

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA



**“EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DEL
SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS EN
MINERÍA SUBTERRÁNEA”**

TESIS

Para Optar El Título Profesional De:

INGENIERO DE MINAS

Presentado Por:

JOSÉ PAUL CARHUAMACA GUERRERO

Lima-Perú

2009

*A mis padres Víctor e Irene,
Rosa y Pamela, mis hermanas y amigas,
A Kiana, mi inspiración y apoyo incondicional,
A Mis maestros de la UNI, alma mater y
A Mis amigos de la U.M. ROSAURA.
Les dedico la presente como tributo a
su confianza y amistad.*

El presente trabajo no hubiera sido posible sin: la guía de los catedráticos de la UNI, apoyo y constante motivación de ingenieros, funcionarios, técnicos y personal de línea de la unidad minera Rosaura. Especialmente de:

*Ing. Carmen Rosalía Matos Avalos,
Catedrática de la escuela de minas,
Asesora de la tesis*

*Ing. Fidel Julio Hidalgo Mendieta,
Catedrático de la escuela de minas,
Asesor de la tesis.*

*Ing. Jaime G. Tapia Aguirre,
Jefe de Geomecánica -U.M. Rosaura,
mi maestro y guía en la mina*

A todos ellos mi reconocimiento y gratitud.

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo ampliar el conocimiento del uso de las cimbras metálicas en el sostenimiento en minería subterránea, mediante el control y registro de las mediciones de convergencia, lo que nos permitirá mejorar nuestra metodología de diseño inicial y tomar medidas de control apropiadas en el tiempo oportuno a un costo óptimo cuando se tengan problemas de altos esfuerzos o deterioro de cimbras por influencia de factores hidrogeológicos adversos. Asimismo en el presente trabajo se indica las principales medidas de control tomados frente a los problemas del agua subterránea tales como: Taladros de trasvase, taladros de drenaje, impermeabilización y cunetas de coronación en superficie alrededor del cono de subsidencia.

La información recolectada (teórica - campo) y analizada nos permite conocer: diseños teóricos para sostenimiento con cimbras (arcos de acero) y elegir aquel que más se ajuste a nuestra realidad, el comportamiento de las cimbras frente a las presiones de la excavación (principalmente laterales). Y determinar: el tiempo de vida según el tipo de cimbras y condición hidrogeológica presente (Varia de seco a flujo ligero), la influencia del invert en el tiempo de vida de las cimbras y el efecto de intermediar con cimbras adicionales para extender la vida de la excavación.

Para poder entender la interacción roca soporte, se ha adjuntado a la presente tesis la simulación en el programa Phases 6.0, del comportamiento de las cimbras más usadas en la mina Rosaura (THN-29, 6H20), realizado por la consultora Sergio Brito, en un tipo de roca de malo a muy malo. Lo que nos ayudó a lograr mayor efectividad en el uso de nuestras alternativas de control para las deformaciones aceleradas.

Considerando los análisis de campo y la simulación se pudo optimizar el sostenimiento con cimbras en la mina Rosaura. Para poder ilustrar esta optimización se presenta al final del presente trabajo una simulación de optimización de costos en el sostenimiento de un By Pass.

INDICE GENERAL

	pag.
PÁGINA ACEPTACIÓN.....	i
PÁGINA DEDICATORIA.....	ii
PÁGINA AGRADECIMIENTO.....	iii
RESÚMEN.....	iv
ÍNDICE GENERAL.....	vi
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN.....	1
1.1.-PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.2.-OBJETIVOS.....	3
a) Objetivos Generales.....	3
b) Objetivos Específicos.....	3
1.3.-JUSTIFICACIÓN.....	4
1.4.-HIPÓTESIS.....	4
1.5.-VARIABLES, INDICADORES, CÓDIGOS.....	5
1.6.-LIMITACIONES DEL ESTUDIO.....	5
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL.....	6
2.1.-IMPORTANCIA DEL ACERO.....	6
2.2.-CARACTERÍSTICAS INGENIERILES DEL ACERO.....	7
2.2.1.- Estructura Química.....	7
2.2.2.- Características Mecánicas.....	7
2.2.3.- Características De Los Elementos Estructurales Del Sostenimiento.....	10
2.3.-CIMBRAS DE ACERO.....	17
2.3.1.- Generalidades.....	17

2.3.2.- Cimbras Rígidas.....	17
a) Descripción de las cimbras.....	17
• Componentes y calidades.....	17
• Procedimiento de instalación.....	18
• Control de calidad.....	19
b) Diseño de arcos rígidos.....	20
2.3.3.-Cimbras Cedentes o Deslizantes.....	46
a) Descripción de los arcos cedentes.....	46
• Componentes y calidades.....	46
• Procedimiento de instalación.....	48
• Control de calidad.....	48
b) Diseño de las cimbras deslizantes.....	50
2.4-DEFINICIÓN OPERACIONAL DE TÉRMINOS.....	54
CAPÍTULO III: ANTECEDENTES DE LA MINA ROSAURA.....	55
3.1.- LOCALIZACIÓN.....	55
3.2.- HISTÓRIA DEL YACIMIENTO.....	56
CAPÍTULO IV: GEOLOGÍA.....	57
4.1.- GEOLOGÍA LOCAL.....	57
4.1.1 Estratigrafía.....	57
4.1.2 Intrusivos.....	61
4.1.3 Plegamiento y fracturamiento.....	61
4.1.4 Mineralización.....	62
4.1.5 Control mineralógico.....	63
CAPÍTULO V: GEOMECÁNICA.....	68
5.1.- ASPECTOS LITOLÓGICOS.....	68
5.2.- CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA.....	69
5.3.- RESISTENCIA DE LA ROCA.....	73
5.4.- CONDICIONES ESPECIALES DE LA MASA ROCOSA.....	74
5.5.- CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA.....	76

5.6.- ESFUERZOS.....	77
CAPÍTULO VI: CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE TRABAJO.....	78
6.1.- RAMPA 4070.....	78
6.2.- NV 3950 BP NW.....	79
6.3.- NV 3950 BP SE.....	79
6.4.- NV 3930 BP SE.....	79
6.5.- NV 3930 BP SE-I.....	80
6.6.- NV 3910 BP SE.....	80
CAPÍTULO VII. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	81
7.1.- DESCRIPCIÓN DEL PROCESO OPERACIONAL.....	81
7.2.-RECOLECCIÓN DE DATOS.....	87
7.2.1.- Registros Cronológicos De Las Mediciones.....	87
7.3.- PROCESAMIENTO DE DATOS DE CAMPO.....	88
7.3.1.- Metodología Del Procesamiento De Datos.....	88
7.3.2.- Comparación de cimbras: Octogonal, 6H20, 4H13, THN21.....	88
7.3.3.- Comparación entre cimbras 6H20 y THN-29.....	92
7.3.4.- Comportamiento típico de las cimbras 6H20 y THN-29.....	94
CAPITULO VIII: ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....	98
8.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	98
8.1.1.- Análisis y resultados del control de cimbras.....	98
A. Comparación Entre Cimbras: Octogonal, 6H20, 4H13, THN21.....	98
B. Comparación Entre Cimbras 6H20 Y THN - 29.....	99
C. Comportamiento típico de las cimbras 6H20 y THN – 29.....	100
8.1.2.- Efecto de los factores influyentes en la duración de las cimbras.....	102
A. Inestabilidad de la masa rocosa.....	102
B. Método de minado.....	104
8.2. ANÁLISIS DE COSTOS.....	105
8.2.1 Matriz De Costos Del Sostenimiento Con Cimbras.....	106

CAPITULO IX. SIMULACION Y OPTIMIZACION DE RESULTADOS.....	107
9.1.- SIMULACIÓN CON LOS DATOS DE CAMPO.....	107
9.1.1.- Aplicación Del Programa Phases 6.0 En La Simulación Del Comportamiento De Las Cimbras.....	107
9.1.2.- Simulación De Optimización Del Sostenimiento.....	117
CAPÍTULO X: CONCLUSIONES.....	123
CAPÍTULO XI: RECOMENDACIONES.....	128
CAPÍTULO XII: BIBLIOGRAFÍA.....	131
CAPÍTULO XIII: ANEXOS.....	133

CAPITULO I

I INTRODUCCIÓN

1.1.-PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

PERUBAR S.A. explota la Mina Rosaura utilizando el método de minado hundimiento por subniveles. Actualmente se tienen problemas de inestabilidad de la masa rocosa en las labores subterráneas y también en el área de subsidencia en superficie. Estos efectos se deben por un lado, a la calidad Muy Mala de la estructura veta – falla, a las características “expansivas” y de “alta deformabilidad” de la roca, y a la presencia del agua. Por otro lado, a los esfuerzos inducidos por el proceso del minado, que no obstante ser de magnitudes relativamente bajas, sin embargo vencen a las muy bajas resistencias de la masa rocosa.

Actualmente la mina Rosaura, ha encontrado en las cimbras la única alternativa de sostenimiento que garantiza la relativa estabilidad de las labores, esto es, mantener la labor lo mejor posible durante el tiempo de vida que se le asigne. Al decir lo mejor posible nos referimos a poder mantener las necesidades de ventilación e infraestructura con unas garantías determinadas de seguridad y a un costo óptimo.

Las cimbras se encuentran extendidas en poco mas del 80 % de las labores, sin embargo el tiempo de vida de las labores muchas veces es muy inferior al tiempo requerido, lo que nos obliga a realizar monitoreo de convergencia de las cimbras. Estas mediciones son tomadas y registradas de tal manera que nos

muestra las dos últimas mediciones de la cimbra, información parcial que nos permite tomar decisiones inmediatas y a predecir el tiempo de vida de la cimbra con cierto margen de error ya que el ritmo de deformación puede variar.

Lo que se plantea como objetivo el presente trabajo es ampliar la utilidad del método de convergencia, convirtiéndola de una herramienta informativa de las ocurrencias momentáneas, en un método de análisis que nos permite correlacionar el registro cronológico de las velocidades de deformación de la cimbra con los factores influyentes tales como: calidad de roca, condición del agua subterránea y la secuencia de minado. Eso nos permitirá conocer: el comportamiento típico, tiempo de vida, máxima convergencia esperada y el tiempo en el cual ocurrirá esto, para cada cimbra en la ubicación en la que se encuentre y con el accesorio adicional que se instaló. Así podremos adelantarnos a los sucesos, tomando medidas preventivas para el control de las deformaciones en cimbras recientemente instaladas. A su vez nos permitirá conocer el beneficio del invert y la cimbra intermedia en el tiempo de vida de las cimbras frente a las presiones laterales.

La filosofía del departamento de Geomecánica de la mina Rosaura es: **“Conocer al enemigo para poder derrotarlo”**. En base a esa premisa si logramos entender el comportamiento de las cimbras, podremos optimizar sostenimiento de nuestras labores.

Actualmente en Perú se conoce algunos casos de minas que también presentan problemas de deterioro acelerado de sus cimbras y no cuentan con información que ayude a superar este problema, dentro de las cuales están:

- Mina Orcopampa – CMBSAA.

En su trabajo técnico presentado en el 6to Congreso nacional de Minería - 2006 dice:

“...Todo el trabajo de mejoramiento en el rendimiento de los sistemas de sostenimiento de Mina Chipmo, particularmente el referido al sostenimiento con cimbras, ha tenido un diseño inicial y luego una base experimental de prueba y error, no disponiéndose al momento de una base teórica que sustente los resultados obtenidos.”

- Mina YAURICOCHA- SOCIEDAD MINERA CORONA S.A.

En su trabajo técnico presentado en la XXVII Convención Minera - 2005 recomienda:

“Se requieren estudios geomecánicos más intensos para mejorar el uso de cimbras en el sostenimiento.”

Como podemos ver, el problema del rendimiento inadecuado del sostenimiento con cimbras es un problema compartido por diferentes minas peruanas y que se extenderá a medida que la minería peruana incrementa la tendencia por los métodos masivos de explotación subterránea.

1.2.-OBJETIVOS

a) Objetivos Generales

- A. Mantener las necesidades de ventilación e infraestructura de la labor con unas garantías determinadas de seguridad y a un coste óptimo.
- B. Encontrar nuevas alternativas para prolongar la vida del elemento de sostenimiento (cimbra) frente a las presiones inducidas.
- C. Encontrar un método de predicción de requerimientos de reforzamiento y/o reemplazo de cimbras para la elaboración de un adecuado planeamiento de preparaciones, desarrollo y explotación de la mina.

a) Objetivos Específicos

- A. Determinar la metodología de diseño de sostenimiento con cimbras que más se ajuste a la realidad de la mina Rosaura.
- B. Establecer la medición de convergencias como método de evaluación y análisis del comportamiento de las cimbras, que nos permita predecir el tiempo de vida de las cimbras y la efectividad de las medidas de control tomadas, frente a las deformaciones aceleradas de las cimbras.

- C. Determinar la efectividad de las medidas tomadas para el control de los factores influyentes controlables tales como: Agua subterránea y método de minado. Así también podremos cuantificar el beneficio y o perjuicio de los accesorios instalados para el control de las presiones laterales.
- D. Encontrar nuevas alternativas que nos permitan mitigar el deterioro acelerado de las cimbras en la mina Rosaura, mediante las observaciones-análisis de los datos de campo y las simulaciones en el programa Phases 6.0.

1.3.-JUSTIFICACIÓN

En la mina Rosaura, la complejidad del yacimiento y las condiciones geomecánicas cambiantes, la calidad de roca de mala a muy mala, presencia de agua subterránea, uso del SCL (Sub Level Caving) como método de explotación, presencia de la cimbras en mas de un 80% de las labores, nos permiten evaluar el comportamiento de las cimbras mediante la medición de convergencias bajo distintos escenarios y con mucha facilidad ya que las deformaciones son evidentes y perceptibles a simple vista que solo se requieren el uso de equipos simples de mediana precisión tales como: el Distanciometer y el Tape Extensometer (para casos de mayor precisión). Además nos permite probar diferentes tipos de cimbras y accesorios que buscan extender el tiempo de vida de las cimbras, obteniendo resultados en el mediano plazo (6 a 12 meses).

1.4.- HIPÓTESIS

La medición de convergencias es una herramienta eficaz para la optimización del sostenimiento con cimbras. Mediante ella conoceremos el comportamiento de la deformación durante la convergencia de las cimbras en la mina Rosaura, permitiéndonos estimar el tiempo de vida de la cimbras, según la condición geomecánica de la zona donde fue instalada y el factor influyente que lo afecte.

1.5.-VARIABLES, INDICADORES, CÓDIGOS

Las variables a considerar son:

1.5.1.- Variables Independientes: Condición geomecánica del terreno, condición hidrológica, factores influyentes, tipo de cimbra.

1.5.2.- Variables Dependientes: Velocidad de deformación, tiempo de vida de las cimbras.

1.6.-LIMITACIONES DEL ESTUDIO.

Un control de convergencias adecuado es llevar el control de las mediciones de las cimbras en por lo menos 3 dimensiones, que nos permitan entender el comportamiento de las cimbras frente a las presiones laterales y verticales. Sin embargo teniendo en cuenta la velocidad de la explotación y la cantidad de cimbras que debieron ser controladas, el personal fue insuficiente para poder realizar las mediciones en las 3 dimensiones y llevar el registro de toda esa información. Por lo cual nos limitamos a tomar el registro en la mayoría de los casos solo en la dimensión lateral (ancho de las cimbras), lo que limita la evaluación a las presiones laterales, que es la principal causa del deterioro de las cimbras antes de cumplir el tiempo requerido de sostenimiento.

CAPITULO II

II.- MARCO TEORICO CONCEPTUAL

2.1.- IMPORTANCIA DEL ACERO

Las cualidades del acero como material de sostenimiento lo han llevado a desplazar a la madera en muchas minas, especialmente en las de carbón en donde las galerías se mantienen abiertas hasta 10 años como galerías de arrastre y retorno para el aire de ventilación. Las características básicas del acero se pueden resumir como sigue:

1. Es un material muy homogéneo, manufacturado metalúrgicamente, libre de defectos naturales, por lo que se pueden usar en el diseño factores de seguridad más bajos.
2. El acero tiene módulo de Young ($E = 210\ 000 \text{ x MPa}$) mucho mas elevado que otros materiales estructurales, lo que le da una ventaja contra las deformaciones, flambeo, etc.
3. El acero se puede manufacturar en forma de aleaciones que tienen un conjunto de los altos requerimientos para el diseño.
4. El acero es el material que resulta menos afectado por las condiciones atmosféricas como la temperatura y la humedad.
5. Como material, se puede volver a usar al enderezarse. Los ademes o fortificaciones completamente deformadas, pueden aprovecharse como chatarra.
6. Por otra parte, es un material muy costoso. Los túneles o socavones que están apoyados en arcos de acero, representan un costo importante de capital que las minas más pequeñas no se pueden permitir. (*Cemal Biron & Ergin Arioglu*)

2.2.-CARACTERÍSTICAS INGENIERILES DEL ACERO

2.2.1.- Estructura Química

Químicamente, el acero es una aleación de hierro y de carbono. Existen algunos materiales como el fósforo (0.01-0.04%) y el azufre (0.01-0.04%), que se presentan como impurezas y otros materiales, los más comunes son:

- ❖ *Manganeso*: Neutraliza la perniciosa influencia del azufre y del oxígeno, desoxidante, permite laminar y forjar aceros, (0.3-0.8%).
- ❖ *Silicio*: Aumenta moderadamente la templeabilidad. Se usa como elemento desoxidante, aumenta la resistencia de los aceros bajos en carbono.
- ❖ *Níquel*: Produce gran tenacidad, permite descender los puntos críticos, incrementa el límite de elasticidad, destaca en los aceros Cr-Ni, Cr-Ni-Mo, utilizado en la fabricación de aceros inoxidables, se encuentra en un 8-20% en los aceros.
- ❖ *Cromo*: Elemento especial más utilizado en la aleación de aceros, Varía de 0.3-30%, incrementa la dureza y la resistencia a la tracción, mejora la templeabilidad, Aumenta la resistencia al desgaste, Forma carburos muy duros, Proporciona características inoxidables y refractarias.
- ❖ *Molibdeno*: Aumenta la profundidad de endurecimiento, aumenta la tenacidad, aumenta la resistencia a la corrosión.

Para los ademes de acero en las minas, se usa un acero común de resistencia 37-52 ksi y que satisface la mayoría de las especificaciones estructurales. Las aleaciones se utilizan para satisfacer condiciones especiales.

La tabla de composición química según la norma de acero se muestra en la tabla 2.1.

2.2.2.- Características Mecánicas.

En el estudio sobre las características mecánicas del acero se tienen que considerar la relación esfuerzo-deformación, la resistencia, los tipos de ruptura, la dureza y el diseño.

Relación esfuerzo-deformación. La figura 2.1 muestra una curva típica de esfuerzo-deformación. Esta es la curva común en donde el módulo de

elasticidad de Young se toma como $E = 2.1 \times 10^6 \text{ Kg/cm}^2$. La proporción lineal continúa hasta el punto 0.2% de deformación. Después de este punto, tiene lugar un espacio de “fluencia” con deformaciones constantes, y la falla sucede después que se ha alcanzado estos límites.

(*Cemal Biron & Ergin Arioglu*).

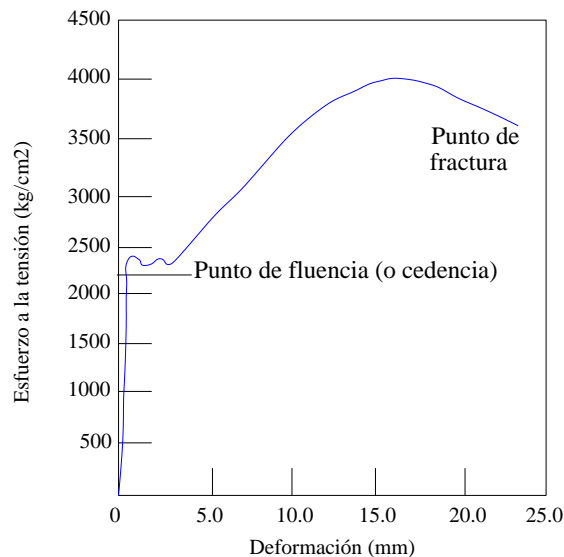


Fig. 2.1: Curva Esfuerzo vs. Deformación

La resistencia a la ruptura por tensión del acero se proporciona en la fórmula empírica siguiente:

$$\sigma = 0.00077 (38000 + C [700+2.94Mn]) + 30Mn + Mn/200(48+2.35C) + 1000P + 340Si]$$

Donde:

σ = Esfuerzo a la ruptura por tensión, KSI

C = Carbono, 0.01%

Mn = Manganeso, 0.01%

P = Fosforo, 0.01%

Si = Silicio, 0.01%

El carbono es el factor más importante en la resistencia a la tensión dentro de los límites elásticos del acero y la elongación en el punto de ruptura. Estas propiedades se muestran en la figura 2.2.

Las propiedades físicas del acero y sus usos, se presenta en la tabla 2.4, el uso de la fórmula empírica de cálculo de resistencia a la tensión para la mina Rosaura se muestra en la fig. 2.4.

❖ **Tipo de Falla.** El acero se fractura tanto por la tendencia a la ductilidad como a la fragilidad. En el caso de la ductilidad, la deformación de ruptura es de 100 a 200 veces la deformación de flujo (punto de fluencia). El material alcanza la deformación plástica. Por lo general, esto sucede en aceros con bajo contenido de carbono y es una característica conveniente para el diseño.

La falla por fragilidad se presenta en aceros con alto contenido de carbono en donde la deformación es bastante pequeña y las superficies de ruptura son rugosas. No existe punto definido de cadencia (fluencia).

❖ **La Resiliencia,** en ingeniería es una magnitud que cuantifica la cantidad de energía, que absorbe un material al romperse bajo la acción de un impacto, por unidad de superficie de rotura.

La cuantificación de la resiliencia de un material se determina mediante ensayo por el método Izod o el péndulo de Charpy, resultando un valor indicativo de la fragilidad o la resistencia a los choques del material ensayado. Un elevado grado de resiliencia es característico de los aceros austeníticos, aceros con alto contenido de austenita. En aceros al carbono, los aceros suaves (con menor contenido porcentual de carbono), tienen una mayor resiliencia que los aceros duros.

En el Sistema Internacional de Unidades se expresa en julios por metro cuadrado (J/m^2). Otra unidad muy empleada en ingeniería para la resiliencia es el kilogramo-fuerza metro por centímetro cuadrado ($kgf \cdot m/cm^2$), o kilopondio metro por centímetro cuadrado ($kp \cdot m/cm^2$).

❖ **Dureza.** La dureza es una propiedad relativa, se mide según la resistencia a la penetración. De acuerdo con la ciencia de los materiales, la dureza “Brinell” se define como el área de penetración

(milímetros cuadrados) de una bola esférica sometida a una fuerza o presión conocida. Según la fórmula empírica:

$$\sigma_k = 0.34HB$$

En donde:

HB = Numero de Brinell

σ_k = Resistencia a la ruptura por tensión, en kilogramos por milimetro cuadrado.

(Cemal Biron & Ergin Arioglu)

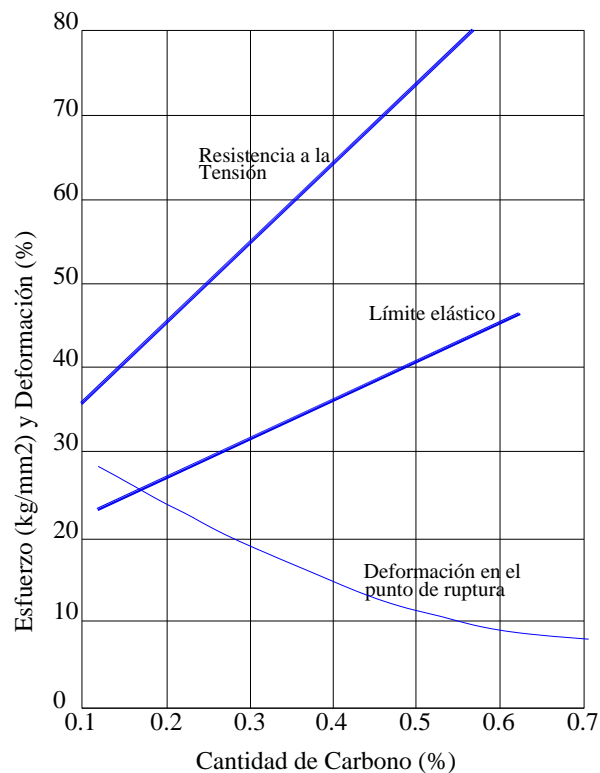


Fig. 2.2. Efectos del carbono en las propiedades mecánicas del acero

Las características mecánicas según la norma de acero se muestran en la tabla 2.2 y 2.6.

2.2.3.- Características De Los Elementos Estructurales Del Sostenimiento.

Las características que se deben considerar en los elementos estructurales de un sostenimiento o una fortificación son: el perfil del material (Área de su sección transversal), los momentos de las fuerzas, la relación de Rankin y los esfuerzos permisibles.

- ❖ **Perfil del material.** La resistencia en una viga es proporcional a su perfil (área de sección transversal). El peso y el valor (Costo) de la viga son también proporcionales al área de la sección. El uso de perfiles pesados tiene ciertas limitaciones en las minas que necesitan de materiales ligeros a medianamente pesados. El área de la sección y el peso de las vigas “Wide flange” se dan en la tabla 2.5. Las secciones transversales Toussaint-Heinzmann (**T-H**) se tabulan en la tabla 2.7 y se la observa en la fig.27.
- ❖ **Momentos de inercia y módulos de sección.** Las tablas 2.5 y 2.7 también dan valores para el momento de inercia I (en centímetros elevados a la cuarta potencia) y para módulos de sección (en centímetros cúbicos). Estos valores varían según los ejes x-x y y-y, como se muestra en la figura 2.7, y se usa en el diseño.
- ❖ **Relación Rankin.** Esta es la relación entre el esfuerzo de compresión y el esfuerzo de flambéo (pandeo) en una viga de 2m de longitud. La relación es siempre mayor que 1, pero es ventajoso para el diseño que se aproxime a 1. **Esfuerzo permisible.** El acero normal (Resistencia 37) tiene un esfuerzo permisible de 1400 kg/cm^2 y un esfuerzo que origina deformación plástica de 2400 kg/cm^2 . El factor de seguridad es $2400/1400=1.71$.
- ❖ Para un acero de calidad superior (resistencia 52) el límite de fluencia es de 3600, 1.5 veces mayor que el acero de resistencia 37. Si tal acero se utiliza en los problemas de diseño el esfuerzo permisible es:

$$\sigma_{sf} = 1.5 \times 1400 = 2100 \text{ Kg/cm}^2$$

El cual puede resultar económico para muchos ademes.

Tabla 2.1: Propiedades químicas según las normas del acero

Normas/Standars	Calidades	Análisis de Colada									
		C	Mn	S	P	Si	Cu	Ni	Cr	Mo	Nb
		Max %	%	Max %	Max %	%	%	%	%	Max %	Max %
A36-05	Grado 36*	0,26	3)	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
A572-07	Grado 42*	0,21	<=1,35	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
	Gado 50	0,23	<=1,35	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
	Grado 55*	0,25	<=1,35	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
	Grado 60*	0,26	<=1,35	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
	Grado 65*	0,23	<=1,65	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
A588-05	Grado B*	0,2	0,75-1,35	0,05	0,04	0,15 - 0,5	0,2-0,4	<=0,5	0,4-0,7	-	0,01-0,1
	Grado C*	0,15	0,8-1,35	0,05	0,04	0,15 - 0,4	0,2-0,5	0,25 - 0,5	0,3-0,5	-	0,01-0,1
A709-7	Grado 36*	0,26	3)	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
	Grado 50	0,23	<=1,35	0,05	0,04	<=0,4	-	-	-	-	-
	Grado 50S	0,23	0,5-1,6	0,045	0,035	<=0,4	<=0,6	<=0,45	<=0,35	0,15	0,05
A913-4	Grado 50	0,12	<=1,60	0,03	0,04	<=0,4	<=0,45	<=0,25	<=0,25	0,07	0,05
	Grado 65	0,16	<=1,60	0,03	0,03	<=0,4	<=0,35	<=0,25	<=0,25	0,07	0,05
A992-06	Grado 50	0,23	0,5 - 1,60	0,045	0,035	<=0,4	<=0,60	<=0,45	<=0,35	0,15	0,05

3) Para perfiles con espesor de ala > 75 mm (3 pulg.): Si mín. 0.15% a 0,4%, (Mn 0.85 - 1.35% para A709 y A36).

Tabla 2.2: Propiedades mecánicas según las normas del acero

Normas/ Standars	Calidades	Límite elástico	Resistencia a la Tracción	Alargamiento mínimo		RESILENCIA (Ensayo de flexión por choque)	
				min. 200 mm	min.50 mm	Temperatura	Media de energía
				[8 in]	[12 in]		
		Mpa [ksi]	Mpa [ksi]	%	%	°C [°F]	J [ft -Lbf]
A36-05	Grado 36*	>=250 [36]	400 - 550 [58-80]	20	21	-	-
A572-07	Grado 42*	>=290 [42]	>= 415 [60]	20	24	-	-
	Gado 50	>=345 [50]	>= 450 [65]	18	21	-	-
	Grado 55*	>=380 [55]	>= 485 [70]	17	20	-	-
	Grado 60*	>=415 [60]	>= 520 [75]	16	18	-	-
	Grado 65*	>=450 [65]	>= 550 [80]	15	17	-	-
A588-05	Grado B*	>=345 [50]	>= 485 [70]	18	21	-	-
	Grado C*	>=345 [50]	>= 485 [70]	18	21	-	-
A709-7	Grado 36*	>=250 [36]	400 - 550 [58-80]	20	21	-	-
	Grado 50	>=345 [50]	>= 450 [65]	18	21	-	-
	Grado 50S	>=345 - 350 [50 - 65]	>= 450 [65]	18	21	-	-
A913-4	Grado 50	>=345 [50]	>= 450 [65]	18	21	21 [70]	>= 54 [40]
	Grado 65	>=450 [65]	>= 550 [80]	15	17	21 [70]	>= 54 [40]
A992-06	Grado 50	>=345 - 450 [50 - 65]	>= 450 [65]	18	21		

HEB	
120	1.2
140	1.4
160	1.75
180	2
200	2.5
220	3
240	4

Tabla 2.3: Capacidad de curvado en frío de perfiles estructurales

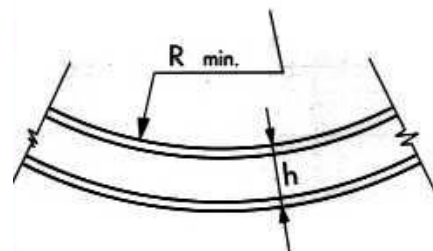


Fig. 2.3: Radio mínimo de rolado

Tabla 2.4: Propiedades mecánicas según las normas del acero

Especificación	Descripción y uso final
LC PAILAS	Fabricación de pailas para galvanizado.
ASTM A-283-A, B y C	Para estructuras de uso moderado y alta soldabilidad.
ASTM A-36	Media resistencia, estructural, vigas soldadas, bases de columnas.
ABS A, B, D, E	Acero estructural de mediana resistencia para fabricación de barcos.
LLOYD'S A, B, D, E	
ASTM A-131-A, B, D, E	
DIN/BS EN 10025 S-235	Para estructuras de uso moderado y alta soldabilidad.
DIN/BS EN 10025 S-275	Media resistencia, estructural, vigas soldadas, bases de columnas.
DIN/BS EN 10025 S-355	Alta resistencia, vigas soldadas, partes para puentes, edificios.
ASTM A-572-50 y 60	Alta resistencia, baja aleación, estructural, vigas soldadas, puentes, edificios.
ASTM A-572-65	Alta resistencia, baja aleación, bases de postes y luminarias.
ASTM A-656 Gr. 50 y 60	Alta resistencia, estructuras, vigas soldadas.
ASTM A-656 Gr. 70 y 80	Extra alta resistencia para estructuras donde requiere ahorro en peso.
ASTM A-709 Gr. 50	Alta resistencia, baja aleación para puentes.
JIS G-3106 SM-490-A	Alta resistencia, baja aleación con excelente soldabilidad para puentes, barcos tanque de petróleo, etc.

Fig. 2.4: Fórmula de resistencia a la ruptura por tensión.

CALCULO DE RESISTENCIA A LA RUPTURA POR TENSIÓN
(Fórmula empírica)

$$\sigma = 0.00077(38000 + C[700+2.94Mn]) + 30Mn + Mn/200(48+2.35C) + 1000P + 340Si$$

En donde:

σ = Esfuerzo a la ruptura por tensión, Ksi
 C = Carbono, 0.01%
 Mn = Manganeso, 0.01%
 P = Fosforo, 0.01%
 Si = Silicio, 0.01%

Rango Promedio $\sigma =$ **37-52**

Para seleccionar entre las vigas ofertadas (Norma A-36 y Norma HQ 235B) disponibles en el mercado para la fabricación de cimbra se utilizó la fórmula empírica anterior, obteniéndose los siguientes resultados:

Fig. 2.5: Cálculo de resistencia a la ruptura por tensión.

Norma HQ 235B	Peso	280.54 kg	A-36 Gerdau Acominas	Peso	272 kg
COMPOSICIÓN			COMPOSICIÓN		
Viga 1	C	17	Viga 1	C	14
	Mn	46		Mn	116
	P	1,8		P	2,7
	Si	31		Si	23
	σ	51		σ	51
Viga 2	C	17	Viga 2	C	14
	Mn	44		Mn	119
	P	1,4		P	2,6
	Si	23		Si	22
	σ	48		σ	51
Viga 3	C	19	Viga 3	C	14
	Mn	47		Mn	117
	P	2,7		P	19
	Si	21		Si	21
	σ	50		σ	63
Viga 4	C	15	Viga 4	C	25
	Mn	47		Mn	110
	P	2,2		P	2,1
	Si	21		Si	26
	σ	47		σ	60

Se observa que la norma A-36 presenta mejor calidad y menor peso. Pese a tratarse de un acero de media resistencia para fabricación de perfiles (Viga, canal, ángulo), supera a la norma anterior. Por lo tanto se trabaja con la norma A-36 para la fabricación de cimbras.

Fig. 2.6. Perfil de viga "Wide Flange" y HEB.

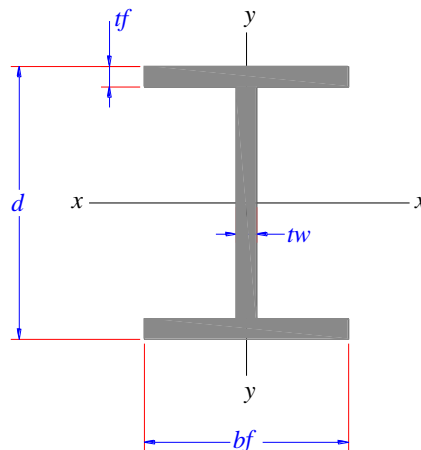


Tabla 2.5: Propiedades geométricas según el perfil estructural.

Designación	Area		Peralte		Espesor		Patín				Eje x-x						Eje y-y					
					del alma		ancho		Espesor		Ix		S		r		Iy		S		r	
	pulg2	cm2	pulg	cm	pulg	cm	pulg	cm	pulg	cm	pulg4	cm4	pulg3	cm3	pulg	cm	pulg4	cm4	pulg3	cm3	pulg	cm
W12 x 87	25,3	163,0	12,5	31,8	0,5	1,3	12,1	30,8	0,8	2,1	731,3	30439,9	116,7	1912,9	5,4	13,7	240,8	10021,6	39,7	650,8	3,1	7,8
W12 x 50	14,4	92,8	12,2	31,0	0,4	0,9	8,1	20,5	0,6	1,6	385,3	16038,2	63,2	1036,0	5,2	13,1	56,3	2344,0	13,9	228,4	2,0	5,0
W12 x 45	12,9	83,3	12,1	30,6	0,3	0,9	8,0	20,4	0,6	1,5	341,6	14218,3	56,6	928,3	5,1	13,1	49,9	2078,4	12,4	203,4	2,0	5,0
W12 x 26	7,6	48,8	12,2	31,0	0,2	0,6	6,5	16,5	0,4	1,0	201,8	8398,3	33,0	541,1	5,2	13,1	17,3	721,1	5,3	87,5	1,5	3,8
W12 x 22	6,4	41,3	12,3	31,3	0,3	0,7	4,0	10,2	0,4	1,1	153,6	6394,4	25,0	409,0	4,9	12,4	4,7	193,7	2,3	37,8	0,9	2,2
W12 x 16	4,6	29,9	12,0	30,5	0,2	0,6	4,0	10,1	0,3	0,7	100,3	4174,2	16,7	274,1	4,7	11,8	2,8	117,2	1,4	23,1	0,8	2,0
W12 x 14	4,1	26,3	11,9	30,3	0,2	0,5	4,0	10,1	0,2	0,6	86,1	3582,7	14,5	236,9	4,6	11,7	2,4	98,0	1,2	19,4	0,8	1,9
W10 x 100	29,2	188,3	11,1	28,2	0,7	1,7	10,3	26,3	1,1	2,8	618,6	25746,4	111,5	1826,4	4,6	11,7	206,6	8599,1	40,0	654,8	2,7	6,8
W10 x 54	15,6	100,7	10,1	25,6	0,4	0,9	10,0	25,5	0,6	1,6	298,7	12433,7	59,2	970,3	4,4	11,1	103,5	4306,4	20,6	338,1	2,6	6,5
W10 x 45	13,0	84,2	10,1	25,7	0,4	0,9	8,0	20,4	0,6	1,6	244,0	10157,7	48,3	791,9	4,3	11,0	53,3	2220,0	13,3	218,0	2,0	5,1
W10 x 39	11,3	72,6	9,9	25,2	0,3	0,8	8,0	20,3	0,5	1,3	205,0	8534,0	41,3	677,4	4,3	10,8	45,0	1872,9	11,3	184,7	2,0	5,1
W10 x 30	8,8	56,5	10,5	26,6	0,3	0,8	5,8	14,8	0,5	1,3	168,2	7000,9	32,1	526,5	4,4	11,1	16,7	694,8	5,7	94,2	1,4	3,5
W10 x 19	5,7	36,6	10,2	26,0	0,3	0,6	4,2	10,7	0,4	1,0	98,0	4080,0	19,1	313,7	4,2	10,6	4,9	203,5	2,3	38,2	0,9	2,4
W10 x 15	4,3	28,0	10,0	25,4	0,2	0,6	4,0	10,2	0,3	0,7	67,2	2797,3	13,5	220,5	3,9	10,0	2,9	120,3	1,4	23,7	0,8	2,1
W10 x 12	3,5	22,3	9,9	25,1	0,2	0,5	4,0	10,1	0,2	0,5	52,2	2171,4	10,6	173,2	3,9	9,9	2,2	90,7	1,1	18,0	0,8	2,0
W8 x 67	19,5	126,1	9,0	22,9	0,6	1,4	8,3	21,0	0,9	2,4	270,1	11243,4	60,0	983,7	3,7	9,4	88,6	3686,6	21,4	350,6	2,1	5,4
W8 x 58	17,0	109,4	8,8	22,2	0,5	1,3	8,2	20,9	0,8	2,1	226,0	9407,3	51,7	846,6	3,7	9,3	75,1	3124,2	18,3	299,3	2,1	5,3
W8 x 48	14,0	90,1	8,5	21,6	0,4	1,0	8,1	20,6	0,7	1,7	182,2	7582,1	42,9	702,4	3,6	9,2	60,9	2536,3	15,0	246,3	2,1	5,3
W8 x 40	11,6	74,9	8,3	21,0	0,4	0,9	8,1	20,5	0,6	1,4	144,7	6024,3	35,1	575,0	3,5	9,0	49,1	2042,9	12,2	199,3	2,1	5,2
W8 x 31	9,0	58,0	8,0	20,3	0,3	0,7	8,0	20,3	0,4	1,1	108,2	4505,1	27,1	443,4	3,5	8,8	37,1	1542,7	9,3	151,9	2,0	5,2
W8 x 24	6,9	44,8	7,9	20,1	0,2	0,6	6,5	16,5	0,4	1,0	81,1	3376,6	20,5	335,3	3,4	8,7	18,3	760,7	5,6	92,2	1,6	4,1
W8 x 15	4,4	28,1	8,1	20,6	0,2	0,6	4,0	10,2	0,3	0,8	47,0	1955,8	11,6	189,9	3,3	8,3	3,4	141,8	1,7	27,8	0,9	2,2
W6 x 25	7,3	47,0	6,4	16,2	0,3	0,8	6,1	15,4	0,5	1,2	53,0	2206,8	16,6	272,4	2,7	6,9	17,1	710,0	5,6	92,0	1,5	3,9
W6 x 20	5,8	37,5	6,2	15,7	0,3	0,7	6,0	15,3	0,4	0,9	41,0	1706,6	13,2	216,7	2,7	6,7	13,3	552,7	4,4	72,3	1,5	3,8
W6 x 16	4,7	30,2	6,3	16,0	0,3	0,7	4,0	10,2	0,4	1,0	31,8	1321,9	10,1	165,7	2,6	6,6	4,4	184,2	2,2	36,0	1,0	2,5
W6 x 15	4,4	28,2	6,0	15,2	0,2	0,6	6,0	15,2	0,3	0,7	28,7	1195,5	9,6	157,1	2,6	6,5	9,3	387,9	3,1	51,0	1,5	3,7
W6 x 12	3,5	22,6	6,0	15,3	0,2	0,6	4,0	10,2	0,3	0,7	21,7	901,8	7,2	117,8	2,5	6,3	3,0	124,5	1,5	24,5	0,9	2,3
W6 x 9	2,6	16,9	5,9	15,0	0,2	0,4	3,9	10,0	0,2	0,5	16,0	666,6	5,4	89,0	2,5	6,3	2,2	91,3	1,1	18,2	0,9	2,3
W5 x 19	5,5	35,4	5,2	13,1	0,3	0,7	5,0	12,8	0,4	1,1	25,9	1079,5	10,1	165,1	2,2	5,5	9,1	379,9	3,6	59,5	1,3	3,3
W5 x 16	4,6	29,9	5,0	12,7	0,2	0,6	5,0	12,7	0,4	0,9	21,1	877,3	8,4	137,9	2,1	5,4	7,5	312,4	3,0	49,2	1,3	3,2
W4 x 13	3,8	24,3	4,2	10,6	0,3	0,7	4,1	10,3	0,3	0,9	11,2	466,0	5,4	88,2	1,7	4,4	3,9	160,4	1,9	31,1	1,0	2,6
HEB 100 x 20,4	4,0	26	3,9	10	0,24	0,6	3,9	10	0,4	1	10,8	449	5,5	89,9	1,6339	4,15	4,0	167	2,0	33,4	1,0	2,5
HEB 120 x 26,7	5,3	34	4,7	12	0,26	0,65	4,7	12	0,4	1,1	20,8	864	8,8	144	1,9843	5,04	7,6	317	3,2	52,9	1,2	3,1
HEB 140 x 33,7	6,7	43	5,5	14	0,28	0,7	5,5	14	0,5	1,2	36,3	1510	13,2	216	2,3346	5,93	13,2	549	4,8	78,5	1,4	3,6
HEB 160 x 42,6	8,4	54,3	6,3	16	0,31	0,8	6,3	16	0,5	1,3	59,8	2490	19,0	311	2,6693	6,78	21,4	889	6,8	111	1,6	4,1
HEB 180 x 51,2	10,1	65,3	7,1	18	0,33	0,85	7,1	18	0,6	1,4	92,0	3830	26,0	426	3,0157	7,66	32,7	1360	9,2	151	1,8	4,6

Tabla 2.6: Propiedades mecánicas de las vigas T-H.

