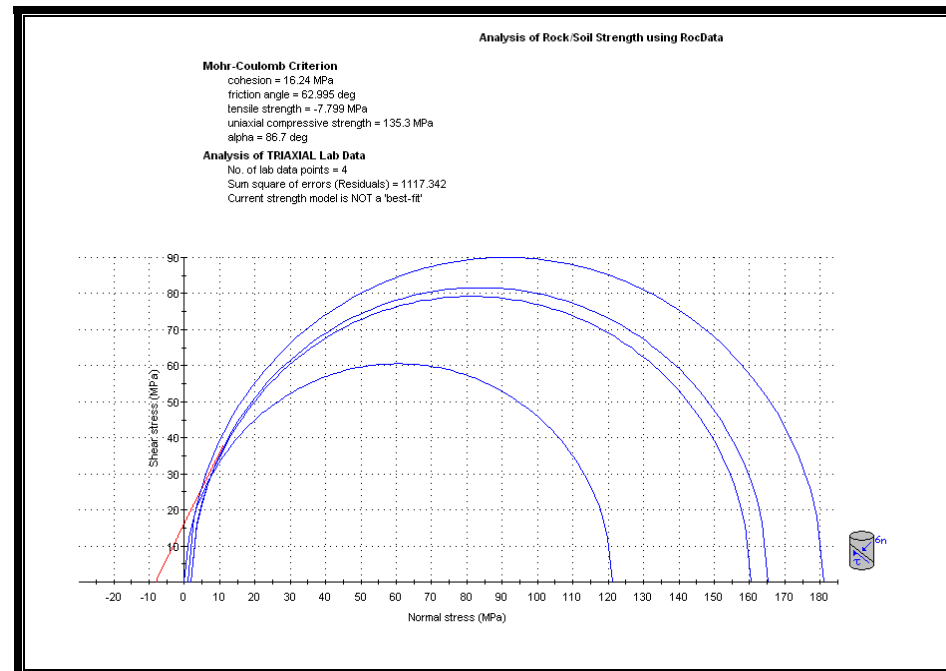
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



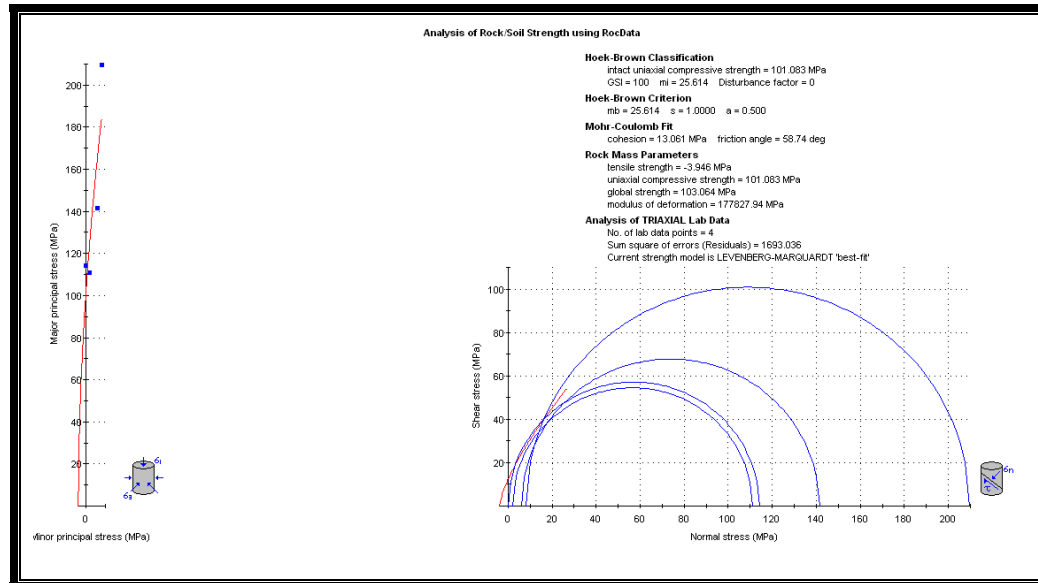
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



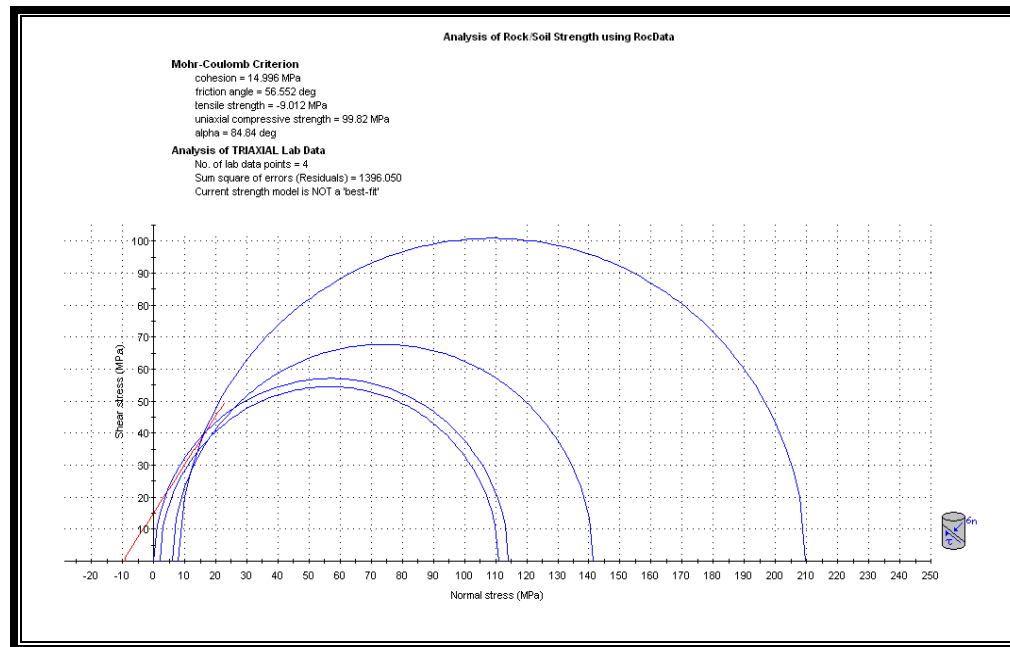
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

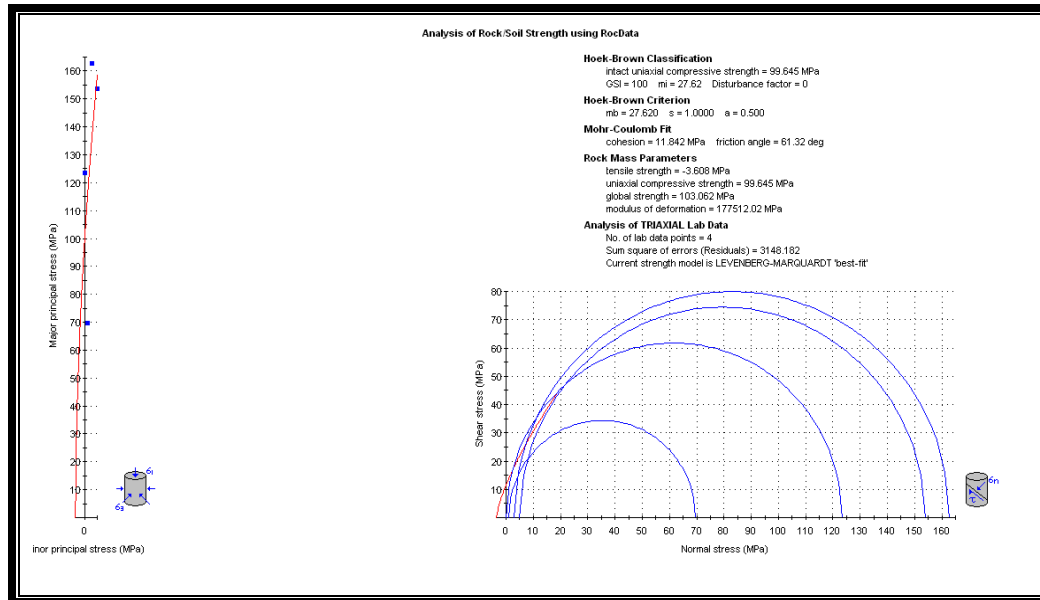






PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



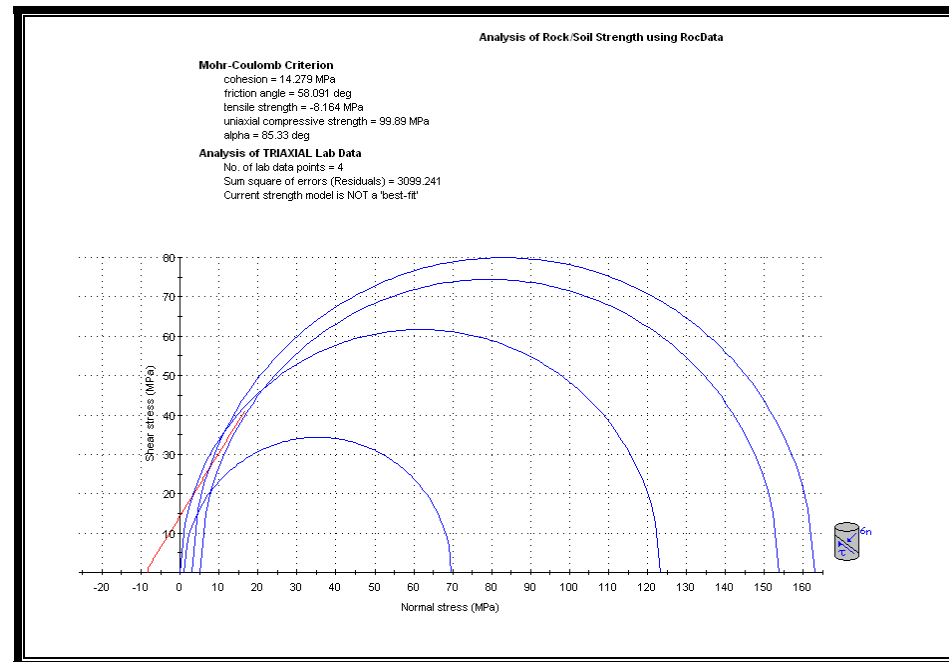
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