	Límite Elástico (Kp/mm ²)	Resistencia a la tracción (Kp/mm ²)	Alargamiento %	Resiliencia DVM promedio (j)
TE - 31 Mn 4 S/DIN 21544	≥ 34	≥ 55	≥ 18	18

Fig. 2.7: Perfil de la viga T-H.

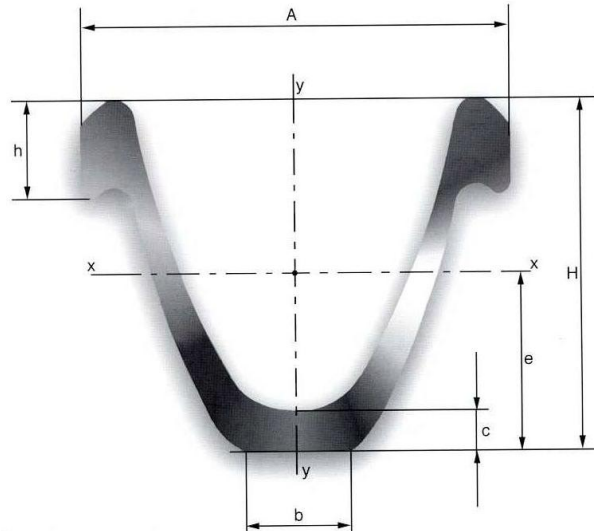


Tabla 2.7: Propiedades geométricas de los perfiles T-H.

Datos Técnicos		Ω N-16.5	Ω N-21	Ω N-29	Ω N-36
Peso	(kg/m)	16,5	21	29	36
Sección	S (cm ²)	21	27	37	46
Dimensiones	A (mm)	106	127	150	171
	b (mm)	31	35	44	51
	H (mm)	90	108	124	138
	h (mm)	26	30	31	35,5
	e (mm)	44	54	58	67
	c (mm)	13	12	16	17
Características	I _{xx} (cm ⁴)	186	341	616	969
	W _{xx} (cm ³)	40	61	94	136
	I _{yy} (cm ⁴)	223	398	775	1265
	W _{yy} (cm ³)	42	64	103	148
Radio mínimo de curvado	R (m)	0.9	1.1	1.2	1.6

2.3.- ARCOS DE ACERO (CIMBRAS)

2.3.1.- Generalidades

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y U, conformadas usualmente por dos o tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetos y ajustados con uniones de tornillo.

En la mina Rosaura se utilizan los dos tipos de cimbra siendo la más utilizada durante el año 2007 hasta la fecha las cimbras deslizantes de perfil omega por las razones que se verán más adelante.

2.3.2.- Cimbras Rígidas

a) Descripción de las cimbras.

- **Componentes y calidades**

Para el rango de los tamaños de las excavaciones en la mina Rosaura, las cimbras rígidas comúnmente utilizadas son:

CIMBRAS		
TIPO	Nº Pzas	MEDIDAS
6H20	2	3,25 x 3,2
6H20	2	3,0 x 3,2
4H13	2	3,0 x 3,2

Tabla 2.8. Tipos de cimbra usados en la U.M. Rosaura

Las cimbras 4W13 perfiles “Wide flange” (patín ancho) o perfil “W” de 4”x 4” y 13 lb/pie, espaciadas de 0.5 a 1 m, las mismas que corresponden a cimbras ligeras para excavaciones de 3 m de abierto. En caso de altas presiones del terreno, estas cimbras podrían construirse a sección completa, colocando una solera (invert) entre las patas (Según las condiciones del terreno).

En los casos que las cimbras indicadas no fueran suficientes, por las altas presiones de la roca, pueden utilizarse cimbras medianas como las del tipo 6W20. Las cimbras 6W20 también son comúnmente utilizadas para excavaciones con abiertos de hasta 5 m.

Para que el sistema de soporte pueda actuar debidamente, es necesario considerar algunos aspectos importantes en su instalación.

- **Procedimiento de instalación**

- La filosofía del sostenimiento por las condiciones geomecánicas de la masa rocosa en la mina Rosaura es: “metro avanzado, metro sostenido”. Es preferible que el soporte se instale lo antes posible, pues cualquier retraso se traduce en aumentos de la presión sobre el techo.
- Para iniciar la colocación de una cimbra, se debe proceder a asegurar el techo, lo cual se podrá realizar mediante la colocación de ángulos o marchavantes de ser necesario.
- Todas las cimbras deben estar correctamente apoyadas al piso mediante las patinas de base debidamente ubicadas a una profundidad de 20 cm, (se debe cavar previamente con el techo

protegido) y correctamente sujetas a la cimbra inmediata anterior con distanciadores de acero (8 unid.), debiéndose mantener su verticalidad. De ser necesario se debe asegurar la cimbra anclándola con cáncamos a las paredes.

- Se asegurará el techo entablado el espacio entre las 2 últimas cimbras instaladas. Este entablado se inicia a 1.5 metros del nivel del suelo hasta cubrir toda la corona de la excavación. El entablado debe estar apoyado por la superficie externa de la cimbra.
- El bloqueo de la cimbra contra las paredes rocosas es esencial para que pueda haber una transferencia uniforme de las cargas rocosas sobre las cimbras. Si no se realiza un buen bloqueo las cimbras no serán efectivas. Por lo tanto es importante realizarlo correctamente.
- Es muy importante que la instalación sea cimbra por cimbra y no varias cimbras a la vez, es decir, completar la instalación de una cimbra para comenzar con la siguiente

- **Control de calidad**

Para que este tipo de sostenimiento funcione bien, deben cumplirse las siguientes condiciones:

- Las cimbras deben estar completamente verticales, aceptándose una inclinación máxima de +/- 3° con respecto a la vertical.
- Las cimbras se deben instalar de manera perpendicular al eje de la labor.
- Todos los tirantes o distanciadores deben estar colocados, ya que de esto depende que el conjunto de cimbras resista adecuadamente.
- Estrecho o apretado contacto entre el contorno de la excavación y la cimbra la cual debe distribuir la presión en todo su perímetro, a fin de desarrollar tempranamente su capacidad de

sostenimiento, antes de que las presiones se acumulen puntualmente y deformen las cimbras antes de que esta haya soportado en toda su capacidad.

- La supervisión de la mina no aprobará ninguna cimbra que esté mal cimentada, no conserve su verticalidad ni su alineamiento; asimismo, si éstas no se encuentran correctamente topeadas a la superficie de la roca.

b) Diseño de arcos rígidos

Para poder saber cuanto de carga deberá soportar las cimbras primero debemos calcular la presión de la roca circundante a la excavación. Además se quiere determinar el espaciamiento adecuado para cada tipo de cimbra.

Los diseños se orientaron a determinar el tipo cimbra que se usará según la zonificación geomecánica realizada en la mina Rosaura, dentro del cual tenemos:

1. Zona A
2. Zona B
3. Zona C

La metodología de cálculo actualmente usada la de **Terzaghi (1946)** para el cálculo de la presión vertical del terreno y la formula de **Protodiakonov** para el cálculo de las presiones laterales., por considerarse que mejor se adecua a las condiciones del terreno. Sin embargo en la presente tesis se está utilizando metodología de Cemal Biron (1987), lo cual nos permitirá comparar cual método de diseño se aproxima más a nuestra realidad.

b.1) DISEÑO 1: Metodología de Terzaghi (1946)

Terzaghi (1946) formuló el primer método racional de evaluar las cargas que aplica la roca sobre las cerchas. Basándose en su

experiencia en túneles ferrocarrileros de Norteamérica.

Cabe resaltar que su aplicación se limita a estimar la carga sobre las cerchas de acero en túneles y no es aplicable en los métodos modernos de tunelería con aplicación de concreto lanzado (Shotcrete) y pernos de roca.

Terzaghi mantiene que desde un punto de vista ingenieril, puede ser mucho más importante un conocimiento del tipo y frecuencia de los defectos de la roca que del tipo de roca que va a aparecer en la obra.

En esta clasificación se dividen los macizos rocosos en 9 tipos según el grado de fracturación de la roca Tabla 2.2.

Se debe tener en cuenta la disposición de la estratificación respecto al túnel desde el punto de vista de desprendimientos. Así se tiene:

- Estratificación Vertical, en general el techo será estable, existiendo riesgo de caída de bloques en una altura de $0.25 B$ (B es la anchura del túnel).
- Estratificación horizontal, pero de gran potencia, con pocas juntas, el túnel es estable.
- Estratificación horizontal, de pequeña potencia o con muchas juntas, ya no existe estabilidad, desarrollándose roturas en el techo, formándose un arco sobre el túnel, con una anchura igual a la del túnel y una altura igual a la mitad de la anchura. Esta inestabilidad proseguirá su curso hasta que se detenga por medio de un sostenimiento.

La distribución de las cargas para el dimensionamiento del sostenimiento se hace suponiendo:

- Presión uniforme vertical sobre la bóveda, de valor:

$$P_v = H_p \cdot \gamma$$

- Presión uniforme horizontal sobre las paredes, de valor:

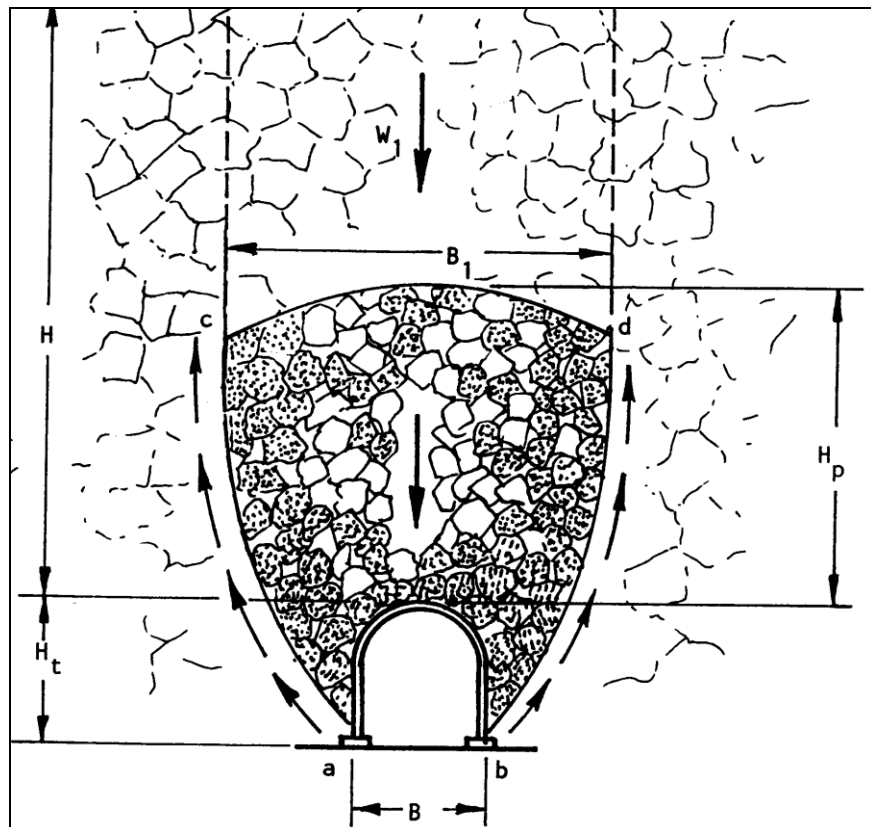
$$P_h = 0.3 P_v$$

- Presión uniforme sobre la solera, si la hay, de valor:

$$P_s = 0.5 P_v$$

Los valores de H_p se obtienen de la tabla 2.9.

Las recomendaciones de Terzaghi son consideradas conservadoras para rocas de buena calidad y su campo de aplicación es para túneles de tamaño mediano, hasta 8 m de ancho. Es preferible no aplicarlos en terrenos de roca expansiva o que fluyen plásticamente.



Esquema ilustrativo de la metodología de Terzaghi.

Tabla 2.9 Según la clasificación de Terzaghi

ESTADO DE LA ROCA	CARGA DE ROCA H_p (m)	OBSERVACIONES
1. DURA Y MASIVA	CERO	Sólo se necesita refuerzo escaso si hay desprendimiento o chasquido
2. DURA PERO ESTRATIFICADA O ESQUISTOSA	0 a 0.5 B	Refuerzo escaso más que nada como protección contra desprendimientos La carga puede cambiar en forma errática de un punto a otro.
3. MASIVA, LIGERAMENTE FISURADA	0 a 0.25 B	
4. MEDIANAMENTE FRACTURADA EN BLOQUES ALGO ABIERTOS*	0.25 B a 0.35 (B + Ht)	No hay presión lateral.
5. MUY FRACTURADA EN BLOQUES Y LAS FRACTURAS ABIERTAS*	(0.35 a 1.10) (B + Ht)	Poca o ninguna presión lateral.
6. TOTALMENTE TRITURADAS PERO QUIMICAMENTE INALTERADA*	1.10 (B + Ht)	Presiones laterales considerables. Los efectos de las infiltraciones hacia el piso del túnel requieren apoyo continuo para las partes bajas de los marcos o bien marco circulares.
7. ROCA COMPRIMIDA PROFUNDIDAD MODERADA	(1.10 a 2.20)(B + Ht)	Considerable presión lateral. Se requiere plantilla apuntalada. Es preferible usar marcos circulares.
8. ROCA COMPRIMIDA A GRAN PROFUNDIDAD	(2.10 a 4.50)(B + Ht)	
9. ROCA EXPANSIVA	Hasta 250 pies, independientemente del valor (B + Ht)	Marcos circulares indispensables. En casos extremos, usese refuerzo elástico.

* Si el túnel está sobre el nivel freático, la carga puede ser reducida un 50 % para los tipos 4 - 6.

Determinación De La Carga De Roca

Se determinará la carga que deben soportar las cimbras para cada zona geomecánica antes definida.

Se calcula por:

$$P_v = H_p \times P_e$$

$$P_e = \text{Peso Específico (ton /m}^3\text{)}$$

$$H_p = \text{Altura de carga (m)}$$

Zona "A":

(Siendo B y Ht, el ancho y la altura de la labor respectivamente)

$$H_p = 0.25 \times 3.2 = 0.8 \text{ m}$$

$$P_e = 2,5 \text{ Ton/m}^3$$

$$P_v = 0.8 \times 2.5 = 2 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 0.3 \times 2 = 0.6 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_t = 6 \text{ ton}$$

Zona "B":

$$H_p = 0.35 \times (3.2 + 3.2) = 2.24 \text{ m}$$

$$P_e = 2,5 \text{ Ton/m}^3$$

$$P_v = 2.24 \times 2.5 = 5.6 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 0.3 \times 5.6 = 1.68 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_t = 16.8 \text{ ton}$$

Zona "C":

$$H_p = 1.1 \times (3.2 + 3.2) = 7.0 \text{ m}$$

$$P_e = 2.5 \text{ Ton/m}^3$$

$$P_v = 7.0 \times 2.5 = 17.6 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 0.3 \times 30.9 = 5.28 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_t = 2.8 \text{ ton}$$

b.2) DISEÑO 2: Metodología de Protodyakonov (1976)

Muy usada en los países del este de Europa, en los que se utiliza para el dimensionamiento del sostenimiento de túneles. Fue aceptada en Francia en 1976 junto con la clasificación de Deere.

Protodyakonov clasifica los terrenos asignándoles un factor “f” llamado coeficiente de resistencia, a partir del cual y de las dimensiones del túnel, definen las cargas de cálculo para dimensionar el sostenimiento.

Tabla 2.10: Tabla del coeficiente de resistencia de Protodyakonov

GRADO DE RESISTENCIA	TIPO DE ROCA O SUELO	m Kg/m ³	q _{uc} Kg/c m ²	FACTOR f
MUY ALTO	Granitos masivos. Cuarzitas o basaltos sanos y en general, rocas duras sanas y muy resistentes.	2800-3000	2000	20
MUL ALTO	Granitos prácticamente masivos, porfidos, pizarras, arenisca y calizas sanas.	2600-2700	1500	15
ALTO	Granitos y formaciones similares, areniscas y calizas prácticamente sanas conglomerados muy resistente, limolitas resistente.	2500-2600	1000	10
ALTO	Calizas en general, granitos meteorizados, limolitas, areniscas relativamente resistes, mármoles, pirita.	2500	800	8
MODERADAMENTE ALTO	Areniscas normales	2400	600	6
MODERADAMENTE ALTO	Pizarras	2300	500	5
MEDIO	Lutitas, calizas y areniscas de baja resistencia, conglomerado no muy duros	2400-2800	400	4
MEDIO	Lutitas, pizarras arcillosas, margas	2400-2600	300	3
MODERADAMENTE BAJO	Lutitas blandas, calizas muy fracturadas, yesos, areniscas en bloques, gravas cementadas.	2200-2600	200-150	2-1.5
MODERADAMENTE BAJO	Gravas, lutitas y pizarras fragmentadas, depósitos de talud duros, arcillas duras.	2000	--	1.5
BAJO	Arcilla firme, suelos arcillosos	1700-2000	--	1.0
BAJO	Loes, formaciones de arena y grava, suelos areno-arcillosos o limo-arcillosos	1700-1900	--	0.8
SUELOS	Suelos con vegetación, turba, arenas húmedas.	1600-1800	--	0.6
SUELOS GRANULARES	Arenas y gravas	1400-1600	--	0.5
SUELOS PLASTICOS	Limos y arcillas blandos.			0.3

Protodyakonov determina el valor de “f” en función de la resistencia a la compresión simple, el ángulo de fricción interna y la cohesión.

$$\text{PARA ROCAS: } f = \sigma_c/10$$

$$\text{PARA SUELOS: } f = \text{tg } \varphi + C/\sigma_c$$

Donde:

σ_c = Resistencia compresión simple (Mpa)

φ = Angulo de rozamiento interno

C = Cohesión a largo plazo (Mpa).

La distribución de cargas sobre el túnel para el dimensionamiento del sostenimiento se hace suponiendo:

Presión uniforme vertical sobre la bóveda

$$P_v = \gamma \cdot h$$

Presión uniforme lateral.

$$P_h = \gamma \cdot (h + 0.5 \cdot m) \text{tg}^2 (45^\circ + \varphi/2)$$

Donde:

b = Anchura de la labor

m = Altura del túnel

f = Coeficiente de resistencia

γ = Peso específico de la roca

φ = Angulo de rozamiento interno

$$B = b + 2m \cdot \text{tg} (45 - \varphi/2)$$

$$h = B/2f$$

Determinación De Las Cargas De Roca

Zona "A":

$$b = \text{Anchura de la labor} = 3.2 \text{ m}$$

$$m = \text{Altura del túnel} = 3.2 \text{ m}$$

$$f = \text{Coeficiente de resistencia} = 5$$

$$\gamma = \text{peso específico de la roca} = 2.5 \text{ Tn/m}^3$$

$$\phi = \text{ángulo de rozamiento interno} = 41 \text{ (según rocLab)}$$

$$B = b + 2m \cdot \text{tg} (45 - \phi/2) = 6.1$$

$$h = B/2f = 0.61$$

$$P_v = \gamma \cdot h = 1.5 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 27.2 \text{ Tn/m}^2$$

Zona "B":

$$b = \text{Anchura de la labor} = 3.2 \text{ m}$$

$$m = \text{Altura del túnel} = 3.2 \text{ m}$$

$$f = \text{Coeficiente de resistencia} = 3$$

$$\gamma = \text{peso específico de la roca} = 2.5 \text{ Tn/m}^3$$

$$\phi = \text{ángulo de rozamiento interno} = 30^\circ \text{ (según rocLab)}$$

$$B = b + 2m \cdot \text{tg} (45 - \phi/2) = 6.9$$

$$h = B/2f = 1.15$$

$$P_v = \gamma \cdot h = 2.8 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 20.6 \text{ Tn/m}^2$$

Zona "C":

$$b = \text{Anchura de la labor} = 3.2 \text{ m}$$

$$m = \text{Altura del túnel} = 3.2 \text{ m}$$

$$f = \text{Coeficiente de resistencia} = 1.0$$

$$\gamma = \text{peso específico de la roca}$$

$$\phi = \text{ángulo de rozamiento interno} = 10.2^\circ \text{ (según rocLab)}$$

$$B = b + 2m \cdot \text{tg} (45 - \phi/2) = 8.5$$

$$h = B/2f = 4.27$$

$$P_v = \gamma \cdot h = 9.4 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 18.5 \text{ Tn/m}^2$$

b.3) DISEÑO 3: Metodología de Cemal Biron (1987)

A diferencia del método de Terzaghi y Protodyakonov, esta metodología es mucho más analítica y detallada que toma en consideración el perfil de la viga y su resistencia. Para el cálculo de la carga que debe soportar la cimbra usa la formulación de Everling.

- Análisis de esfuerzos para un arco rígido.

Muchos arcos rígidos pueden simplificarse dándoles forma semicircular, arriba de cierta distancia vertical. Se supone que las partes de conexión son muy “rígidas” y se muestran como “continuas” en la figura 2.8. El análisis estático se da en la figura 2.9 (a) y (b).

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h'+0.666r)q_t r^3}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3} \dots\dots\dots(2.3)$$

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots\dots\dots \text{para} \dots 0 \leq \alpha \leq \pi \dots(2.4)$$

$$M = -A_y x \dots\dots\dots \text{para} \dots 0 \leq x \leq h' \dots(2.5)$$

$$N = -q_r r \cos^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha \dots\dots\dots(2.6)$$

En donde:

- A_y = Reacciones de los lados, en toneladas.
 h' = Distancia vertical del arco, en metros.
 r = Radio del arco, en metros.
 α = Angulo formado con la horizontal (ver fig.2.5)
 q_t = Carga uniforme del techo, en toneladas por metro.
 M = Momento en toneladas . metro
 N = Fuerza normal al perfil, en toneladas.

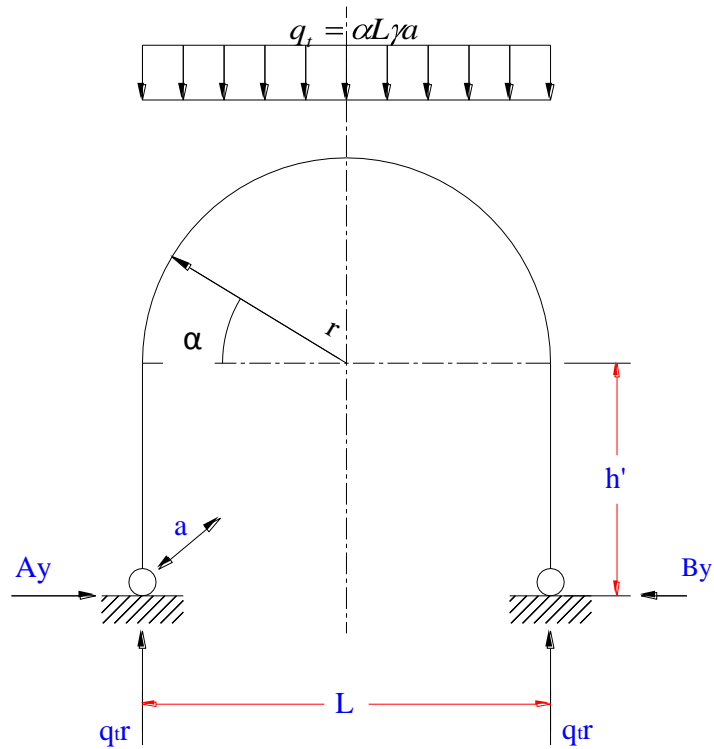


Fig. 2.8: Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero.

Para diseñar los arcos rígidos, se debe conocer el momento máximo. Si se obtiene la derivada de la ecuación (2.4) con respecto a α , y se iguala a cero, se tiene que:

$$\frac{\partial M}{\partial \alpha} = \cos \alpha (q_t r^2 \cdot \text{sen} \alpha - A_y r) = 0 \dots \dots \dots (2.7)$$

$$\cos \alpha = 0, \dots \dots \dots \alpha = \frac{\pi}{2} \dots \dots \dots (2.8)$$

$$q_t r^2 \text{sen} \alpha - A_y r = 0 \dots \dots \dots (2.9)$$

$$\text{sen} \alpha = \frac{A_y}{q_t r}, \dots \dots \dots \alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r} \dots \dots \dots (2.10)$$

Los valores de M max y de N son para valores de α de las ecuaciones (2.8) y (2.10) como sigue:

$$M_{\max} = 0.5 q_t r^2 - A_y (h' + r) \dots \dots \dots (2.11)$$

$$M_{\max} = -A_y (h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t}) \dots \dots \dots (2.12)$$

$$N = -A_y \dots \dots \dots (2.13)$$

$$N_1 = -q_t r \dots \dots \dots (2.14)$$

Los valores de la ecuación (2.11) y (2.13) son mucho más pequeños que los valores de las ecuaciones (2.12) y (2.14), respectivamente.

- **Diseño del perfil del acero**

Se deben utilizar los valores de las ecuaciones 2.12 y 2.14 para calcular la sección transversal del arco. El esfuerzo se deberá determinar como sigue:

$$|\sigma| = \frac{\text{Carga Normal}}{\text{Area De La Sección}} + \frac{\text{momento máximo}}{\text{módulo De La Sección}}$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{F} + \frac{A_y (h' + 0.5 A_y / q_t)}{W} \leq \sigma_{sf} \dots \dots \dots (2.15)$$

Donde:

$|\sigma|$ = Valor absoluto del esfuerzo (ton/m²).

F = Área de la sección del perfil, (m²).

W = Módulo de sección del perfil, (m³).

σ_{sf} = Esfuerzo permisible del acero para los ademes de las minas..

En la ecuación (2.15), la sección transversal y el módulo de sección aparecen como dos incógnitas: entonces, para un diseño conveniente. Se deberá aplicar el método de tanteos. Sin embargo, en las especificaciones **DIN**:

$$F = 0.149 W + 9.78 \dots \dots \dots (2.16)$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{0.149W + 9.78} + \frac{A_y (h' + 0.5 A_y / q_t)}{W} \leq \sigma_{sf} \dots \dots \dots (2.15)$$

La ecuación (2.17) es de segundo grado con respecto a W , y se deberá tomar la raíz positiva de la ecuación. Después de que W se ha determinado, el perfil más próximo se obtiene de la tabla 2.5.

Un procedimiento más elaborado y preciso para evaluar tanto los esfuerzos como el diseño de una viga adecuada, que Proctor y White, introdujeron, no se ha incluido aquí, pues es muy complicado y, generalmente, se aplica a los ademes de los grandes túneles. Peng proporciona un ejemplo numérico sobre esto.

- **Aplicación en Rosaura.**

Pondremos el perfil **DIN** apropiado para un arco rígido de un túnel, cuya área de sección es de 9.2 m^2 , espaciado a intervalos de 1 m, bajo condiciones típicas del yacimiento Rosaura ($\alpha = 0.5$, $1, 1.5 \gamma = 2.5, 2.2, 2.75 \text{ ton/m}^3$). Los datos se pueden resumir como sigue (figura 2.6):

- **Zona “A”:**

$$L = \text{Claro del túnel} = 3.2 \text{ m.}$$

$$r = 1.5 \text{ m.}$$

$$h' = 1.5 \text{ m.}$$

$$a = 1.0 \text{ m (espaciamiento de los arcos).}$$

$$\alpha = 0.5 \text{ (roca regular).}$$

$$\gamma = 2.5 \text{ ton/m}^3$$

$$q_t = \alpha L \gamma \text{ a carga uniforme en el techo.}$$

$$= 0.5 \times 3.2 \text{ m} \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 1.0 \text{ m}$$

$$= 4.0 \text{ ton/m}$$

$$A_y = \frac{(0.785 \times 1.5 + 0.666 \times 1.5) \times 4.0 (1.5)^3}{0.666 (1.5)^3 + \pi (1.5) (1.5)^2 + 4 \times 1.5 (1.5)^2 + 1.57 (1.5)^3}$$

$$A_y = 0.93 \text{ ton}$$

$$M = 0.5 \times 4.0 (1.5)^2 \times \text{sen}^2 \alpha - 0.93 (1.5 + 1.5 \cdot \text{sen} \alpha)$$

$$N = -4.0 \times 1.5 \cos^2 \alpha - 0.93 \text{sen} \alpha$$

Tabla 2.11. Tabla de Momentos y carga normal. Cimbra rígida, Zona A.

Angulo en grados	Momento (ton x m)	Carga normal (ton)
0	-1.393	-6.000
5	-1.480	-6.035
10	-1.499	-5.980
15	-1.452	-5.838
20	-1.342	-5.616
25	-1.177	-5.321
30	-0.964	-4.964
35	-0.711	-4.559
40	-0.428	-4.118
45	-0.127	-3.656
50	0.181	-3.190
55	0.486	-2.734
60	0.776	-2.304
65	1.042	-1.913
70	1.272	-1.574
75	1.461	-1.299
80	1.600	-1.095
85	1.686	-0.970
90	1.715	-0.928

Los valores máximos son los siguientes:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r} = \text{sen}^{-1} \frac{0.93}{4 \times 1.5} = \text{sen}^{-1} 0.155$$

$$\alpha = 8.9^\circ$$

$$\begin{aligned} M_{\max} &= -A_y \left(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right) \\ &= -0.93 \left(1.5 + 0.50 \cdot \frac{0.93}{4} \right) \\ &= -1.50 \text{ ton.m} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} N_{\max} &= 4x(-1.50) \\ &= -6.0 \text{ ton} \end{aligned}$$

ZONA A

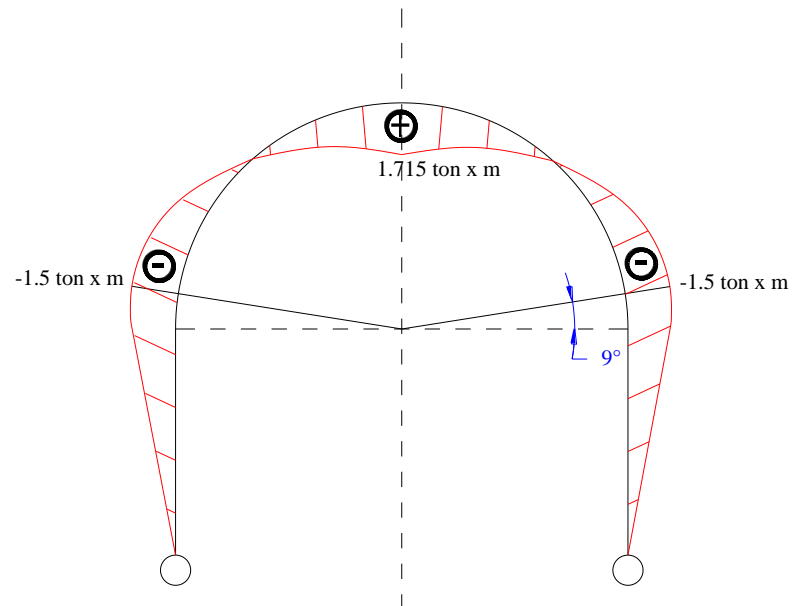


Fig. 2.9(a): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Gráfica de Momentos

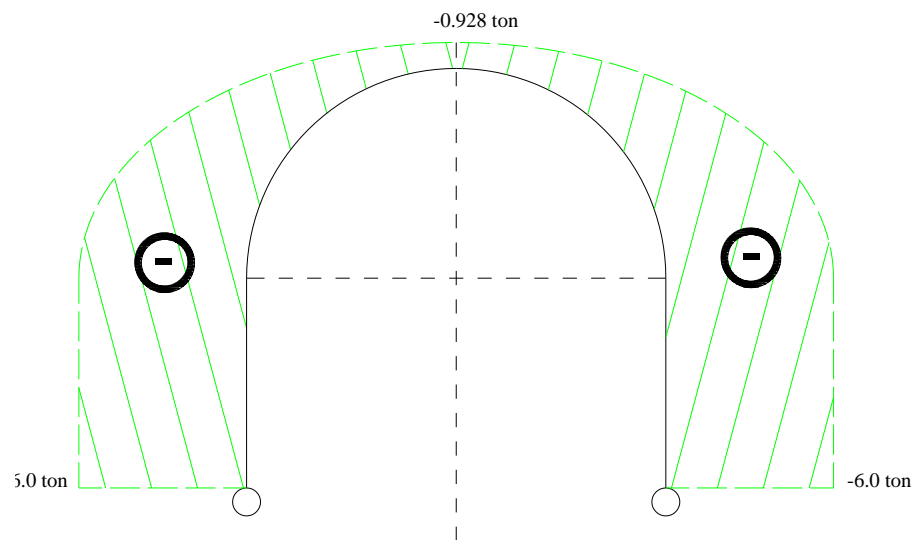


Fig. 2.9 (b): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Gráfica de carga normal

Tabla. 2.12: Metodología de selección de cimbras rígidas (Zona A)

DISEÑO DE CUADROS RÍGIDOS METÁLICOS (Cemal BIRON)														
TIPO DE CUADRO METÁLICO														
	<table border="1"> <tr> <th>Peso</th> <th>Area Sección</th> <th>Modulo sección</th> </tr> <tr> <td>Kg/m</td> <td>F(m2)</td> <td>W (m3)</td> </tr> <tr> <td>19,35</td> <td>0,02475</td> <td>0,0000882</td> </tr> </table>	Peso	Area Sección	Modulo sección	Kg/m	F(m2)	W (m3)	19,35	0,02475	0,0000882				
Peso	Area Sección	Modulo sección												
Kg/m	F(m2)	W (m3)												
19,35	0,02475	0,0000882												
Perfil cuadro metálico 4H13														
Tipo de roca, (Alfa)	0,25													
Peso específico del terreno	2,5	ton/m3												
	<table border="1"> <tr> <th>RMR</th> <th>Roca</th> <th>Alfa</th> </tr> <tr> <td>> 40</td> <td>Buena</td> <td>0,25</td> </tr> <tr> <td>30 - 40</td> <td>Regular</td> <td>0,5</td> </tr> <tr> <td>< 20</td> <td>Muy mala</td> <td>1,5</td> </tr> </table>	RMR	Roca	Alfa	> 40	Buena	0,25	30 - 40	Regular	0,5	< 20	Muy mala	1,5	
RMR	Roca	Alfa												
> 40	Buena	0,25												
30 - 40	Regular	0,5												
< 20	Muy mala	1,5												
DIMENSIONES DE LA SECCIÓN DEL CUADRO														
Esfuerzo admisible del acero (Sadm)	25493	ton/m2												
Distancia de posteo, a	1	m												
Anchura efectiva (A)	3	m												
Altura efectiva (H)	3	m												
DETERMINACIÓN DE LAS CARGAS DEL TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO														
Carga lineal repartida (qt)	1,9	ton/m												
DIMENSIONES CALCULADAS														
Radio Neutro, (r)	1,5	m												
Hastial (h')	1,5	m												
METODO DE CÁLCULO APLICADO	ASD													
FORMULAS DE CÁLCULO DE REACCIONES Y ESFUERZOS														
$A_y = B_y = \frac{(0,78 H + 0,666 r) q_r r^3}{0,666 h^3 + 3r h^2 + 4 h^2 r^2 + 1,57 r^3} \dots\dots\dots (2.3)$														
$M = 0,5 q_r r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots\dots\dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi \dots\dots (2.4)$														
$M = -A_y x \dots\dots\dots \text{para } 0 \leq x \leq H \dots\dots (2.5)$														
$N = -q_r r \cos^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha \dots\dots\dots (2.6)$														
$f \sigma / = \frac{q_r r}{F} + \frac{A_y (H + 0,5 A_y / q_r)}{W} \leq \sigma_{\psi} \dots\dots\dots (2.15)$														
$M_{\text{max}} = 0,5 q_r r^3 - A_y (h' + r) \dots\dots\dots (2.11)$														
$M_{\text{min}} = -A_y (h' + 0,5 \frac{A_y}{q_r}) \dots\dots\dots (2.12)$														
$N = -A_y \dots\dots\dots (2.13)$														
$N_1 = -q_r r \dots\dots\dots (2.14)$														
RESULTADOS:														
Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)	=	0,4 ton												
Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)	=	-2,8 ton												
Angulo donde ocurre el momento máximo	=	8,9°												
Momento máximo (Mmax)	=	-0,7 ton x m												
Carga total sobre el cuadro (q)	=	5,6 ton												
Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)	=	8087,2 ton/m2												
Factor de seguridad	=	3,2												

- **Zona “B”:**

$$L = \text{Claro del túnel} = 3.2 \text{ m.}$$

$$r = 1.5 \text{ m.}$$

$$h' = 1.5 \text{ m.}$$

$$a = 1.0 \text{ m (espaciamiento de los arcos).}$$

$$\alpha = 1.0 \text{ (condición mala).}$$

$$\gamma = 2.5 \text{ ton/m}^3$$

$$q_t = \alpha L \gamma a \text{ carga uniforme en el techo.}$$

$$= 1.0 \times 3.2 \text{ m} \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 1.0 \text{ m}$$

$$= 8.0 \text{ ton/m}$$

$$A_x = \frac{(0.785 \times 1.5 + 0.666 \times 1.5) \times 8.0 (1.5)^3}{0.666 (1.5)^3 + \pi (1.5)(1.5)^2 + 4 \times 1.5 (1.5)^2 + 1.57 (1.5)^3}$$

$$A_y = 1.85 \text{ ton}$$

$$M = 0.5 \times 8.0 (1.5)^2 \times \text{sen}^2 \alpha - 1.85 (1.5 + 1.5 \text{ sen} \alpha)$$

$$N = -8.0 \times 1.5 \cos^2 \alpha - 1.85 \text{ sen} \alpha$$

Tabla 2.13: Tabla Momentos y carga normal. Cimbra rígida, Zona B.

Angulo en grados	Momento (ton x m)	Carga normal (ton)
0	-2,785	-12,000
5	-2,960	-12,071
10	-2,997	-11,961
15	-2,903	-11,677
20	-2,685	-11,231
25	-2,355	-10,641
30	-1,928	-9,928
35	-1,422	-9,117
40	-0,857	-8,235
45	-0,255	-7,313
50	0,363	-6,380
55	0,972	-5,469
60	1,553	-4,608
65	2,083	-3,826
70	2,545	-3,149
75	2,922	-2,597
80	3,201	-2,190
85	3,372	-1,941
90	3,430	-1,857

Los valores máximos son los siguientes:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r} = \text{sen}^{-1} \frac{1.85}{8 \times 1.5} = \text{sen}^{-1} 0.154$$

$$\alpha = 8.9^\circ$$

$$\begin{aligned} M_{\max} &= -A_y \left(h + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right) \\ &= -1.85 \left(1.5 + 0.50 \cdot \frac{1.85}{8} \right) \end{aligned}$$

$$= -3.0 \text{ ton.m}$$

$$N_1 = -q_t r = 8.0 \times 1.5$$

$$= -12.0 \text{ ton}$$

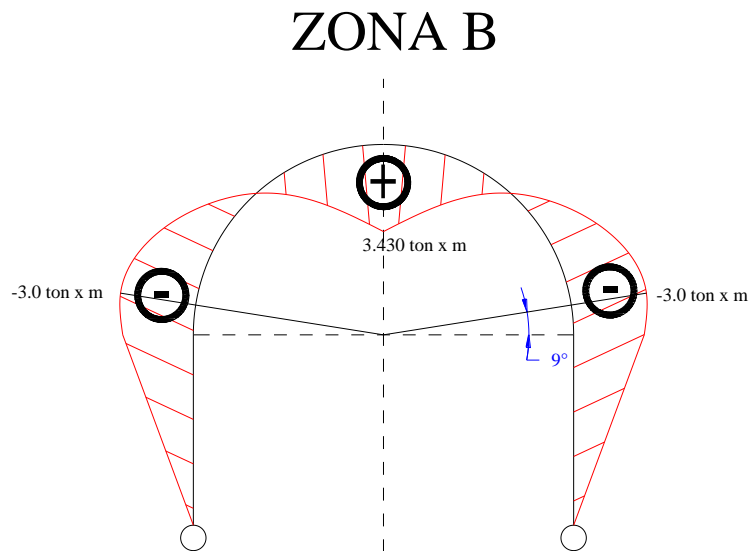


Fig. 2.10 (a): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Grafica de Momentos.

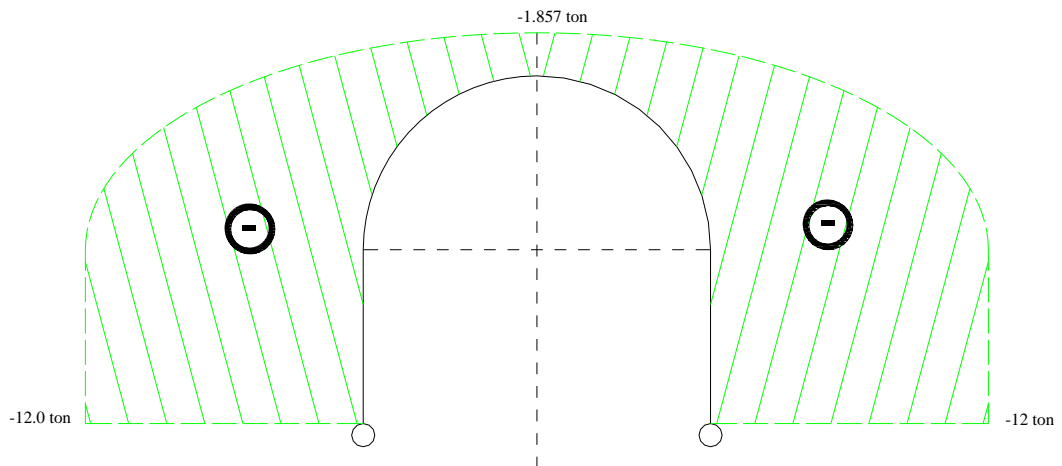


Fig. 2.10 (b): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Grafica de carga normal.

Tabla 2.14 (a): Metodología de selección de cimbras rígidas (Zona B)

DISEÑO DE CUADROS RÍGIDOS METÁLICOS (Cemal BIRON)		
TIPO DE CUADRO METÁLICO	Peso	Area Sección
	<i>Kg/m</i>	<i>F(m2)</i>
Perfil cuadro metálico 4H13	19,35	0,02475
		Modulo sección
		<i>W (m3)</i>
		0,0000882
Tipo de roca, (Alfa)	0,31	
Peso específico del terreno	2,5	ton/m3
	RMR	Roca
	> 40	Buena
	30 - 40	Regular
	< 20	Muy mala
		Alfa
		0,25
		0,5
		1,5
DIMENSIONES DE LA SECCIÓN DEL CUADRO		
Esfuerzo admisible del acero (Sadm)	25493	ton/m2
Distancia de posteo, a	1	m
Anchura efectiva (A)	3	m
Altura efectiva (H)	3	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DEL TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida (qt)	2,3	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio Neutro, (r)	1,5	m
Hastial (h')	1,5	m
MÉTODO DE CÁLCULO APLICADO	ASD	
FORMULAS DE CÁLCULO DE REACCIONES Y ESFUERZOS		
$A_x = B_y = \frac{(0.78 H^4 + 0.666 r^4) q_r r^3}{0.666 H^4 + r^4 H^2 + 4 H^2 r^2 + 1.57 r^4} \dots \dots \dots (2.3)$		
$M = 0.5 q_r r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_x (H + r \text{sen} \alpha) \dots \dots \dots \text{para } \alpha \dots 0 \leq \alpha \leq \pi \dots (2.4)$		
$M' = -A_y x \dots \dots \dots \text{para } \alpha \dots 0 \leq x \leq H \dots (2.5)$		
$N = -q_r r \cos^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha \dots \dots \dots (2.6)$		
$f \sigma f = \frac{q_r r}{F} + \frac{A_y (H + 0.5 A_x / q_r)}{W} \leq \sigma_{\text{adm}} \dots \dots \dots (2.15)$		
$M_{\text{max}} = 0.5 q_r r^3 - A_x (H + r) \dots \dots \dots (2.11)$		
$M_{\text{min}} = -A_x (H + 0.5 \frac{A_x}{q_r}) \dots \dots \dots (2.12)$		
$N' = -A_y \dots \dots \dots (2.13)$		
$N'_1 = -q_r r \dots \dots \dots (2.14)$		
RESULTADOS:		
Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)	=	0,5 ton
Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)	=	-3,5 ton
Angulo donde ocurre el momento máximo	=	8,9 °
Momento máximo (Mmax)	=	-0,9 ton x m
Carga total sobre el cuadro (q)	=	7,0 ton
Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)	=	10028,2 ton/m2
Factor de seguridad	=	2,5

Tabla 2.14 (b): Metodología de selección de cimbras rígidas Roca. (Zona B)

DISEÑO DE CUADROS RÍGIDOS METÁLICOS (<i>Cemal BIRON</i>)		
TIPO DE CUADRO METALICO		
	Peso	Area Sección
	<i>Kg/m</i>	<i>F(m2)</i>
Perfil cuadro metálico 6H20	29,7	0,03887
	Modulo sección	<i>W (m3)</i>
		0,0002167
Tipo de roca, (Alfa)	0,5	
Peso específico del terreno	2,5	ton/m3
	RMR	Roca
	> 40	Buena
	30 - 40	Regular
	< 20	Muy mala
	Alfa	
	> 40	0,25
	30 - 40	0,5
	< 20	1,5
DIMENSIONES DE LA SECCION DEL CUADRO		
Esfuerzo admisible del acero (Sadm)	25493	ton/m2
Distancia de posteo, a	1	m
Anchura efectiva (A)	3	m
Altura efectiva (H)	3	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DEL TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida (qt)	3,8	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio Neutro, (r)	1,5	m
Hastial (l')	1,5	m
METODO DE CALCULO APLICADO		
	ASD	
FORMULAS DE CALCULO DE REACCIONES Y ESFUERZOS		
$A_y = B_y = \frac{(0,78 H^4 + 0,666 r) q_r r^3}{0,666 H^3 + \pi r H^2 + 4 H^2 r^2 + 1,57 r^3} \dots\dots\dots (2.3)$		
$M = 0,5 q_r r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (H + r \text{sen} \alpha) \dots\dots\dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi \dots\dots (2.4)$		
$M = -A_y x \dots\dots\dots \text{para } 0 \leq x \leq H \dots\dots (2.5)$		
$N = -q_r r \cos^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha \dots\dots\dots (2.6)$		
$ \sigma = \frac{q_r r}{F} + \frac{A_y (H + 0,5 A_y / q_r)}{W} \leq \sigma_{\text{adm}} \dots\dots\dots (2.15)$		
$M_{\text{max}} = 0,5 q_r r^2 - A_y (H + r) \dots\dots\dots (2.11)$		
$M_{\text{min}} = -A_y (H + 0,5 \frac{A_y}{q_r}) \dots\dots\dots (2.12)$		
$N = -A_y \dots\dots\dots (2.13)$		
$N_1 = -q_r r \dots\dots\dots (2.14)$		
RESULTADOS:		
Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)	=	0,9 ton
Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)	=	-5,6 ton
Angulo donde ocurre el momento máximo	=	8,9 °
Momento máximo (Mmax)	=	-1,4 ton x m
Carga total sobre el cuadro (q)	=	11,3 ton
Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)	=	6635,4 ton/m2
Factor de seguridad	=	3,8

- **Zona “C”:**

$L =$ Claro del túnel = 3.2 m.

$r = 1.5$ m.

$h' = 1.5$ m.

$a = 1.0$ m (espaciamiento de los arcos).

$\alpha = 1.5$ (condición muy mala).

$\gamma = 2.5$ ton/m³

$q_t = aL\gamma a$ carga uniforme en el techo.

$$= 1.5 \times 3.2 \text{ m} \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 1.0 \text{ m}$$

$$= 12.0 \text{ ton/m}$$

$$A_y = \frac{(0.785 \times 1.5 + 0.666 \times 1.5) \times 12 \times (1.5)^3}{0.666(1.5)^3 + \pi(1.5)(1.5)^2 + 4 \times 1.5(1.5)^2 + 1.57(1.5)^3}$$

$$A_y = 2.78 \text{ ton}$$

$$M = 0.5 \times 12 \times (1.5)^2 \times \text{sen}^2 \alpha - 2.78(1.5 + 1.5 \cdot \text{sen} \alpha)$$

$$N = -12 \times 1.5 \cos^2 \alpha - 2.78 \text{sen} \alpha$$

Tabla 2.15: Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Zona B.

Angulo en grados	Momento (ton x m)	Carga normal (ton)
0	-4.178	-18.000
5	-4.439	-18.106
10	-4.496	-17.941
15	-4.355	-17.515
20	-4.027	-16.847
25	-3.532	-15.962
30	-2.892	-14.893
35	-2.133	-13.676
40	-1.285	-12.353
45	-0.382	-10.969
50	0.544	-9.571
55	1.459	-8.203
60	2.329	-6.912
65	3.125	-5.739
70	3.817	-4.723
75	4.383	-3.896
80	4.801	-3.286
85	5.058	-2.911
90	5.145	-2.785

Los valores máximos son los siguientes:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r} = \text{sen}^{-1} \frac{2.78}{12 \times 1.5} = \text{sen}^{-1} 0.154$$

$$\alpha = 8.9^\circ$$

$$\begin{aligned} M_{\max} &= -A_y \left(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right) \\ &= -2.78 \left(1.5 + 0.50 \cdot \frac{2.78}{12} \right) \\ &= -4.5 \text{ ton.m} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} N_1 &= -q_t r = 12 \times 1.5 \\ &= -18.0 \text{ ton} \end{aligned}$$

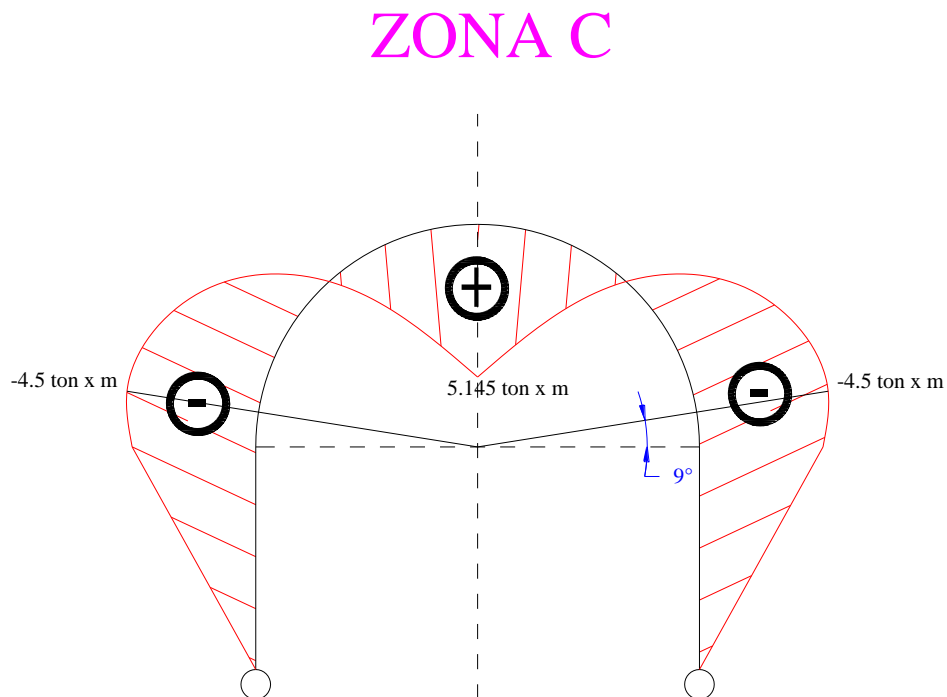


Fig. 2.11 (a): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Grafica de Momentos.

Fig. 2.11 (b): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Gráfica de Esfuerzo normal.

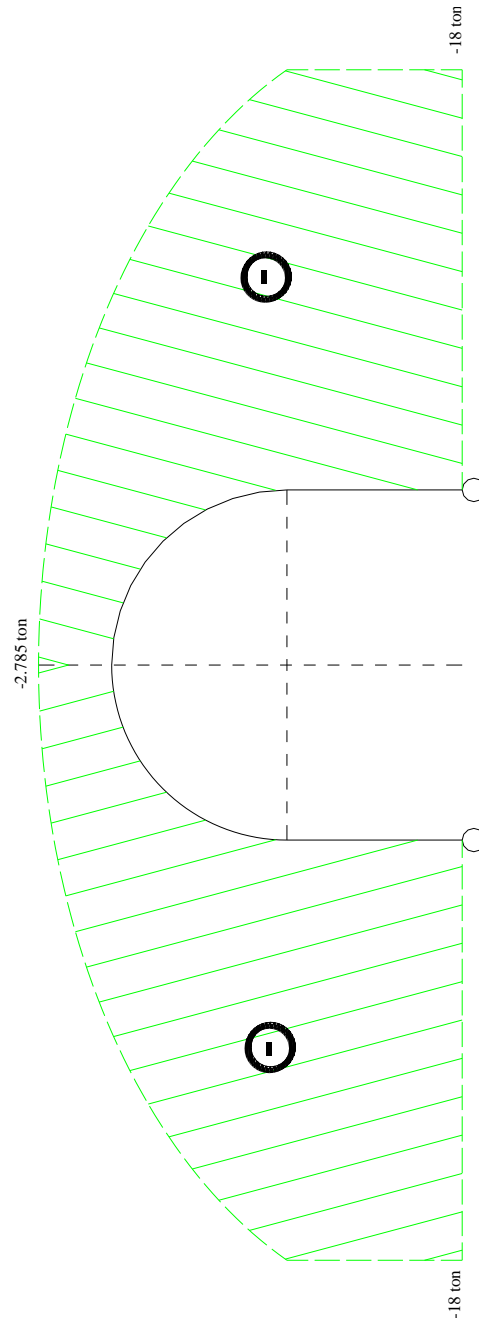


Tabla 2.16 (a): Metodología de selección de cimbras rígidas. (Zona C)

DISEÑO DE CUADROS RÍGIDOS METÁLICOS (Cemal BIRON)		
TIPO DE CUADRO METALICO		
	Peso	Area Sección
	<i>Kg/m</i>	<i>F(m2)</i>
Perfil cuadro metálico 6H20	29,7	0,00375
	Modulo sección	<i>W(m3)</i>
	0,0002167	
Tipo de roca, (Alfa)	0,62	
Peso específico del terreno	2,5	ton/m3
	RMR	Roca
	> 40	Buena
	30 - 40	Regular
	< 20	Muy mala
	Alfa	
	0,25	
	0,5	
	1,5	
DIMENSIONES DE LA SECCION DEL CUADRO		
Esfuerzo admisible del acero (Sadm)	25493	ton/m2
Distancia de posteo, a	1	m
Anchura efectiva (A)	3	m
Altura efectiva (H)	3	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DEL TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida (qt)	4,7	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio Neutro, (r)	1,5	m
Hastial (h')	1,5	m
METODO DE CÁLCULO APLICADO	ASD	
FORMULAS DE CALCULO DE REACCIONES Y ESFUERZOS		
$A_y = B_y = \frac{(0.78H^3 + 0.666r)q_r r^3}{0.666H^3 + rH^2 + 4Hr^2 + 1.57r^3} \dots\dots\dots (2.3)$		
$M = 0.5q_r r^2 \sin^2 \alpha - A_y (H + r \sin \alpha) \dots\dots\dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi \dots\dots (2.4)$		
$M = -A_y x \dots\dots\dots \text{para } 0 \leq x \leq H \dots\dots (2.5)$		
$N = -q_r r \cos^2 \alpha - A_y \sin \alpha \dots\dots\dots (2.6)$		
$f \sigma / = \frac{q_r r}{F} + \frac{A_y (H + 0.5 A_y / q_r)}{W} \leq \sigma_w \dots\dots\dots (2.15)$		
$M_{max} = 0.5q_r r^2 - A_y (H + r) \dots\dots\dots (2.11)$		
$M_{min} = -A_y (H + 0.5 \frac{A_y}{q_r}) \dots\dots\dots (2.12)$		
$N = -A_y \dots\dots\dots (2.13)$		
$N_1 = -q_r r \dots\dots\dots (2.14)$		
RESULTADOS:		
Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)	=	1,1 ton
Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)	=	-7,0 ton
Angulo donde ocurre el momento máximo	=	8,9 °
Momento máximo (Mmax)	=	-1,7 ton x m
Carga total sobre el cuadro (q)	=	14,0 ton
Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)	=	9908,5 ton/m2
Factor de seguridad	=	2,6

Tabla 2.16 (b): Metodología de selección de cimbras rígidas. (Zona C)

DISEÑO DE CUADROS RÍGIDOS METÁLICOS (Cemal BIRON)																							
TIPO DE CUADRO METALICO	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="text-align: center;">Peso</th> <th style="text-align: center;">Area Sección</th> <th style="text-align: center;">Modulo sección</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;"><i>Kg/m</i></td> <td style="text-align: center;"><i>F(m2)</i></td> <td style="text-align: center;"><i>W (m3)</i></td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">33,7</td> <td style="text-align: center;">0,043</td> <td style="text-align: center;">0,000216</td> </tr> </table>	Peso	Area Sección	Modulo sección	<i>Kg/m</i>	<i>F(m2)</i>	<i>W (m3)</i>	33,7	0,043	0,000216													
Peso	Area Sección	Modulo sección																					
<i>Kg/m</i>	<i>F(m2)</i>	<i>W (m3)</i>																					
33,7	0,043	0,000216																					
Perfil cuadro metálico HEB 140 Tipo de roca, (Alfa) Peso específico del terreno	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">0,73</td> <td rowspan="2" style="vertical-align: middle;">ton/m3</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">2,5</td> </tr> </table>	0,73	ton/m3	2,5																			
0,73	ton/m3																						
2,5																							
	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="text-align: center;">RMR</th> <th style="text-align: center;">Roca</th> <th style="text-align: center;">Alfa</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">> 40</td> <td style="text-align: center;">Buena</td> <td style="text-align: center;">0,25</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">30 - 40</td> <td style="text-align: center;">Regular</td> <td style="text-align: center;">0,5</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">< 20</td> <td style="text-align: center;">Muy mala</td> <td style="text-align: center;">1,5</td> </tr> </table>	RMR	Roca	Alfa	> 40	Buena	0,25	30 - 40	Regular	0,5	< 20	Muy mala	1,5										
RMR	Roca	Alfa																					
> 40	Buena	0,25																					
30 - 40	Regular	0,5																					
< 20	Muy mala	1,5																					
DIMENSIONES DE LA SECCIÓN DEL CUADRO	Esfuerzo admisible del acero (Sadm)	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">25493</td> <td style="text-align: center;">ton/m2</td> </tr> </table>	25493	ton/m2																			
25493	ton/m2																						
Distancia de posteo, a	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">m</td> </tr> </table>	1	m																				
1	m																						
Anchura efectiva (A)	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">3</td> <td style="text-align: center;">m</td> </tr> </table>	3	m																				
3	m																						
Altura efectiva (H)	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">3</td> <td style="text-align: center;">m</td> </tr> </table>	3	m																				
3	m																						
DETERMINACIÓN DE LAS CARGAS DEL TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO	Carga lineal repartida (qt)	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">5,5</td> <td style="text-align: center;">ton/m</td> </tr> </table>	5,5	ton/m																			
5,5	ton/m																						
DIMENSIONES CALCULADAS	Radio Neutro, (r)	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">1,5</td> <td style="text-align: center;">m</td> </tr> </table>	1,5	m																			
1,5	m																						
Hastial (h')	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">1,5</td> <td style="text-align: center;">m</td> </tr> </table>	1,5	m																				
1,5	m																						
MÉTODO DE CÁLCULO APLICADO	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="text-align: center;">ASD</td> </tr> </table>	ASD																					
ASD																							
FORMULAS DE CALCULO DE REACCIONES Y ESFUERZOS	$A_y = B_y = \frac{(0.78h + 0.666r)q_r r^2}{0.666h^2 + \pi r h^2 + 4h'r^2 + 1.57r^3} \dots \dots \dots (2.3)$ $M = 0.5q_r r^2 \sin^2 \alpha - A_y (h' + r \sin \alpha) \dots \dots \dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi \dots (2.4)$ $M = -A_y x \dots \dots \dots \text{para } 0 \leq x \leq h' \dots (2.5)$ $N = -q_r r \cos^2 \alpha - A_y \sin \alpha \dots \dots \dots (2.6)$ $f \sigma f = \frac{q_r r}{F} + \frac{A_y (h' + 0.5 A_y / q_r)}{W} \leq \sigma_{\text{adm}} \dots \dots \dots (2.15)$ $M_{\text{max}} = 0.5q_r r^2 - A_y (h' + r) \dots \dots \dots (2.11)$ $M_{\text{min}} = -A_y (h' + 0.5 \frac{A_y}{q_r}) \dots \dots \dots (2.12)$ $N_{\text{max}} = -A_y \dots \dots \dots (2.13)$ $N_{\text{min}} = -q_r r \dots \dots \dots (2.14)$																						
RESULTADOS:	<table style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width: 60%;">Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)</td> <td style="width: 5%; text-align: center;">=</td> <td style="width: 35%; text-align: center;">1,3 ton</td> </tr> <tr> <td>Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)</td> <td style="text-align: center;">=</td> <td style="text-align: center;">-8,2 ton</td> </tr> <tr> <td>Angulo donde ocurre el momento máximo</td> <td style="text-align: center;">=</td> <td style="text-align: center;">8,9 °</td> </tr> <tr> <td>Momento máximo (Mmax)</td> <td style="text-align: center;">=</td> <td style="text-align: center;">-2,1 ton x m</td> </tr> <tr> <td>Carga total sobre el cuadro (q)</td> <td style="text-align: center;">=</td> <td style="text-align: center;">16,4 ton</td> </tr> <tr> <td>Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)</td> <td style="text-align: center;">=</td> <td style="text-align: center;">9698,2 ton/m2</td> </tr> <tr> <td>Factor de seguridad</td> <td style="text-align: center;">=</td> <td style="text-align: center;">2,6</td> </tr> </table>		Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)	=	1,3 ton	Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)	=	-8,2 ton	Angulo donde ocurre el momento máximo	=	8,9 °	Momento máximo (Mmax)	=	-2,1 ton x m	Carga total sobre el cuadro (q)	=	16,4 ton	Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)	=	9698,2 ton/m2	Factor de seguridad	=	2,6
Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)	=	1,3 ton																					
Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)	=	-8,2 ton																					
Angulo donde ocurre el momento máximo	=	8,9 °																					
Momento máximo (Mmax)	=	-2,1 ton x m																					
Carga total sobre el cuadro (q)	=	16,4 ton																					
Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)	=	9698,2 ton/m2																					
Factor de seguridad	=	2,6																					

Fig. 2.12: Esquema del sostenimiento con cimbras rígidas.

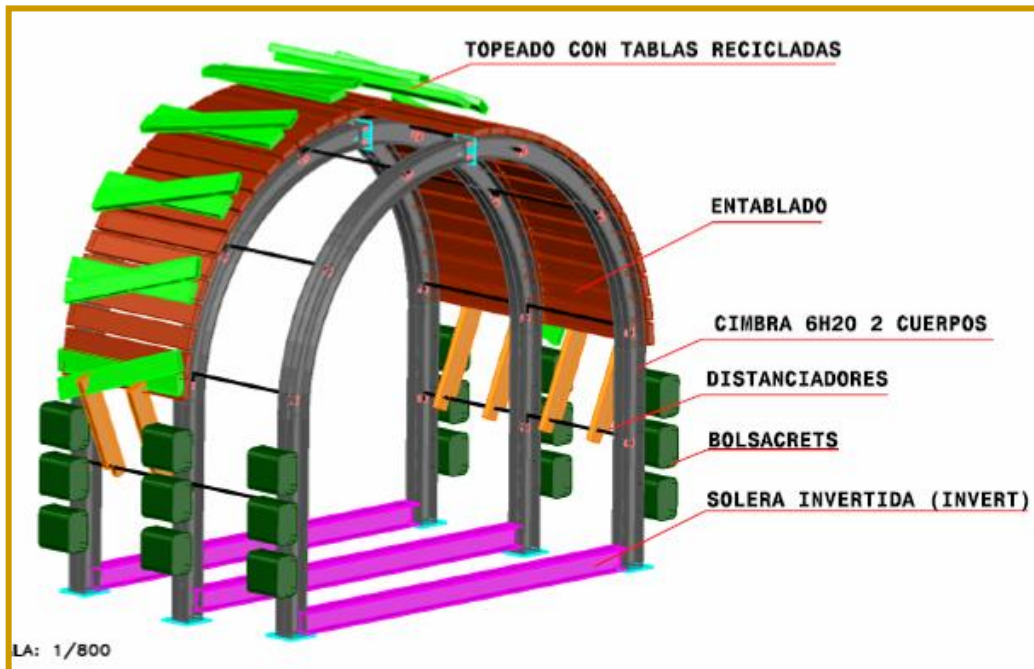


Foto 2.1: labor sostenimiento con cimbras rígidas



2.3.3.- Cimbras Cedentes

a) Descripción de los arcos cedentes

Componentes y calidades

Los arcos cedentes se componen de dos o tres secciones. Para los arcos de 2 secciones, ambas mitades deslizan uno respecto a la otra. En el caso de 3 secciones, la sección superior se desliza entre los elementos laterales. Aproximadamente cada 15 días, los elementos tensores se aflojan y los arcos se deslizan y convergen; de esta manera, los esfuerzos se aminoran en ellos y se eliminan las deformaciones. Para el rango de los tamaños de las excavaciones de la mina Rosaura, las cimbras deslizantes comúnmente utilizadas son:

Tabla 2.17: Cimbras omega usadas en la mina Rosaura.

CIMBRAS		
TIPO	Nº PZAS	DIMENSIONES
THN-21	2	3,00 x 3,2
THN-29	2	3,00 x 3,2

Las cimbras THN-21, perfil Toussaint y Heinzmann de 21 kg/m y de manera similar se explican los demás perfiles, siendo las cimbras deslizantes más robustas de Rosaura la THN-34 que se utilizan para condiciones de carga mayores. Es decir en las zonas con peor condición de roca.

Toussaint y Heinzmann diseñaron los primeros arcos cedentes con los perfiles en forma de U como se muestran en la figura 2.12. Después de que terminó la patente se han vendido otras formas de arcos cedentes como los "Glocken" y los "kunstler" con sección en V: así como solera de fierro que se colocan en la forma de U.

Los arcos cedentes, durante el año 2007 ha ido desplazando a las cimbras rígidas en la mina Rosaura extendiéndose su uso en un 60% del total de cimbras utilizadas. Generalmente las encontramos en las labores de desarrollo. Los arcos típicos Toussaint – Heinzmann que se utilizan en la mina Rosaura se muestran en la figura 2.13, y sus dimensiones se resumen en la tabla 2.11.

Fig. 2.13: Sección de cimbras deslizante omega



- 1) Una unión abrazando los perfiles, provee resistencia a la flexión.
- 2) Perfil omega de las cimbras deslizantes.
- 3) Tornillos, que apretados deben proveer una correcta resistencia al deslizamiento.
- 4) El rozamiento entre perfiles y entre perfiles y grapas.
- 5) Características estáticas y equilibrado:
 - Resistencia al pandeo.
 - Resistencia a la deformación en la zona plástica.

Fig. 2.14: Abrazaderas de cimbras deslizante omega.

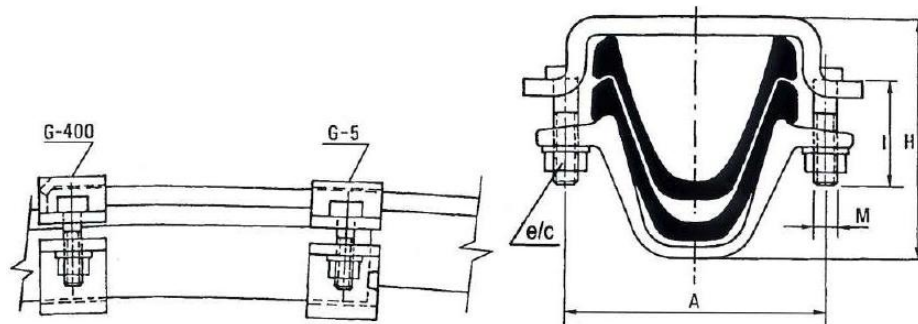


Tabla 2.18: Dimensiones de las grapas de la cimbra T-H (omega).

Datos Técnicos		? N-16.5	? N-21	? N-29	? N-36
Peso de la grapa G-400 o G-5	(kg)		4.17	8.8	10
Par de apriete	(kg.m)		25-30	35-40	40-45
Dimensiones	A (mm)		155	186	212
	H (mm)		160	185	205
	e/c (mm)		26	32	32
	M		M-20	M-24	M-24
	I (mm)		90	90	90

- **Procedimiento de instalación.**

- El procedimiento y las consideraciones de seguridad para la instalación de las cimbras deslizantes son muy similares a las indicadas para las cimbras rígidas.
- La diferencia radica que estas cimbras usaran abrazaderas y pernos que unirán a las partes adyacentes traslapadas, y no solo será suficiente pernos y tuercas como en el caso de las cimbras rígidas.

- **Control de calidad**

Los parámetros que se deben tener en cuenta para la perfecta colocación de un cuadro son los siguientes:

- Las cimbras deben estar completamente verticales, aceptándose una inclinación máxima de $\pm 3^\circ$ con respecto a la vertical.
- Las cimbras se deben instalar de manera perpendicular al eje de la labor.
- Si los perfiles supuestos son paralelos, el deslizamiento queda asegurado, y las dimensiones del cuadro colocado serán las correctas. Por el contrario si los perfiles superpuestos no son paralelos, puede suceder que el cuadro abra la boca hacia fuera o hacia adentro. En el primer caso la distancia entre los pies del cuadro es menor, en el segundo caso, la distancia entre los pies del cuadro es mayor.
- Solape adecuado en las uniones.
- En cuanto a la longitud del solape, hay que tener en cuenta, que si es la correcta, los cuadros tendrán dimensiones previstas. Si la superposición es menor de la debida, la distancia entre los pies será menor que la prevista, si la superposición es mayor que la prevista, la distancia entre los pies será mayor.

- Apriete adecuado en las grapas de unión.
- Colocado el cuadro con las dimensiones correctas, es necesario atornillar fuertemente las grapas. En la tabla 2.18 se indican los pares de apriete recomendados para los diferentes tipos de perfiles.
- Resistencia conveniente del conjunto, que depende de que estén colocados todos los tirantes o distanciadores.
- Se recomienda de manera general el empleo de distanciadores de cuadro a cuadro. Deben colocar a una distancia suficiente de las grapas para que no interfieran en el deslizamiento normal de los cuadros. No colocar nunca distanciadores sobre las grapas de los cuadros.
- Estrecho o apretado contacto entre la cimbra y el contorno de la roca a la cual soporta en todo su perímetro, a fin de desarrollar tempranamente su capacidad de sostenimiento, antes de que ocurran deformaciones significativas hacia el interior de la excavación.
- La supervisión de la mina no aprobará ninguna cimbra que esté mal cimentada, no conserve su verticalidad ni su alineamiento; asimismo, si éstas no se encuentran correctamente topeadas a la superficie de la roca.

b) Diseño de arcos deslizantes

Una de las cuestiones más importantes es la elección del tipo de cuadro más conveniente. Existen una serie de factores que afectan al tipo de cuadro a escoger tales como la litología, buzamiento de las capas, vida útil que se prevé de la galería etc. Y como consecuencia de esos factores se puede acudir a diferentes tipos de cuadro en función de:

- Kg/m de acero
- N° de elementos del cuadro
- Disposición de los elementos (simétrico o asimétrico)
- Convergencia de las patas del cuadro.
- Etc.

- **Cálculo estimado de los arcos cedentes**

Los arcos cedentes al disminuir 30 ó 40 cm de altura, no pueden proporcionar un modelo estático para los cálculos. La estimación de las dimensiones se hace según el criterio de convergencia del camino principal. Las fórmulas y las tablas siguientes hacen estimaciones de las condiciones para los ademes cedentes en las minas alemanas.

$$K = -78 + 0.666H + 4.3mK_t + 7.7\sqrt{10K_f} \dots\dots\dots(2.18)$$

$$K' = -58 + 0.039H + 3.7mK_t + 6.6\sqrt{10K_f} \dots\dots\dots(2.19)$$

$$Y = 3.5 + 0.23K \dots\dots\dots(2.20)$$

En donde:

K = Convergencia final, en por ciento.

K' = Hinchazón del suelo, en por ciento.

Y = Cierre de los lados, en por ciento.

H = Profundidad de la entrada, en metros.

m = Espesor del manto, en metros.

K_t = Coeficiente, según el ademe de las nervaduras de la entrada (tabla 2.9).

K_f = Coeficiente según la roca del suelo (tabla 2.10).

$K'/K < 0.7$ perfiles cedentes. 26 a 29 kg/m.

$K'/K > 0.7$ perfiles cedentes. 30 a 36 kg/m.

Tabla 2.12: Coeficiente K_t , según el ademe de las nervaduras laterales de la entrada.

<i>Ademe de las nervaduras laterales de la entrada</i>	<i>K_t</i>
Materiales solidificados como anhidrita o concreto fluido	1
cuñas de madera	2
Relleno a mano	3

Tabla 2.13: Coeficiente K_f , según la roca del techo.

<i>Roca del techo</i>	<i>K_f</i>
Arenisca	1
Lutita arenosa	2
Lutita	3
Roca muy deformada	4
Carbón	5
Carbón + lutita + roca deformada	6

- **Aplicación en la Mina Rosaura**

Calcúlese el tamaño de los arcos Toussaint-Heinzmann que se van a utilizar en las diversas zonas de la mina Rosaura.

Debido a que la presente fórmula es solo aplicable a zonas expansivas, entonces solo se evaluará en la zona C.

- **Zona “C”:**

$$H = 370$$

$$m = 10$$

$$K_t = 2$$

$$K_f = 4$$

$$K = -78 + 0.066x370 + 4.3x10x2 + 7.7\sqrt{10x4}$$

$$K = 81.12\%$$

$$K' = -58 + 0.039x370 + 3.7x10x2 + 6.6\sqrt{10x4}$$

$$K' = 72.17\%$$

$$\frac{K'}{K} = \frac{72.17}{81.12} = 0.89$$

Para cubrir la convergencia, se deberá utiliza un perfil *Toussaint-Heinzmann* de 34 Kg/m.

Fig. 2.15: labor sostenimiento con cimbras deslizantes.