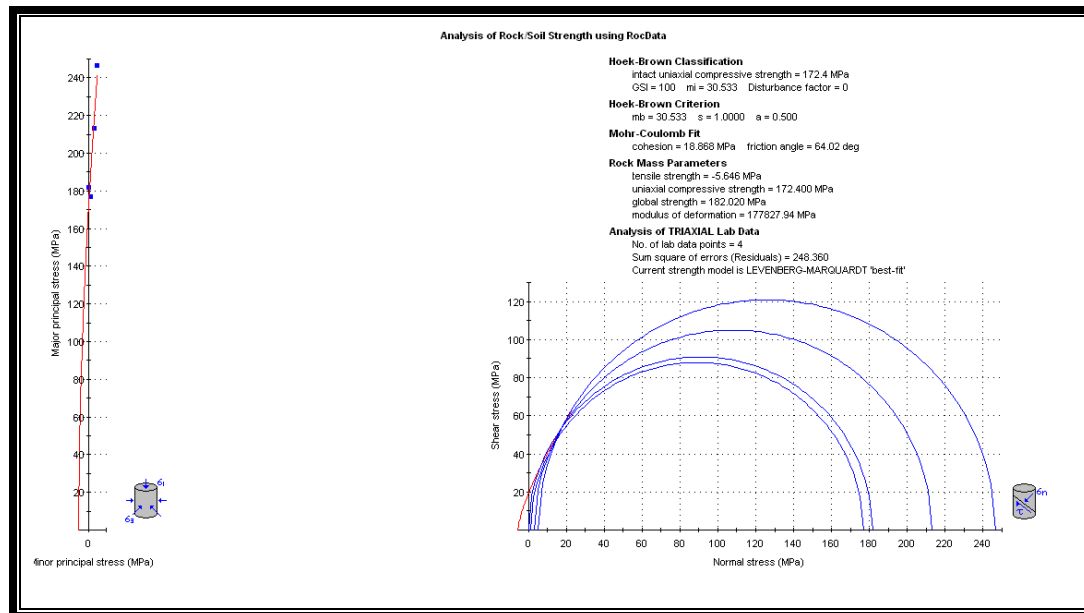
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



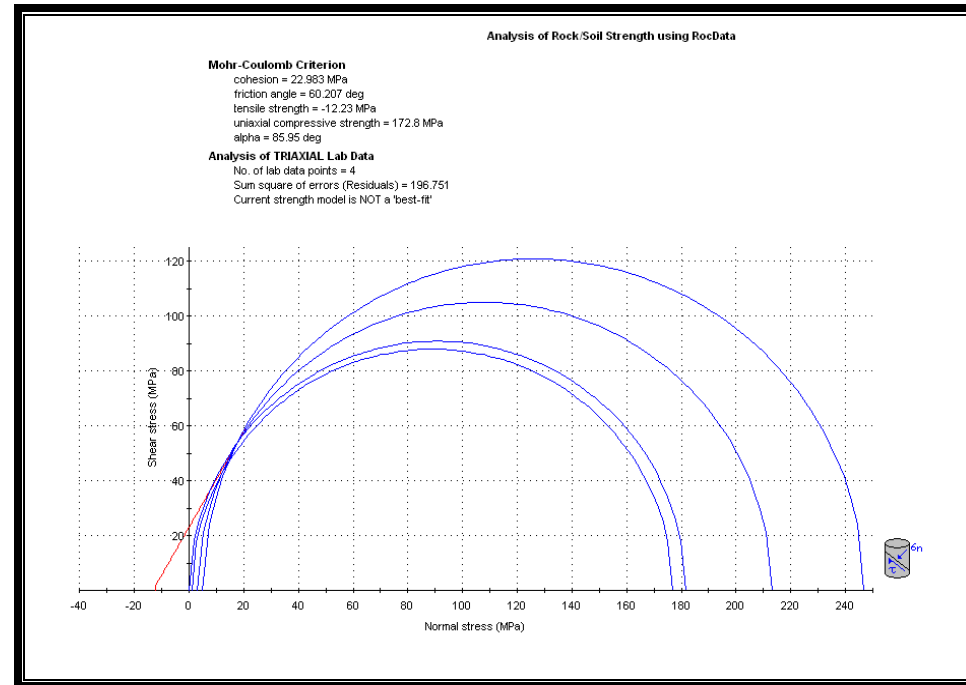
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



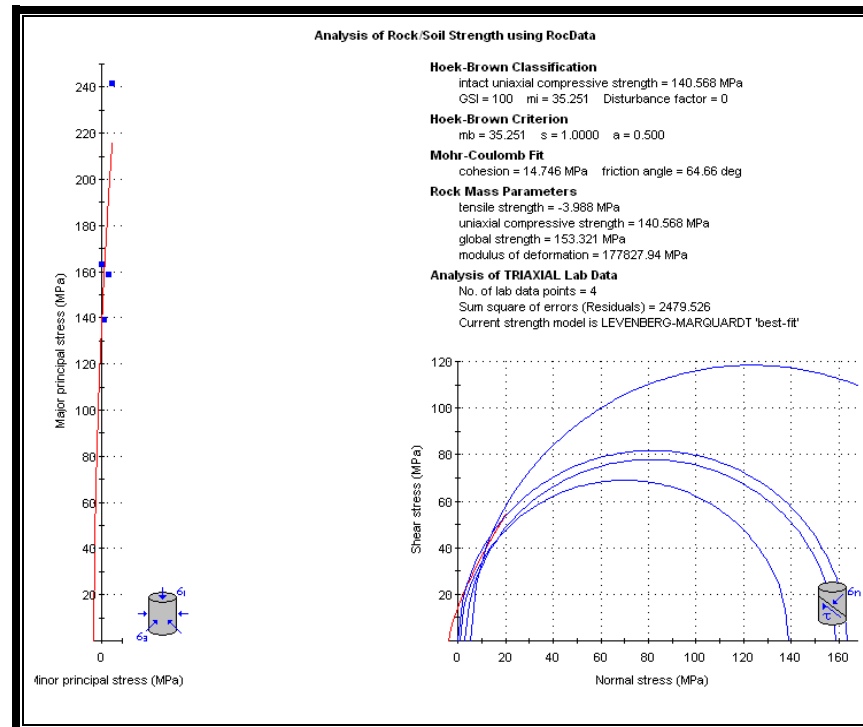
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

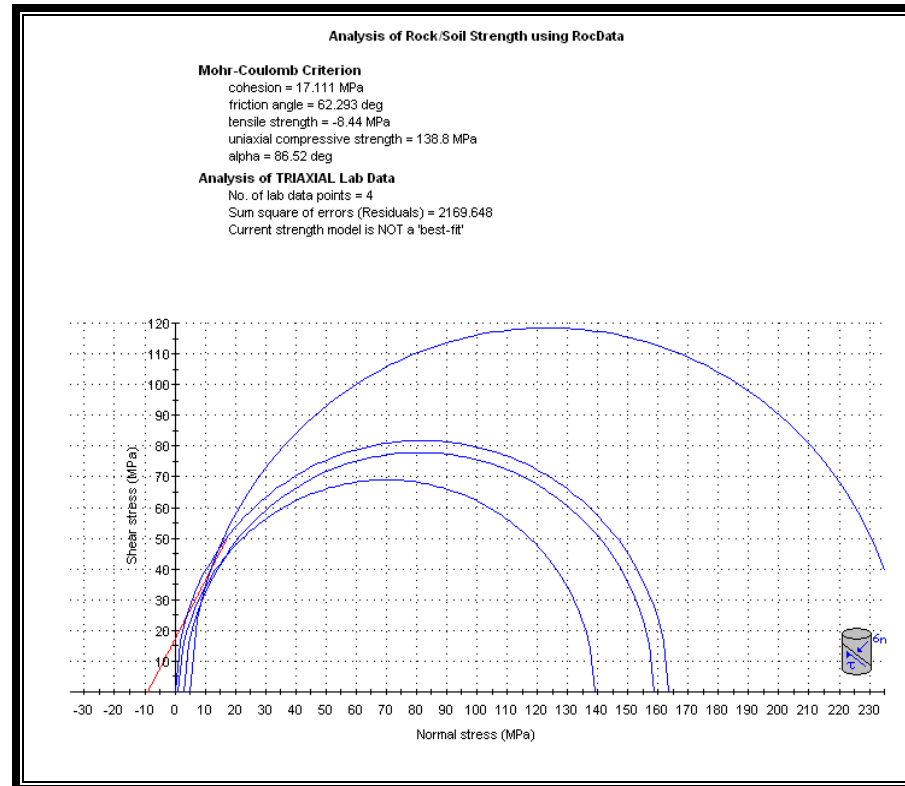
DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

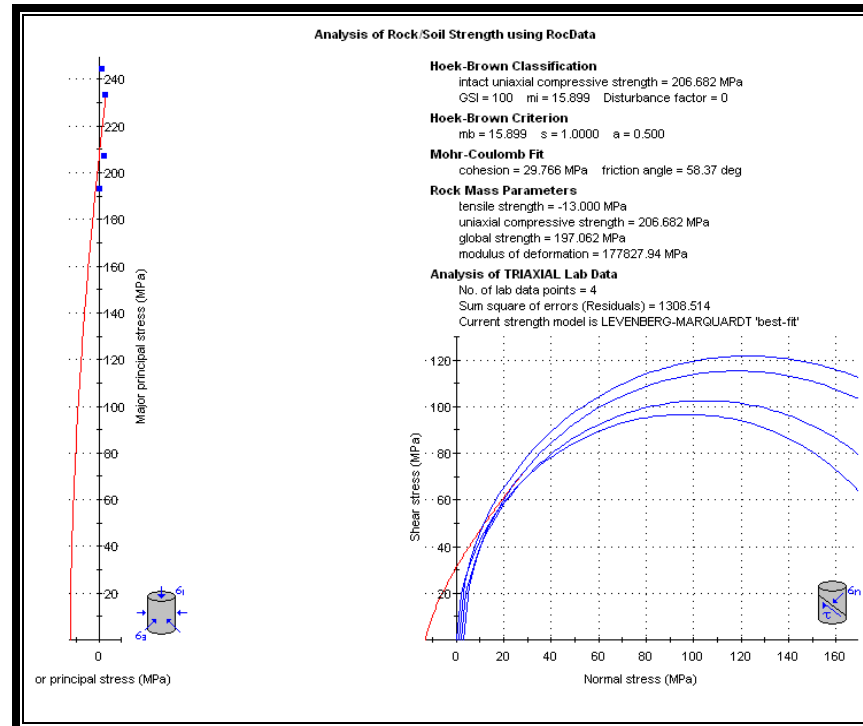


Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



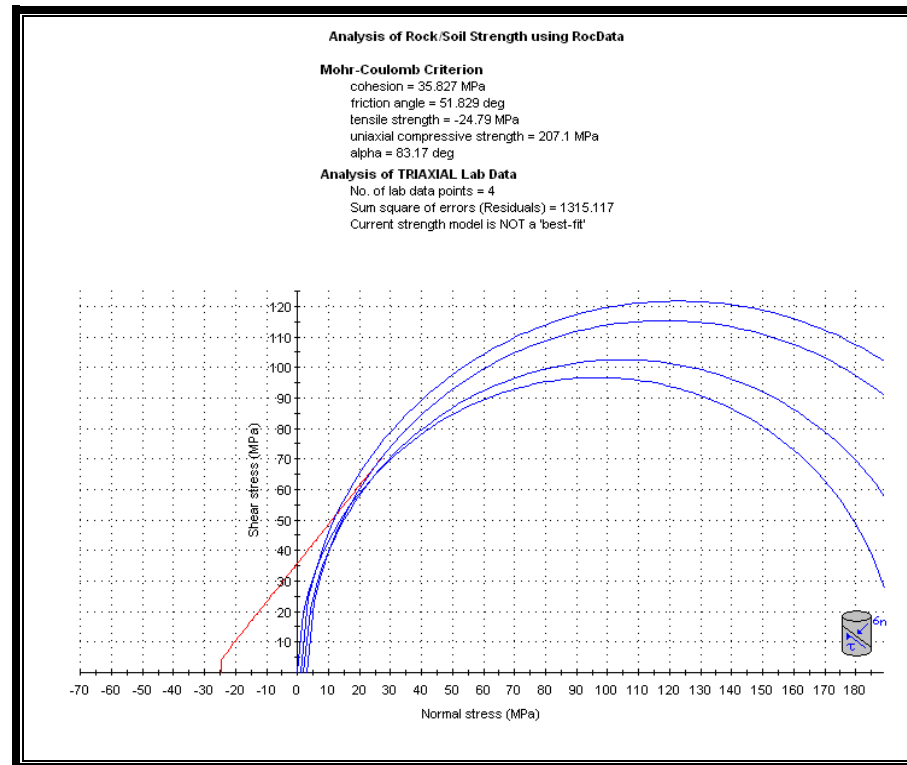






PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

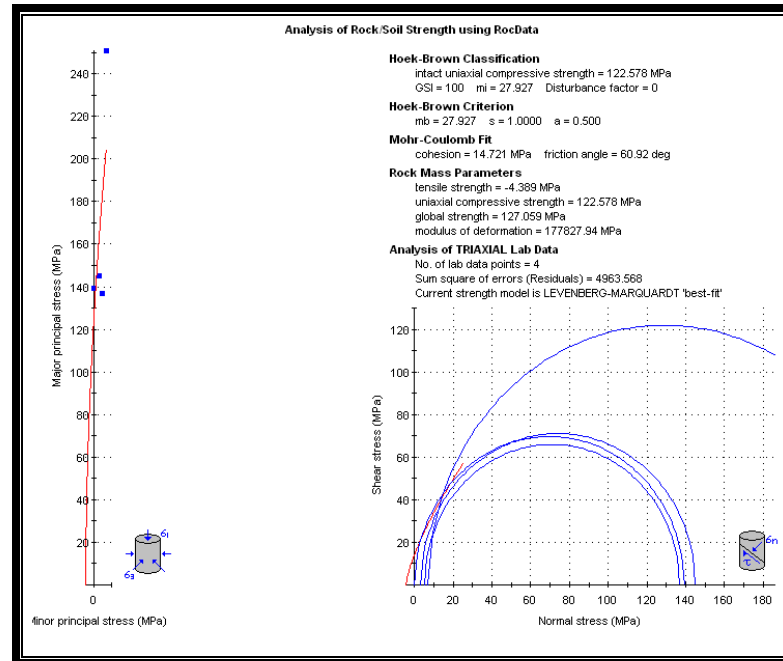
DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

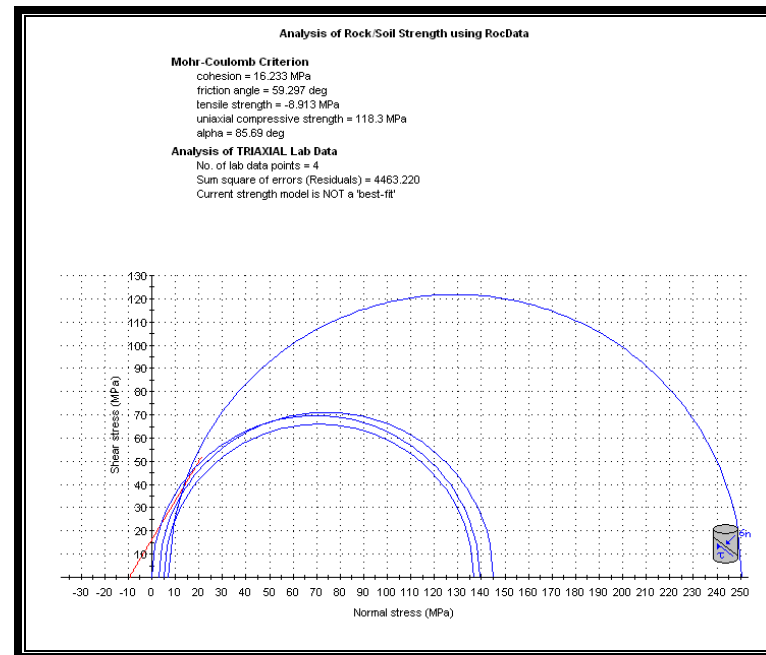






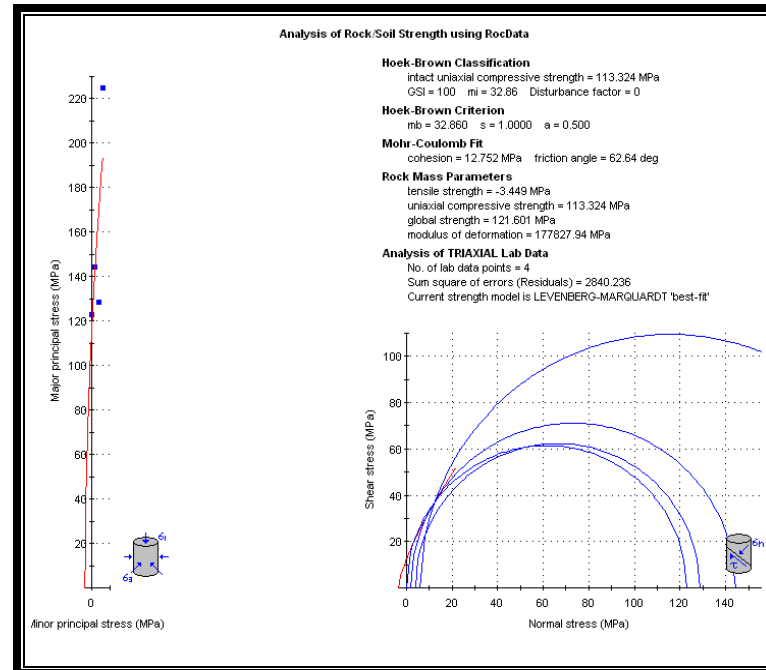
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

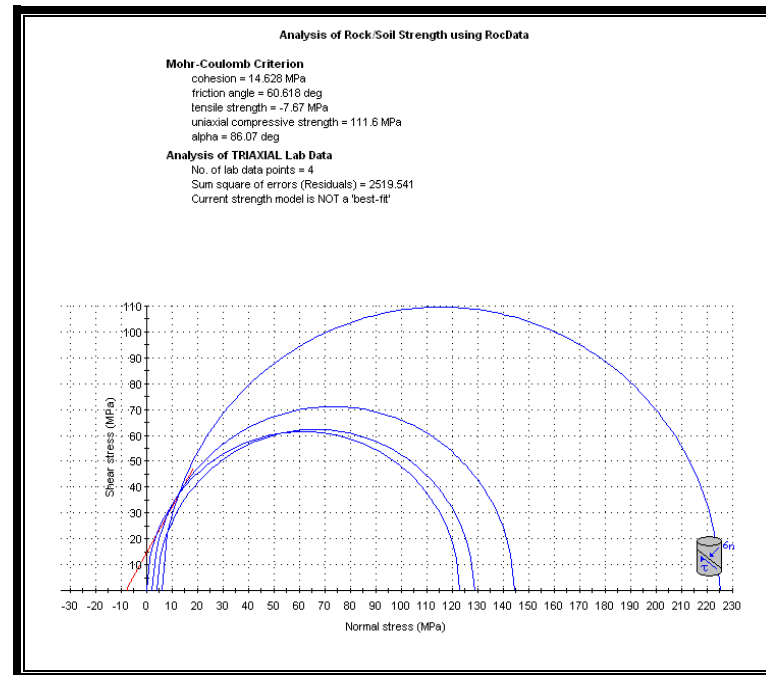
DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