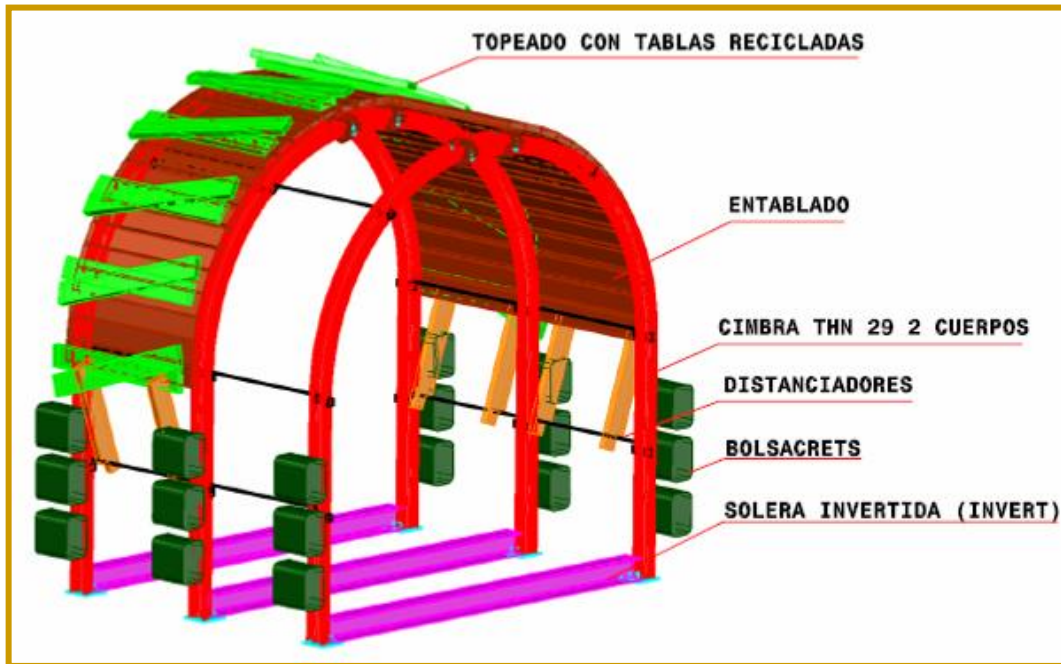


Foto 2.2: labor sostenimiento con cimbras deslizantes.



2.4.- DEFINICIÓN OPERACIONEL DE TÉRMINOS

PERFIL DEL ACERO: Forma o figura del corte en sección transversal de una viga de acero. Entre las usadas en la mina Rosaura tenemos el perfil “H” y omega.

MARCHAVANTES: Pueden ser tablas o rieles de 3 metros de longitud, con un extremo en punta, que sirve para controlar los derrumbes del techo de una labor en avance, se usa antes de colocar el sostenimiento.

INVERT: Solera invertida que sirve aumentar la resistencia de las cimbras frente a las presiones laterales.

CANCAMOS: Estacas de fierro, acero o madera, dentro de un taladro de 2 pies que se anclan con la finalidad de servir de punto de anclaje, apoyo o sujeción.

ENCOSTILLADO DE MADERA: Entablado de la parte lateral de una cimbra con la finalidad de controlar el desplome de la roca de las paredes de una labor

TIRANTES O DISTANCIADORES: Fierro corrugados de diámetro $\frac{3}{4}$ ”, de 1m de longitud que sirve para distanciar de manera homogénea y unir una a una las cimbras adyacentes.

TOPEADO DE CIMBRAS: Es el relleno del espacio entre el entablado de las cimbras y las paredes de la excavación. De tal manera que quede lleno y apretado.

CONVERGENCIA: Tendencia de una excavación a cerrarse por efecto de las presiones circundante a la labor.

CAPITULO III

III.- ANTECEDENTES DE LA MINA ROSAURA

3.1.- LOCALIZACIÓN

El Yacimiento Mineral de Rosaura esta ubicado en el distrito metalogénico de Casapalca y geográficamente esta en los parajes de la quebrada Santa Rosa y quebrada Yauliyacu, distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima, alrededor de las siguientes coordenadas UTM: 362897 E; 8708546 N.

El acceso se realiza de Lima a Rosaura por la carretera central recorriendo una distancia de 110 kilometros.

Fig. 3.1: Plano de Ubicación mina Rosaura



3.2.- HISTORIA DEL YACIMIENTO

Una breve historia del yacimiento inicia en 1907 cuando fue requerido el registro de la concesión minera de la Mina Rosaura. De 1946 hasta Julio de 1954 fueron extraídas artesanalmente 22503 t de mineral.

En la década del cincuenta la CIA.Cerro de Pasco Corporation realizó trabajos exploratorios sistemáticos en cuatro niveles. El primer nivel abierto fue el nivel 70 (4225m). Este nivel fue desarrollado en mineral y sufrió diversas paralizaciones debido a gran dificultad para el sostenimiento de la galería causada por el carácter extremadamente friable del mineral. Esto llevó a que los costos de apertura y mantenimiento de la galería fueran muy altos.

Más tarde fueron abiertos el Nivel 40 (4270m) y los niveles 130 (4190m) y 170 (4135m). Estos niveles fueron abiertos parte en desmonte y parte en mineral buscando siempre mejores condiciones geomecánicas para hacer el desarrollo. El mineral era accesado por pequeños cruceros.

Estos trabajos fueron paralizados en mayo de 1957 debido a los bajos precios de los metales y a los altos costos de apertura de las galerías.

En 1975 fue presentado el plan para trabajar la parte superior del depósito como tajo abierto. Este minado empezó en diciembre de 1975 y se prolongó hasta abril de 1985. Su paralización fue motivada por problemas de estabilidad en el talud noroeste del tajo y debido a las bajas leyes del mineral que estaba siendo producido en este periodo.

En 1994 fueron retomados los trabajos de exploración siendo desarrollado el Nivel 4090 y realizado perforación diamantina en superficie y en este nivel.

En 1997 una nueva campaña de exploración fue realizada, iniciándose esta vez en el Nivel 4150, complementado con taladros diamantinos.

En el lapso 1999 a 2000 fueron retomados los trabajos de exploración, realizándose compilación de los datos antiguos, nuevos mapeos geológicos en superficie, muestreo de las estructuras, levantamientos topográficos más precisos y campaña de taladros diamantinos a partir del nivel 4090. Este trabajo fue realizado por Perubar S.A.

El año 2000 se realizó la evaluación económica del yacimiento y se inició la explotación del yacimiento mineral de Rosaura.

CAPITULO IV

IV.- GEOLOGÍA

4.1 GEOLOGÍA LOCAL

4.1.1 Estratigrafía

La secuencia litoestratigráfica que aflora en el distrito mineral de Casapalca, esta Comprendido desde el Cretáceo hasta el Cuaternario. La columna generalizada es:

Fig.4.1: Secuencia Litoestratigráfica Mina Rosaura

M.A	ERA	SISTEMA	PERIODO	UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS		
1.8	CENOZOICO	Q	Reciente	Aluvial - Coluvial		
				Superior	Rocas Intrusivas	Intrusivo Rosaura
					Fm. Pocacocha	Derrames Volcánicos Andesíticos
					Fm. Rio Blanco	Volc. Andesíticos Dacíticos
				Medio	Fm. Bellavista	Calizas y tufos Volcánicos
					Fm. C. Francisco	Tufos Yauliyacu
						Porfidos Carlos Francisco Volcánicos
				Inferior	Fm. Casapalca	Tablachaca
						Conglomerados Carmen
				64	MESOZOICO	CRETACEO
Fm. Jumasha						
250	Ki	Fm. Goyllarisquizga				

a) Terciario

Formación Casapalca

Constituye la formación más antigua y no aflora en el área de la mina, su presencia es regional y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros.

Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente presentan una débil estratificación.

No han sido definidos su relación con la Fm. Celendín, ni fósiles dentro de las capas rojas que hagan posible la asignación de una edad precisa; sin embargo por su correlación estratigráfica se le ha asignado una edad que puede estar entre fines del Cretáceo y comienzos del Terciario (T.S. Szekely 1967).

Conglomerado Carmen: Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas y lutitas de una potencia que varía de 80 a 200 m denominado miembro Carmen. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas con una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

Formación Carlos Francisco

Sobre las rocas sedimentarias se encuentra una potente serie de rocas volcánicas a las que se ha denominado formación Carlos Francisco. Esta formación ha sido dividida en tres miembros:

Volcánicos Tablachaca: Sobre yaciendo al miembro Carmen y separado de éste, por lutitas de potencia variable, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas que forman el miembro Tablachaca.

Volcánicos Carlos Francisco: Sobre el miembro Tablachaca se encuentra el volcánico Carlos Francisco conformado por flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares, generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfirítica rojiza. Intercaladas con las brechas están las andesitas porfiríticas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

Tufos Yauliyacu: Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

Aflora en el área de la mina Rosaura, y consiste de una secuencia de rocas volcánicas constituida por unidades de tufos andesíticos rojos y verdosos intercalados con ignimbritas y brechas piro clásticas. Los tufos rojos tienen una potencia de 130m, mientras que su base no es conocida. Las ignimbritas se presentan mayormente con color gris y azulado. Presentan capas de 4.0m de espesor. Las brechas piro clásticas están formadas por fragmentos angulosos a sub redondeados con una matriz rojiza. El tamaño de los fragmentos llega hasta 0.15m.

Formación Bellavista

Esta formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

Aflora en el área de la mina Rosaura, esta constituida por intercalaciones de calcáreos sedimentarios y fácies volcánicas. Las calizas son formadas por estratos masivos de color gris claro, con nódulos de chert. La potencia puede alcanzar hasta 1.0 m también puede ocurrir calizas laminadas, de color gris claro, con contenido de sílice. En parte son deleznable y deformadas. Es frecuente también la observación de calizas porosas y brechadas con anchos de 0.5m a 1.50m respectivamente. Las rocas silíceas que ocurren en esta formación están conformadas por areniscas de grano fino, con alto

contenido de cuarzo y hematita, con 1.0 m de potencia, pueden ocurrir también intercalaciones de areniscas de grano fino, de color verde oscuro, con 0.50 m de grosor y conglomerados grises hasta 2.0 m de espesor. Los siltstones son raros y pueden presentar capas de 0.05m de color rojo y verdoso.

Las intercalaciones volcánicas de la Formación Bellavista son constituídas por tufos rojizos y verdosos, con 0.50m a 10.0m de ancho, andesitas de color verde oscuro, con 1.0m a 17.0m de ancho y dacitas mayormente micro cristalina en capas de 0.5m a 10.0m.

Formación Río Blanco

Sobre la formación Bellavista sobreyace una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten de tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brechas y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación. En el área afloran hacia el sudoeste, pero su mayor exposición se encuentra en Chicla y Río Blanco a 12 Km al suroeste de Casapalca.

Aflora en el area de la mina Rosaura, esta sobreyacente a las rocas calcáreas y volcánicas de la Formación Bellavista y esta constituida por tufos lapillis, en capas claras de 1.0m a 20.0m de potencia. En esta formación ocurren tres capas de dacitas con 4.0m, 6.0m y 25.0m de potencia, con contacto vítreo en la base. También areniscas y conglomerados de 1.0m a 6.0m de grosor, tufos rojos y verdosos de 3.0m de potencia y finalmente andesitas con fenocristales de plagioclasa, anfíboles y principalmente epidota. El límite superior de esta formación no ha sido chequeado pero la potencia aprox. es de 500.0m. Se presentan también delgados diques andesíticos de carácter ácido a dacítico. Algunos están deformados. Las rocas expuestas conforman una secuencia Vulcano-sedimentaria que esta plegada. En la parte norte existe un pequeño stock intrusivo de composición diorítica que esta relacionado con un gran intrusivo de composición granodiorítica. Un sistema de fracturas principales con rumbo N60-70W y buzamiento de alto grado tanto para NE como para

SW son las estructuras más importantes. A este sistema pertenecen las fallas Rosaura, el Split Rosaura y las vetas Lindaura, Marthita, Katty y Santo Domingo. Las vetas Génesis, Talia, Adela y Carmen corresponden a un sistema conjugado con rumbo N40-50E, con buzamiento de 60-80NW y con características similares al sistema de vetas de la Mina Yauliyacu y Mina Casapalca.

b) Cuaternario

El cuaternario está representado en la región por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

Pleistoceno: Debajo de los depósitos glaciares recientes existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4,300 a 4,500 msnm. No han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones en el valle del Rímac; sin embargo en otros valles, depósitos glaciares fueron encontrados en elevaciones de 3900 msnm. (H.E. McKinstry y J.A. Noble, 1932).

Reciente: Consiste de materiales in consolidados compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños, que forman conos y taludes.

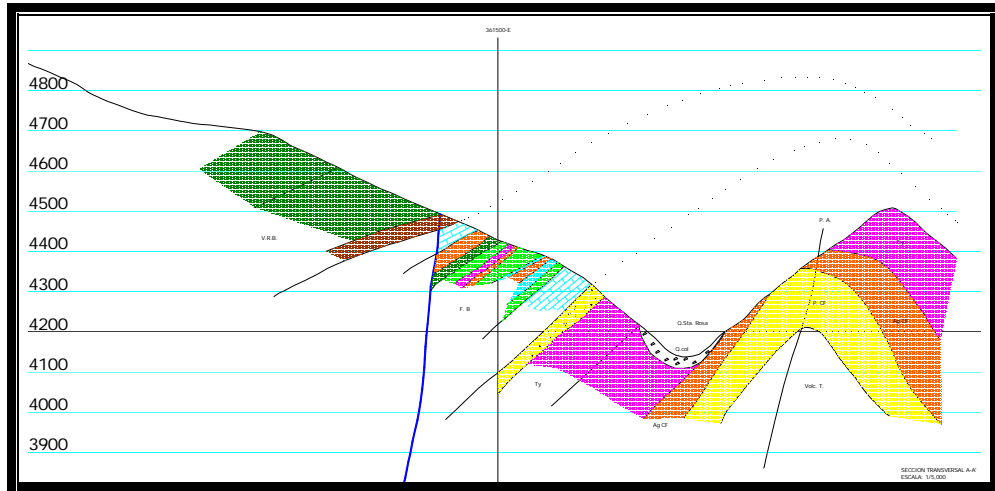
4.1.2 Intrusivos

En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

4.1.3 Plegamiento Y Fracturamiento

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N 20° W.

Fig. 4.2: Sección transversal, donde se muestran los principales plegamientos y fracturas



4.1.4 Mineralización

La mineralización polimetálica de Rosaura está situada dentro de una zona de falla sub. Vertical con un ancho comprendido aproximadamente entre 5m a 25m y una longitud de 360m a 400m a lo largo de la falla, cuya orientación oscila N 50-55 W.

La mineralización se presenta como relleno de fracturas. Los minerales principales son esfalerita, galena, calcopirita, carbonatos y alguna tetraedrita; la ganga consiste de cuarzo, calcita, sericita y yeso.

Estas fracturas sufrieron una reactivación posterior a la mineralización lo que hace que los bloques de mineral estén dispersos dentro de una matriz constituida por panizo de falla. También ocurre reemplazamiento en horizontes favorables de calizas, como se presentó hacia el NW en la veta dos de Mayo a manera de split de la veta Rosaura, cuyas características de mineralización fueron muy favorables para su explotación, a la fecha ya explotada y con resultados muy favorables.

En el área principal de Rosaura, donde fueron hechos los taladros de exploración, el mineral es tan friable que se colapsa solo. Esta zona de falla está compuesta por panizo, fragmentos de roca muy alterados, pirita friable y algunos caballos de roca un poco más resistente.

Las leyes son bastante variables, de modo general, en una sección con dirección noreste, avanzando de suroeste a noreste (caja techo para caja piso) se tiene inicialmente una zona de baja ley, después la mineralización de más alta ley, localmente con sulfuro macizo y finalmente el contacto con la caja piso que normalmente es más definido que el contacto con la caja techo.

La alteración hidrotermal principal es la sericitización, acompañada por cloritización, piritización y silicificación.

En algunos puntos se tiene un paquete de pirita muy friable (los testigos de DDH recuperan una arena piritosa).

En muchos casos dentro de la mineralización se localizan lentes irregulares con predominancia de calcita, yeso, cuarzo; relictos de brechas que ocurren como fragmentos de roca dentro del área mineralizada.

La alteración de la zona mineralizada hace que el contenido de finos pueda ser alto. En una prueba con cuatro muestras se encontró una media de 15% de material muy fino (los resultados variaran de 10 hasta 30 % de finos)

El intenso fracturamiento tanto de las rocas cajas como en el mineral hace que se tenga una percolación intensa de agua. A medida que se va desarrollando niveles inferiores, los superiores van gradualmente secando.

Dentro del área principal de explotación del depósito mineral de Rosaura el soporte es insuficiente e inestable e imposible de tener un auto soporte ya que se tiene una zona de falla intensamente fracturada con un RMR menor de 20 dentro de la zona mineralizada y un RMR de 35 en las cajas.

4.1.5 Control Mineralógico

El control principal de la mineralización es estructural, orientado predominantemente NW – SE concordante con la estructura de falla regional que divide las unidades de Carlos Francisco hacia el Este y de la formación Bellavista al Oeste.

También tienen un control estratigráfico ya que dentro de la mineralización hay importantes emplazamientos de horizontes de caliza como el de la veta Dos de Mayo, con valores en leyes mayores que la mineralización controlada estructuralmente.

Fig. 4.3: Sección 500 de la mina Rosaura

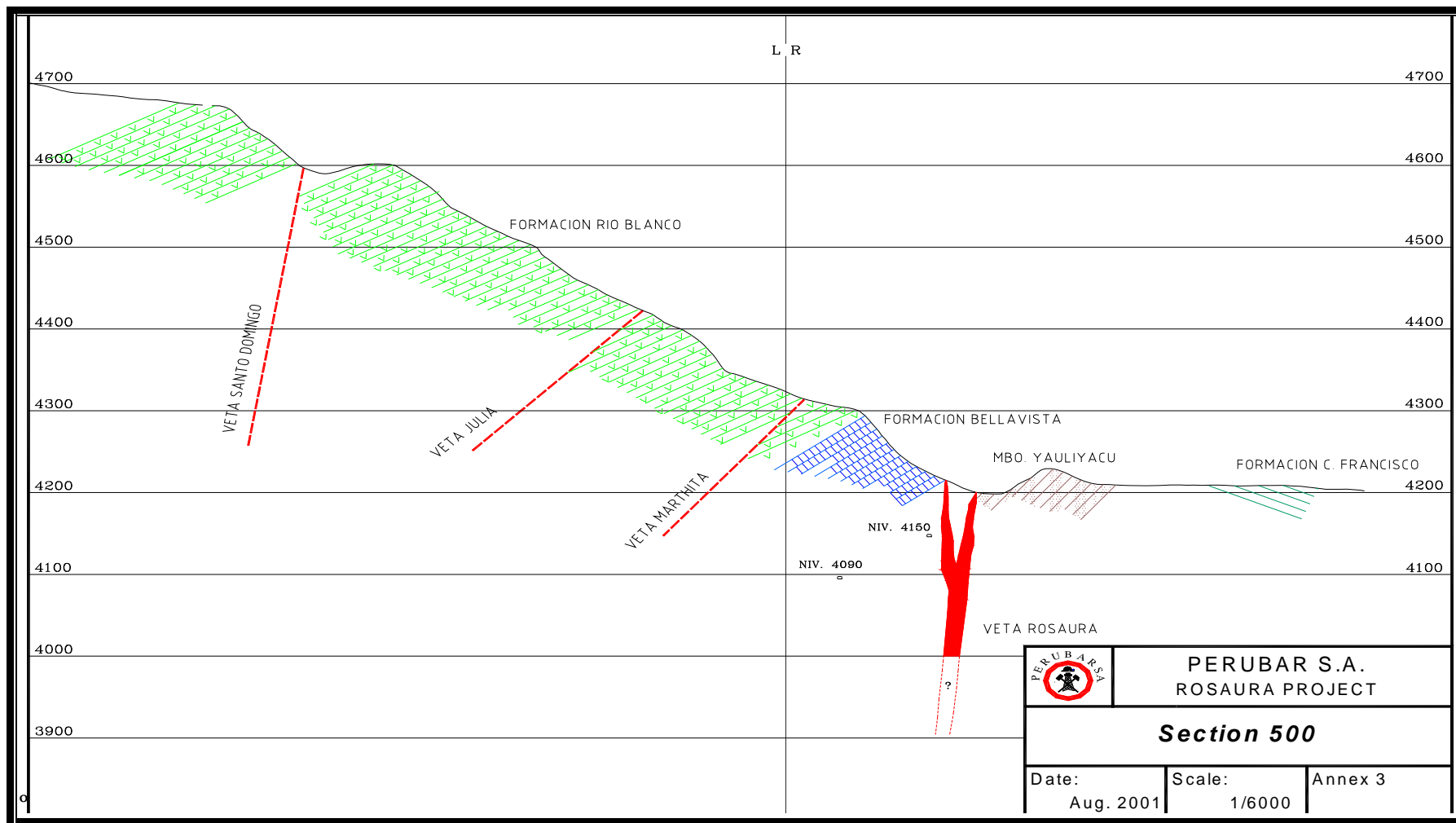


Fig. 4.4: Geological Cross Section of the Rosaura Area

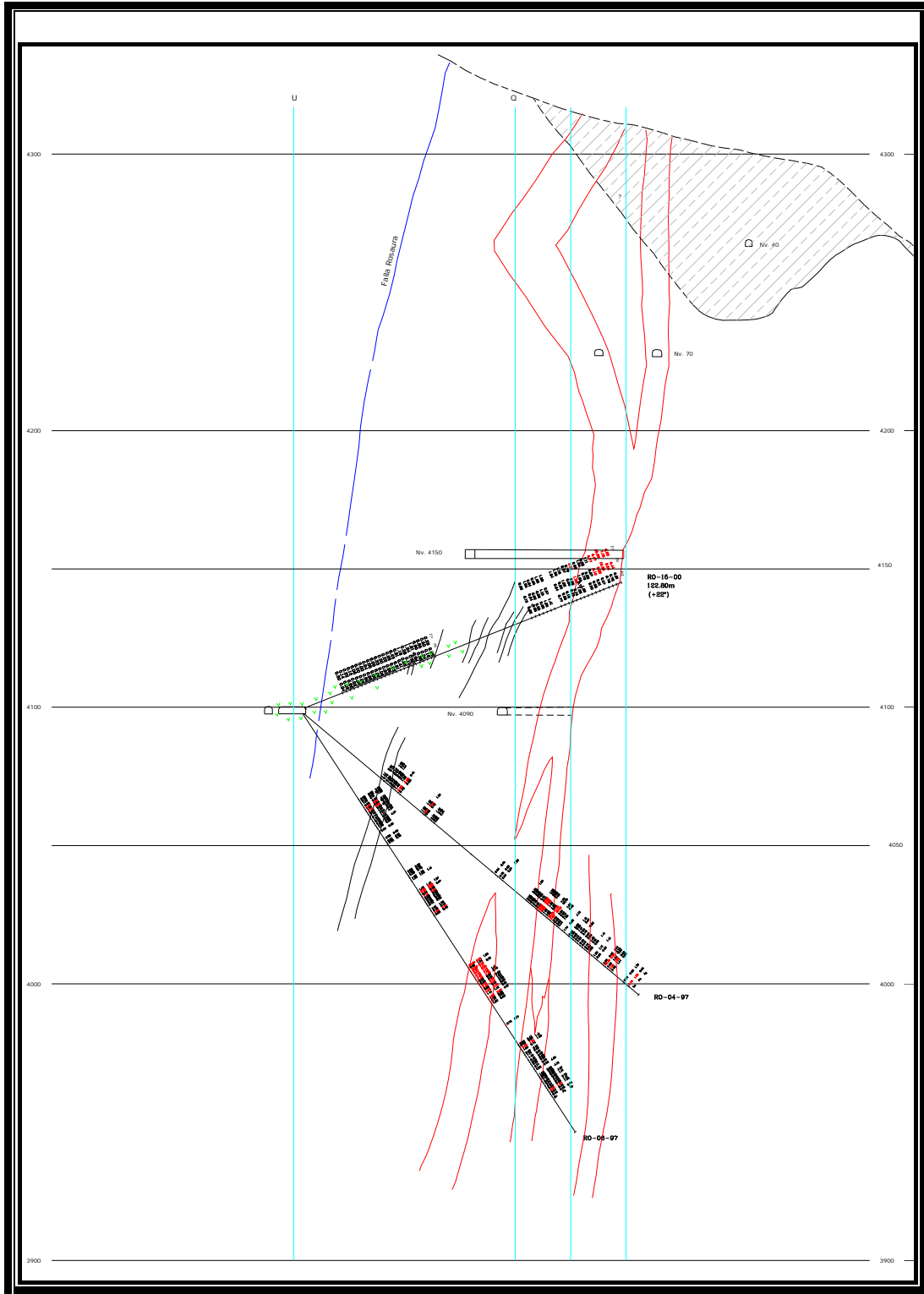
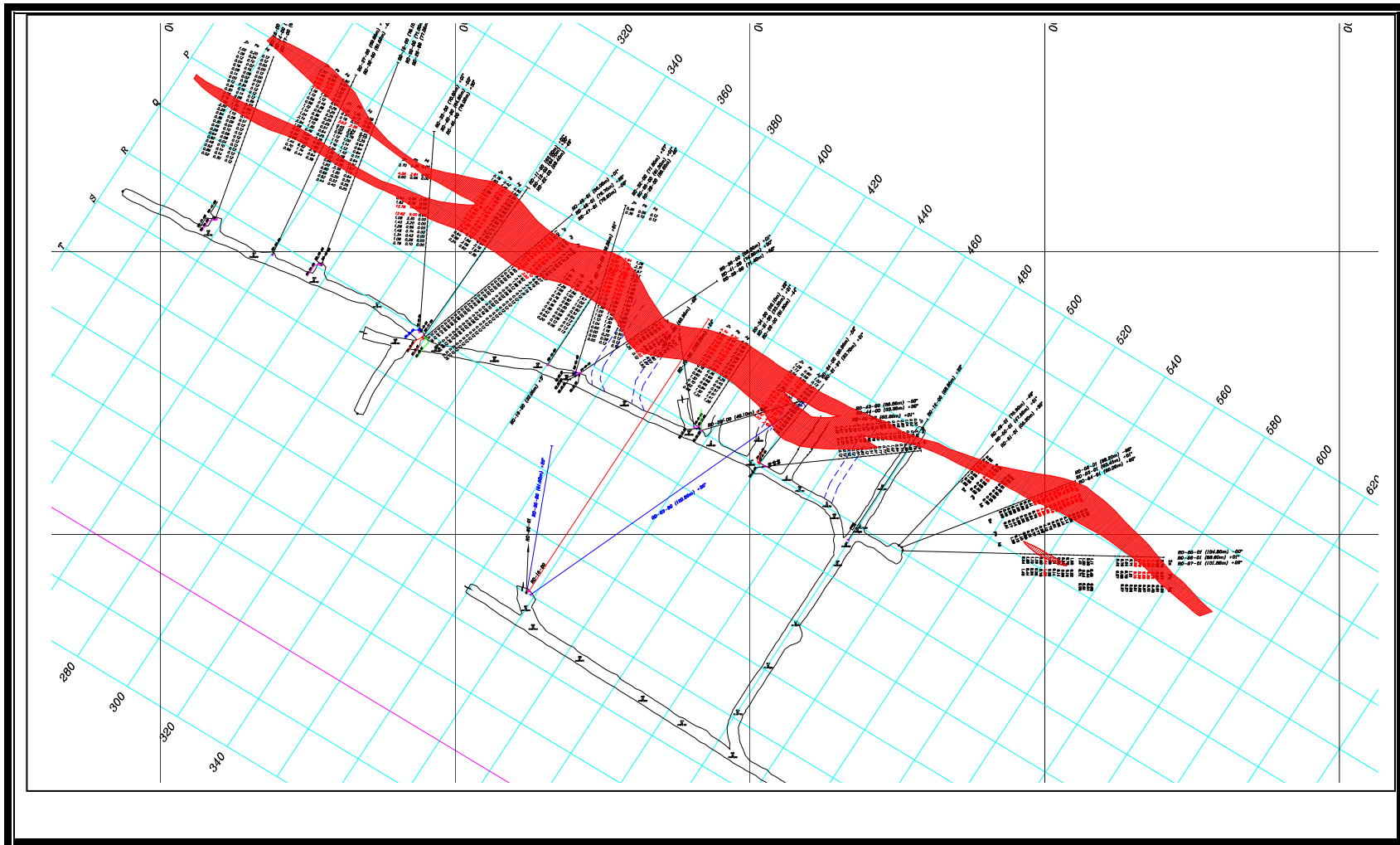


Fig.4.5: Vista geológica de planta Nv. 4090 mina Rosaura



CAPITULO V

V.- GEOMECÁNICA

5.1.- ASPECTOS LITOLÓGICOS

El cuerpo mineralizado de Rosaura se encuentra emplazado dentro de una brecha de falla tectónica. Esta brecha tenía un espesor que variaba entre 25 a 30 metros en los niveles superiores (Nv. 3990) e incrementándose hasta 70 metros aproximadamente en los niveles inferiores, producto de una gran falla regional.

La roca encajonarte es un derrame lávico de origen andesítico, intercaladas con lentes calcáreos de calizas margosas.

Por indicios de campo, se puede afirmar que la mineralización se introdujo por la caja piso de la brecha, reemplazándola con una potencia de 20 metros de promedio, espesor que comenzó a crecer a partir del nivel 3950 hasta aproximadamente 40 metros.

Por levantamientos tectónicos regionales, la falla entro en reactivación deformando y alterando el cuerpo mineralizado dándole una forma irregular con potencias variables.

Se aprecia que en el contacto de la brecha de falla y la roca caja techo (donde se desarrollan los accesos y rampa), la alteración es muy fuerte llegando a reducir considerablemente su calidad hasta los 15 primeros metros de contacto.

La brecha de falla que se encuentra entre el tope de la roca caja techo y la mineralización, tiene propiedades expansivas, en este tramo se registran las mayores deformaciones por presiones laterales. Estas deformaciones se dan en

los Draw Point que todavía no se explotan, por lo tanto se tendrá que controlar estas deformaciones por medio de descargue de los hastiales.

En la zona mineralizada, la mayor deformación se da por presiones verticales, producto de la carga muerta que se produce por el método de minado. Esta deformación recién se da cuando se empieza con la explotación, por lo que requiere una adecuada velocidad de minado.

No se aprecia mucha alteración en la caja piso y tampoco se observa una zona panizada en el contacto, por lo que presume que la intrusión del mineral se dio por la caja piso.

5.2.- CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosó – 1989), Barton y Colaboradores (Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strenght Index – 2002).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados mas adelante. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el Cuadro 5.1.

Cuadro 5.1 Criterio de Clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 20	<0.07	Muy Mala

A partir de estos resultados podemos concluir la siguiente zonificación geomecánica:

Zona A: Corresponde a la caja techo propiamente dicha, se trata de derrames lávicos andesíticos ubicados de 20 a 30 metros de la estructura, de RQD = 25-30% y condición húmeda. Geomecánicamente tiene valores $RMR > 30$; $Q > 0.2$ y $GSI = MF/R$.

- ❖ *Zona B:* Corresponde a la zona de alteración de la caja techo. La fuerte alteración se debe a su cercanía con la brecha mineralizada. Tiene RQD $< 25\%$ y en contacto con la brecha se presentan goteras de agua. Su calidad de roca disminuye conforme se acerca al contacto con la brecha de falla. Geomecánicamente tiene valores $RMR < 25$; $Q < 0.2$ y $GSI = IF/P-MP$. Su espesor varía de 15 a 20 metros y se vuelve muy irregular en los niveles inferiores.
- ❖ *Zona C:* Brecha de falla tectónica, se encuentra muy alterada y se disgrega fácilmente. Su calidad se reduce considerablemente por la presencia de agua. Tiene propiedades expansivas y en esta zona se registran las mayores deformaciones de cimbras. Geomecánicamente presenta valores $RQD = 0$ $RMR < 20$; $Q < 0.07$ y $GSI = T/MP$. Presenta diseminado cerca al mineral masivo y en ella se registraban flujos de agua que originan los soplados, los que fueron reducidos por la campaña de taladros de drenaje realizados. Su espesor es variable.
- ❖ *Zona D:* Mineral masivo a diseminado por movimiento tectónico, se presenta poco dura a friable. En contacto con el piso se presenta diseminado con brecha. Geomecánicamente presenta valores $RQD = 0$ $RMR < 20$; $Q < 0.07$ y $GSI = T/MP$.
- ❖ *Zona E:* Valor $GSI = T/MP$. Sus valores geomecánicos son similares al de la zona C, mejorando su calidad conforme se aleja de la brecha mineralizada.

- ❖ *Zona F*: Zona de alteración de la caja piso. Sus valores geomecánicos son similares al de la zona B. $GSI = IF/P-MP$

Fig. 5.1: Zonificación geomecánica (Sección transversal)

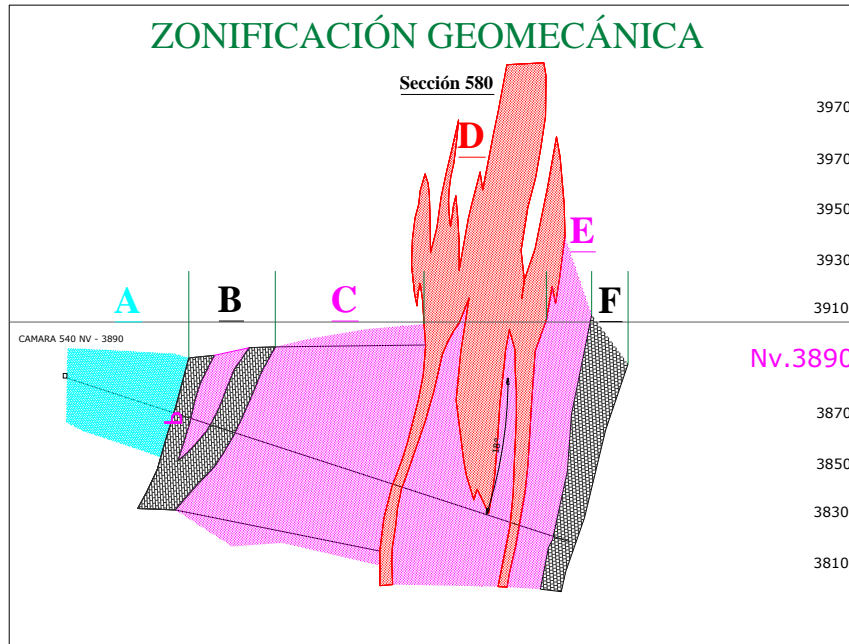


Fig. 5.2: Zonificación geomecánica (Vista en planta)

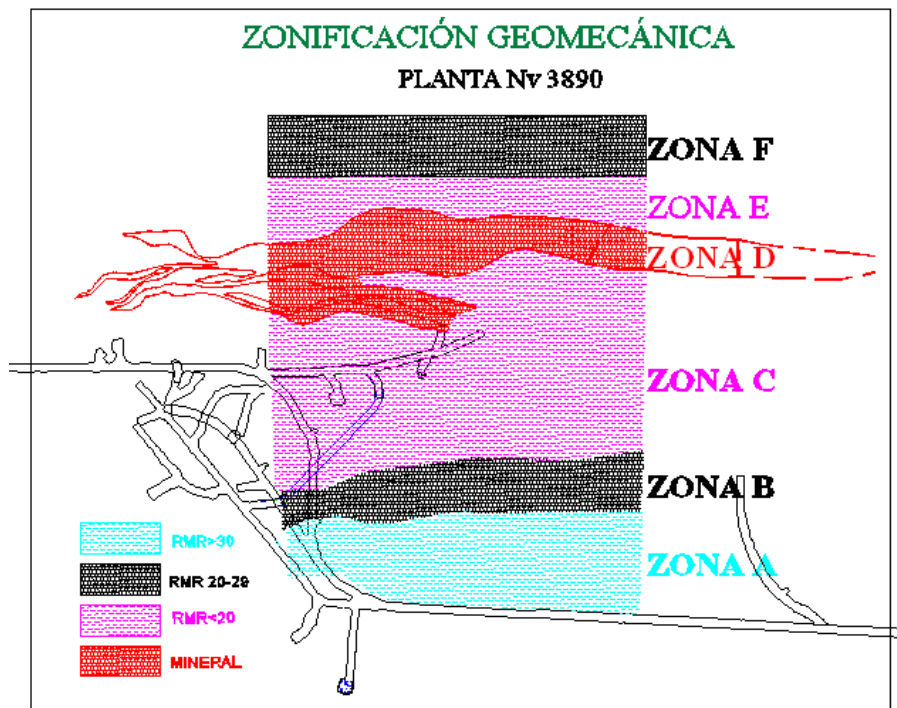


Foto N° 5.1



Fotografía que muestra roca de la zona "A". Esta compuesta por roca andesita y se encuentra alejada de la zona de mineralización.

Valor inicial GSI = MF/R

Foto N° 5.2



Fotografía que muestra roca de la zona "B" donde se aprecia que la deformación se incrementa en función al tiempo, agrietándose y llegando a deformarse en forma plástica.

Valor inicial GSI = IF/P

Foto N° 5.3



Fotografía que muestra roca de la zona "C" donde se aprecia que la deformación plástica y que en presencia de agua tiene propiedades expansivas que afectan severamente a las cimbras.

Valor inicial GSI = T/MP

5.3.- RESISTENCIA DE LA ROCA

• **Resistencia De La Roca Intacta**

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geotécnico, se intentó realizar ensayos de dureza con el Martillo Schmidt para estimar la resistencia compresiva de la roca intacta, sin lograrse respuesta de la roca a la medición de esta propiedad, debido a su intenso grado de fracturamiento y debilitamiento. Se intentó también extraer muestras para ensayos de laboratorio, pero por las mismas razones, no fue posible obtener muestras adecuadas; solo se obtuvieron muestras de la caja piso inmediata y de la caja techo alejada, pero en condiciones que representan el rango superior, por lo que no necesariamente son representativas de las condiciones promedio. Lo que finalmente se hizo, es estimar la resistencia compresiva con el método del martillo de geólogo de acuerdo a las normas sugeridas por ISRM. Se muestra un resumen en el Cuadro 5.2.

Cuadro 5.2: Resistencia compresiva de la roca intacta

ZONA	DESCRIPCION	RMR	Q	GSI	Rc	mi
A	Techo alejado	30 - 40	0,21 - 0,64	MF/R	37	25,19
B	Techo inmediato	20 - 30	0,07 - 0,21	IF/P	15	12,8
C	Brecha de falla	< 20	< 0,07	T/MP	3	10
D	Mineral	< 20	< 0,07	T/P-MP	3	10
E	Piso inmediato	20 - 30	0,07 - 0,21	IF/P	15	12,8

Cuadro 5.3: Parámetros mi, C, Φ

MUESTRA	UBICACIÓN	"mi"	Cohesion (Mpa)	Angulo de friccion
Tufo andesitico	ZONA E	12,18	3,87	39,4
Andesita	ZONA A	25,18	8,22	48,9

Los valores de resistencia compresiva para la zona C y D son valores estimados ya que no se pudieron obtener testigos.

• **Resistencia De Las Discontinuidades**

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la

masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb.

Por los diferentes aspectos señalados anteriormente (Zonificación geomecánica), la estabilidad estructuralmente controlada pasa a segundo plano, siendo de mayor importancia la resistencia de la roca intacta y de la masa rocosa.

Para el caso de los taludes del área de subsidencia, los parámetros de Mohr Coulomb serán estimados a partir del retroanálisis (back análisis) que se llevará a cabo más adelante.

Resistencia de la masa rocosa

Las propiedades de resistencia de la masa rocosa, referidas a la compresión, tracción, parámetros de corte y constantes elásticas, fueron estimadas utilizando el criterio de falla de Hoek & Brown (Hoek et.al., 1992) y (Hoek et.al., 2002 – Programa RocLab). Los resultados se presentan en el Cuadro 5.4, para valores promedio de calidad de la roca y de resistencia compresiva no confinada, mostrado en los Cuadros 5.2 y 5.3.