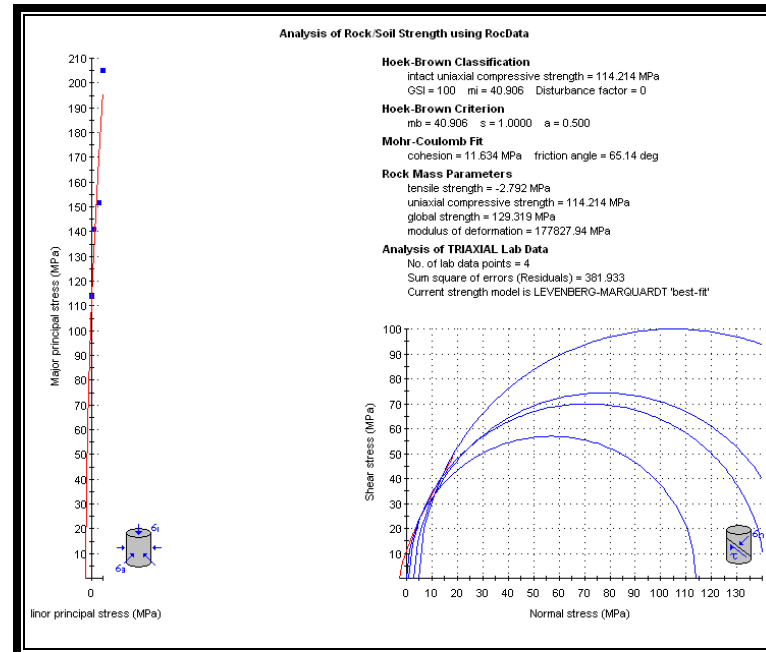


Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



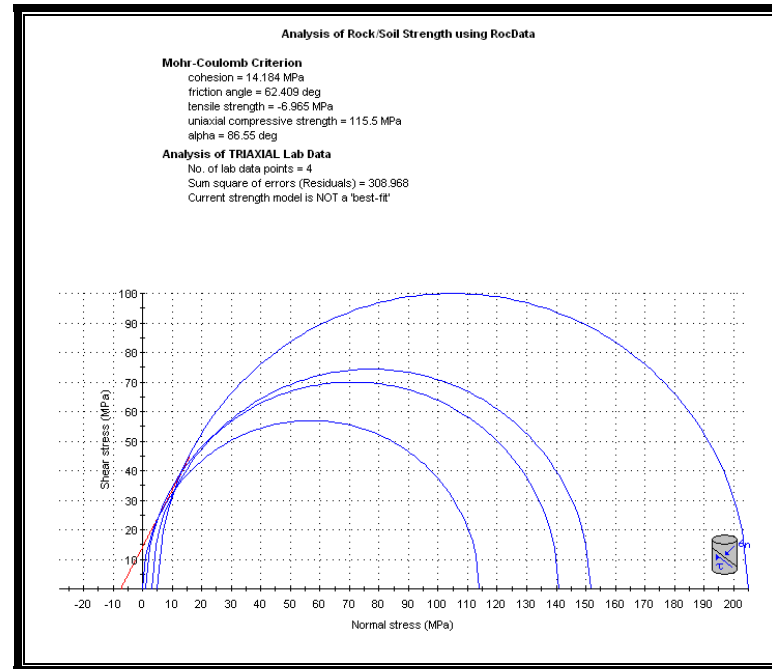






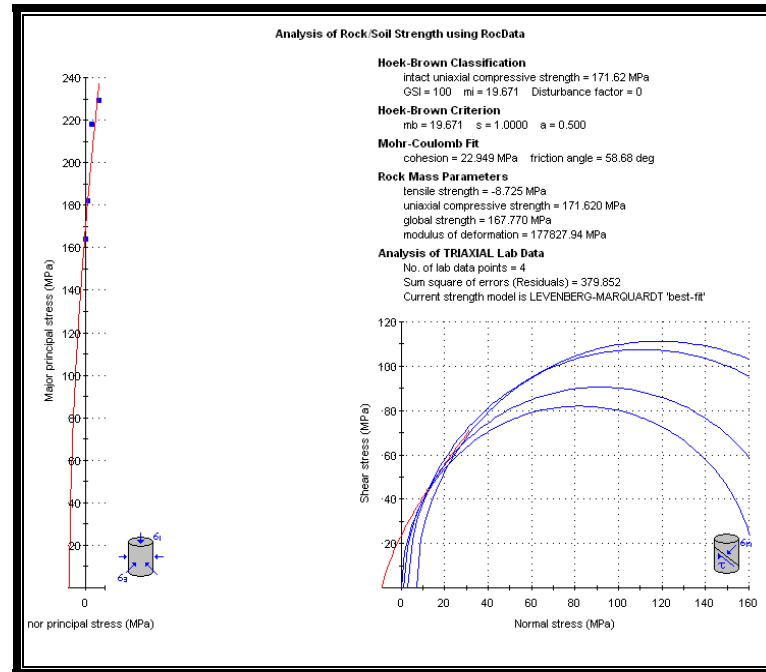
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

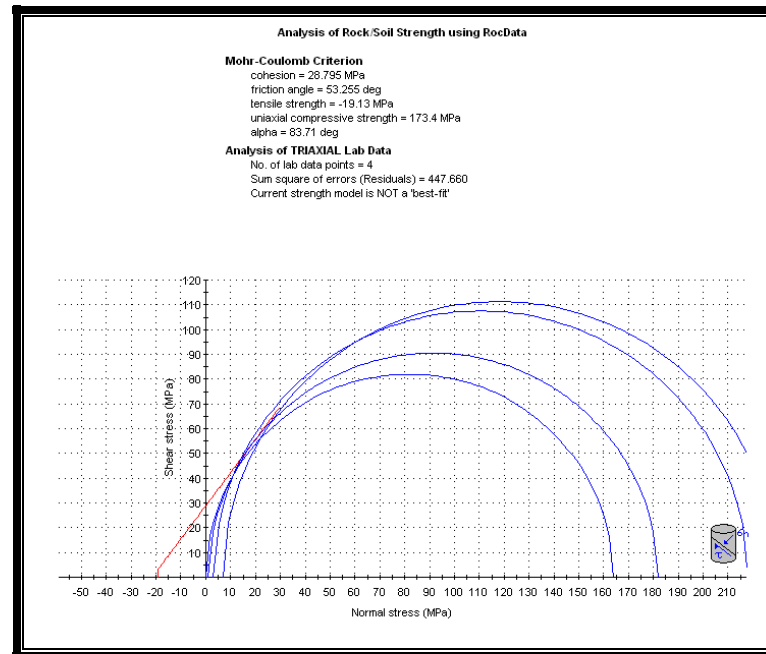
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

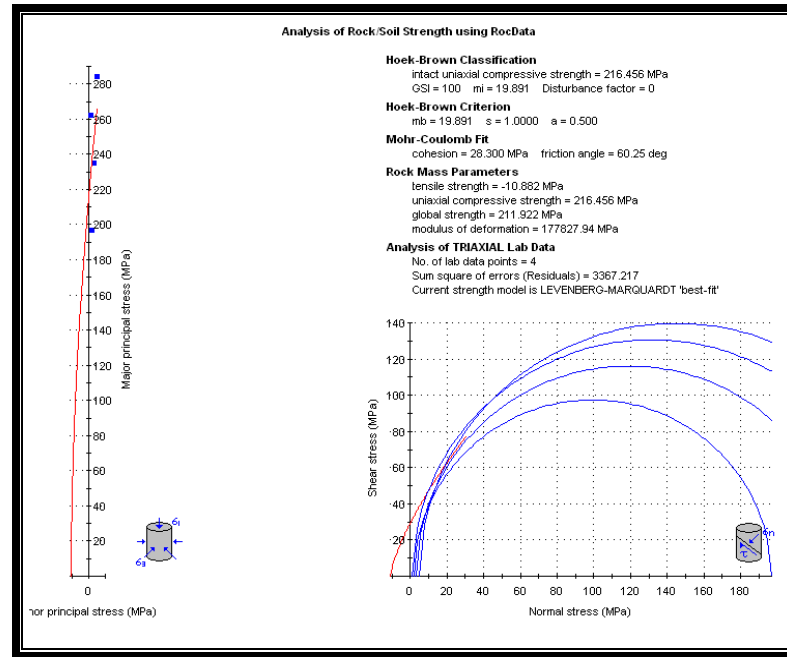
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



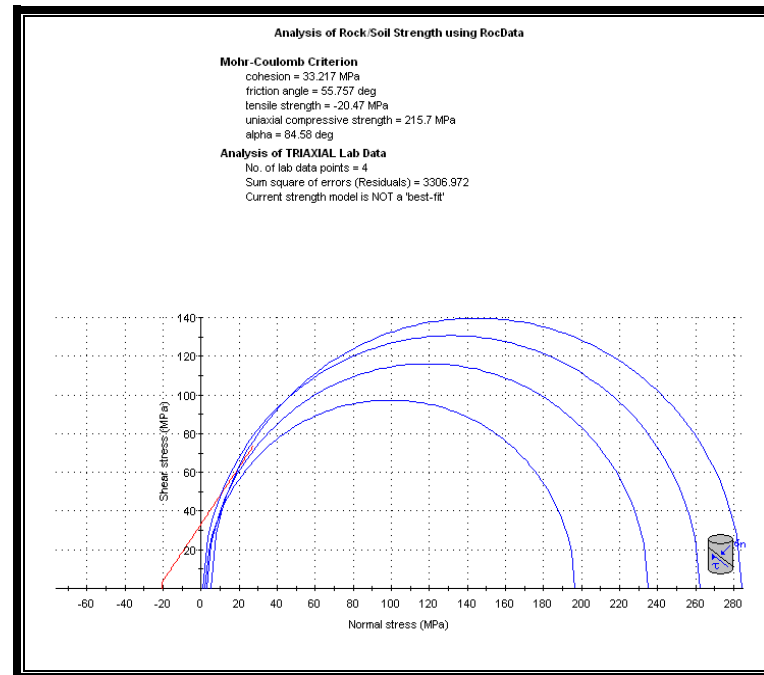
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



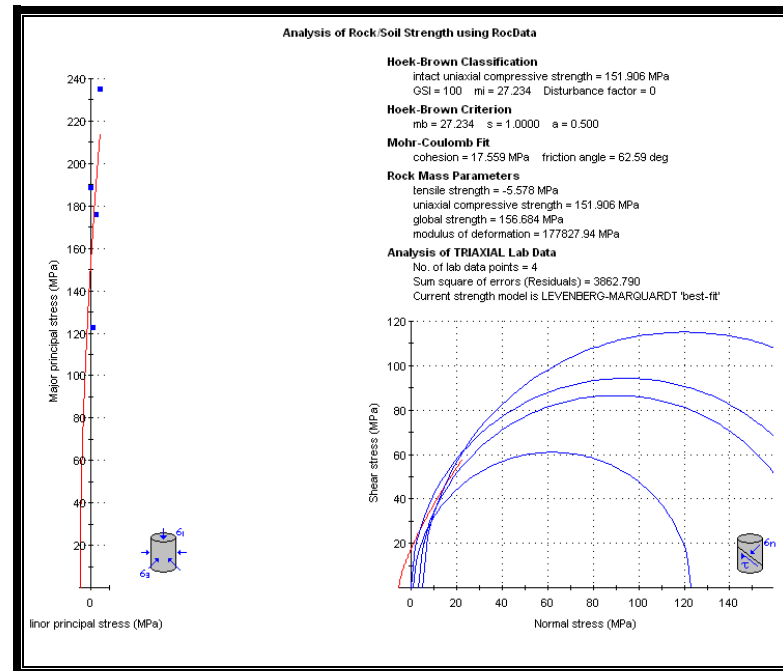
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



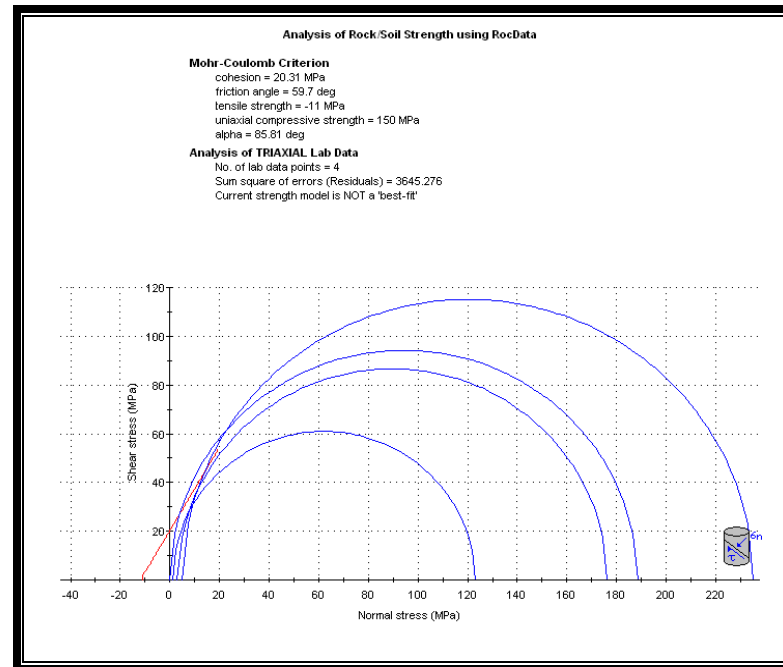
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