Cuadro 5.4: Resistencia de las discontinuidades

TIPO DE ROCA	ZONA	PROPIEDADES DE LA MASA ROCOSA					
		Rc (Mpa)	Rt (Mpa)	C (Mpa)	phi (°)	Em (Mpa)	ζ
IV-A	A	0,843	0,015	0,286	22	2500	0,28
IV-B	B	0,166	0,004	0,145	12	870	0,3
V	C - D	0,010	0,0003	0,020	8	190	0,35

5.4.- CONDICIONES ESPECIALES DE LA MASA ROCOSA

Estas condiciones están referidas a las características de expansión (swelling rock) en presencia de agua y a las características de alta deformabilidad (squeezing rock) de la masa rocosa del yacimiento Rosaura.

- **Rocas Expansivas:**

En Julio del año 2003, se realizaron pruebas de hinchamiento en muestras rocosas de mineral y cajas de la veta – falla Rosaura. Los resultados de estas

pruebas indicaron que el mineral (muestra M-1) presentó valores de 0.44 % y 1 KPa, respectivamente para la expansión libre y para la presión de control de la expansión, lo cual indica que este material tiene características de bajo hinchamiento. El desmonte de caja, presentó valores de 7.85 % y 9 KPa, respectivamente para la expansión libre y para la presión de control de la expansión, lo cual indica que este material tiene características de moderado hinchamiento.

Por otro lado, los análisis por difracción de rayos X llevados a cabo también en aquella fecha, indicaron la presencia de montmorillonita (3 % en el mineral y 8 % en el desmonte), material típicamente expansivo. También indicaron la presencia de clinocloro (22 % en el mineral y 7 % en el desmonte), que son arcillas de capas mixtas correspondientes al grupo de las cloritas y pueden transformarse a montmorillonita por hidrólisis y acción del ácido sulfúrico natural, formado por la hidrólisis de los sulfuros y reacción con los carbonatos de calcio.

Por otro lado, los análisis de las muestras de agua indicaron pHs neutros, sin embargo, la presencia de cantidad de sulfatos (baja en el Nv. 4190, alta en el Nv. 4150 y moderada en el Nv. 4090), podría indicar la presencia de ácido sulfúrico natural, aunque muy diluido pero suficiente para causar la transformación del clinocloro a montmorillonita. El agua muestreada ya habría sido neutralizada por los carbonatos.

Considerando estos aspectos mineralógicos y químicos, se puede concluir que el terreno de Rosaura y principalmente las cajas, tiene características expansivas (“swelling rock”) y el hinchamiento de los mismos está influyendo en parte sobre la alta deformación del terreno y de las cimbras.

- **Rocas De Alta Deformabilidad:**

Las rocas de alta deformabilidad o conocidas también como “squeezing rock”, son aquellas rocas circundantes a las excavaciones que muestran deformaciones en función del tiempo; aquí, los esfuerzos han excedido la resistencia de la masa rocosa o el límite de fluencia, ocurriendo entonces que

esta se deforme plásticamente. Este hecho explica la alta deformabilidad de la masa rocosa de Rosaura.

Actualmente, no hay técnicas de diseño cuantitativo para tratar los problemas de expansión y alta deformabilidad de las rocas de excavaciones subterráneas de un yacimiento. Lo que se suele hacer es permitir que la roca se deforme un tanto, antes de instalar el sostenimiento, pero el problema radica en la determinación de la magnitud de la deformación que puede ser permitida antes que se dé una pérdida significativa de la resistencia de la masa rocosa.

5.5.- CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA

Es indudable que la presencia del agua es desde todo punto de vista dañina para las condiciones de estabilidad de las labores mineras. Lo que se observa en el campo es evidente. Las áreas de la mina con mayor presencia de agua son más inestables que aquellas donde la presencia del agua es menor. Aún ignorando el posible problema del hinchamiento del terreno, el agua ejerce un efecto muy negativo en la estabilidad de las labores mineras, desde que incentiva la alta deformabilidad en este tipo de terreno.

En los niveles superiores prácticamente no hubo presencia de agua, conforme el minado fue avanzando en descenso, el agua apareció en forma de flujo significativo en el extremo NW del yacimiento. Actualmente se registra un flujo de 150 l/s. En los niveles inferiores del minado actual, el agua está migrando hacia el SE por percolación a través de la masa rocosa. Como consecuencia de esto, en los niveles inferiores se está observando cada vez condiciones geomecánicas de la masa rocosa más difíciles que los niveles superiores, que complican el minado. Por ello en PERUBAR S.A. se han realizado hasta la fecha 12 taladros de drenaje que han ayudado a reducir el nivel freático del agua., pero además se efectúan periódicamente (Para la época de lluvias) obras de drenaje en superficie, puesto que se ha observado en el área de subsidencia signos importantes de escorrentías (cárcavas), que podrían complicar más el problema de las inestabilidades tanto subterráneas como en superficie

5.6.- ESFUERZOS

La zona de la presente evaluación está relativamente a poca profundidad respecto a la superficie del terreno, por lo que se esperaría que los esfuerzos sean de magnitud relativamente pequeños. Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando profundidades de excavaciones de 200 a 300 m, que es la profundidad conocida de la mineralización; según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente en el rango de 5 a 9 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994), según esto k sería aproximadamente 0.56, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal in-situ entre 2.5 a 4.5 MPa. Sin embargo, es necesario aclarar que los esfuerzos indicados en el párrafo anterior no consideran el efecto de la topografía del terreno superficial, lo cual es importante para este caso, por encontrarse el área de minado al pie de un gran talud natural de casi 850 m de altura. Como se verá más adelante, en los modelamientos numéricos efectuados, este hecho significa esfuerzos horizontales por carga gravitacional en el rango de 10 a 15 MPa y esfuerzos verticales de 5 a 10 MPa, es decir el esfuerzo horizontal es mayor que el esfuerzo vertical en el área de minado.

Considerando los valores señalados de esfuerzos y la resistencia de la roca intacta, el “Factor de competencia = Resistencia compresiva uniaxial/ Esfuerzo vertical” es < 2 o ligeramente > 2 ; el primer caso indica que estos esfuerzos producen un sobreesforzamiento inmediato después de ejecutada la excavación, requiriendo sostenimiento permanente; y el segundo indica que se produciría en la masa rocosa únicamente deformaciones plásticas.

Estos aspectos son evidentes a simple observación en mina Rosaura.

CAPITULO VI

VI.- CARACTERIZACIÓN DEL AREA DE TRABAJO

Para la realización de esta tesis se eligieron las zonas de mayor deformación ubicándose estos generalmente en el BP SE de cada nivel y en la zona de la rampa afectada por el ángulo de desplome o fracturamiento de subsidencia. Las labores consideradas para la presente tesis se detallan a continuación:

6.1.- RAMPA (-) 4070

La rampa negativa 4070 se encuentra entre los niveles 4090 al 4070 se encuentra excavada dentro de la zona A según la zonificación de la mina Rosaura ($GSI = MF/R$ y $RMR \geq 30$).

En esta rampa se observan desde áreas secas a flujos ligeros ($Q = 0 - 2$ l/s) que se infiltran por las fracturas inducidas por la subsidencia.

Actualmente esta rampa se encuentra entre los ángulo de fracturamiento y desplome del cono de subsidencia.

Al 5 de noviembre del 2006 se tienen en la rampa 4070 aproximadamente 180 cimbras en este tramo, de las cuales se seleccionan a 27 cimbras en donde se incluyen muestras de cada tipo de la siguiente manera 13 del tipo 6H20 4 THN-21, 5 Octogonal y 5 del tipo 4H13, y estas a su vez se encuentran distribuidas a lo largo de toda la rampa (-).

6.2.- NV 3950 BP NW

Las zonas donde se realizó esta excavación esta dentro de las zonas C y B.

Sus condiciones hidrogeológicas varían desde áreas secas a húmedas. ($Q = 0 - 0.5$ l/s).

Ubicado en el nivel 3950 al lado Nor Oeste del By pass de este nivel. Se controlaron las 46 primeras cimbras de este BP, ya que dicho tramo se conservó hasta los últimos días de explotación de nivel.

Las cimbras instaladas son en su mayoría de tipo 6H20 y algunas del tipo 4H13.

6.3.- NV 3950 BP SE

Las cimbras están instaladas en la zona C. Las cimbras son del tipo 6H20.

Sus condiciones hidrogeológicas varían desde áreas secas a húmedas. ($Q = 0 - 0.5$ l/s).

Ubicado en el nivel 3950 al lado Sur Este del By Pass de este nivel. Se controló las 33 primeras cimbras ya que este se conservó hasta los últimos días de la explotación de este nivel.

6.4.- NV 3930 BP SE

Las cimbras están instaladas en la zona C. Las cimbras de sostenimiento son del tipo 6H20 y THN 29 como reforzamiento.

Sus condiciones hidrogeológicas varían desde áreas húmedas a Goteo. ($Q = 0.3 - 1$ l/s).

Ubicado en el nivel 3930 al lado Sur Este del By Pass de este nivel. Se controló las 100 primeras cimbras ya que este se conservó hasta los últimos días de la explotación de este nivel.

6.5.- NV 3930 BP SE-I

Las cimbras se encuentran instaladas en la zona C. Sus condiciones hidrogeológicas varían desde áreas húmedas a Goteos. ($Q = 0.3 - 1 \text{ l/s}$).

Ubicadas a continuación del BP SE de este nivel donde se controlaron las 35 primeras cimbras en su mayoría fueron TNH-29 y algunas del tipo 6H20.

6.6.- NV 3910 BP SE

Las cimbras están ubicadas en la zona C y son del tipo THN-29. Presenta desde goteos a flujos ligeros de agua con un ($Q = 0.5 - 2 \text{ l/s}$) lo cual ocasiona que en esta zona de roca calcárea se esponje a mayor velocidad sufriendo las cimbras deformaciones por presiones laterales de magnitudes mucho mayores a las anteriormente vistas.

Ubicado en el nivel 3910 en el By Pass (-) del lado Sur Este. Se tomaron las 24 primeras cimbras para su respectivo control y análisis.

CAPITULO VII

VII.- METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

- Según la hipótesis es trabajo experimental.
- Según la función de la investigación es descriptiva.
- Según el grado de generalización es el específico.

7.1.- DESCRIPCIÓN DEL PROCESO OPERACIONAL

Dada la importancia del sostenimiento en la mina Rosaura por las condiciones rocosas de mala a muy mala, se tiene especial cuidado en el diseño, elección de la cimbra y monitoreo de sus deformaciones.

El diseño del sostenimiento nos permite determinar la carga rocosa a la cual esta sometida el elemento de sostenimiento y nos permitirá encontrar la cimbra que pueda soportar esta carga.

La elección del tipo de cimbra a usar dependerá del criterio del ingeniero a cargo quien tendrá en consideración el tiempo de vida requerido para la excavación y el costo del sostenimiento, de tal manera que garantice condiciones operativas y de seguridad adecuadas durante el tiempo requerido.

El monitoreo de las deformaciones de las cimbras nos permitirá: conocer su comportamiento típico bajo la condición geomecánica en la que se encuentre, estimar el tiempo de vida aproximado de las cimbras y medir la efectividad de las medidas de control de las deformaciones.

El monitoreo de las deformaciones es la base de la presente tesis, ya que para poder optimizar, primero debemos conocer las fortalezas y debilidades iniciales.

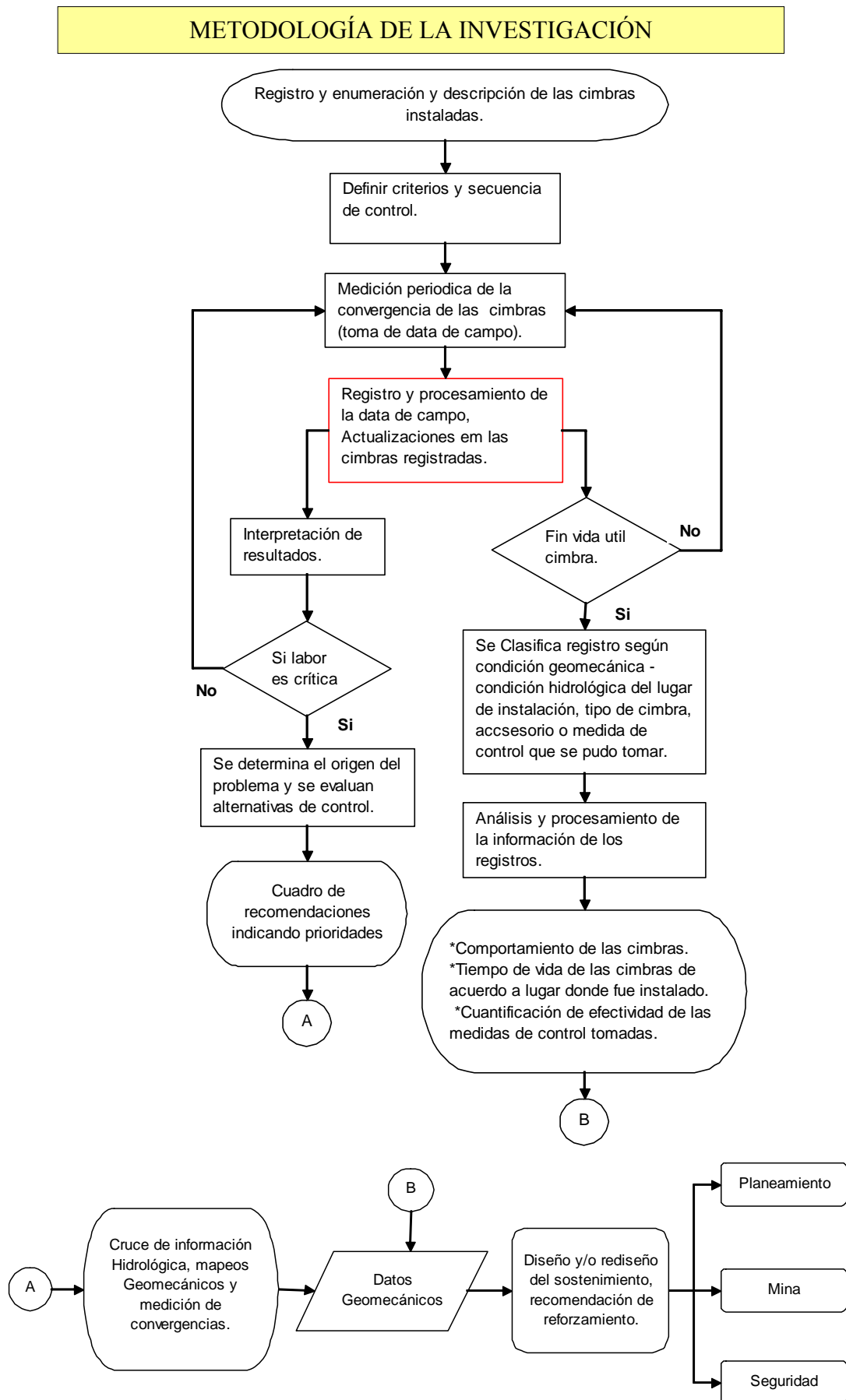


Fig. 7.1: Diagrama de flujo de la metodología de investigación.

- **Monitoreo de Convergencia de las Cimbras**

Al realizar una excavación subterránea se rompe el equilibrio de fuerzas dentro del macizo rocoso, apareciendo una serie de tensiones radiales en el perímetro de la superficie excavada. Dichas tensiones tienden a cerrar el hueco abierto, esta tendencia se llama CONVERGENCIA.

Tanto las cimbras rígidas como deslizante llegado a su límite de deformación elástica, muestran deformaciones laterales y/o verticales. El control y seguimiento de estas deformaciones en Rosaura se llama “Monitoreo de Convergencias”.

En la mina Rosaura la principal causa del deterioro de las cimbras son las presiones laterales por lo que monitoreo de convergencias consiste en la toma de medidas de la dimensión lateral AC (ancho de las cimbras), eventualmente se han realizado controles de las dimensiones AB y BC (fig.7.2), el cual nos ofrece resultados a corto y a mediano plazo.

Resultados a corto plazo:

Los resultados a corto plazo son estimaciones y deducciones a partir de sucesos del momento, para lo cual se realizan mediciones de manera periódica y se registra en un formato en Excel, donde se muestran las 2 últimas medidas (fig. 7.3), con estas medidas se determina la VDL (Velocidad de Deformación Lateral) y se estima el tiempo de vida de las cimbras.

Fig. 7.2: Esquema ilustrativo de la medición de convergencias.

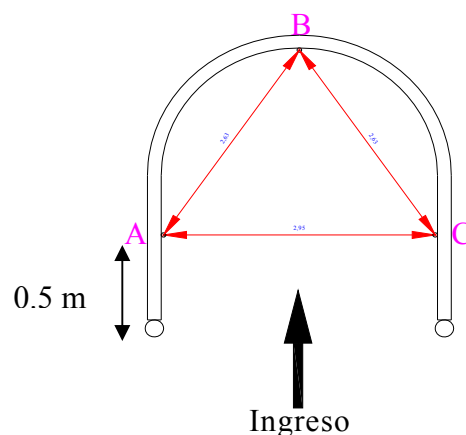


Fig. 7.3: Formato para registro de mediciones (Hoja En Microsoft Excel)

CONVERGENCIA DE LA SEMANA 04 - ENERO 2008FECHA **22-ene**Nv **3910**LABOR **BP SE**

N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	FECHA INSTALADA	ANCHO (cm)					DEFORMACION	VELOCIDAD cm/dia	ANCHO CRITICO	
				FECHA	INICIAL	OBSERVACION	FECHA	FINAL			DIAS	FECHA
1	HBE - 140		03/09/2007	17-ene	355,4		22-ene	354,5	0,90	0,18	581	25-ago
2	HBE - 140		04/09/2007	17-ene	329,3		22-ene	328,0	1,30	0,26	300	18-nov
2A	N-29		24/09/2007	17-ene	302,1		22-ene	301,4	0,70	0,14	367	24-ene
3	HBE - 140		04/09/2007	17-ene	303,4		22-ene	302,0	1,40	0,28	186	26-jul
3A	N-29		24/09/2007	17-ene	302,1		22-ene	302,0	0,10	0,02	2600	07-mar
4	N-29		05/09/2007	17-ene	274,4		22-ene	274,3	0,10	0,02	1215	22-may
4A	N-29		15/09/2007	17-ene	287,6		22-ene	286,2	1,40	0,28	129	31-may
5	N-29		05/09/2007	17-ene	268,9		22-ene	268,3	0,60	0,12	153	23-jun
5A	N-29		15/09/2007	17-ene	290,5		22-ene	290,1	0,40	0,08	501	07-jun
6	N-29		06/09/2007	17-ene	251,7		22-ene	250,0	1,70	0,34	0	23-ene
6A	N-29		15/09/2007	17-ene	277,5	se coloco invert	22-ene	277,2	0,30	0,06	453	20-abr
7	N-29		06/09/2007	17-ene	279,2		22-ene	279,1	0,10	0,02	1455	17-ene
7A	N-29			17-ene	304,7		22-ene	303,4	1,30	0,26	205	15-ago
8	N-29		07/09/2007	17-ene	270,2		22-ene	269,5	0,70	0,14	139	10-jun
8A	N-29		16/09/2007	17-ene	288,4		22-ene	288,0	0,40	0,08	475	12-may
9	N-29		08/09/2007	17-ene	262,8		22-ene	262,1	0,70	0,14	86	18-abr
9A	N-29			17-ene	320,1		22-ene	319,9	0,20	0,04	1747	04-nov
10	N-29		10/01/2008	17-ene	310,7		22-ene	303,9	6,80	1,36	40	02-mar
10A	N-29		19/09/2007	17-ene	269,9		22-ene	269,8	0,10	0,02	990	09-oct

Dentro del formato de registro se ha establecido un código de colores, que nos permite identificar a simple vista aquellas cimbras con grandes deformaciones y/o VDL aceleradas y tomar medidas de control.

Fig. 7.4: Leyenda del formato para registro de mediciones.

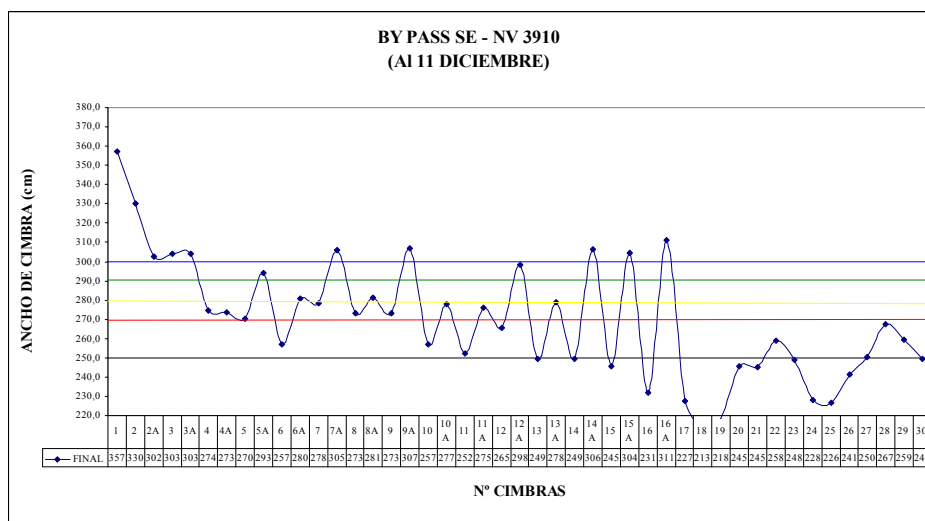
	Ancho crítico
	Cimbra nueva
	Velocidad máxima
	Deformación acelerada
	Próximos al ancho crítico

- Cimbra con ancho crítico: Cimbra con un ancho inferior a 2.5m
- Cimbra nueva: Cimbra recientemente instalada (menos de 1 mes).
- Velocidad máxima: La que presenta la mayor velocidad de deformación.
- Deformación acelerada: Las cimbras que presentan VDL >1 cm/día.
- Con Invert: Aquella cimbra a la que se ha instalado solera invertida.
- Próximos al ancho crítico: Cuando se calcula que el tiempo de vida de la cimbra es menor que el tiempo requerido.

Se ha establecido por criterio operativos que el ancho mínimo aceptable de una cimbra es 2.5 m. Una cimbra con ancho inferior esta en condición subestándar.

Las longitudes de las cimbras medidas también se analizan de manera gráfica, en la curva nº cimbra vs ancho (cm). En el grafico se muestran los límites de ancho mínimo de la cimbra.

Fig. 7.5: Gráfico nº vs ancho de cimbra. Para el control de la convergencia



El procedimiento desarrollado en la mina Rosaura para controlar la deformación de las cimbras, toma en cuenta la última medición del ancho de la cimbra y la velocidad de deformación lateral (VDL), si el ancho crítico se alcanzará después del fin anticipado de las operaciones, nada se hará. Sino es así, se ejecutará un procedimiento de estabilización. Actualmente se toma como medidas del control de las deformaciones laterales el uso de invert cuando la cimbra se ha deformado los primeros 20 cm y se intermediará la cimbra cuando esta llegue a lo 2.70 m de ancho, si la cimbra llega a los 2.5 m de ancho esta debe ser reemplazada.

Resultados a Mediano plazo:

Tanto las mediciones realizadas y las VDL calculadas son registrados cronológicamente hasta fin de los días de la cimbras lo que nos permitirá entender el comportamiento de las cimbras y el efecto de las medidas de control tomadas, en función de sus factores influyentes.

La presente tesis nos mostrará los resultados de los análisis a mediano plazo.

Instrumentación

Los equipos utilizados para el monitoreo de la convergencia de las cimbras son:

TAPE EXTENSOMETER THE GEOKON/EALEY MODEL 1610.

- Precisión = +/-0.01mm.
- Este equipo nos permitirá realizar un monitoreo minucioso en las tres dimensiones (AC, AB, BC) de la cimbra.

EL DISTANCEMETER LÁSER/LEICA DISTO A5

- Precisión de +/- 2mm y con rango de medición de 0.05-200 metros.
- Este equipo nos permitirá un control con mayor rapidez y con un grado aceptable de precisión. Se usa solo para el control de la dimensión AC.

Fig. 7.6: Equipos usado para el control de la convergencia.



Extensometer



Distancemeter

7.2.- RECOLECCIÓN DE DATOS

7.2.1.- Registro Cronológico De Las Mediciones.

- Las tablas de registro cronológico de las medidas y cálculos de VDL se muestran como anexo en las tablas 7.1 a 7.12.

7.3.- PROCESAMIENTO DE DATOS DE CAMPO.

7.3.1.- Metodología Del Procesamiento De Datos

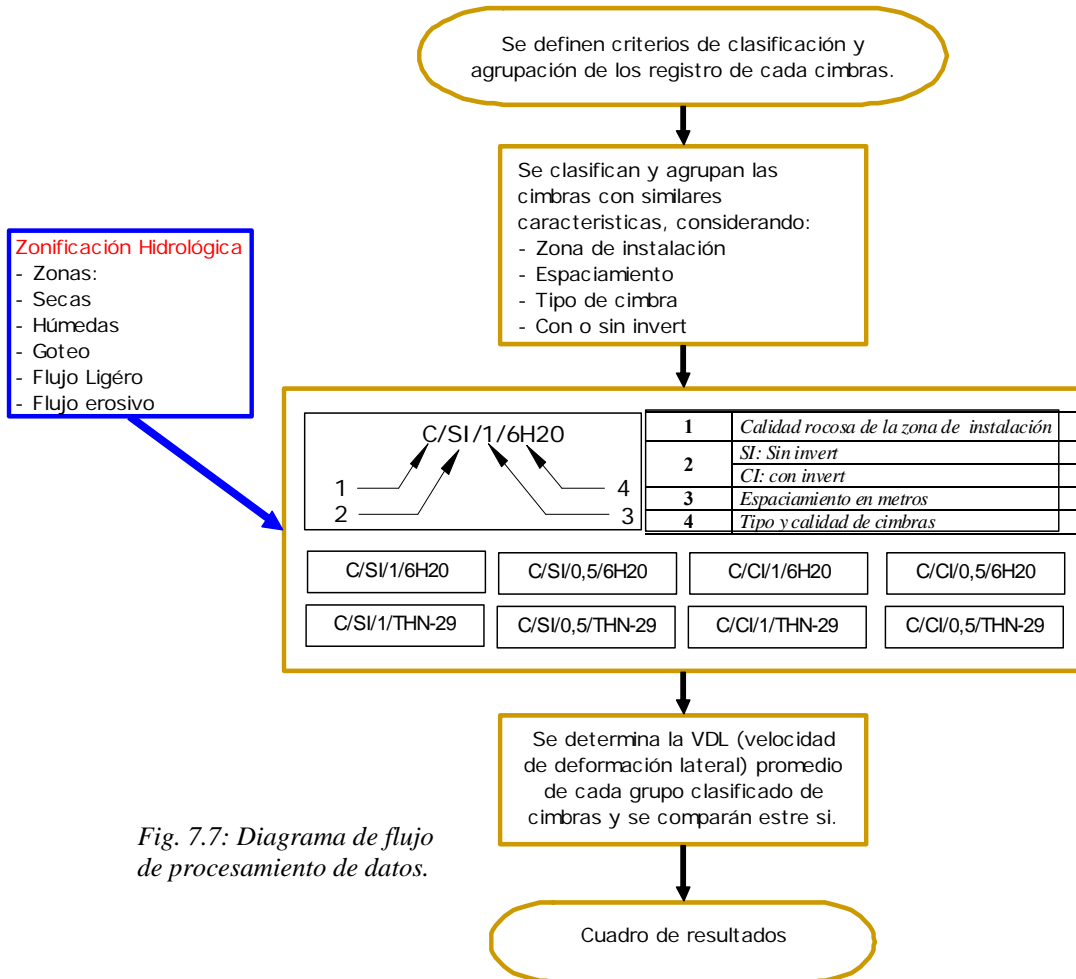


Fig. 7.7: Diagrama de flujo de procesamiento de datos.

7.3.2.- Comparación Entre Cimbres: La Cimbra Octogonal, 6H20, THN-21, 4H13.

Se usa la tabla 7.1 de los anexos donde se encuentra el registro de mediciones de la rampa (-) 4070, en la cual se instalaron de cimbres de los modelos: Octogonal, 6H20, THN-21 y 4H13.

Todas las cimbres se encuentran en una zona A-B en condición hidrológica seca, sin invert, espaciadas a 1m por lo cual no se realizo mayores agrupaciones. El registro se muestra resumido en tres gráficos donde se muestra tipo de cimbra vs VDL.

Fig. 7.8 N° cimbra vs VDL. Grafico a partir de las mediciones en la rampa (-) 4070. Medidas del ancho de la cimbra.

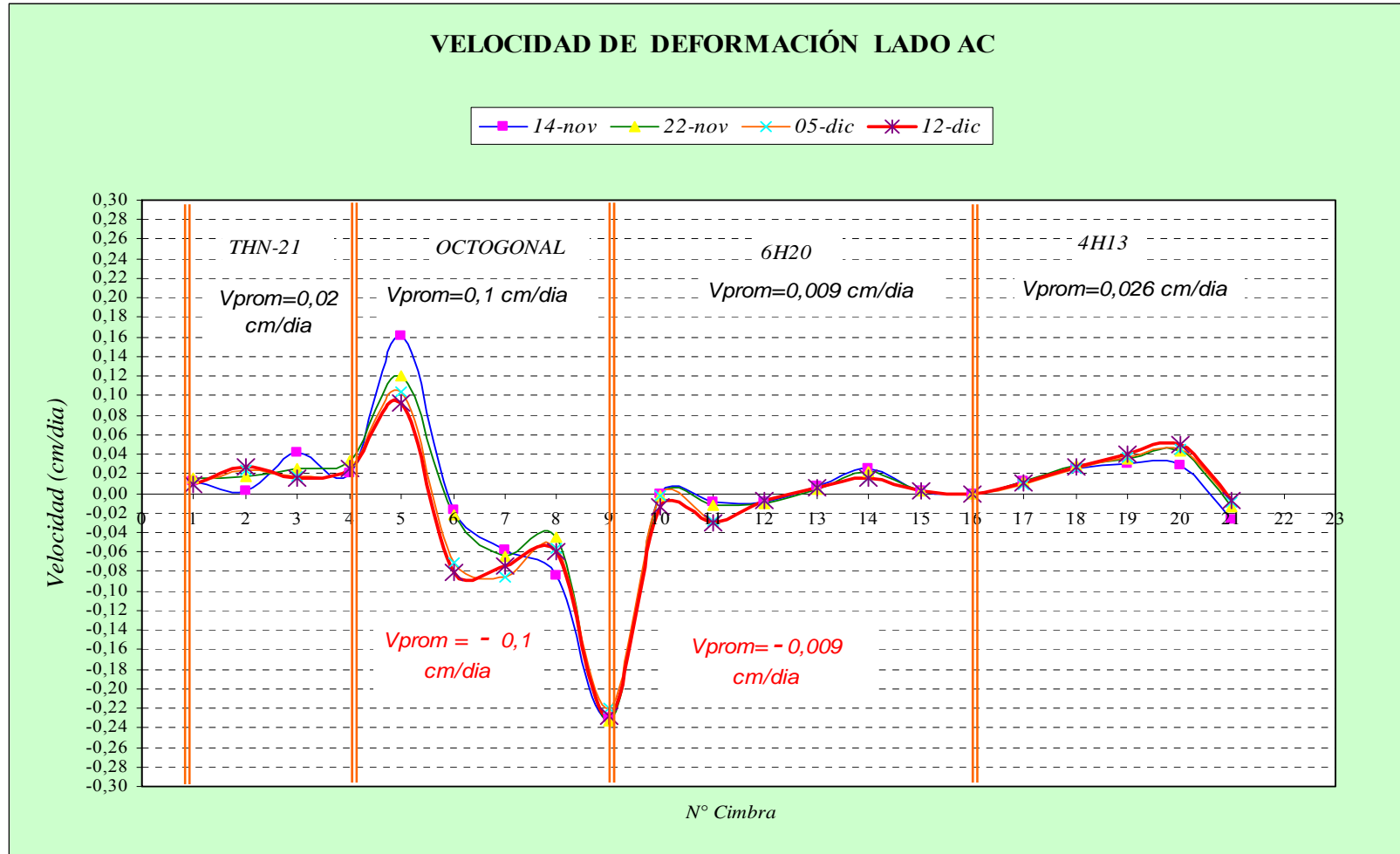


Fig. 7.9: Curvas N° cimbra vs VDL. Gráfico obtenido de las mediciones en la rampa (-) 4070 .Mediciones en el lado AB.

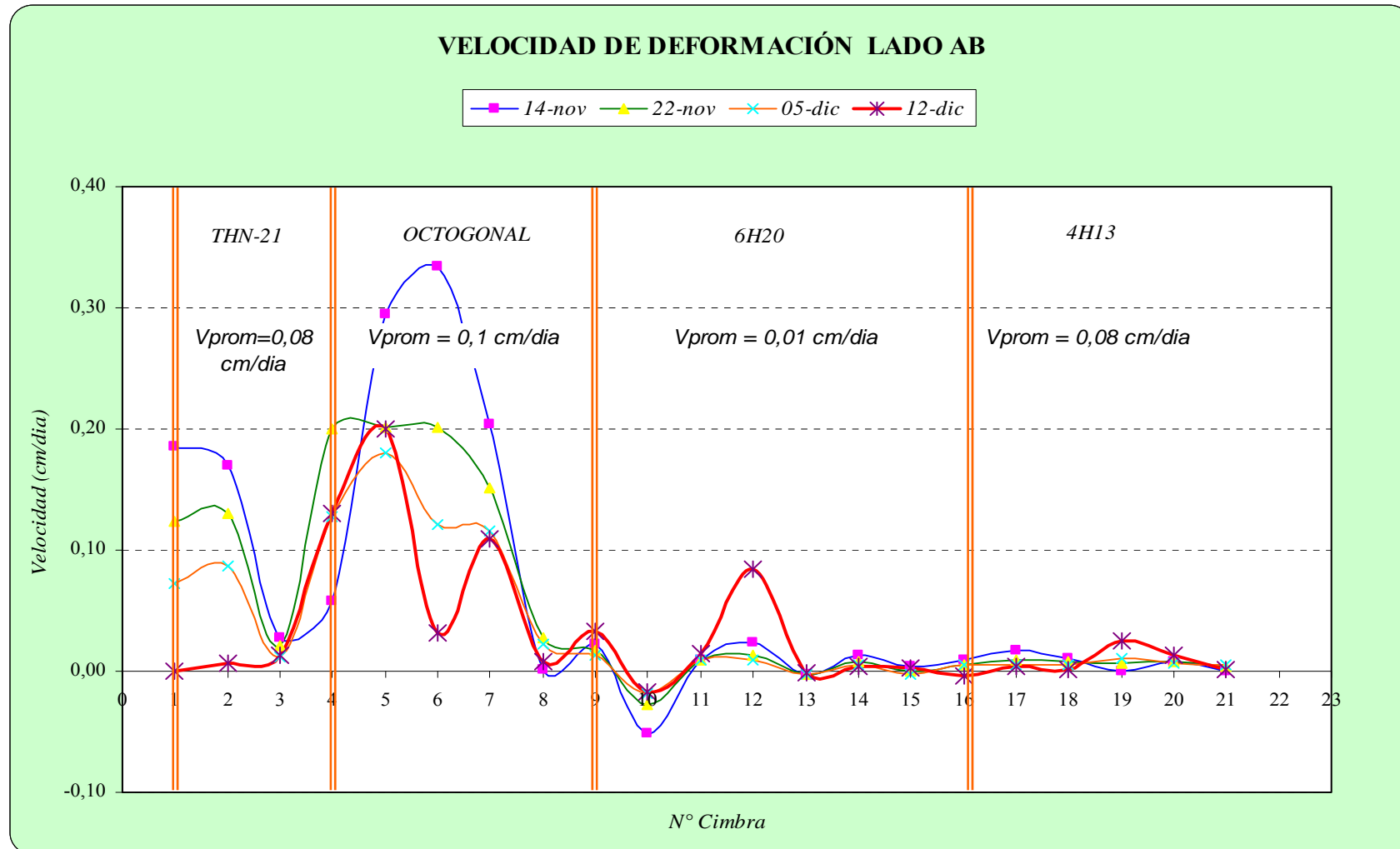
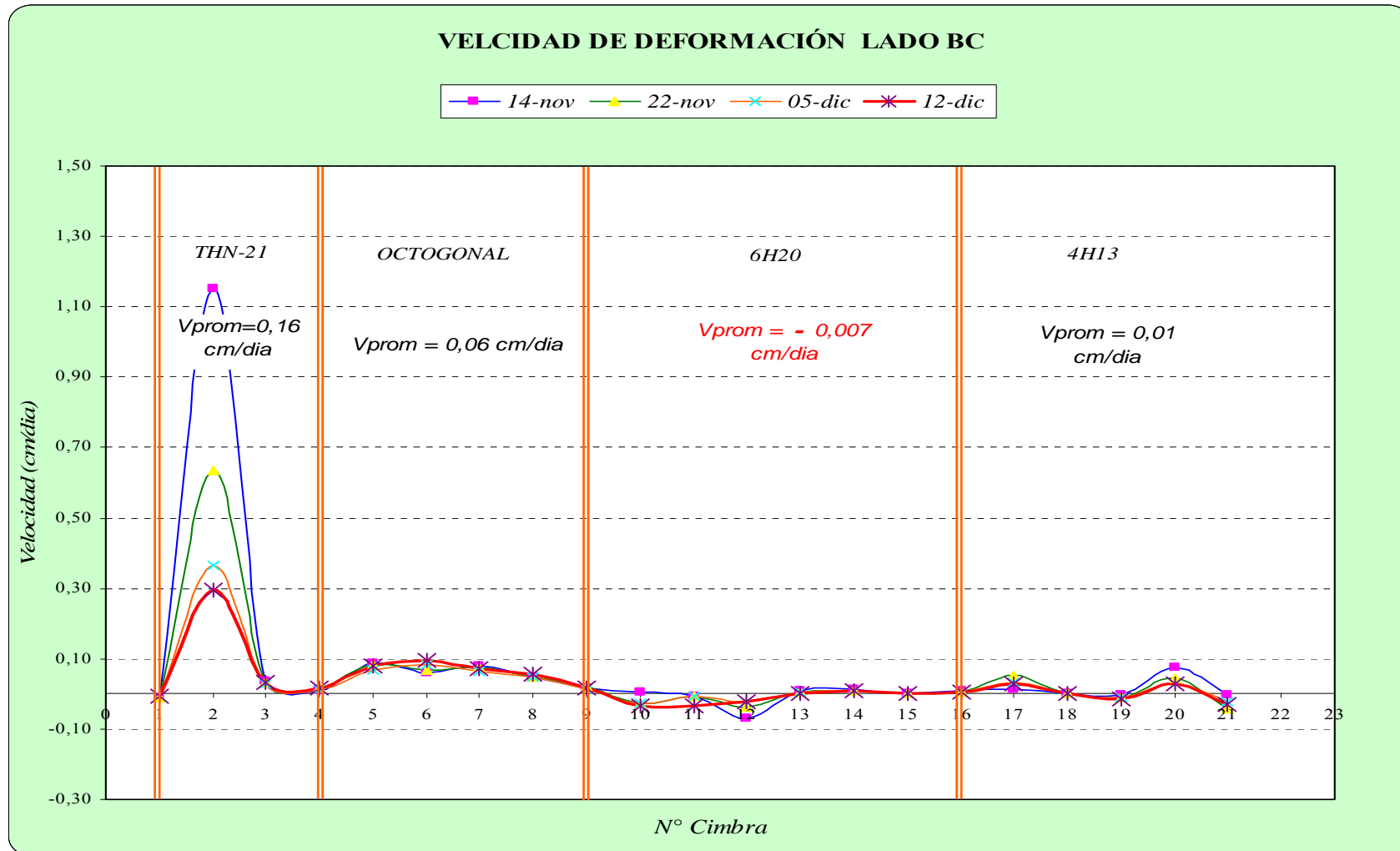


Fig. 7.10: Curvas N° cimbra vs VDL. Gráfico obtenido de las mediciones en la rampa (-) 4070. Mediciones en el lado BC.



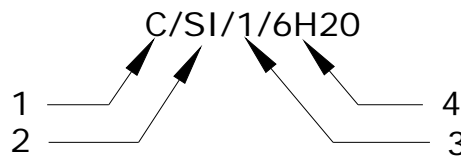
7.3.3.- Comparación Entre Cimbras: 6H20 y THN-29.

Para poder determinar el tiempo de vida de las cimbras, tanto para el tipo 6H20 como para THN-29 se seleccionaron de las tablas de registro, a las cimbras instaladas en la zona “C” del tipo THN-29 y 6H20 que se encuentra en los anexos en la tabla 7.13. Esta tabla nos informa VDL promedio, invert, Condición de agua subterránea y espaciamiento.

Según la cantidad de agua que se encuentre en la zona donde fue instalado la cimbra se reconocerá con el siguiente código de colores:

Caudal Q (l/s)	Descripción	Color
0 - 0,25	Seco	
0,25 - 0,5	Húmedo	
0,5 - 1,0	Goteo	
1,0 - 2,0	Flujo Ligero	

Para reconocer la condición de la cimbra, se usará la siguiente nomenclatura:



De donde:

1	<i>Calidad rocosa de la zona de instalación</i>
2	<i>SI: Sin invert</i>
	<i>CI: con invert</i>
3	<i>Espaciamiento en metros</i>
4	<i>Tipo y calidad de cimbras</i>

De la tabla 7.12 (anexos) obtenemos la tabla resumen 7.13 donde obtenemos la VDL promedio para cada cimbra.

VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN LATERAL PROMEDIADA (cm/día)

	1	2	3	4	5	6
Q (l/s)	B/SI/1/6H20	C/SI/1/6H20	C/SI/0,5/6H20	C/CI/1/6H20	C/CI/0,5/6H20	C/SI/1/THN-29
0 - 0,25	0,05					
0,25 - 0,5		0,17	0,12	0,13	0,10	0,11
0,5 - 1,0		0,34	0,27	0,31	0,26	0,32
1,0 - 2,0				4,40		

Tabla 7.13: VDL promedio según la zona de instalación, invert, espaciamiento, tipo de cimbras y condición hidrogeológica.

Tiempo de vida (meses)

	1	2	3	4	5	6
Q (l/s)	B/SI/1/6H20	C/SI/1/6H20	C/SI/0,5/6H20	C/CI/1/6H20	C/CI/0,5/6H20	C/SI/1/THN-29
0 - 0,25	34,0					
0,25 - 0,5		9,7	14,0	12,4	17,0	15,2
0,5 - 1,0		4,9	6,3	5,4	6,3	5,2
1,0 - 2,0						

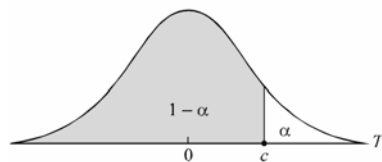
Tabla 7.14: Tiempo de vida obtenido de la tabla 7.14.

DESVIACIÓN TÍPICA

	1	2	3	4	5	6
Q (l/s)	B/SI/1/6H20	C/SI/1/6H20	C/SI/0,5/6H20	C/CI/1/6H20	C/CI/0,5/6H20	C/SI/1/THN-29
0 - 0,25	0,03					
0,25 - 0,5		0,04	0,03	0,02	0,00	0,03
0,5 - 1,0		0,07	0,05	0,04	0,02	0,08
1,0 - 2,0				5,26		

Tabla 7.15: Desviación típica de las velocidades de deformación promedio.

TABLA DE LA DISTRIBUCION t-Student con n grados de libertad.



$$t = \frac{X_1 - X_2}{\sigma \sqrt{\frac{1}{N_1} + \frac{1}{N_2}}} \quad \sigma = \sqrt{\frac{N_1 s_1^2 + N_2 s_2^2}{N_1 + N_2 - 2}}$$

1-α

n	0,55	0,6	0,7	0,75	0,8	0,85	0,9	0,95
13	0,128	0,259	0,538	0,694	0,870	1,079	1,350	1,771
14	0,128	0,258	0,537	0,692	0,868	1,076	1,345	1,761
15	0,128	0,258	0,536	0,692	0,866	1,074	1,341	1,753

		σ (desviación típica de las muestras en comparación)					
				2-3	2-4	3-5	2-6
Q (l/s)		B/SI/1/6H20	C/SI/1/6H20	C/SI/0,5/6H20	C/CI/1/6H20	C/CI/0,5/6H20	C/SI/1/THN-29
0 - 0,25							
0,25 - 0,5				0,03	0,04	0,03	0,03
0,5 - 1,0				0,07	0,06	0,04	0,08
1,0 - 2,0							
		t de Student					
Q (l/s)		B/SI/1/6H20	C/SI/1/6H20	C/SI/0,5/6H20	C/CI/1/6H20	C/CI/0,5/6H20	C/SI/1/THN-29
0 - 0,25							
0,25 - 0,5				2,47	1,23	1,01	2,63
0,5 - 1,0				1,74	1,10	0,01	0,40
1,0 - 2,0							

Tabla 7.16: Estadístico “t” de Student de las comparaciones realizadas.

Los valores de VDL promedio de la tabla 7.14 para cada caso analizado poseen una diferencia considerable para un valor de t ($n=13$; $\alpha =0.15$) = 1.079, con una confiabilidad superior al 85-95%. Para las comparaciones del invert y las cimbras 6H20- THN-29 en condiciones de goteo la confiabilidad es solo de 55-70%.

7.3.4.- Comportamiento Típico De Las Cimbras 6H20 Y THN-29

La curva del comportamiento típico de una cimbra se obtiene al graficar el Tiempo vs VDL de una cimbra. Esta información se encuentra en las tablas de registros cronológicos de las mediciones, ubicada en los anexo. A continuación se muestran la curva del comportamiento típico para la cimbra 6H20 y THN-29.

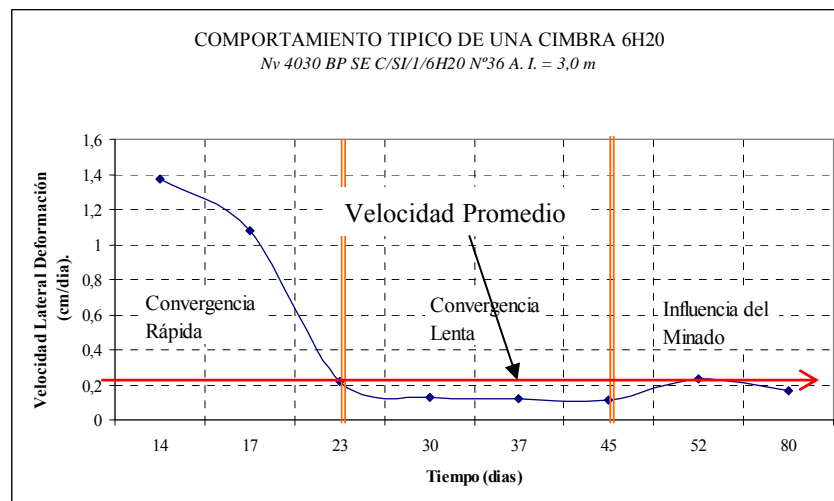


Fig. 7.11: Curvas comportamiento típico cimbras 6H20 Nv. 4030 Cimbra N° 36.

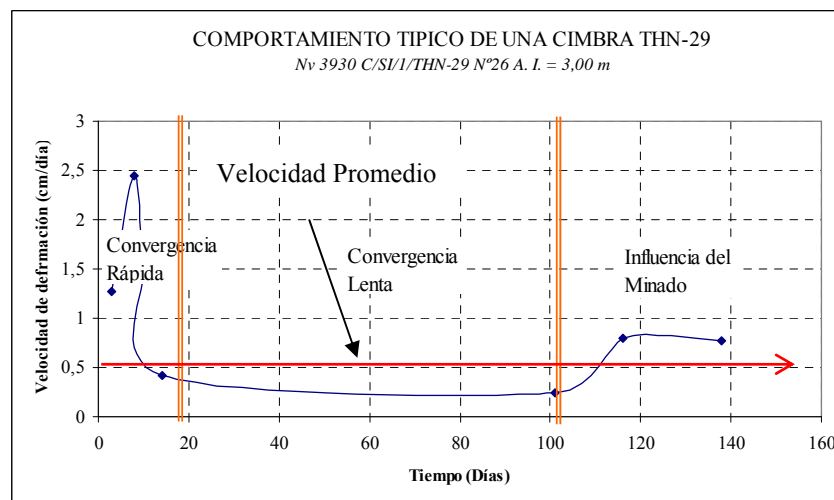


Fig. 7.12: Curvas comportamiento típico cimbras THN-29 Nv. 3910 Cimbra N° 26.

De las curvas de comportamiento típico de las cimbras por influencia de las deformaciones laterales, se observa que la vida de las cimbras pasa por tres etapas bien diferenciadas, que llamaremos: Convergencia rápida, Convergencia Lenta y convergencia por influencia del minado.

Se sabe por observaciones de campo que la llamada “convergencia rápida” es la responsable del deterioro acelerado de las cimbras, siendo por esto necesario conocer cuanto dura y cuanta convergencia acelerada puede ser alcanzada para cada condición hidrogeológica indicada. Para esto se ha seleccionado de la tabla de mediciones, grupos de cimbras en diferentes condiciones hidrogeológicas dentro de la zona C, que es donde se manifiestan los problemas críticos.

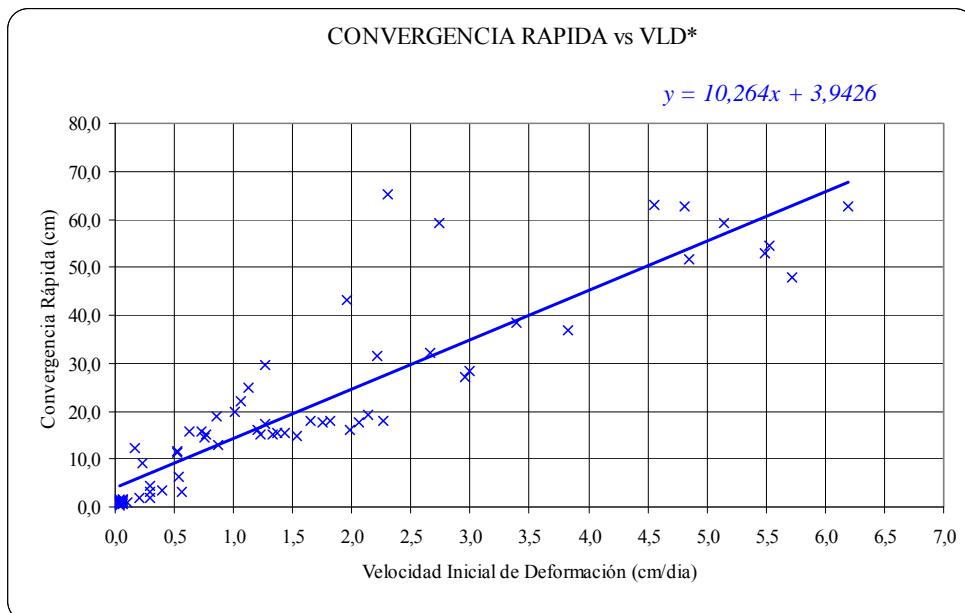
Tabla 7.17: Tabla de cimbras seleccionadas de todos los niveles a las que se midieron la Convergencia rápida

Nivel	Labor	Nº Cimbra	Zona	Tipo cimbra	Vel. Inic.	Tiempo (días)	Ancho Inicial (cm)	Ancho Final (cm)	Diferencia (cm)
4030	BP SE	33	C	6H20	1,22	20	300	285	15,1
4030	BP SE	34	C	6H20	1,20	20	300	284	16,1
4030	BP SE	35	C	6H20	0,87	20	300	287	13,1
4030	BP SE	36	C	6H20	1,38	20	300	284	15,6
4030	BP SE	37	C	6H20	1,81	20	300	282	17,9
4030	BP SE	38	C	6H20	1,75	20	300	282	17,8
4030	BP SE	39	C	6H20	1,66	20	300	282	17,9
4030	BP SE	40	C	6H20	1,43	20	300	284	15,6
4030	BP SE	41	C	6H20	2,14	20	300	281	19,2
4030	BP SE	42	C	6H20	1,98	20	300	284	16,2
4030	BP SE	43	C	6H20	2,27	20	300	282	18,1
4030	BP SE	45	C	6H20	2,07	20	300	283	17,5
3930	BP SE - I	1	C	6H20	0,07	14	345,0	344,5	0,50
3930	BP SE - I	2	C	6H20	0,07	14	345,0	344,2	0,80
3930	BP SE - I	3	C	6H20	0,03	14	292,9	292,5	0,40
3930	BP SE - I	4	C	6H20	0,07	14	297,6	296,1	1,50
3930	BP SE - I	5	C	6H20	0,10	14	294,1	293,0	1,10
3930	BP SE - I	6	C	6H20	0,03	14	291,5	290,4	1,10
3930	BP SE - I	7	C	6H20	0,20	14	300,1	298,1	2,00
3930	BP SE - I	8	C	6H20	0,03	14	296,1	295,1	1,00
3930	BP SE - I	9	C	6H20	0,07	14	297,9	296,4	1,50
3930	BP SE - I	10	C	6H20	0,03	14	294,1	292,7	1,40
3930	BP SE - I	11	C	6H20	0,03	14	299,9	299,4	0,50
3930	BP SE - I	12	C	6H20	0,07	14	301,0	299,8	1,20
3930	BP SE - I	13	C	6H20	0,03	14	301,9	300,4	1,50
3930	BP SE - I	14	C	6H20	0,30	17	298,1	293,7	4,37
3930	BP SE - I	15	C	6H20	0,30	17	295,9	294,1	1,82
3930	BP SE - I	16	C	6H20	0,40	17	298,3	294,9	3,40
3930	BP SE - I	17	C	6H20	0,30	17	298,0	294,7	3,28
3930	BP SE - I	18	C	6H20	0,57	17	299,8	296,8	3,04
3930	BP SE - I	19	C	6H20	0,53	17	300,3	294,1	6,19

(...) Continúa de la tabla anterior.

Nivel	Labor	Nº Cimbra	Zona	Tipo cimbra	Vel. Inic.	Tiempo (días)	Ancho Inicial (cm)	Ancho Final (cm)	Diferencia (cm)
3930	BP SE - I	21	C	THN-29	1,33	20	305,4	290,3	15,14
3930	BP SE - I	22	C	THN-29	1,27	20	303,8	286,4	17,43
3930	BP SE - I	23	C	THN-29	0,23	20	304,8	295,7	9,14
3930	BP SE - I	24	C	THN-29	0,17	20	300,0	287,6	12,43
3930	BP SE - I	25	C	THN-29	2,67	20	300,0	267,9	32,14
3930	BP SE - I	26	C	THN-29	1,27	20	300,0	270,3	29,71
3910	BP SE	8	C	N-29	0,63	25	293,2	277,5	16
3910	BP SE	9	C	N-29	1,02	25	298,6	278,6	20
3910	BP SE	10	C	N-29	0,77	20	289,6	274,5	15
3910	BP SE	11	C	N-29	2,22	25	297,4	265,9	31
3910	BP SE	12	C	N-29	3,00	20	305,9	277,7	28
3910	BP SE	13	C	N-29	2,95	20	313,4	286,2	27
3910	BP SE	14	C	N-29	4,85	20	305,1	253,5	52
3910	BP SE	15	C	N-29	5,72	30	300,0	252,1	48
3910	BP SE	16	C	N-29	4,82	30	302,0	239,3	63
3910	BP SE	17	C	N-29	2,30	30	302,0	236,9	65
3910	BP SE	18	C	N-29	4,55	30	300,0	237,1	63
3910	BP SE	19	C	N-29	5,14	32	303,0	243,9	59
3910	BP SE	20	C	N-29	5,53	32	303,0	248,4	55
3910	BP SE	21	C	N-29	5,49	32	303,0	250,1	53
3910	BP SE	22	C	N-29	3,83	32	303,0	266,1	37
3910	BP SE	23	C	6H20	3,39	32	300,0	261,6	38
3910	BP SE	24	C	6H20	6,20	32	300,0	237,2	63
3910	BP SE	25	C	N-29	0,53	20	254,0	242,5	11
3910	BP SE	26	C	N-29	0,52	20	264,7	253,1	12
3910	BP SE	27	C	N-29	0,86	25	279,6	260,8	19
3910	BP SE	28	C	N-29	0,73	25	297,8	282,1	16
3910	BP SE	29	C	N-29	1,96	30	307,6	264,3	43
3910	BP SE	30	C	N-29	2,74	30	310,3	251,2	59
3910	BP SE	31	C	N-29	1,13	30	300,0	275,2	25
3910	BP SE	32	C	N-29	1,06	30	300,0	277,8	22
3910	BP SE	33	C	N-29	0,76	25	300,0	285,7	14

De la tabla 7.17, obtenemos la siguiente curva:



(*) VDL = Velocidad de Deformación Lateral.

Fig. 7.13: Curva del alcance de la convergencia rápida en función de la VDL.

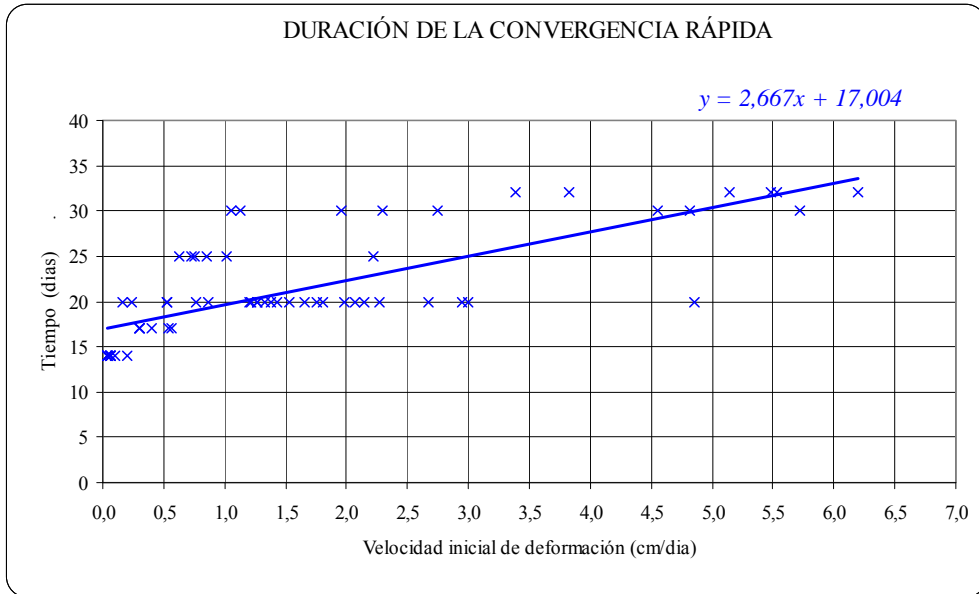


Fig. 7.14: Curva de Duración (en días) de la convergencia rápida en función de la VDL inicial.

La tabla 7.17 y los gráficos fig. 7.13 y 7.14 nos permiten entender la interacción roca soporte en la mina Rosaura.

CAPITULO VIII

VIII.- ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

8.1.-ANÁLISIS DE RESULTADOS

8.1.1.- Análisis Y Resultados Del Control De Cimbras

A. Comparación Entre Cimbras: Octogonal, 6H20, 4H13 y THN-21.

De la fig. 7.10 que muestra la curva velocidad de deformación en el lado AC, podemos afirmar que las mayores velocidades de deformación se producen en las cimbras octogonales (0.1 cm/día) tanto por presiones laterales como verticales. Las menores velocidades de deformación la presentan las cimbras 6H20 (0.009 cm/día), Mientras que las cimbras 4H13 y THN-21 presentan velocidades de deformación cercanas de 0.026 y 0.02 cm/día respectivamente.

De las Fig.7.11 y 7.12, como era de esperarse, la cimbra deslizante THN-21 tiene las mayores velocidades de deformación. Sin embargo la cimbra octogonal también posee una de las velocidades de deformación más altas (cercanas a las cimbras deslizantes). Las cimbras 6H20 y 4H13 son las que poseen las menores velocidades de deformación en dimensiones AB y BC tal como se puede esperar de una cimbra rígida.

El esfuerzo principal que produce el deterioro acelerado de las cimbras es la presión lateral. Por lo que en la tabla 8.1 se ha clasificado a los tipos de cimbra comparados en orden descendiente a la VDL (velocidad de deformación lateral).

Tabla 8.1: Tabla resumen del tiempo de vida de las cimbras en la rampa 4070

Cimbra	VDL* (cm/día)	Tiempo de Vida (meses)
Octogonal	0,10	17
4H13	0,03	64
THN-21	0,02	83
6H20	0,01	167

Por los resultados mostrados se ha dejado de usar la cimbra octogonal. La cimbra THN-21 también se dejó de usar por insuficiente capacidad de soporte y la demora en su adquisición.

B. Comparación Entre Cimbras 6H20 y THN – 29.

De las tablas 7.14, 7.15, 7.16 y 7.17 se obtiene la tabla 8.2, donde se muestran las diferencias en el tiempo de vida de las cimbras 6H20 y THN-29.

Tabla 8.2: Influencia del Invert, espaciamento y tipo de cimbra en el tiempo de vida de una labor en la zona C.

Caudal	VDL (cm/día)	Tiempo de Vida (meses)	▲ T.V.* Invert (meses)	▲ T.V.* Intermediado (meses)	▲ T.V.* THN-29 x 6H20 (meses)
[0 - 0,25>	[0 - 0,1>	> 19	-	-	-
[0,25 - 0,5>	[0,1 - 0,2>	8,5 - 19	3	4,3	5,6
[0,5 - 1>	[0 - 0,1>	3,0 - 8,5	0,5	1,4	0,3
[1 - 2>	[0 - 0,1>	0,5 - 3	-	-	-
[2 - ...>	[0 - 0,1>	0 - 0,5	-	-	-

(*) ▲ TV = Variación del tiempo de vida de las cimbras.

El uso del invert y la cimbra intermedia nos permiten reducir la velocidad de deformación frente a las presiones laterales, esto se aprecia en la extensión del tiempo de vida de las cimbras. Asimismo se observa claramente que las cimbras THN-29 tienen mayor tiempo de vida que la cimbra 6H20.

Cabe resaltar que las extensiones en el tiempo de vida son solo efectivas mientras la condición de agua este en el rango de húmedo a goteo, fuera de estos rangos de condición hidrogeológica las mejoras no son perceptibles a la metodología de control empleada.

C. Comportamiento Típico De Las Cimbras 6H20 Y THN-29

En el grafico de comportamiento típico de las cimbras fig. 7.13 y 7.14 se observa que, tanto para las cimbras 6H20 como para las cimbras THN-29 muestran un comportamiento muy similar.

Según esta gráfica se sabe que durante el tiempo de vida de una cimbra pasa por 3 etapas:

- Convergencia rápida: Causada de presiones iniciales provocadas por redistribución de esfuerzos. Se observan las mayores VDL en las cimbras.
- Etapa de Convergencia lenta: Periodo en que la cimbra esta estable pero la deformación continua, aunque lenta pero continúa.
- Y la etapa en la que se encuentra influenciada por la secuencia de minado. Etapa en la que inicia el colapso de las labores de manera gradual por influencia del método SLC.

De las 3 etapas en la vida de la cimbra la etapa de convergencia rápida es la etapa de mayor importancia ya que en esta se puede reducir o extender de manera significativa la vida de las cimbras. Por lo que se realiza su respectivo análisis:

De la tabla 7.16 y los gráficos fig.7.15 y 7.16 se ha podido observar que tanto el alcance de la convergencia rápida así como el tiempo de duración dependen directamente de la magnitud de la VDL inicial, que a su vez depende la condición hidrogeológica de la zona donde fue instalada la cimba.

Los resultados obtenidos se muestran en siguiente tabla resumen 8.3.

Tabla 8.3: Resumen del alcance de la convergencia rápida en función de la VDL inicial.

Condición De Agua Subterránea	Item	Velocidad Inicial de Deformación (cm/día)	Convergencia Rápida (cm)
Seco	1	0,05	4,5
	2	0,1	5,0
	3	0,2	6,0
Húmedo	4	0,4	8,0
	5	0,5	9,1
	6	0,8	12,2
	7	1	14,2
Goteo	8	1,5	19,3
	9	2	24,5
	10	3	34,7
Flújo Ligero	11	4	45,0
	12	5	55,3
	13	6	65,5
	14	7	75,8

Tabla 8.4: Duración de la convergencia rápida en función de la VDL inicial.

Condición De Agua Subterránea	Item	Velocidad Inicial de Deformación (cm/día)	Tiempo de Convergencia Rápida (días)
Seco	1	0,05	17,1
	2	0,1	17,3
	3	0,2	17,5
Húmedo	4	0,4	18,1
	5	0,5	18,3
	6	0,8	19,1
	7	1	19,7
Goteo	8	1,5	21,0
	9	2	22,3
	10	3	25,0
Flújo Ligero	11	4	27,7
	12	5	30,3
	13	6	33,0
	14	7	35,7

La información de las tablas 8.3 y 8.4 nos permiten conocer entender la interacción roca soporte.

8.1.2.- Efecto De Los Factores Influyentes En La Duración de Cimbras

A. Inestabilidad de la masa rocosa

Los factores atribuibles a que los problemas de **inestabilidad de masa rocosa** se acentúen son:

- La calidad Muy Mala de la masa rocosa mineralizada y calidad Mala de las rocas encajonantes.
- Las características de deformación de la masa rocosa del yacimiento, que la tipifican como “rocas de muy alta deformabilidad” (“squeezing rock”).
- Las características expansivas de la masa rocosa del yacimiento (“swelling rock”), principalmente las rocas que tienen alteración argílica y en menor grado las que tienen alteración propilítica.
- La presencia del agua subterránea, que activa el hinchamiento de la roca y produce mayor deformabilidad.

De estos factores, solo el agua puede ser controlable, el resto de los factores señalados constituyen condiciones naturales del yacimiento a los cuales debemos adecuar el método de minado.

INFLUENCIA DEL AGUA SUBTERRANEA EN EL TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS

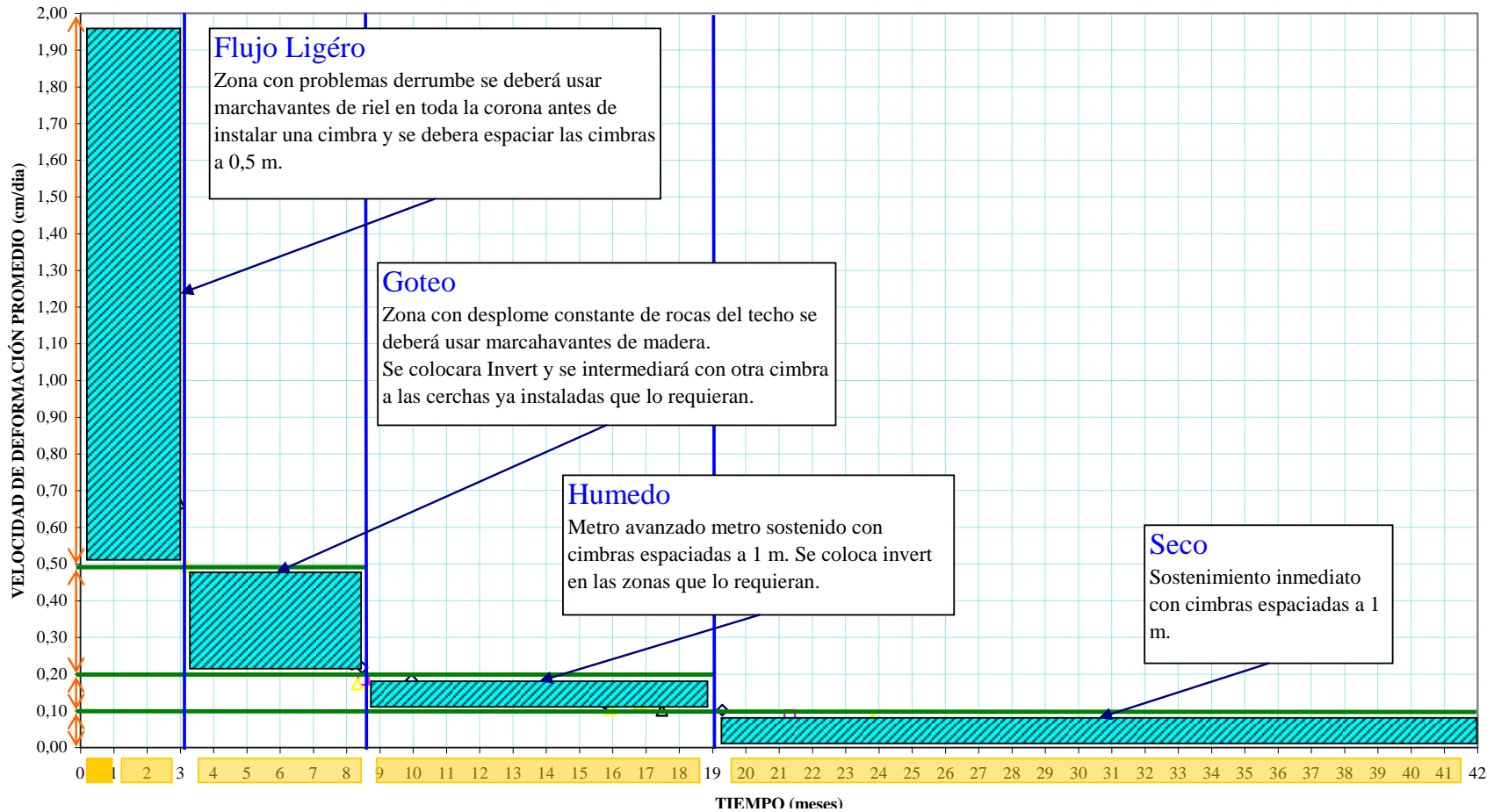


Fig. 8.1: Tiempo de vida de las cimbras vs. Velocidad de deformación bajo la influencia del agua subterránea. Gráfico obtenido a partir de la tabla de mediciones.

Caudal Q (l/s)	Descripción	Velocidad Promedio de deformación (cm/día)	Tiempo de vida de las cimbras (meses)
0 - 0,25	Seco	0 - 0,1	> 19
0,25-0,5	Húmedo	0,1 - 0,2	8,5 - 19
0,5 - 1 l/s en 10 m	Goteo	0,2 - 0,5	3 - 8,5
1 - 2,0 l/s en 10 m	Flujo Ligero	0,5 - 3	0 - 3
> 2,0 l/s en 10 m	Flujo Erosivo	> 3	Se debe reducir el flujo

Tabla 8.5: Influencia del agua subterránea en el Tiempo de vida de las cimbras. Obtenido a partir de las mediciones de los lados AC de las cimbras de los niveles 3910 y 3930.

B. Método de minado.

Según las observaciones de campo y la información disponible en los informes de los consultores de la mina Rosaura, los factores que son atribuibles al **método de minado** son principalmente:

- Los esfuerzos inducidos por el proceso del minado, que no obstante ser de magnitudes relativamente bajas, sin embargo vencen a las bajas resistencias de la masa rocosa del yacimiento.
- El esquema y secuencia de avance del minado. El primero, que tiene que ver entre otros, con la ubicación, forma, tamaño y orientación de las excavaciones y de otros componentes estructurales, como pilares y puentes. El segundo, que tiene que ver con el orden en que es extraído el mineral de los tajeos.
- Las técnicas de perforación y voladura utilizadas, que no están permitiendo una fragmentación homogénea de todo el bloque de minado, lo cual resulta en un flujo no continuo del mineral que influye en el daño a las cimbras y representa situación de riesgo para el personal y los equipos.

8.2.- ANÁLISIS DE COSTOS

A continuación mostramos detalles de los costos de mina

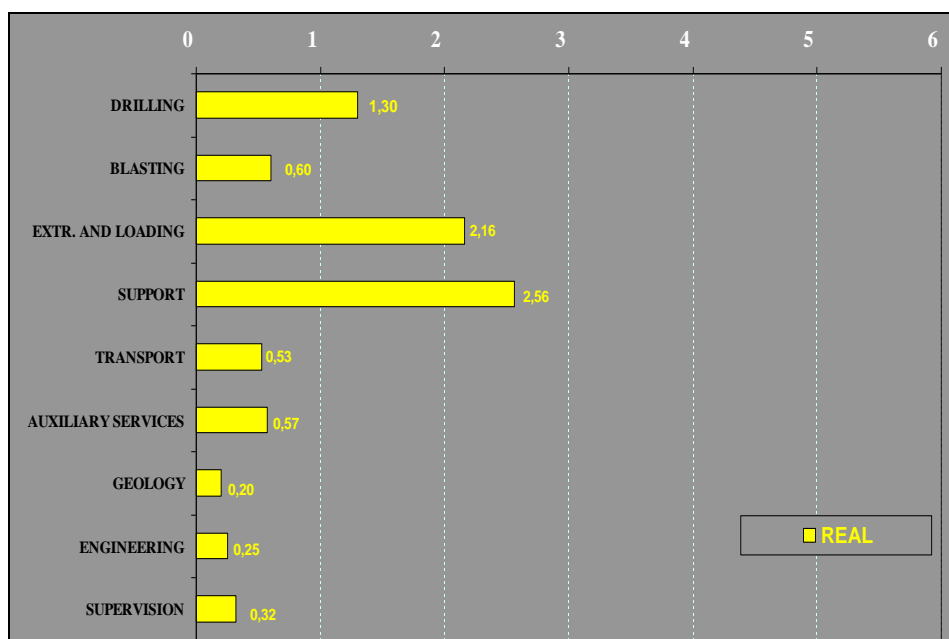


Fig. 8.2: Detalle de los costos de mina año 2007 (para un mes)

Los principales insumos utilizados para el sostenimiento en la mina Rosaura son:

DESCRIPCION	US\$	UNID.
CIMBRA THN-29" 3.0m3.0m, 29 kg/m 2Pzas	457,6	POR JUEGO
CIMBRA H6" 3.0m3.0m, 20 lb/pie 2Pzas	405,5	POR JUEGO
CIMBRA THN-29" 3.25m3.0m, 29 kg/m 2Pzas	440,00	POR JUEGO
SOLERA INVERTIDA (Viga)	37,50	METRO
SOLERA INVERTIDA DESLIZANTE	330,10	JUEGO

Tabla 8.5: Precio de los insumos al 2008 en la U. M. Rosaura.

Los costos a los cuales se incurre al instalar cimbras depende de los siguientes factores: Tipo de cimbra, con o sin invert y espaciamiento. Los requerimientos para la instalación de cimbras y sus respectivos costos se encuentran detallados en la tabla 8.6

8.2.1.- Matriz de costos del sostenimiento con cimbras

DESCRIPCIÓN	UNIDADES	COSTO	COSTO x CIMBRA	Cimbra simple	Cimbra simple	Cimbra simple	Cimbra simple + Invert	Cimbra simple + Invert	Cimbra simple + Invert	Cimbra simple + Invert + intermediado	Cimbra simple + Invert + intermediado	Cimbra simple + Invert + intermediado
				6H20 3x3m	THN-29 3x3m	THN-29 3,25x3m	6H20 3x3m	THN-29 3x3m	THN-29 3,25x3m	6H20 3x3m	THN-29 3x3m	THN-29 3,25x3m
Galería 3.0 m x 3.0 m (Jackleg+Scoop) - Roca tipo C	US\$/m	221,98	222,0	222,0	221,98	221,98	222,0	222,0	222,0	222,0	222,0	222,0
Colocación de cimbras 6w20 - (4.5m x 3.0m - 3.5 m x 3.0m - 3.0m x 3.0m)	US \$ / un	611,78	611,8	611,8			611,8			611,8		
Enmaderado de cimbras (enrejado y encribado)	US \$ / un	8,22	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3	49,3
Colocación de cimbras thn-29 (3.0m x 3.0m)	US \$ / un	677,80	677,8		677,80			677,8			677,8	
Colocación de cimbras thn-29 - (3,25m x 3.0m)	US \$ / m2	655,48	655,5			655,48			655,5			655,5
Colocación de marchavante de madera	US \$ / un	22,59	67,8									
Colocación de marchavante de riel	US \$/un	194,97	974,9									
Colocación de solera invertida (invert)	US \$ / un	177,41	177,4				177,4	177,4	177,4	177,4	177,4	177,4
Retirado de cimbras antiguas	US \$ / un	171,90	171,90									
Instalacion cimbras de refuerzo THN-29 - (3.0m x 3.0m)	US \$ / un	678,29	727,59							678,29	727,59	727,59
COSTO TOTAL				883,1	949,1	926,8	1060,5	1126,5	1104,2	1738,8	1854,1	1831,8

Tabla 8.6 Costos por metro de avance para los diferentes tipos de cimbra usados en la U. M. Rosaura.

CAPITULO IX

IX.- SIMULACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DE RESULTADOS

9.1.- SIMULACIÓN CON LOS DATOS DE CAMPO.

9.1.1.- Aplicación Del Programa Phases 6.0 En La Simulación Del Comportamiento De Las Cimbras (por: Sergio Brito Consultoría Ltda. July 30th 2007)

1. Comparación Cimbras Deslizantes Vs Rígidas

El uso adecuado de las cimbras Rígidas y deslizantes omega tipo TH en la mina Rosaura fue analizado usando el programa de elementos finitos PHASES 2.0 de Rocscience Co (versión 6.0 www.rocscience.com)

Basado en la convergencia determinada en los modelos fue posible evaluar la dimensión inicial necesaria mínima para aquellas labores donde el tiempo de vida de la cimbra es inferior al requerido de tal manera que la excavación logre la dimensión final necesaria, sin que la cimbra se rompa.

La dimensión mínima fue considerada 3.0 m.

- **General**

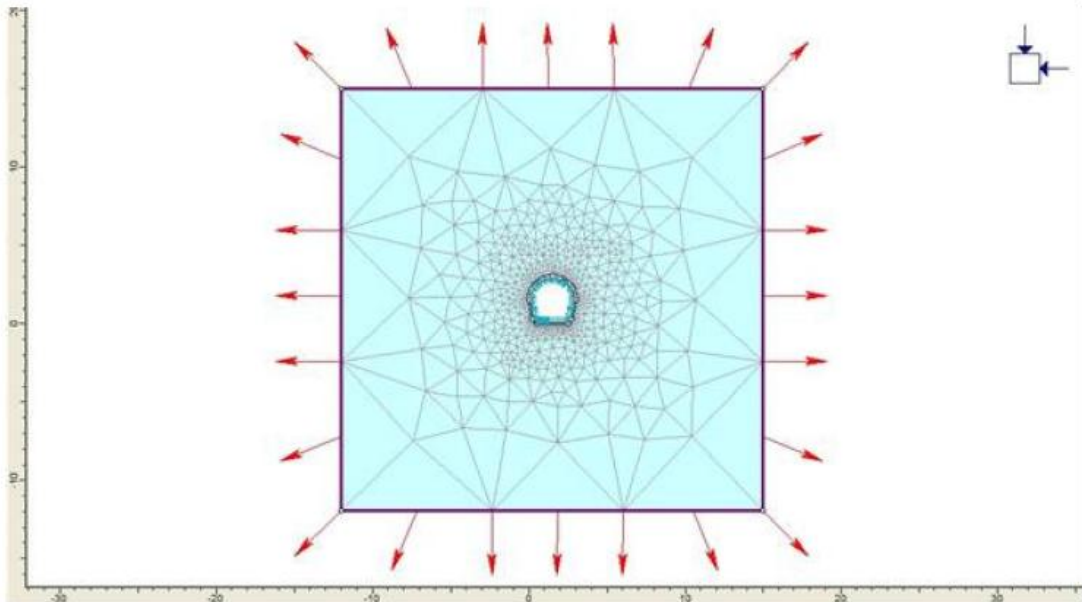
(...) La idea básica fue simular una excavación tan grande que anticipe y nos permita verificar cuanta deformación puede ser esperada.