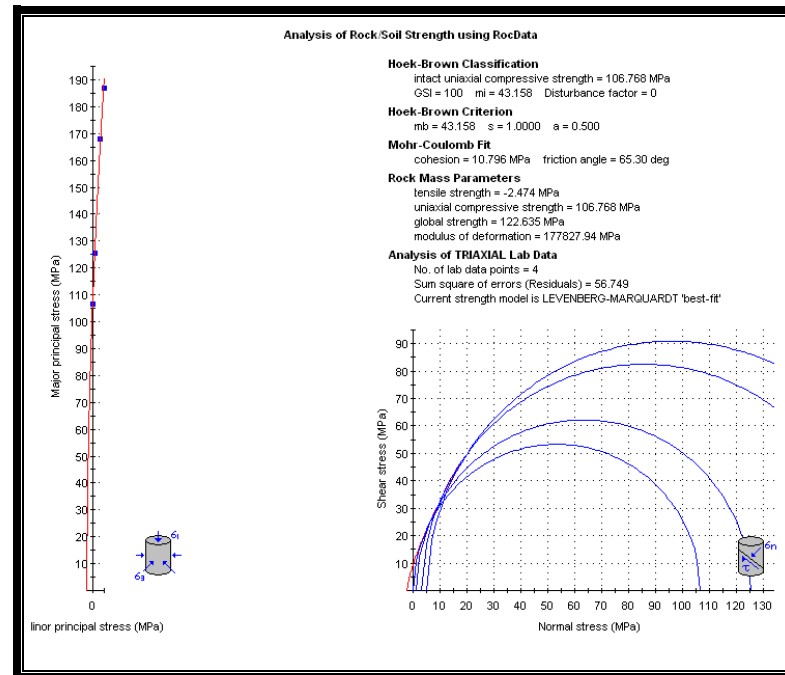
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

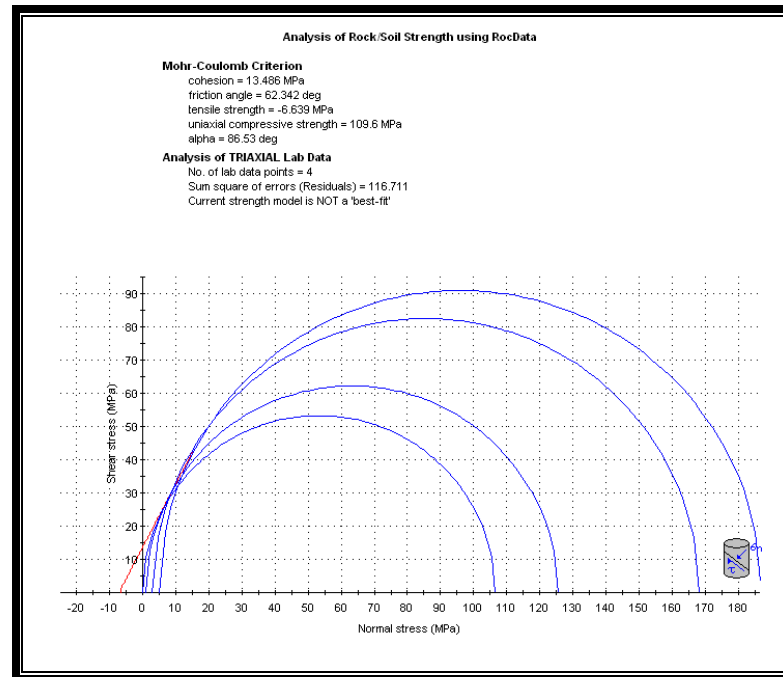
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





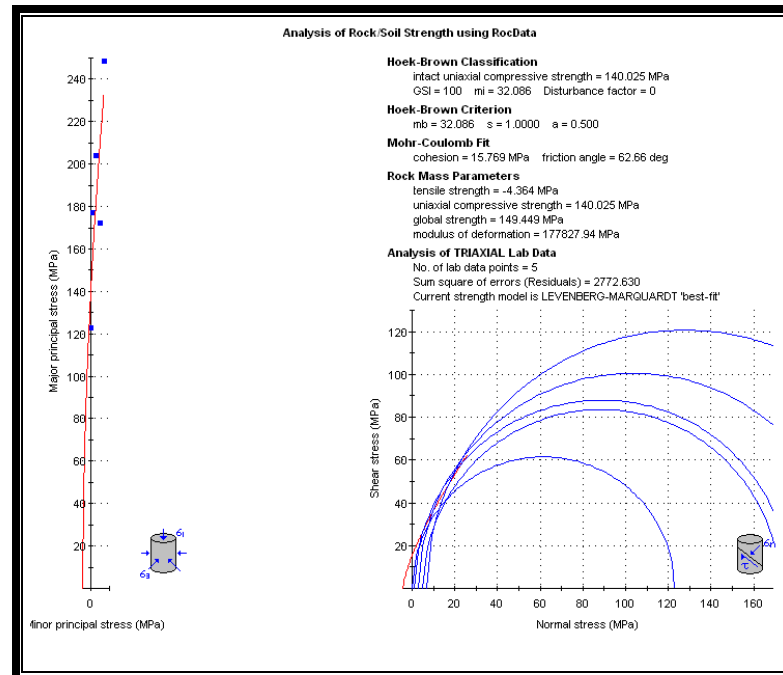
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

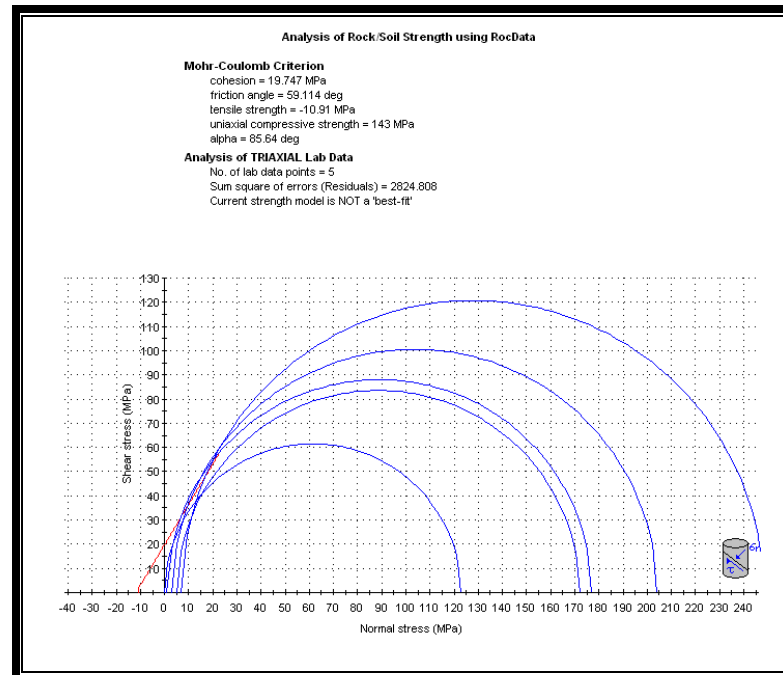
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

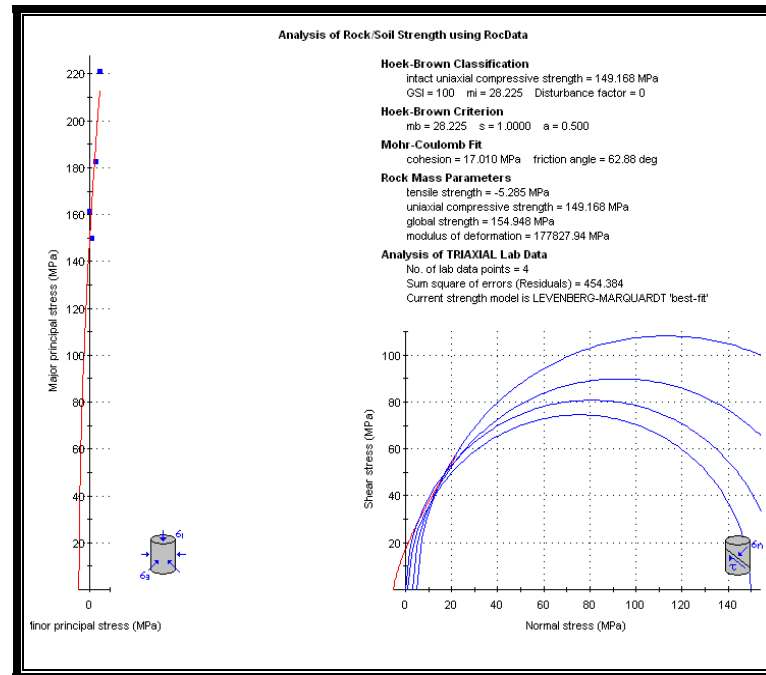
DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

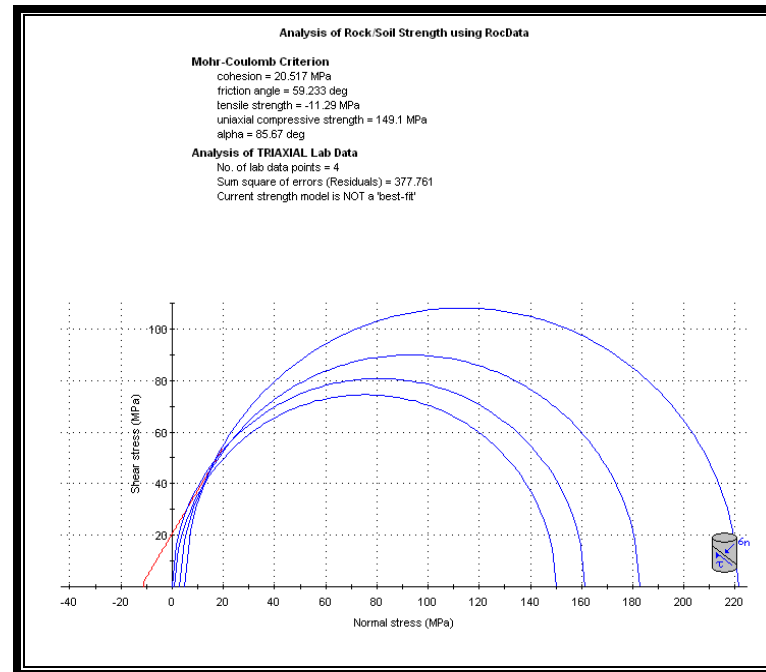






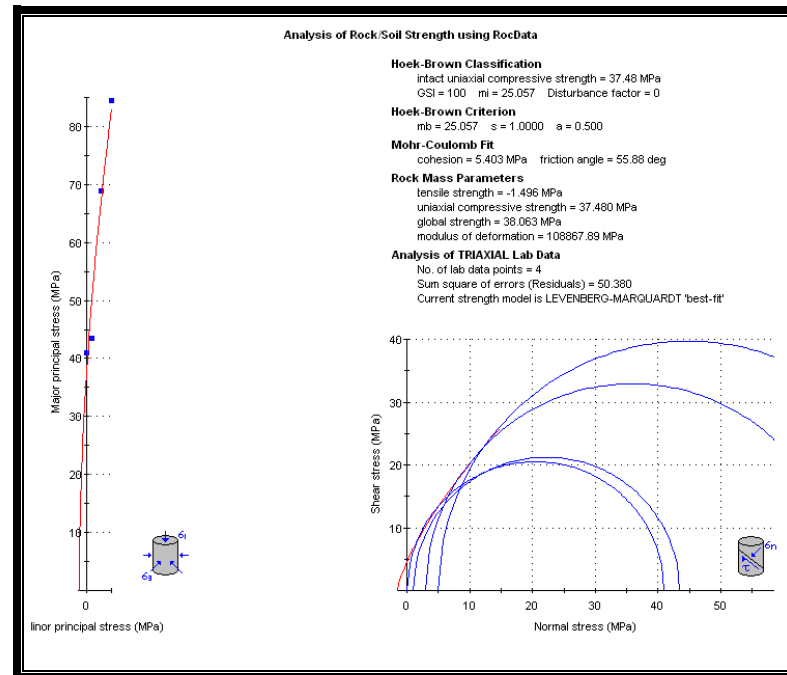
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