Dos configuraciones geométricas diferentes fueron inicialmente considerados: Galerías de 3 x 3 m y 4 x 4 m.

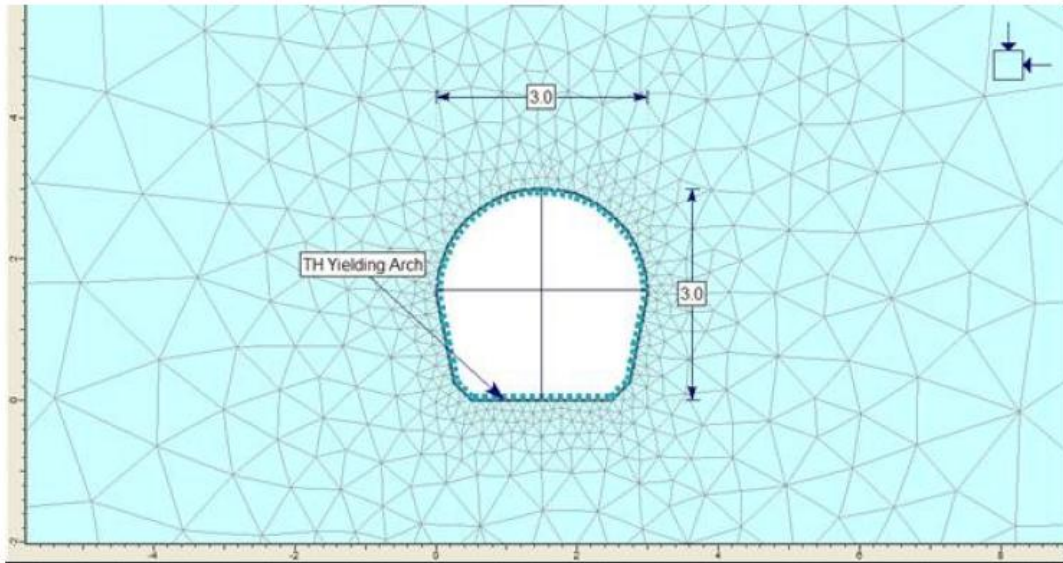
Basados en la convergencia determinada en el modelo fue posible evaluar la dimensión inicial mínima para que la excavación logre una dimensión final apropiada, sin que la cimbra se rompa. La dimensión final considerada fue 3 m. Se pueden realizar simulaciones futuras para dimensiones más pequeñas si es necesario.

- **Modelo Numérico.**

La Fig. 1(a, b) muestra el modelo de elementos finitos. Esto puede ser notado en la fig 1(a) las condiciones de contorno usando los elementos finitos. En la figura 1(b) los detalles de la sección transversal analizada con cimbra TH.



(a) Figure 1 – Finite element model general view.



(b) Figure 1 – Finite element model: details.

La triangulación por elementos finitos usada fue con 6 (interpolación cuadrática) para modelar la masa rocosa (Andesita) y elementos unidimensionales con flexural rigidity (beam elements) para modelar la cimbra.

Las propiedades de la Andesita, considerado como un material elastoplástico perfecto, pueden ser vistas en la tabla 1. Los mismos que fueron usados en los análisis del 2005/2006.

Tabel 1 – Mechanical properties of the Andesite.

c (MPa)	0.19
c_{residual} (MPa)	0.19
ϕ ($^{\circ}$)	31.4
ϕ_{residual} ($^{\circ}$)	31.4
σ_t (MPa)	0.0677
γ (MN/m ³)	0.027
E (GPa)	0.5478
ν	0.3
ψ ($^{\circ}$)	0

Tabla 1- Propiedades Mecánicas de la masa rocosa en las diferentes zonas.

Las Características de las cimbras usadas son mostradas en la tabla 2.

Tabel 2 – Characteristics of the TH steel sets.

E (GPa)	210
ν	0.25
σ_t (MPa)	550
σ_c (MPa)	550
Width of steel set (mm)	124
Height of steel set (mm)	108
Weight (kg/m)	21

Tabla 2- Características mecánicas de las cimbras usadas en Rosaura.

El modelo computacional fue desarrollado en 4 etapas: (1) Aplicación de la carga debido al estado In situ de esfuerzos (gravitacional e hidrostático) (2) Simulación de una condición equivalente al frente de excavación; (3) simulación de la condición al momento de la instalación de la cimbra TH, 1m detrás del frente y (4) situación final después de la convergencia total de la sección excavada y movilización de la reacción completa del soporte.

Para representar las etapas (3) y (4), presiones internas fueron aplicadas a la superficie de excavación. Con valores equivalentes a una restricción existente para la convergencia de túneles. Impuesta por la proximidad al frente de excavación. Los valores aproximados de tales presiones fueron obtenidos por the rock-support-convergence method implementado en el software RockSupport (versión 3.0, www.rocscience.com). La fig. 3 muestra los cálculos de estos valores para el caso de una galería de 3 x 3 m

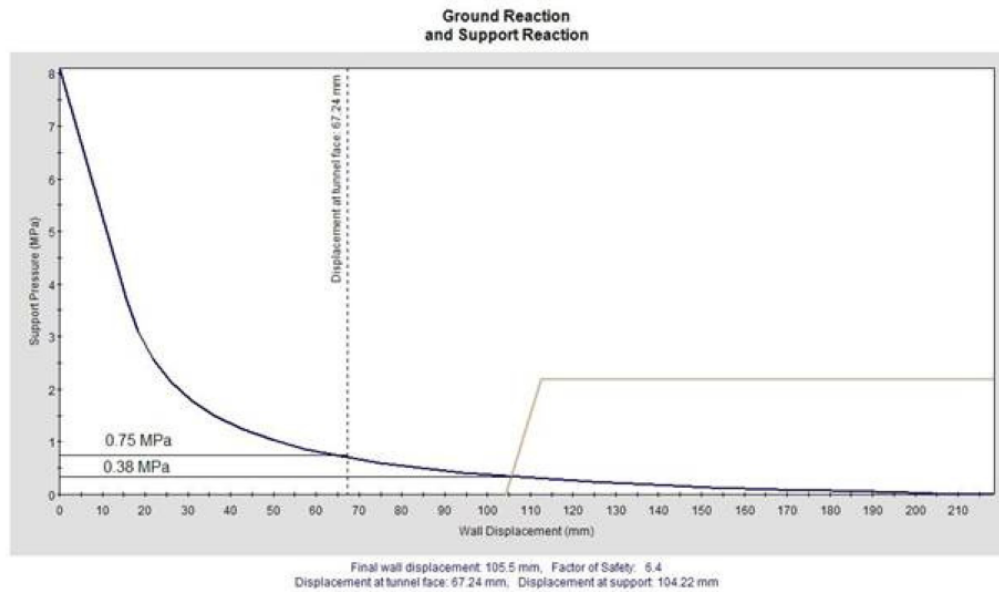


Tabla 3: muestra la presión equivalente a la posición del frente de excavación y 1 m detrás, donde el soporte fue instalado, para cada galería analizada.

Table 3 – Equivalent pressures at the front and 1 m behind it

Gallery Dimentions (m)	Pressure at the Front (MPa)	Pressure 1m behind the Front (MPa)
3 x 3	0.75	0.375
4 x 4	0.85	0.500

Esto fue considerando que la cimbra deslizante tendrá 3 sectores y 2 juntas de deslizamiento (Fig. 4).

Esto permitirá un cierre de 0.5m, representado aproximadamente una reducción del 11% de la longitud inicial de la cimbra. El análisis considera ambas alternativas sin y con invert y, en este ultimo caso, invert rígido y deslizante.

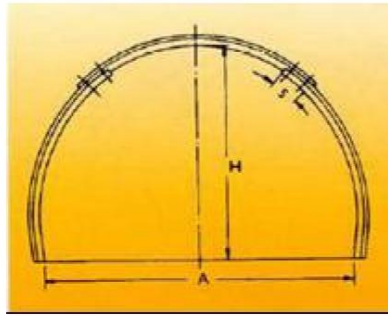


Figure 4 – Sketch of a TH yielding steel-set with two sliding joints.

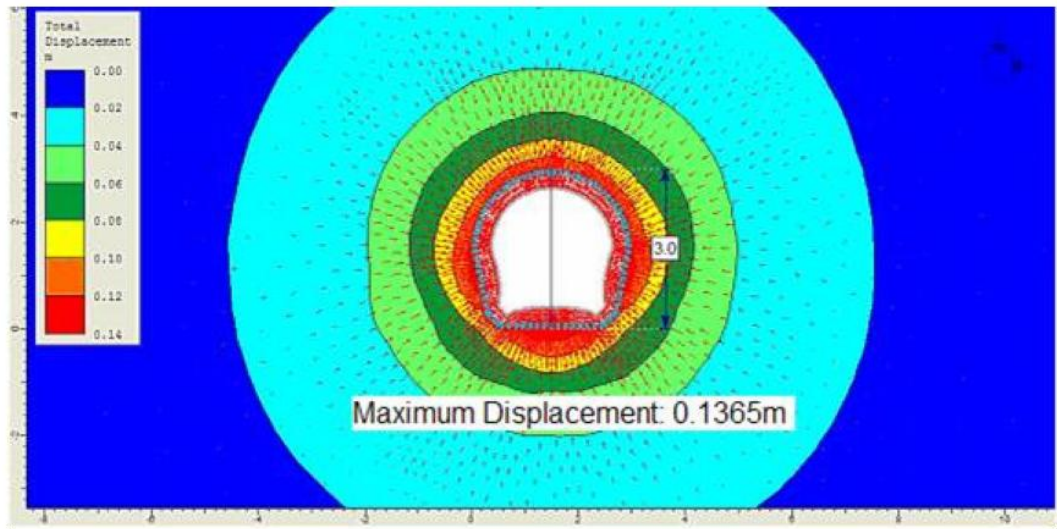
- **Análisis De Resultados**

Fig. 5 (a,b) muestra es desplazamiento y factor de seguridad/ zonas plastificadas para una galería de 3 x 3m . Fueron determinados, una convergencia total de 0.2730 m y una zona plastificada de 8.5 metros de diámetro aproximadamente. A pesar de la gran plastificación y deformación (cerca de 9%) del terreno, la cimbra deslizó como se esperaba, aun antes de alcanzar el deslizamiento total permitido, evitando de esta manera la falla por flexión/arqueo de la cimbra.

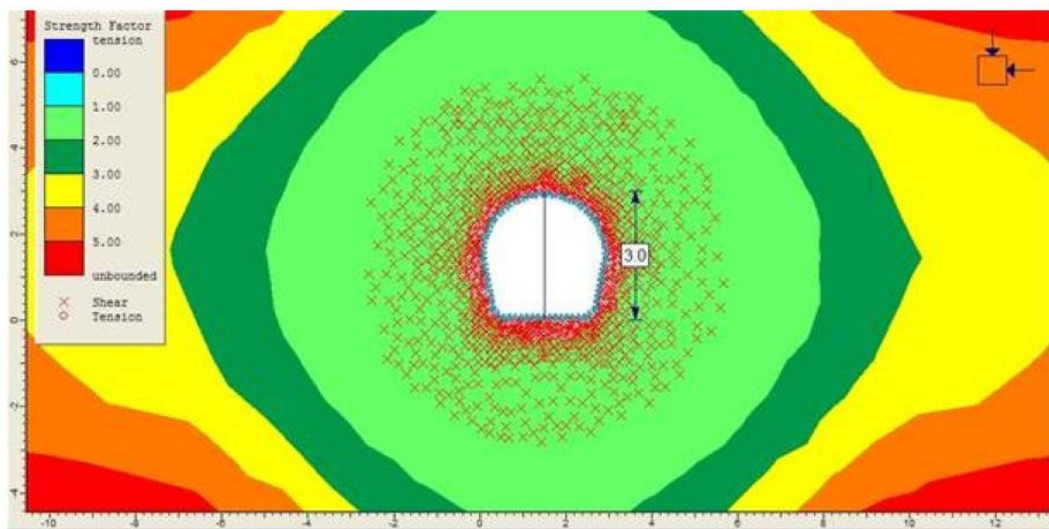
Como una ilustración Fig. 6 muestra el resultado del factor de seguridad y la zona plastificada para la misma galería de 3 x 3m. Pero usando una cimbra rígida, con el mismo numero de partes pero sin juntas deslizantes. Puede notarse que la capacidad de carga de la cimbra fue totalmente excedida.

La tabla 4 muestra el resultado de la convergencia total (= 2 x desplazamiento máximo) para los 2 casos analizados. Los resultados sugieren que una galería de 3.3 x 3.3 m cerraría después del deslizamiento de las piezas de acero hasta una dimensión final de 3 x 3 m como se desea, una galería de 3 x 3 m tiene una convergencia total de 0.2730 m.

Fig. 7(a, b) muestra los resultados para una galería de 3.3 x 3.3 m. Se puede notar que la convergencia total llega a los 0.2884 m (0.3 m). Por lo tanto su sección final será de 3 x 3 m, como se desea, sin que las cimbras se rompan.



(a) Figure 5 – 3 x 3 m gallery: displacements.



(c) Figure 5 – 3 x 3 m gallery: factor of safety / plastified zones.

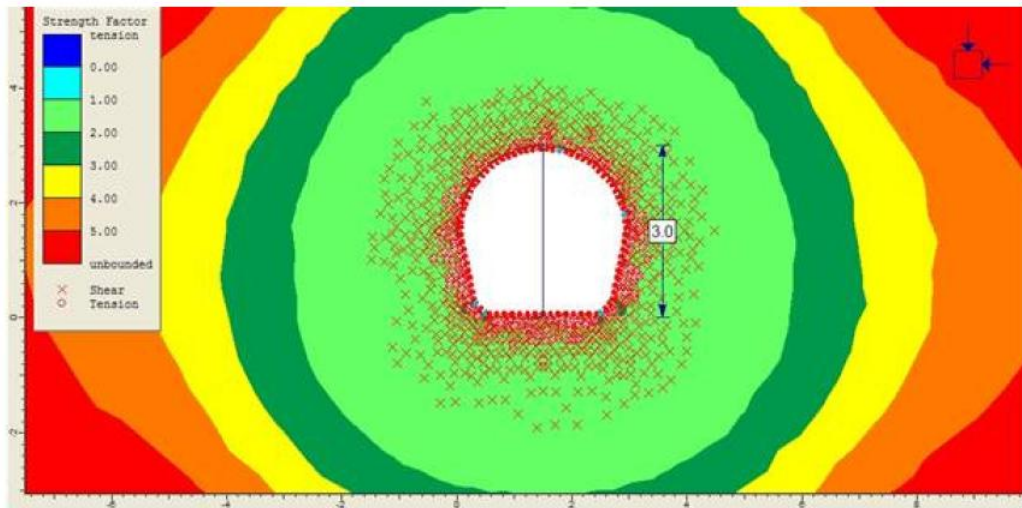
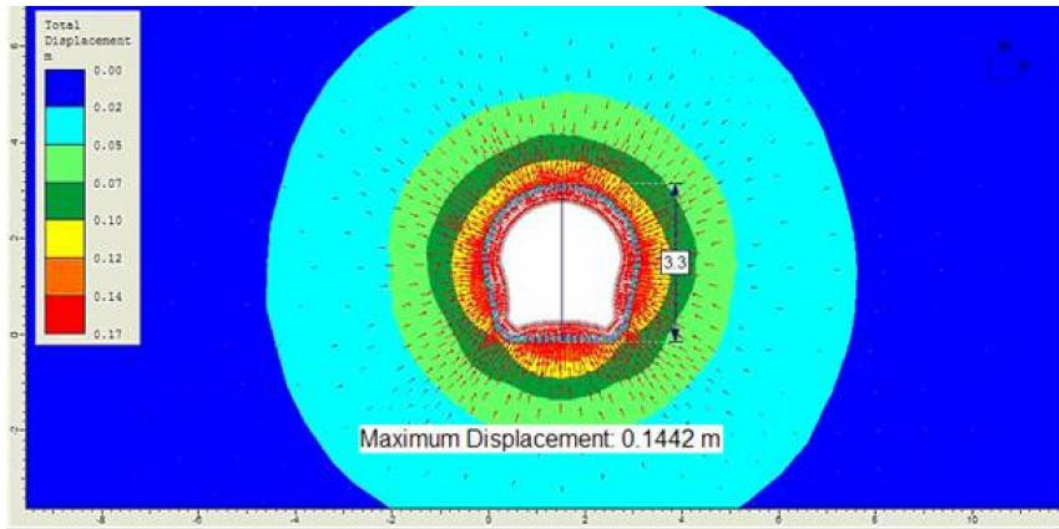


Figure 6 – 3 x 3 m gallery: factor of safety / plastified zones for rigid steel-sets. Note the failure of the steel-sets, showed in red, different from Fig. 5(b), where they are in light blue.

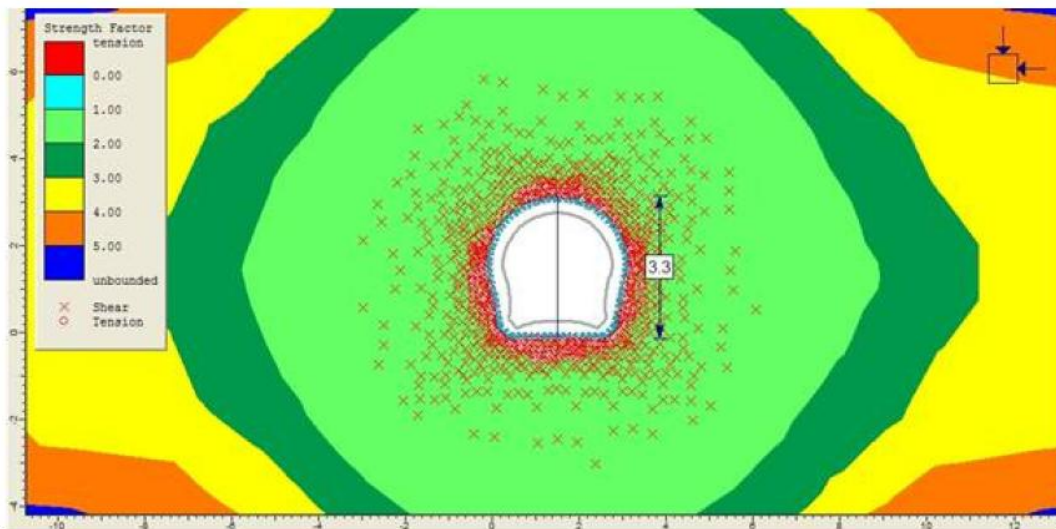
Table 4 – Convergence for the two cases analyzed.

Gallery dimensions (m)	Total convergence (m)	Convergence in percentage (%)
3 x 3	0.2730	9.1
4 x 4	0.3212	8.0

La cimbra abajo analizada tiene invert deslizante. Seguidamente, los resultados para una cimbra con invert rígido son mostrados en la (fig. 8) y otra sin invert (fig. 9). Puede observarse que el invert rígido no puede soportar las grandes deformaciones y falla. Pero la galería sin invert muestra deformaciones/convergencias (0.2896 m) solo un poco mas grande que las cimbras con invert deslizante y también con una sección final cerca de 3 x 3m.



(a)



(b)

Figure 7 –3.3 x 3.3 m gallerety: (a) displacement; (b) factor of safety / plastified zone.

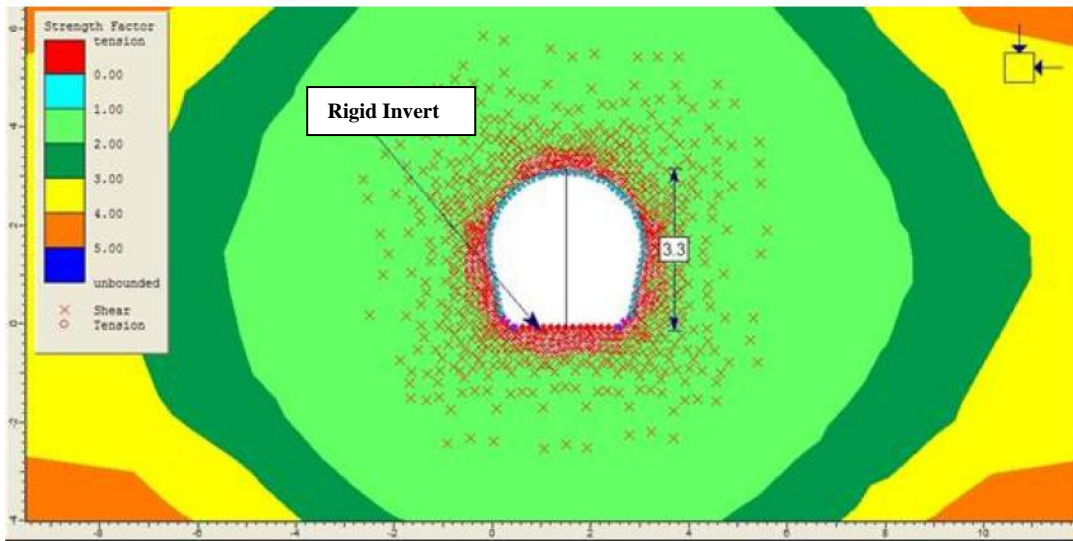
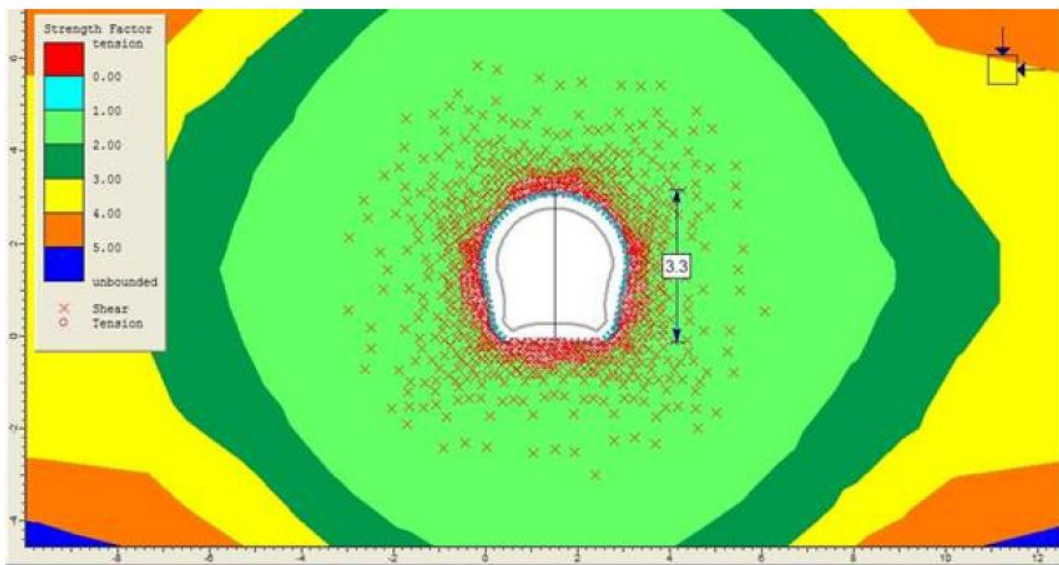
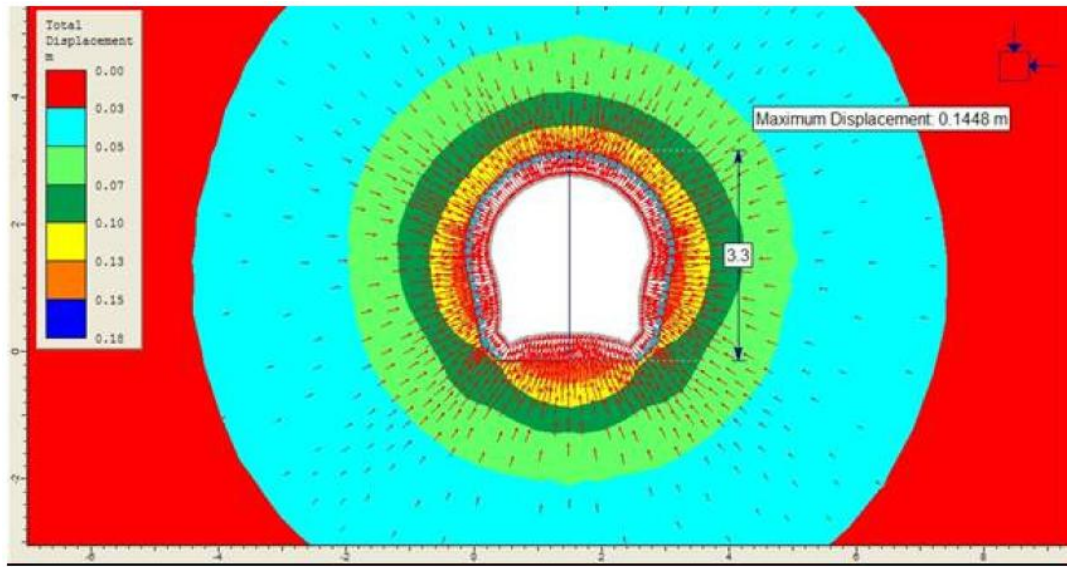


Figure 8 – 3.3 x 3.3 m gallery: factor of safety / plastified zones for rigid invert.



(a)

Figure 9 – 3.3 x 3.3 m gallery: factor of safety / plastified zones without invert.



(b)

Figure 9 –3.3 x 3.3 m gallery: (b) displacement without invert.

9.1.2.-Simulación De Optimización Del Sostenimiento

A continuación se simulará el procedimiento de gestión del sostenimiento que nos permite optimizar nuestros costos. Para esto se ha determinado la abundancia de cimbras según su VDL mediante un análisis estadístico de frecuencias en los BP SE de los niveles controlados, de donde se obtiene la tabla 9.1.

Nivel	3910	3930	3950	3970	3990	4010	4030		
Rango (cm/día)	BP SE	BP SE	BP NW	BP SE	BP SE	BP SE	BP SE	Promedio	Tiempo de vida de cimbras (meses)
[0 - 0,1>	13,5%	19,8%	100,0%	55,2%	34,3%	4,3%	3,2%	32,9%	> 19
[0,1 - 0,2>	28,4%	31,4%	0,0%	31,0%	32,9%	37,0%	25,8%	26,6%	8,5 - 19
[0,2 - 0,5>	33,8%	32,6%	0,0%	13,8%	18,6%	54,3%	54,8%	29,7%	3,0 - 8,5
[0,5 - 3>	24,3%	16,3%	0,0%	0,0%	14,3%	4,3%	16,1%	10,8%	0,5 - 3,0
[3 - ...>	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0 - 0,5
Total	74	86	15	29	70	46	31	351	

Tabla 9.1: Porcentajes de abundancia promedio según la VDL que posean las cimbras de los BY Pass SE

GRÁFICO ESQUEMÁTICO DE UN NIVEL DE EXPLOTACIÓN

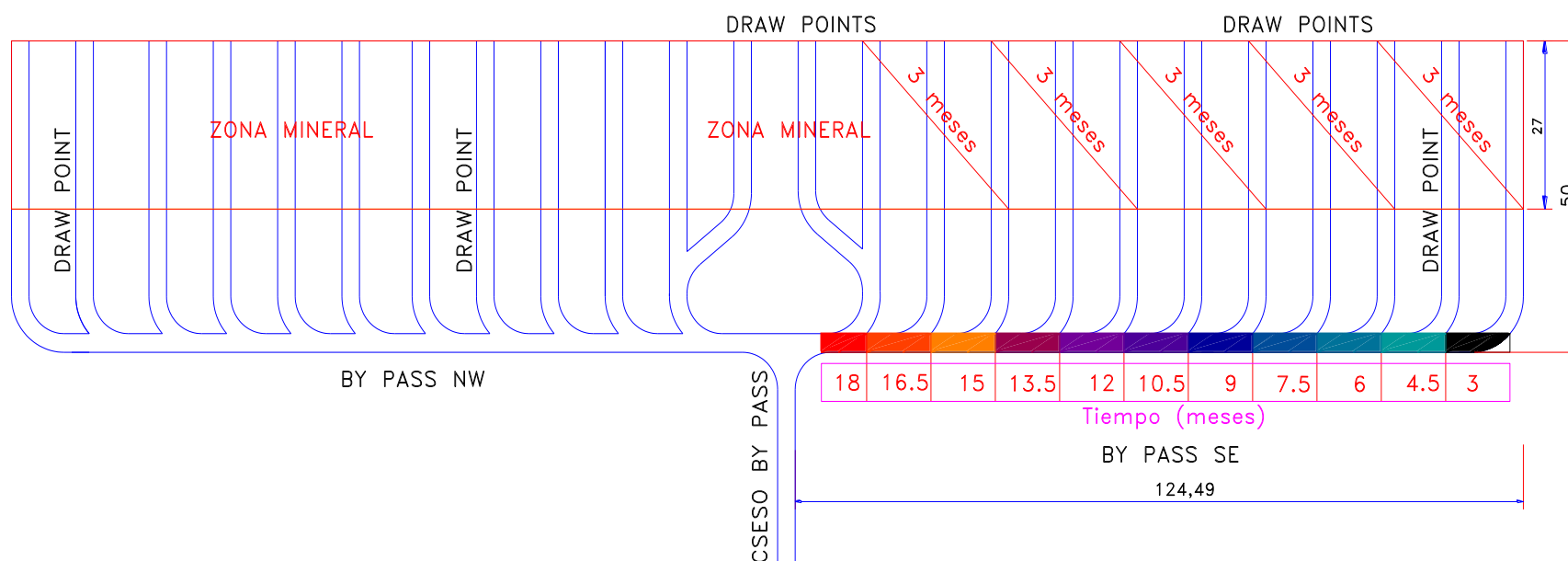


Fig. 9.1: esquema del By Pass SE y el requerimiento de tiempo de vida de las cimbras en los tramos indicados según los cálculos realizados en la U. M. Rosaura.

Longitud del BP (m)	132
Espaciamiento del DP (m)	11
Número de DP's (unid.)	12

Rango VDL (cm/día)	Rango TV (meses)	Clase TV (meses)	% de Existencia	▲TV* C/n Invert (meses)	▲TV* Espac. a 0,5 m (meses)	▲TV* Cimbra THN-29 vs 6H20 (meses)
[0 - 0,1>	> 19	25	32,9%	0	0	0
[0,1 - 0,2>	8,5 - 19	14	26,6%	3,2	2,8	4,2
[0,2 - 0,5>	3,0 - 8,5	6	29,7%	0,5	1,3	0,3
[0,5 - 3>	0,5 - 3,0	1,75	10,8%	0	0	0
[3 - ...>	0,0 - 0,5	0,25	0,0%	0	0	0

(*) ▲TV = Variación del tiempo de vida de la cimbra

Tabla 9.2: Tiempo de vida de las cimbras y el incremento del tiempo de vida que ofrecen el Invert y la reducción del espaciamiento.

CASO	DESCRIPCIÓN	Nº CIMBRAS	COSTO
I	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP, se reemplazan aquellas cimbras deterioradas cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido.	282	271937
II	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP y se colocan Invert e intermedian con cimbras de reforzamiento aquellas cimbras cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido.	269	292502
III	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP y se colocan Invert en aquellas cimbras cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido.	253	379085
IV	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP y se colocan Invert e intermedian con cimbras de reforzamiento aquellas cimbras cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido y que puede ser extendido con el invert e intermediado.	269	274852
V	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP y se colocan Invert en aquellas cimbras cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido, pero que puede ser extendido con el invert.	253	300524
VI	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP y se colocan Invert en aquellas cimbras cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido, y que su velocidad de deformación está en el rango[0,1-0,2 > cm/día	276	267835
VII	Se utilizan cimbras 6H20 en todo el BP y se colocan Invert en aquellas cimbras cuyo tiempo de vida sea menor al tiempo de vida requerido, y que su velocidad de deformación está en el rango[0,2-0,5 > cm/día	275	278954
VIII	Se utilizan cimbras 6H20 simple y THN-29 con Invert. Las cimbras THN-29 con Invert se ubican en las zonas donde el tiempo de vida de la cimbras es menor al tiempo de vida requerido, pero que puede ser extendido con el invert.	256	264273
IX	Se utilizan cimbras 6H20 simple y THN-29 con Invert. Las cimbras THN-29 con Invert se ubican en las zonas donde el tiempo de vida de la cimbra es menor que el tiempo de vida requerido y donde la velocidad de deformación esta en el rango [0,1 - 0,2>cm/día.	266	263088
X	Se utilizan cimbras 6H20 simple y THN-29 con Invert. Las cimbras THN-29 con Invert se ubican en las zonas donde el tiempo de vida de la cimbra es menor que el tiempo de vida requerido y donde la velocidad de deformación esta en el rango [0,1 - 0,2>cm/día.	256	262714

Tabla 9.3: Simulación realizada para lograr el costo óptimo de sostenimiento en la mina Rosaura.

El costo óptimo se logra para el caso X, que es aplicado en la mina Rosaura.

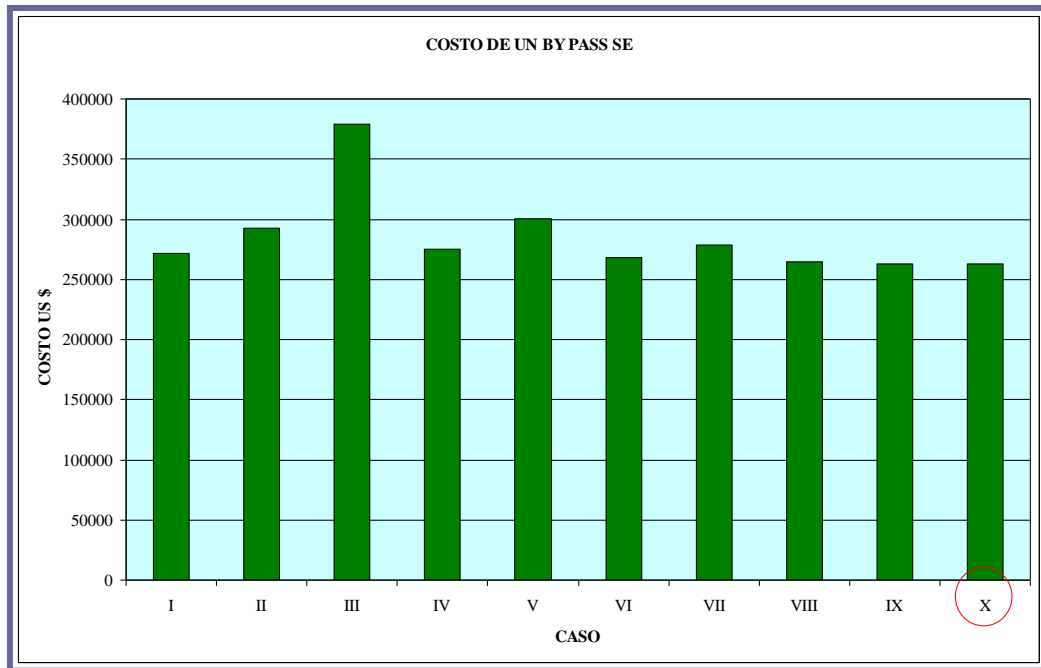


Fig.9.2: Diagrama de barras para cada caso simulado en la optimización de costo de sostenimiento en la mina Rosaura.

El método Sub Level Caving se encuentra en el orden n° 4 dentro del ordenamiento por costos de los métodos de minado, con un costo que varía de 6 a 12 \$/t.

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN ORDENADOS POR COSTOS

ORDEN	METODO DE EXPLOTACIÓN	SIGLA	US \$/t
1	Block O Panel Caving	BC	2,5 a 8
2	Room and Pillar	R&P	4 a 10
3	Sub Level Stoping	SLS	5 a 10
4	Sub Level Caving	SLC	6 a 12
5	Cut and Fill	C&F	10 a 30
6	Vertical Crater Retreat	VCR	20 a 25
7	Top Slicing	TS	25 a 35
8	Shrinkage	SHRK	30 a 40
*	Rosaura Proyecto Original	SLC	7,8

Tabla 9.4: Costos según el método de explotación

En la mina Rosaura el costo del sublevel caving es de 8.72 \$/t. gracias rendimiento óptimo del sostenimiento. Sin embargo inicialmente en el año 2004 estos costos ascendían a 11.95 \$/t siendo el costo más alto en la historia de la mina Rosaura.

Como se observa en el gráfico siguiente los costos de mina fueron descendiendo en el tiempo. Siendo esto consecuencia de la reducción de costos en sostenimiento-Reforzamiento.



Fig. 9.3: Curva de evolución de los costos de Sostenimiento - Reforzamiento

Los costos de sostenimiento en Rosaura se elevan debido al uso de cimbras en el 80% de las labores de interior mina.

En el cuadro siguiente se muestra la disminución gradual de los costos de sostenimiento y refuerzo.

VARIACION DE COSTOS UNITARIOS CIMBRAS 2005-2007 (US \$/TMS)

Año	Preparaciones	Desarrollo	Reforzamiento
2005	1,45	1,10	0,42
2006	1,32	0,95	0,35
2007	1,25	0,76	0,26

Tabla 9.5: Costos de sostenimiento en preparaciones, desarrollos y reforzamiento

La metodología para aplicar el sostenimiento, nos permiten dar a nuestras labores el sostenimiento justo y necesario, eligiendo el tipo y calidad de cimbra adecuada a la calidad de roca y al tipo de labor. Esto nos ha llevado a disminuir gradualmente los costos.

La disminución de costos en el reforzamiento es consecuencia directa de un adecuado monitoreo de convergencias que nos permite dar el reforzamiento adecuado, necesario y oportuno de acuerdo al tiempo de vida de las labores.

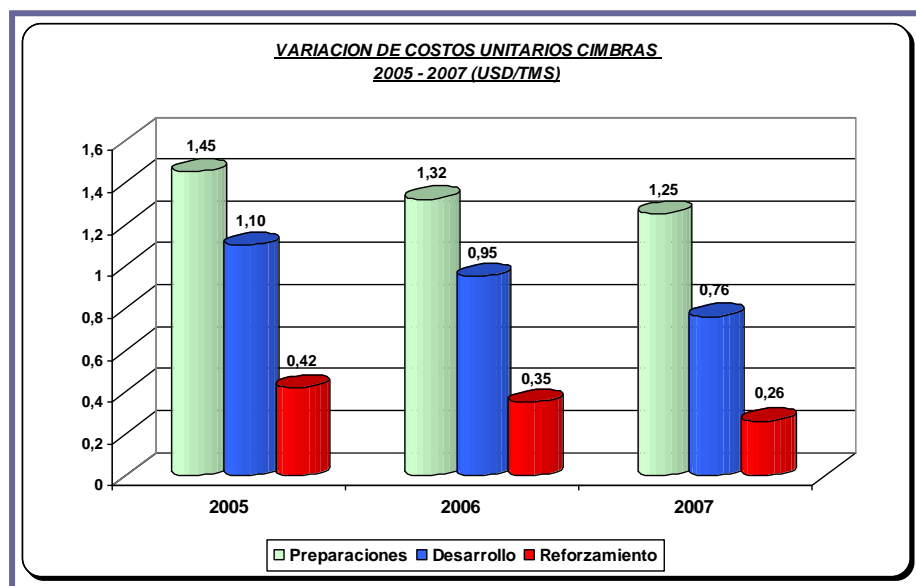


Fig. 9.4: Diagrama de barras de la evolución del costo unitario en cimbras.