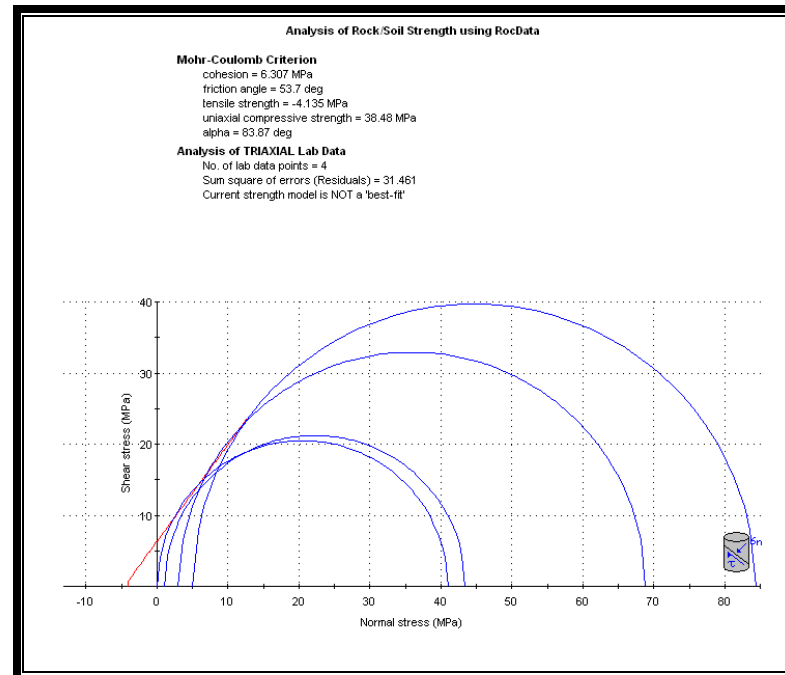
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





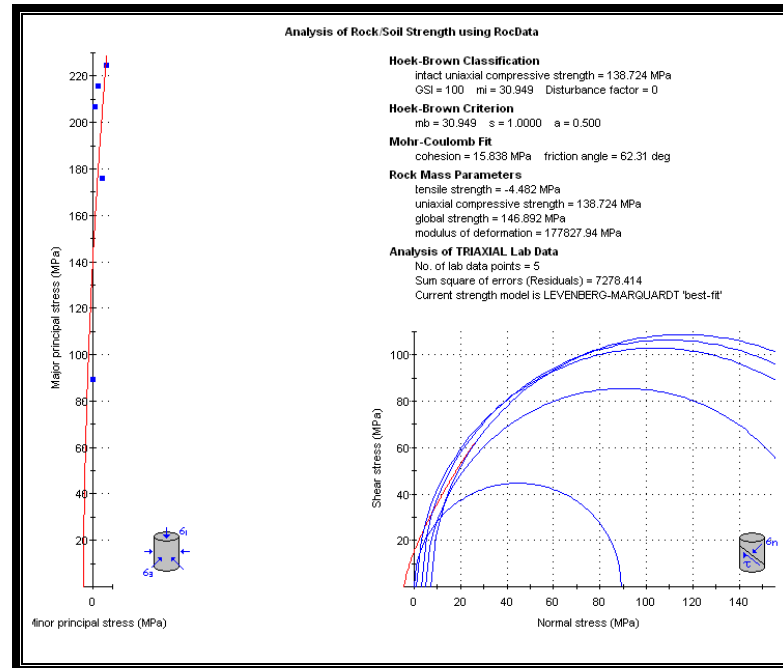
PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

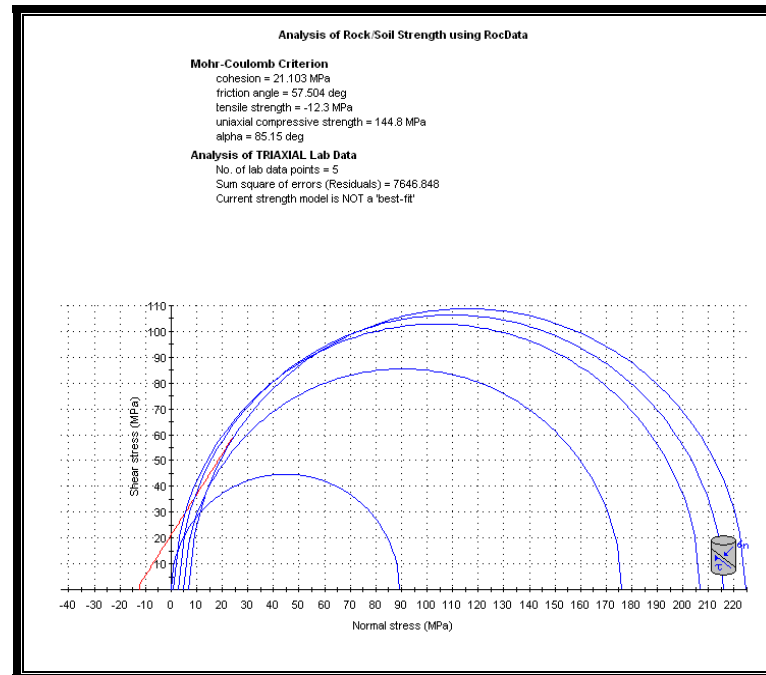
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



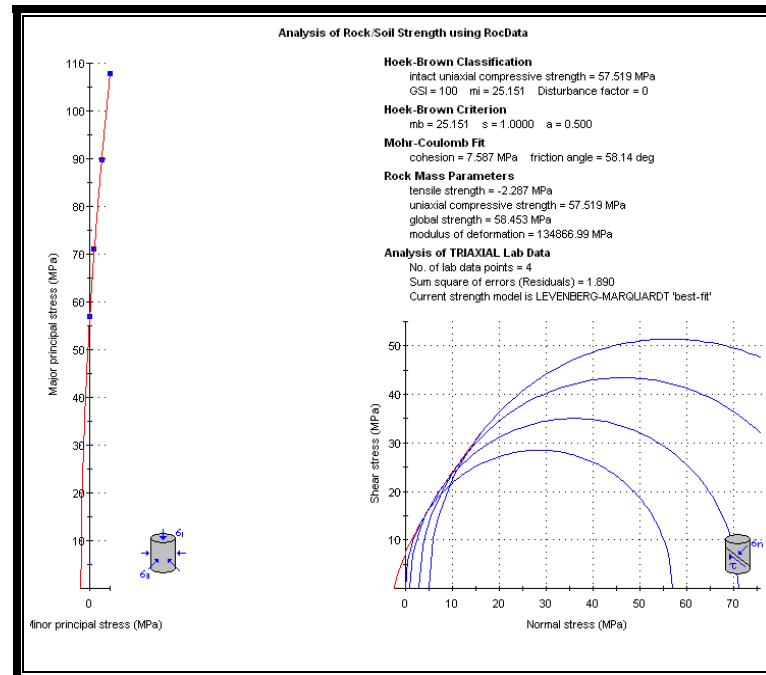
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



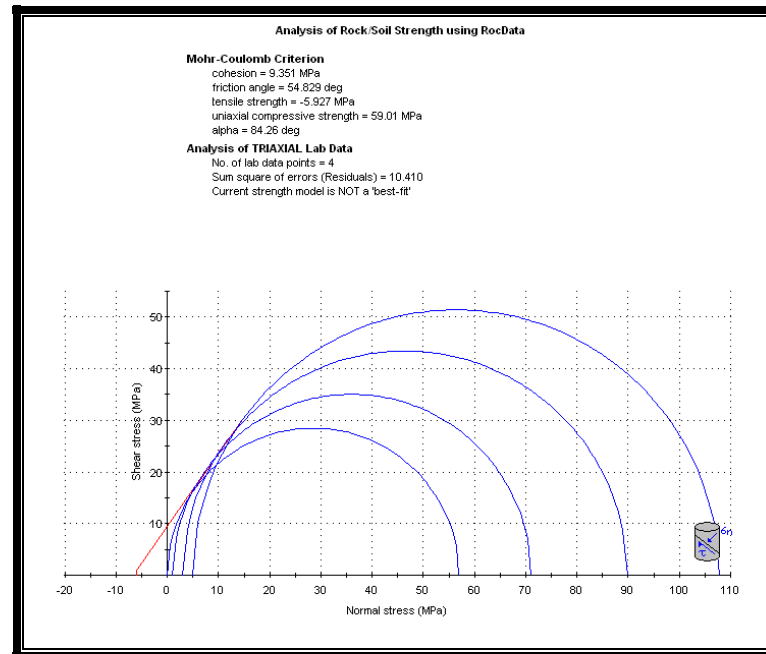
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*



Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





### ENSAYOS DE DURABILIDAD SLAKE

#### 1) Información del ensayo

Ensayos en 2 ciclos.

Norma ASTM usada: D 4644 – 04.

#### 2) Resultados del Ensayo:

Índice de durabilidad Slake en 2 ciclos.

La roca presenta durabilidad alta de tipo I, donde las muestras permanecen sin cambio aparente después del segundo ciclo.

Temperatura del agua destilada °C	24.80 - 24.20
Muestra	205120 RM(-) – 5250
Peso Inicial (gr)	1713.84
Peso Primer Cilco (gr)	1713.35
Peso Segundo Ciclo (gr)	1713.13
Peso del Tambor (gr)	1231.59
Slake Durability Index (%)	99.85



**ENSAYOS DE DURABILIDAD SLAKE (continuación)**

Temperatura del agua destilada °C	24.20 - 24.10
Muestra	305140S SN - 5630
Peso Inicial (gr)	1725.20
Peso Primer Cilco (gr)	1724.67
Peso Segundo Ciclo (gr)	1724.49
Peso del Tambor (gr)	1232.77
Slake Durability Index (%)	99.86

Temperatura del agua destilada °C	24.10 – 23.00
Muestra	702680N S2 - 2320
Peso Inicial (gr)	1696.94
Peso Primer Cilco (gr)	1696.32
Peso Segundo Ciclo (gr)	1696.00
Peso del Tambor (gr)	1231.60
Slake Durability Index (%)	99.80



PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD  
CATÓLICA**  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.

Ing. Mario Cedrón Lassús  
Coordinador de la Sección Minas



PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD  
CATÓLICA**  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

***FOTOS***

***ENSAYO DE COMPRESIÓN  
SIMPLE***

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)



Antes:

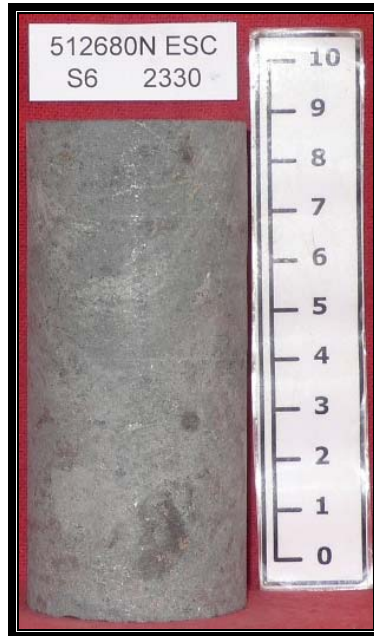


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:







Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:

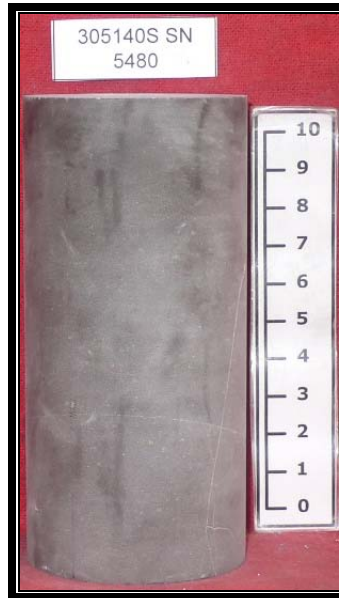


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:







Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:

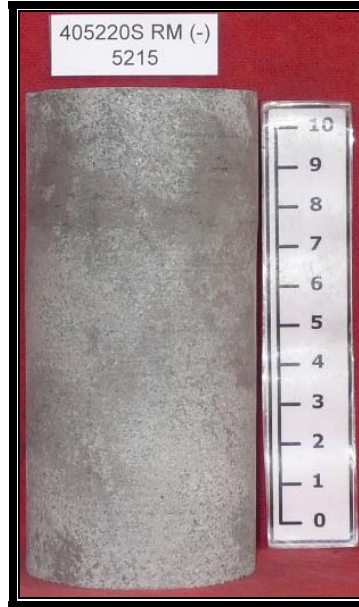


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD  
CATÓLICA**  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

***FOTOS***

***ENSAYO DE PROPIEDADES  
ELÁSTICAS***

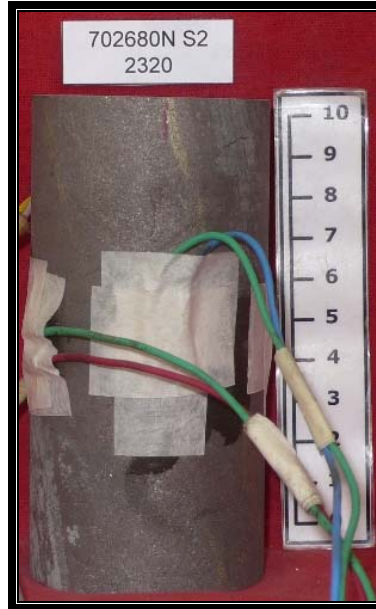
Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





Antes:



Después:





Antes:



Después:

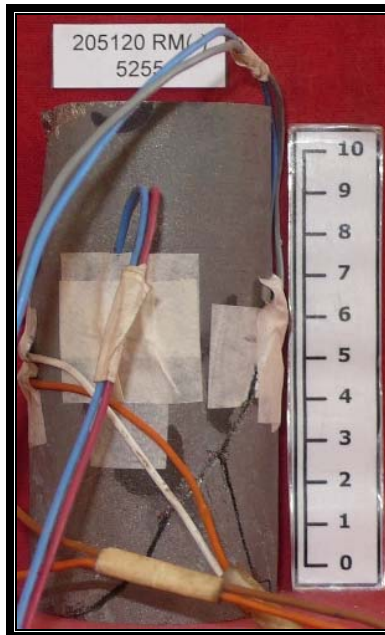




Antes:



Después:





Antes:

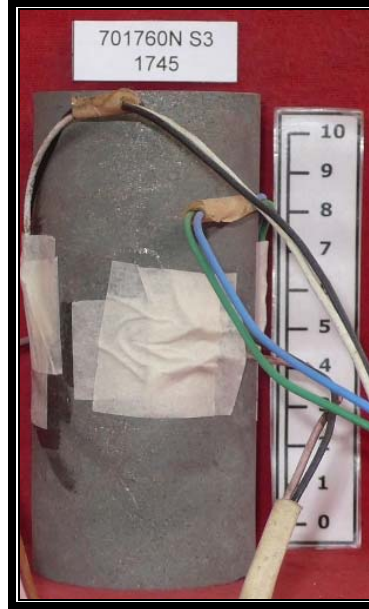


Después:





Antes:



Después:





Antes:

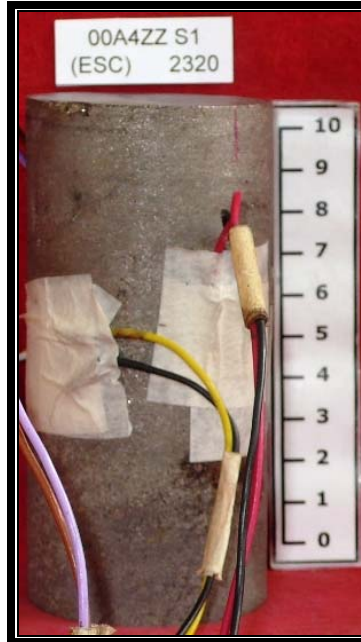


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:







Antes:

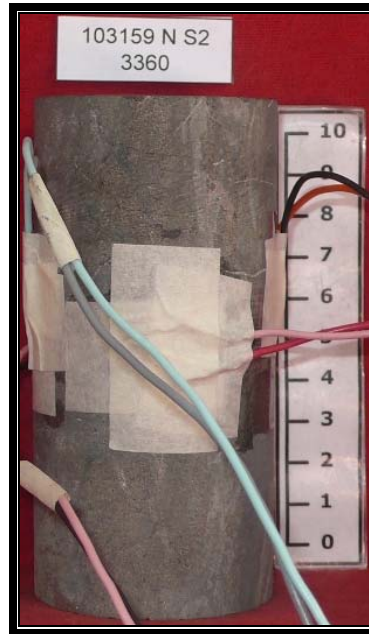


Después:





Antes:

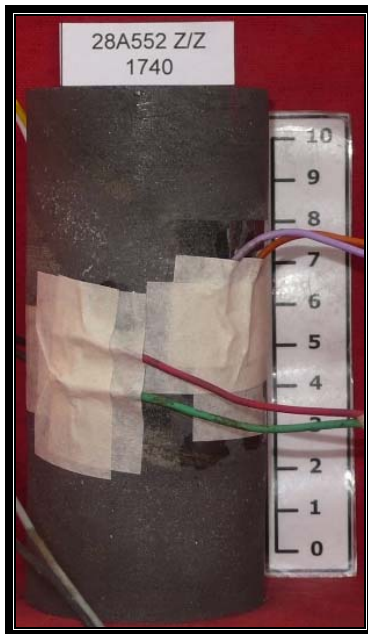


Después:





Antes:

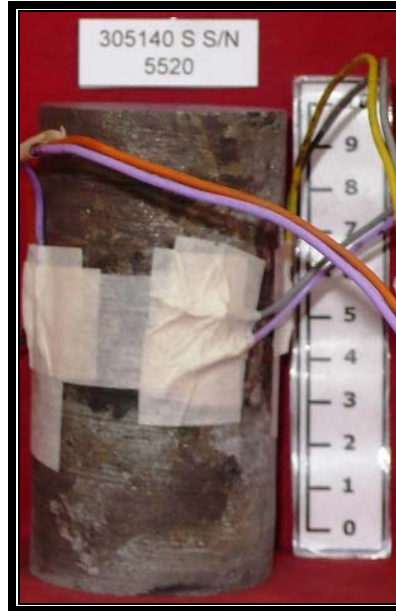


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:

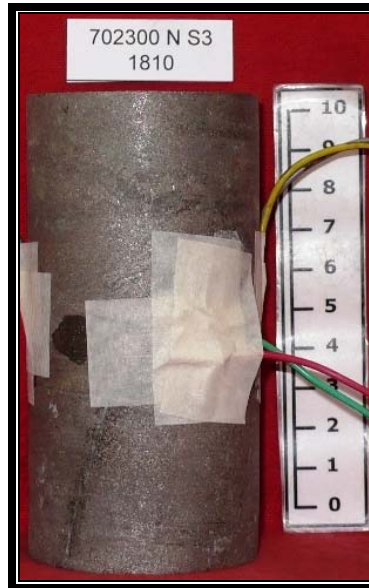


Después:





Antes:

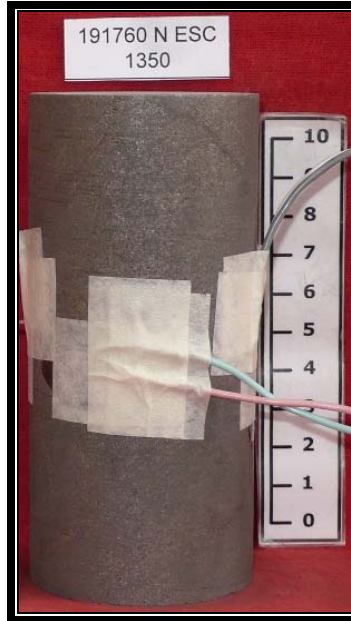


Después:





Antes:



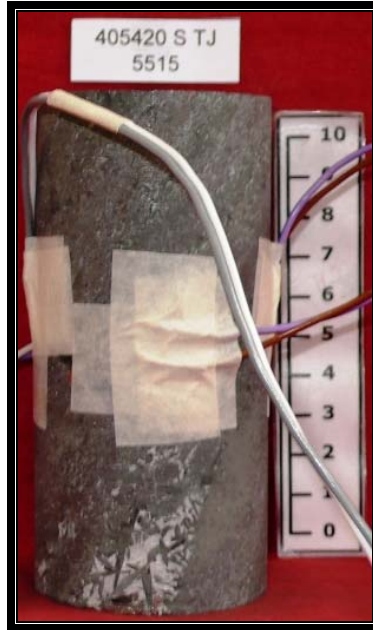
Después:







Antes:

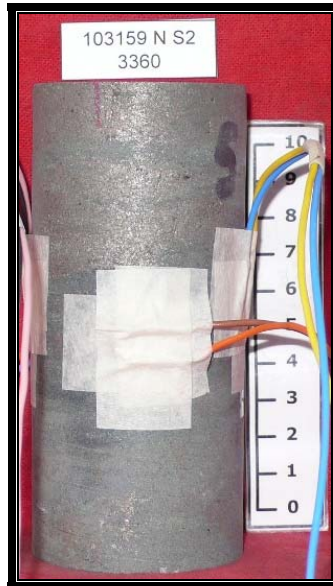


Después:





Antes:

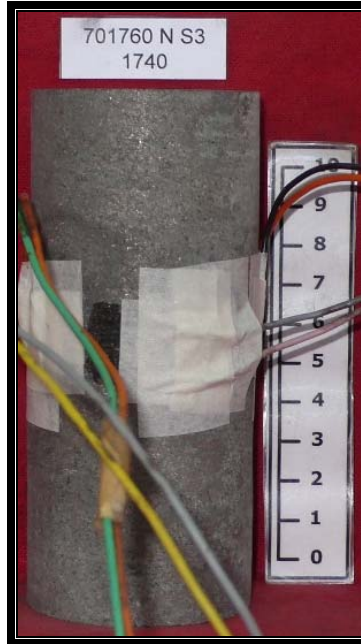


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:

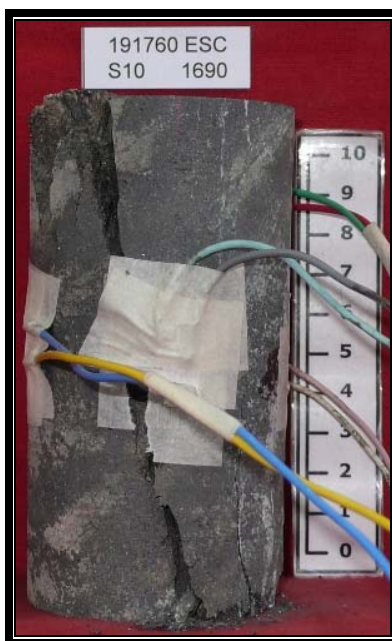




Antes:

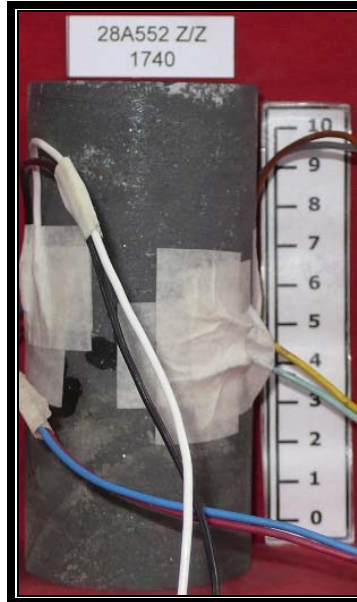


Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD  
CATÓLICA**  
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO  
DE INGENIERÍA  
*Sección Ingeniería de Minas*

***FOTOS***

***ENSAYO DE COMPRESIÓN  
TRIAxIAL***

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852

[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:







Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:







Antes:



Después:





Antes:



Después:





Antes:



Después:





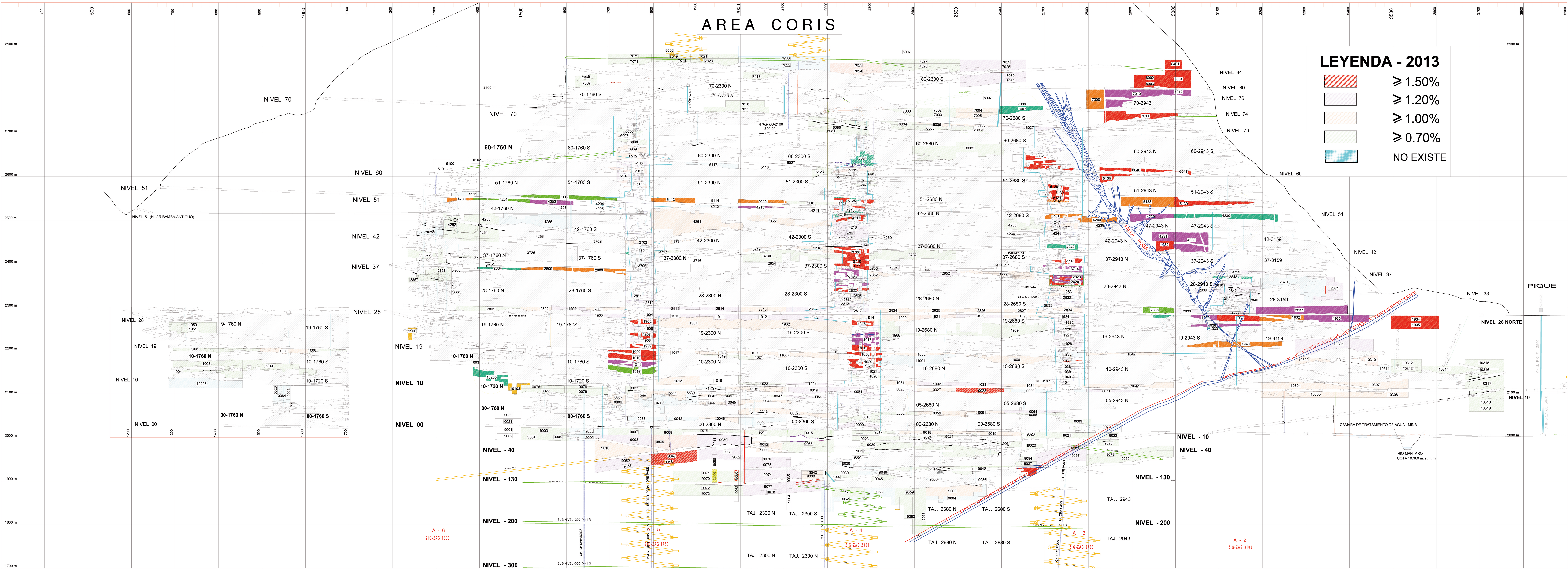
Antes:



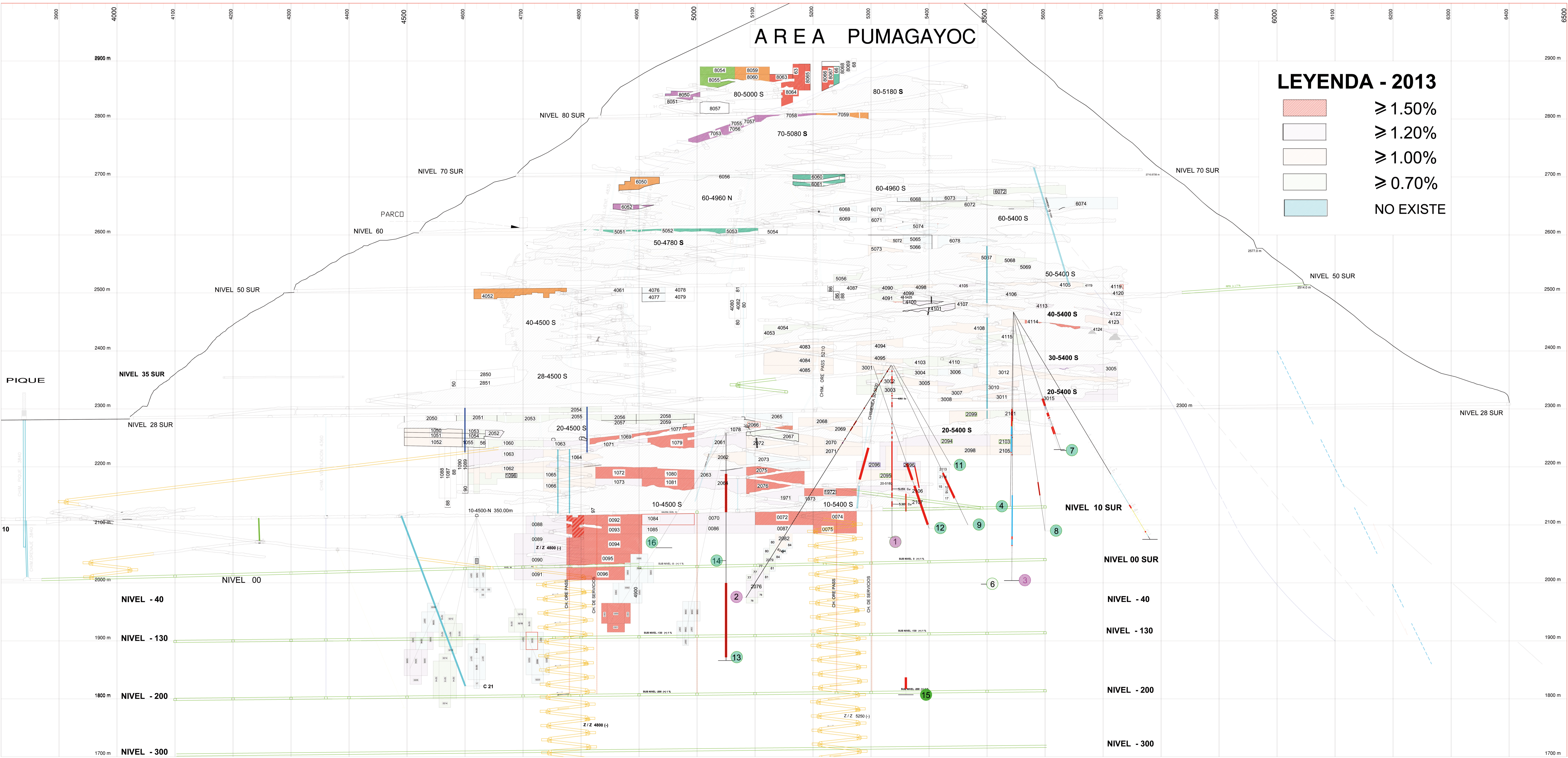
Después:



# PLANO 1



# PLANO 2



**LEYENDA - 2013**

- $\geq 1.50\%$
- $\geq 1.20\%$
- $\geq 1.00\%$
- $\geq 0.70\%$
- NO EXISTE