CAPITULO X

X.-CONCLUSIONES

La metodología de diseño de mejor aplicabilidad a la mina Rosaura es la de Cemal Biron.

Para lograr nuestro objetivo de optimizar el sostenimiento con cimbras se requirió de un proceso secuencial que nos llevó a:

- Identificar los factores influyentes que lo afectan, tales como la secuencia de minado y el agua subterránea para las cuales se tomaron medidas de control.
- Evaluar y seleccionar las cimbras: Conocer el comportamiento de las cimbras frente a las presiones del terreno bajo diferentes condiciones de instalación (tipo de cimbras, con invert o sin invert e intermediado).
- Minimizar los efectos negativos para el sostenimiento, atribuibles al método de minado, estableciendo el Plan Estratégico de PERUBAR S.A.,
- Realizar un proceso de selección de las cimbras a usar: La cimbra octogonal es la que fue descartada debido alto costo y a su escasa capacidad de sostenimiento.
- Cuantificar el beneficio de los accesorios usados para el control de las altas presiones. Tales como el Invert y el intermediado de cimbras.
- Determinar y entender la interacción roca soporte.
- Y finalmente Establecer un criterio estándar para el uso de las cimbras según la zona a sostener, el modelo y tipo de viga, que por la relación beneficio costo nos garantice un sostenimiento óptimo.

Los logros y resultados de las medidas tomadas y mediciones realizadas se detallan a continuación:

El agua subterránea, que activa el hinchamiento de la roca y produce mayor deformabilidad se controló mediante taladros de drenaje y trasvase estratégicamente ubicados, y se pudo reducir el nivel freático del agua del 2004 al 2008 del nivel 4090 al 3890, evitando los derrumbes en los frentes de avance y desplomes intempestivos de lodos (soplos) durante la etapa de explotación.

Se fue el nivel freático tal como se muestra en las fotos siguientes:



Foto 7.1: Agua en la bocamina Nv 4090 – Año 2004



Foto 7.2: Bocamina Nv 4090 – Año 2006

Durante la época de lluvias (Diciembre-Marzo) gran cantidad de agua pluvial ingresa hacia los conos de subsidencia perjudicando las labores de extracción en interior mina, contribuyendo a la posibilidad de ocurrencia de flujos intempestivos de lodos (soplos).

Por esta razón se vio conveniente realizar una serie de trabajo de cunetas de coronación en los bordes del área en subsidencia para reducir el ingreso de agua hacia los conos de subsidencia.

La construcción del dique norte ayudo a reducir el problema.



Foto 7.5: Cuneta de coronación en el área de subsidencia



Foto 7.6: Impermeabilización en el área de subsidencia.

Para minimizar los factores atribuibles a método de minado se han establecido el Plan Estratégico de PERUBAR S.A., actualmente se ha implementando una secuencia de minado estandarizado el cual permite minar en varios subniveles en simultáneo. Para establecer la secuencia de minado se han tenido las consideraciones siguientes:

Se debe dividir el número de drawpoints de cada subnivel en grupos de 2 a 3 drawpoints contiguos.

Para realizar el jale de mineral en más de dos niveles, se programan simultáneamente grupos que formen longitudinalmente al eje de la veta, una figura similar al perfil de unas gradas.

Los grupos que se minarán simultáneamente deben tener como mínimo una separación horizontal de 20m entre sus extremos más próximos para evitar que el tiraje del nivel inferior deje sin piso al nivel superior.

Esta secuencia de minado exige un estricto cumplimiento de los programas de desarrollos y preparaciones para tener drawpoints disponibles oportunamente y a su vez no abrir con mucha anticipación, exponiendo innecesariamente el sostenimiento aplicado.

Se debe mantener como mínimo 04 subniveles completamente desarrollados y la preparación de acuerdo al planeamiento de producción.

Al realizar la selección de cimbras quedaron descartadas las cimbras Octogonales por su bajo rendimiento y las cimbra deslizante THN-21, debido a que los requerimientos de sostenimiento de la mina Rosaura son mayores. Sin embargo las cimbras que mejor rendimiento en base a criterios de operatividad, capacidad de soporte y facilidad de adquisición son:

1. Cimbra 6H20: En la zona D (mineral masivo o diseminado) debido a las facilidades operativas durante la extracción de mineral y rapidez de instalación e situaciones requeridas.
2. Cimbra 4H13: Solo para labores que tendrán un tiempo de vida corto y cuando sean las adecuadas según el diseño.
3. Cimbra N-29: En la zona C (brecha de falla) del minado. Debido a su mejor rendimiento sobre todo frente a las presiones laterales.

El invert como elemento del control de las altas presiones laterales es efectivo y justificable en la zona C en condiciones hidrogeológicas húmedas a goteo. Su uso en zona C con condiciones hidrológicas de flujo ligero a más, es inútil.

Podemos concluir que el uso adecuado del invert nos permite extender beneficiosamente el tiempo de vida del 56.3 % de las cimbras del By Pass Sur Este de la mina Rosaura

La capacidad del control de las presiones verticales por parte de la cimbra intermedia es muy efectiva ya que duplica la capacidad de soporte de la zona inicialmente sostenida. Sin embargo su capacidad de controlar las presiones laterales es mucho menor a la del invert y el alto costo de la instalación de una cimbra no justifica su aplicabilidad.

La cuantificación de la convergencia rápida de las cimbras mediante el análisis de los datos de campo, ha sido comparada con la convergencia máxima que puede ser alcanzada una cimbra en las simulaciones del programa Phases. Llegándose a las siguientes conclusiones:

La Simulación en el programa Phases6.0 y la determinación de la convergencia rápida y su duración nos permiten entender la interacción roca-soporte.

- Para rocas de la zona C con condición hidrológica húmeda, se puede alcanzar una convergencia rápida de hasta 14.2 cm en un tiempo de 18 a 20 días.
- La simulación en el programa Phases 6.0 representa la zona donde fueron instaladas el 29.7 % de las cimbras en la mina Rosaura, en las cuales están instaladas en una roca tipo C con goteo. Donde el alcance máximo de la convergencia rápida llega a los 35 cm en un lapso de 22 - 25 días. Sin embargo de las mediciones de campo se sabe que para condiciones hidrológicas de flujo ligero este alcance puede llegar a 76 cm en los primeros 27 - 35 días.
- Según la simulación en el programa Phases 6.0, ampliar el ancho de la sección de la excavación nos permite extender el tiempo de vida de las cimbras frente a las presiones laterales. Por lo cual actualmente en la mina Rosaura se viene usando cimbras de 3.25 x 3.0 en la zona C en condición hidrogeológica húmeda a flujo ligero. Aunque no se tiene cuantificado el periodo de extensión del tiempo de vida se observa resultados muy favorables.

Por último, no debemos olvidar que el mejor sostenimiento no es el más caro ni el que mejor acero tenga, sino el que más se adecua a las condiciones presentes del terreno y debe responder a variables técnicas y económicas, garantizando la vida útil que le ha sido asignado a la labor minera. Es decir, el necesario y suficiente para obtener una labor segura y confiable considerando todos los parámetros que originan nuestro método de explotación.

CAPITULO XI

XI.-RECOMENDACIONES

Las cimbras 6H20 instaladas en la zona C de la mina Rosaura, generalmente llegan rotas a su ancho crítico de 2.5 m pero las cimbras THN-29 llegan a su ancho crítico en su mayoría solo deformadas. Lo que validaría la simulación de que al ampliar ligeramente el ancho de la excavación se puede extender el tiempo de vida de la cimbra. Actualmente en la mina Rosaura se esta migrando de las cimbras THN-29 y 6H20 3 x 3 m a las de 3.25 x 3 m. que tienen prácticamente el mismo costo. Aunque aun no se tenga cuantificada la mejora, se observa buenos resultados.

Cabe resalta que los invert deslizantes es más caros que el invert rígido por lo cual se recomienda a manera de simular un invert deslizante, permitir una deformación lateral inicial de 20 cm antes de instalar el invert rígido.

Al momento de instalar las cimbras deslizantes se debe tener en cuenta es la disposición de los pies de los cuadros que pueden ser verticales, ligeramente convergentes o ligeramente divergentes. Se emplea un modelo u otro según la naturaleza del terreno y la forma en que actúan las presiones. Si suponemos el caso de un terreno en el cual las tensiones que soporta la galería son elevadas debemos ir a cuadros deslizantes en los cuales el pie de apoyo sea vertical o en todo caso convergente. El cuadro con las patas divergentes se asemejaría a una sección pentagonal, que como se sabe tiene importantes esfuerzos a tracción en el techo y la base (causantes de los hinchamientos de los muros). En cuanto al número de elementos y a la disposición de los mismos depende de la pendiente del terreno ya que los conjuntos deslizantes

deben disponerse de tal forma que las fuerzas ejercidas sobre el cuadro tiendan al deslizamiento del conjunto y no a la flexión de la cimbra. Frente a las presiones laterales se ha obtenido un comportamiento aceptable al emplear los arcos deslizantes de dos elementos. Además de tener en cuenta los criterios técnicos se debe tener en cuenta los criterios operativos. Las cimbras en la mina Rosaura poseen ciertas ventajas y desventajas operativas las cuales pasamos a indicar:

Cimbras rígidas

Ventajas:

- Las cimbras rígidas son mas rápidas de instalar que las cimbras deslizantes.
- Por su forma de viga, ayuda a empaquetar y desempaquetar las maderas las cimbras, muy importante en la zona de mineral (zona D).

Desventajas:

- No son propicias para zonas de altas deformaciones de campo por expansividad y presiones de carga ya que las deslizantes poseen mejor performance.

Cimbras Deslizantes:

Ventajas:

- Son propicias para zonas de altas deformaciones de campo.
- En los DP's tienen mayor tiempo de deformación que las cimbras rígidas, manteniendo un mayor tiempo el ancho critico de la sección.

Desventajas:

- Operativamente demora más su instalación.
- Dificultad para empaquetar y desempaquetar las cimbras, por lo tanto, no es aconsejable su instalación en la zona de mineral (zona D).

En general se tiende a ir a cuadros de 29 kg/m (frente a los cuadros de 21 kg/m, no obstante el tiempo de vida de la galería puede hacer útiles cuadros de menor peso por metro).

Se recomienda, iniciar el empaquetado de las cimbras a una altura de 1.5 m, para rocas similares al tipo C de la mina Rosaura. A pesar de no tener cuantificado su beneficio, de observaciones de campo se sabe que las cimbras empaquetadas a sección completa tienen una velocidad de deformación lateral mucho mayor. En la mina Rosaura la altura del encostillado se inicia a 1.5 m del nivel del piso lo que permite descargar la rocas expansiva de las paredes hacia la excavación, reduciendo la presión que ejercen sobre las cimbras.

CAPITULO XII

XII.-BIBLIOGRAFÍA

- CEMAL, Birön y ERGIN, Arioglu, *Diseño de ademes en minas: ademes de acero para los túneles*, 1ra ed., Mexico, Limusa, 1987, p. 85-112 Del departamento de Ingeniería de minas Universidad Técnica de Estambul. Noriega Editores Editorial Limusa.
- HOEK, Evert, Rock engineering Course notes: Tunnels in weak rock New ed., North Vancouver B.C., Canada, December 2000, p. 205-221.
- R.C., Hibbeler, Mecánica de materiales, Tr. José de La Cera Alonso, 6ta ed., Mexico, Pearson, 2006, p. 815-816
- DURO FELGUERA, TEDESA (Técnicas De Entibación S.A.), Cuadros metálicos *de entibación*, s.n.t., p. 31
- BELTRAN VILLANUEVA, Rudy, Sostenimiento en rocas expansivas y deformables, Perú, Trujillo, 6^{to} Congreso Nacional de Minería, 2006, p 7.
- ESPINOZA ZEGARRA, Carlos Ernesto, Mecanización del Sublevel Caving-Yauricocha, Perú, Arequipa, XXVII Convencion Minera, 2005, p. 19.

- DCR INGENIEROS. Evaluación geomecánica del minado en la mina Rosaura, Lima, DCR Ingenieros, 2004, p. 58. (Informe de consultoría).
- SÉRGIO BRITO CONSULTORIA. Relatorio de visita – mina Rosaura, Belo Horizonte, 30 de julio 2007, p. 18. (Informe de consultoría).
- TAPIA AGUIRRE, Jaime Guillermo. La geomecánica aplica a la construcción del túnel transandino: grandes problemas en la excavación, Lima, 1996, p. 215, Tesis (Ingeniero Geólogo), Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Geología, Minas y Ciencias geográficas, Escuela profesional de Ingeniería Geológica.

CAPÍTULO XIII

XIII.- ANEXOS

ANEXOS

- | | |
|----------------|---|
| ANEXO 1 | Tablas de registro de mediciones |
| ANEXO 2 | Parámetro del macizo rocoso y las cimbras |
| ANEXO 3 | Tabla GSI de la mina Rosaura |
| ANEXO 4 | Planos de cimbras |
| ANEXO 5 | Estándar de sostenimiento en la mina Rosaura |
| ANEXO 6 | Planos de zonificación geomecánica |
| ANEXO 7 | Costos unitario de sostenimiento |
| ANEXO 8 | Fotos del tipo de cimbra y su comportamiento |

ANEXO 1

TABLAS DE REGISTRO DE MEDICIONES

TABLAS DE REGISTROS CRONOLÓGICOS DE MEDICIONES Y VDL DE LAS CIMBRAS

			MEDICIONES (cm)														
			9			9			17			30			37		
NIVEL	TIPO DE CIMBRA	CIMBRA N°	05-nov			14-nov			22-nov			05-dic			12-dic		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
4070	THN-21	2 Ω	310,0	267,1	264,1	309,9	265,5	264,2	309,8	265,0	264,2	309,7	265,0	264,3	309,7	265,0	264,4
4070	THN-21	4 Ω	305,1	243,6	266,4	305,1	242,1	256,1	304,8	241,4	255,6	304,4	241,0	255,5	304,1	241,0	255,5
4070	THN-21	6 Ω	297,0	252,0	254,1	296,6	251,7	253,8	296,5	251,6	253,5	296,5	251,6	253,2	296,4	251,5	252,9
4070	THN-21	10 Ω	295,9	236,5	254,4	295,7	236,0	254,3	295,3	233,1	254,1	295,1	232,7	254,1	295,0	231,8	253,8
4070	OCTOGONAL	12	267,9	259,1	280,2	266,4	256,4	279,4	265,9	255,7	278,7	264,8	253,7	278,1	264,5	252,3	277,3
4070	OCTOGONAL	14	272,6	248,3	261,0	272,8	245,3	260,5	273,0	244,9	259,8	274,7	244,6	258,5	275,6	244,4	257,5
4070	OCTOGONAL	19	278,5	232,2	259,3	279,0	230,4	258,6	279,6	229,6	258,1	281,1	228,7	257,5	281,2	228,0	256,7
4070	OCTOGONAL	20	275,2	224,0	255,1	276,0	224,0	254,7	276,0	224,5	254,3	276,9	224,7	253,7	277,4	224,7	253,1
4070	OCTOGONAL	22	286,3	241,5	256,4	288,4	241,3	256,2	290,3	241,2	256,1	292,9	241,1	256,0	294,7	240,9	255,8
4070	6H20	28	272,9	223,1	276,4	272,9	223,6	276,4	272,9	223,6	276,9	273,0	223,7	277,3	273,5	223,8	277,7
4070	6H20	32	287,0	209,5	246,9	287,1	209,4	246,9	287,2	209,4	247,0	287,9	209,3	247,1	288,1	209,2	248,1
4070	6H20	34	288,7	235,2	227,8	288,7	234,9	228,4	288,8	234,9	228,5	288,9	234,9	228,5	288,9	234,3	228,5
4070	6H20	36	289,9	225,9	217,5	289,8	225,9	217,5	289,8	225,9	217,4	289,7	226,0	217,4	289,7	226,0	217,4
4070	6H20	38	284,1	231,7	212,9	283,9	231,6	212,8	283,7	231,5	212,8	283,7	231,5	212,6	283,6	231,5	212,6
4070	6H20	40	279,2	255,4	208,5	279,1	255,4	208,4	279,1	255,4	208,4	279,1	255,5	208,4	279,1	255,5	208,4
4070	6H20	42	284,3	221,5	256,0	284,3	221,4	255,9	284,3	221,4	255,9	284,3	221,3	255,8	284,4	221,4	255,8
4070	4H13	85	288,4	239,9	284,0	288,3	239,8	283,9	288,2	239,8	283,1	288,1	239,8	283,0	288,0	239,7	283,0
4070	4H13	88	301,1	242,5	290,9	300,9	242,4	290,9	300,6	242,3	290,8	300,3	242,3	290,8	300,1	242,3	290,8
4070	4H13	94	284,4	253,9	283,1	284,1	253,9	283,1	283,8	253,8	283,2	283,3	253,6	283,3	282,9	253,4	283,6
4070	4H13	98	272,6	259,0	295,0	272,3	258,9	294,3	271,8	258,9	294,2	271,2	258,8	294,1	270,8	258,7	293,9
4070	4H13	105	294,4	246,6	277,1	294,7	246,6	277,1	294,7	246,6	277,8	294,7	246,5	277,8	294,7	246,5	278,2

- *Tabla 7.1: Medición de convergencias 3 dimensiones Rp (-) 4070*

Inicio: 5 de noviembre del 2006, Fin: 12 de diciembre del 2006.-

Equipo de Medición: "Tape extensometer The Geokon/Ealey Model 1610"

NIVEL	TIPO DE CIMBRA	CIMBRA Nº	VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN (cm/día)												Velocidad Promedio (cm/día)	Velocidad Promedio (cm/día)	Velocidad Promedio (cm/día)	
			9	9	9	17	17	30	30	30	37	37	37					
			14-nov			22-nov			05-dic			12-dic						
AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC				
4070	THN-21	2 Ω	0,01	0,19	-0,01	0,02	0,12	-0,01	0,01	0,07	-0,01	0,01	0,00	-0,01	0,01	0,10	-0,01	
4070	THN-21	4 Ω	0,00	0,17	1,15	0,02	0,13	0,63	0,02	0,09	0,37	0,03	0,01	0,30	0,02	0,10	0,61	
4070	THN-21	6 Ω	0,04	0,03	0,03	0,03	0,02	0,03	0,02	0,01	0,03	0,01	0,01	0,03	0,02	0,02	0,03	
4070	THN-21	10 Ω	0,02	0,06	0,01	0,03	0,20	0,02	0,02	0,13	0,01	0,02	0,13	0,02	0,03	0,13	0,01	
4070	OCTOGONAL	12	0,16	0,30	0,09	0,12	0,20	0,08	0,10	0,18	0,07	0,09	0,20	0,08	0,12	0,22	0,08	
4070	OCTOGONAL	14	-0,02	0,33	0,06	-0,02	0,20	0,07	-0,07	0,12	0,08	-0,08	0,03	0,10	-0,05	0,17	0,08	
4070	OCTOGONAL	19	-0,06	0,20	0,08	-0,06	0,15	0,07	-0,09	0,12	0,06	-0,07	0,11	0,07	-0,07	0,15	0,07	
4070	OCTOGONAL	20	-0,08	0,00	0,05	-0,04	0,03	0,05	-0,06	0,02	0,05	-0,06	0,01	0,05	-0,06	0,01	0,05	
4070	OCTOGONAL	22	-0,23	0,02	0,02	-0,23	0,02	0,02	-0,22	0,01	0,01	-0,23	0,03	0,02	-0,23	0,02	0,02	
4070	6H20	28	0,00	-0,05	0,00	0,00	-0,03	-0,03	0,00	-0,02	-0,03	-0,01	-0,02	-0,03	0,00	0,03	-0,02	
4070	6H20	32	-0,01	0,01	-0,01	-0,01	0,01	-0,01	-0,03	0,01	-0,01	-0,03	0,01	-0,03	-0,02	0,01	-0,01	
4070	6H20	34	-0,01	0,02	-0,07	-0,01	0,01	-0,04	-0,01	0,01	-0,02	-0,01	0,08	-0,02	-0,01	0,03	-0,04	
4070	6H20	36	0,01	0,00	0,01	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	
4070	6H20	38	0,03	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01	0,00	0,01	0,02	0,01	0,01	
4070	6H20	40	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
4070	6H20	42	0,00	0,01	0,01	0,00	0,01	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01	
4070	4H13	85	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01	0,05	0,01	0,01	0,03	0,01	0,00	0,03	0,01	0,01	0,03	
4070	4H13	88	0,03	0,01	0,00	0,03	0,01	0,00	0,03	0,01	0,00	0,03	0,00	0,00	0,03	0,01	0,00	
4070	4H13	94	0,03	0,00	0,00	0,03	0,01	-0,01	0,04	0,01	-0,01	0,04	0,02	-0,01	0,04	0,01	-0,01	
4070	4H13	98	0,03	0,01	0,08	0,04	0,01	0,04	0,04	0,01	0,03	0,05	0,01	0,03	0,04	0,01	0,05	
4070	4H13	105	-0,03	0,00	0,00	-0,01	0,00	-0,04	-0,01	0,00	-0,02	-0,01	0,00	-0,03	-0,01	0,00	-0,02	
															<i>Cimbra THN-21</i>	<i>0,02</i>	<i>0,09</i>	<i>0,16</i>
															<i>Cimbra Octogonal</i>	<i>-0,06</i>	<i>0,11</i>	<i>0,06</i>
															<i>Cimbra 6H20</i>	<i>0,00</i>	<i>0,01</i>	<i>-0,01</i>
															<i>Cimbra 4H13</i>	<i>0,02</i>	<i>0,01</i>	<i>0,01</i>

• Tabla 7.2: Tabla de velocidades de deformación de las cimbras Rp (-) 4070

Inicio: 5 de noviembre del 2006, Fin: 12 de diciembre del 2006

Equipo de Medición: "Tape extensometer The Geokon/Ealey Model 1610"

NIVEL	N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	ANCHO (cm)																
					5	16	20	28	35	43	56	69	76	90	97	110	117	133	145	155
				19-jul	24-jul	04-ago	08-ago	16-ago	23-ago	31-ago	13-sep	26-sep	03-oct	17-oct	24-oct	06-nov	13-nov	29-nov	11-dic	21-dic
3990	26	6H20	B-C	285,0	284,6	283,3	283,2	282,6	282,3	281,3	277,6	275,2	273,8	270,2	268,1	262,4	261,8	249,7	347,4	
3990	27	6H20	B-C	298,6	298,8	298,3	297,8	295,2	294,4	294,8	292,6	291,0	289,7	287,3	286,0	283,8	281,8	278,9	375,3	
3990	28	6H20	B-C	295,3	295,3	294,6	294,4	293,8	293,1	292,0	290,1	287,7	286,8	285,4	284,2	282,7	280,2	275,1	269,0	
3990	29	6H20	B-C	300,9	300,4	299,7	297,6	297,1	297,0	296,8	296,5	295,2	294,3	292,9	291,1	289,5	287,2	285,2	281,2	275,7
3990	30	6H20	B-C	294,5	294,9	294,4	294,3	294,1	293,5	292,3	291,2	290,1	289,3	288,2	287,2	285,4	283,9	281,7	277,6	274,3
3990	31	6H20	B-C	301,9	302,4	301,8	301,7	301,5	301,2	300,1	299,4	298,3	297,6	296,1	295,7	294,1	292,8	291,3	287,8	284,4
3990	32	6H20	C	301,2	301,5	301,1	300,8	300,7	300,4	299,1	299,0	297,9	297,1	296,0	295,0	293,9	292,2	290,4	288,3	285,6
3990	33	6H20	C	296,8	296,7	296,3	296,1	295,9	295,7	295,0	294,1	292,8	292,0	290,4	289,6	288,1	286,3	285,6	284,0	283,1
3990	34	4H13	C	298,3	298,1	297,8	297,6	297,5	297,3	296,3	295,2	293,6	292,6	289,9	287,4	283,0	276,4	351,1	351,1	350,4
3990	35	4H13	C	293,1	293,0	292,5	292,4	292,0	291,6	290,6	289,8	288,2	287,5	286,1	284,9	282,6	280,6	351,9	352,5	352,3
3990	36	4H13	C	290,1	289,9	289,5	289,1	288,9	288,6	287,9	286,9	286,0	285,3	283,8	282,7	280,5	278,6			
3990	37	4H13	C	292,7	292,7	292,3	292,0	291,9	291,7	291,2	290,7	289,9	289,3	288,5	288,0	285,6	284,7			
3990	38	6H20	C	293,2	292,7	292,3	291,9	291,8	291,6	291,7	290,2	289,2	289,1	288,2	287,2	285,5	283,5	283,6	282,0	280,4
3990	39	6H20	C	297,4	297,2	296,8	296,6	296,4	296,0	295,6	294,6	293,8	293,1	291,6	291,1	287,7	287,9	285,2	282,2	279,6
3990	40	6H20	C	301,0	301,0	300,7	300,6	300,5	300,3	299,5	299,2	298,0	297,7	297,0	295,7	293,9	292,6	289,1	286,1	282,9
3990	41	6H20	C	295,1	295,0	294,8	294,7	294,6	294,4	293,7	293,3	292,9	292,4	291,9	291,4	291,0	290,0	288,8	286,8	284,8
3990	42	6H20	C	294,4	294,1	292,4	292,3	292,1	291,8	292,3	291,3	290,1	289,7	288,6	287,9	286,9	285,0	283,9	279,8	276,1
3990	43	6H20	C	302,3	301,5	300,8	300,7	300,6	300,3	299,9	298,9	298,1	297,5	296,4	295,8	294,8	294,0	292,6	290,2	287,9
3990	44	6H20	C	301,6	301,4	300,7	300,5	300,3	300,1	299,5	298,2	298,0	297,4	296,5	295,9	296,5	296,3	296,8	296,5	295,3
3990	45	6H20	C	298,5	299,3	298,7	298,2	297,6	297,5	296,8	295,7	295,1	295,0	294,3	291,4	355,9	355,5	354,4	354,0	352,7
3990	46	6H20	C	298,6	298,6	298,1	298,0	297,7	297,4	297,5	296,2	295,9	295,7	294,6	287,9	355,4	356,0	355,0	353,1	352,9
3990	47	6H20	C	297,6	297,4	296,8	296,7	295,8	295,6	295,7	294,6	294,0	293,8	292,4	292,3					
3990	48	6H20	C	300,5	300,4	301,3	299,9	299,7	299,4	298,6	298,0	297,2	297,1	296,0	295,9					
3990	49	6H20	C	302,8	302,4	302,6	302,5	302,4	302,2	301,7	300,1	300,5	300,2	299,7	299,5	298,9	298,2	297,5	296,9	295,4
3990	50	6H20	C	306,6	306,5	304,8	304,7	304,6	304,3	304,2	303,6	302,9	302,6	301,9	301,6	300,5	299,2	297,8	295,5	293,3
3990	51	6H20	C	308,6	308,0	308,7	308,6	308,5	308,3	308,8	309,1	309,9	309,3	309,1	309,0	308,9	311,6	313,4	313,8	312,8

• *Tabla 7.3: Tabla de medición de convergencias Nv 3990 BP SE*

Inicio: 09 de Julio del 2006, Fin: 21 de diciembre del 2006.

Equipo de Medición: “El distancemeter Láser/Leica Disto A5”

...Continúa de la tabla anterior.

NIVEL	N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	ANCHO (cm)																
					5	16	20	28	35	43	56	69	76	90	97	110	117	133	145	155
				19-jul	24-jul	04-ago	08-ago	16-ago	23-ago	31-ago	13-sep	26-sep	03-oct	17-oct	24-oct	06-nov	13-nov	29-nov	11-dic	21-dic
3990	52	6H20	C	305,8	306,1	306,1	305,8	305,6	305,4	305,5	305,3	304,9	304,5	303,5	303,4	304,9	303,5	303,5	302,0	299,8
3990	53	6H20	B-C	294,9	294,0	293,6	293,5	293,4	293,3	293,2	292,3	292,5	292,4	292,1	292,0	292,0	291,4	290,9	289,1	287,9
3990	54	6H20	B-C	289,6	289,0	288,0	287,8	287,4	286,9		284,8	283,8	283,3	282,6	282,0	281,7	279,5	276,4	271,3	266,4
3990	55	6H20	B-C	292,4	296,7	290,3	289,5	288,8	287,9	287,1	285,2	284,1	283,4	282,1	281,3	281,0	276,8	273,2	263,7	258,5
3990	56	6H20	B-C	336,9	335,1	333,6	332,9	332,7	332,3	331,6	329,6	328,5	328,1	327,0	326,0	324,9	322,8	319,0	315,2	312,4
3990	57	6H20	B-C	349,4	349,0	349,7	349,0	347,8	347,5	347,3	344,7	344,6	345,3		344,4	343,5	343,4	343,8	341,9	341,6
3990	58	6H20	B-C	292,0	291,4	290,9	289,8	289,3	288,8	288,6	286,2	286,3	285,0		283,6	283,5	283,3	283,2	283,8	
3990	59	6H20	B-C	296,1	295,4	294,2	293,2	292,1	291,9	290,8	287,4	286,2	285,3		283,3	280,2	280,1			
3990	60	6H20	B-C	296,3	295,4	294,1	293,4	292,2	291,3	290,6	286,1	283,9	283,2		280,6					
3990	75-A	6H20	B-C	361,9	361,7		361,0	360,9	360,1	359,1	356,9	354,7	353,4							
3990	75-B	6H20	B-C	340,9	340,5		334,5	333,5	330,6	326,7	338,8									
3990	75-C	6H20	B-C	352,8	352,6		344,7	344,3	342,2	340,2	333,0									
3990	78	6H20	B-C	298,3	289,6		278,0	276,5	270,4	260,8	254,4									
3990	79	6H20	B-C	299,3	283,3		278,6	276,6	272,5	266,1	257,0									
3990	80	6H20	C	300,3	282,8		279,7	278,5	278,4	274,4	272,2									
3990	81	6H20	C	301,3	284,1		280,6	280,3	279,9	288,9	289,2									
3990	82	6H20	C	302,3	278,6		274,5	273,3	273,2	285,8	285,9									
3990	83	6H20	C	303,3	281,6		276,4	275,0	269,9	264,1	268,9									
3990	84	6H20	C	304,3	285,8		275,4	268,6	260,9	250,9	254,2									
3990	85	6H20	C	295,8	289,0		274,9	335,6	334,6	334,1	335,1									
3990	86		C				281,2	333,6	331,8	331,5	332,0									
3990	89		C				292,8	283,2	283,0	281,1	278,4									
3990	90		C				293,2	282,8	280,3	275,9	275,0									
3990	91		C				289,6	285,2	277,3	272,1	272,2									
3990	92		C				292,4	288,6	282,5	277,9	276,6									
3990	93		C				298,1	295,6	290,9	288,2	287,5									
3990	94		C				286,2	282,9	277,4	273,2	271,8									
3990	95		C				291,3	287,2	283,1	280,2	278,1									
3990	96		C				298,2	295,9	294,5	293,5	290,3									
3990	97		C				349,4	339,7	337,5		334,7									

- *Tabla 7.3:Tabla de medición de convergencias Nv 3990 BP SE*

Inicio: 09 de Julio del 2006, Fin: 21 de diciembre del 2006.

Equipo de Medición: “El distancemeter Láser/Leica Disto A5”

NIVEL	N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	VELOCIDAD (cm/día)																	Velocidad Promedio (cm/día)
				5	16	20	28	35	43	56	69	76	90	97	110	117	133	145	155		
				24-jul	04-ago	08-ago	16-ago	23-ago	31-ago	13-sep	26-sep	03-oct	17-oct	24-oct	06-nov	13-nov	29-nov	11-dic	21-dic		
3990	26	6H20	B-C	0,08	0,12	0,03	0,07	0,04	0,13	0,28	0,18	0,20	0,26	0,30	0,44	0,09	0,76			0,21	
3990	27	6H20	B-C	0,04	0,05	0,13	0,33	0,11	0,05	0,17	0,12	0,19	0,17	0,19	0,17	0,29	0,18			0,14	
3990	28	6H20	B-C	0,00	0,06	0,05	0,07	0,10	0,14	0,15	0,18	0,13	0,10	0,17	0,12	0,36	0,32	0,51		0,16	
3990	29	6H20	B-C	0,10	0,06	0,52	0,06	0,01	0,02	0,02	0,10	0,13	0,10	0,26	0,12	0,33	0,13	0,33	0,55	0,18	
3990	30	6H20	B-C	0,08	0,05	0,02	0,02	0,09	0,15	0,08	0,08	0,11	0,08	0,14	0,14	0,21	0,14	0,34	0,33	0,12	
3990	31	6H20	B-C	0,10	0,05	0,03	0,02	0,04	0,14	0,05	0,08	0,10	0,11	0,06	0,12	0,19	0,09	0,29	0,34	0,10	
3990	32	6H20	C	0,06	0,04	0,08	0,01	0,04	0,16	0,01	0,08	0,11	0,08	0,14	0,08	0,24	0,11	0,17	0,27	0,10	
3990	33	6H20	C	0,02	0,04	0,05	0,03	0,03	0,09	0,07	0,10	0,11	0,11	0,11	0,12	0,26	0,04	0,13	0,09	0,09	
3990	34	4H13	C	0,04	0,03	0,05	0,01	0,03	0,13	0,08	0,12	0,14	0,19	0,36	0,34	0,94		0,00	0,07	0,17	
3990	35	4H13	C	0,02	0,05	0,03	0,05	0,06	0,13	0,06	0,12	0,10	0,10	0,17	0,18	0,29		0,05	0,02	0,09	
3990	36	4H13	C	0,04	0,04	0,10	0,03	0,04	0,09	0,08	0,07	0,10	0,11	0,16	0,17	0,27				0,10	
3990	37	4H13	C	0,00	0,04	0,08	0,01	0,03	0,06	0,04	0,06	0,09	0,06	0,07	0,18	0,13				0,06	
3990	38	6H20	C	0,10	0,04	0,10	0,01	0,03	0,01	0,12	0,08	0,01	0,06	0,14	0,13	0,29	0,01	0,13	0,16	0,09	
3990	39	6H20	C	0,04	0,04	0,05	0,03	0,06	0,05	0,08	0,06	0,10	0,11	0,07	0,26	0,03	0,17	0,25	0,26	0,10	
3990	40	6H20	C	0,00	0,03	0,02	0,01	0,03	0,10	0,02	0,09	0,04	0,05	0,19	0,14	0,19	0,22	0,25	0,32	0,11	
3990	41	6H20	C	0,02	0,02	0,03	0,01	0,03	0,09	0,03	0,03	0,07	0,04	0,07	0,03	0,14	0,07	0,17	0,20	0,07	
3990	42	6H20	C	0,06	0,15	0,02	0,02	0,04	0,06	0,08	0,09	0,06	0,08	0,10	0,08	0,27	0,07	0,34	0,37	0,11	
3990	43	6H20	C	0,16	0,06	0,03	0,01	0,04	0,05	0,08	0,06	0,09	0,08	0,09	0,08	0,11	0,09	0,20	0,23	0,09	
3990	44	6H20	C	0,04	0,06	0,05	0,02	0,03	0,08	0,10	0,02	0,09	0,06	0,09	0,05	0,03	0,03	0,03	0,12	0,05	
3990	45	6H20	C		0,05	0,13	0,07	0,01	0,09	0,08	0,05	0,01	0,05	0,41		0,06	0,07	0,03	0,13	0,09	
3990	46	6H20	C	0,00	0,05	0,03	0,04	0,04	0,01	0,10	0,02	0,03	0,08	0,96		0,09	0,06	0,16	0,02	0,10	
3990	47	6H20	C	0,04	0,05	0,03	0,11	0,03	0,01	0,08	0,05	0,03	0,10	0,01						0,05	
3990	48	6H20	C	0,02	0,08	0,35	0,02	0,04	0,10	0,05	0,06	0,01	0,08	0,01						0,06	
3990	49	6H20	C	0,08	0,02	0,03	0,01	0,03	0,06	0,12	0,03	0,04	0,04	0,03	0,05	0,10	0,04	0,05	0,15	0,05	
3990	50	6H20	C	0,02	0,15	0,03	0,01	0,04	0,01	0,05	0,05	0,04	0,05	0,04	0,08	0,19	0,09	0,19	0,22	0,08	
3990	51	6H20	C	0,12	0,06	0,02	0,01	0,03	0,06	0,02	0,06	0,09	0,01	0,01	0,01	0,39	0,11	0,03	0,10	0,02	

• Tabla 7.4: Tabla de velocidades de deformación de las cimbras Nv 3990 BP SE

Inicio: 09 de Julio del 2006, Fin: 21 de Diciembre del 2006.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

...Continúa de la tabla anterior.

NIVEL	N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	VELOCIDAD (cm/día)																	Velocidad Promedio(c m/día)
				5	16	20	28	35	43	56	69	76	90	97	110	117	133	145	155		
				24-jul	04-ago	08-ago	16-ago	23-ago	31-ago	13-sep	26-sep	03-oct	17-oct	24-oct	06-nov	13-nov	29-nov	11-dic	21-dic		
3990	52	6H20	C	0,06	0,00	0,08	0,02	0,03	0,01	0,02	0,03	0,06	0,07	0,01	0,12	0,20	0,00	0,13	0,22	0,04	
3990	53	6H20	B-C	0,18	0,04	0,03	0,01	0,01	0,01	0,07	0,02	0,01	0,02	0,01	0,00	0,09	0,03	0,15	0,12	0,05	
3990	54	6H20	B-C	0,12	0,09	0,05	0,05	0,07		0,10	0,08	0,07	0,05	0,09	0,02	0,31	0,19	0,42	0,49	0,15	
3990	55	6H20	B-C		0,58	0,20	0,09	0,13	0,10	0,15	0,08	0,10	0,09	0,11	0,02	0,60	0,23	0,79	0,52	0,25	
3990	56	6H20	B-C	0,36	0,14	0,18	0,02	0,06	0,09	0,15	0,08	0,06	0,08	0,14	0,08	0,30	0,24	0,32	0,28	0,16	
3990	57	6H20	B-C	0,08	0,06	0,17	0,15	0,04	0,02	0,20	0,01	0,10		0,04	0,07	0,01	0,03	0,16	0,03	0,05	
3990	58	6H20	B-C	0,12	0,05	0,27	0,06	0,07	0,02	0,18	0,01	0,19		0,07	0,01	0,03	0,01	0,05		0,07	
3990	59	6H20	B-C	0,14	0,11	0,25	0,14	0,03	0,14	0,26	0,09	0,13		0,10	0,24	0,01				0,14	
3990	60	6H20	B-C	0,18	0,12	0,18	0,15	0,13	0,09	0,35	0,17	0,10		0,12						0,16	
3990	75-A	6H20	B-C	0,04			0,01	0,11	0,13	0,17	0,17	0,19								0,12	
3990	75-B	6H20	B-C	0,08			0,13	0,41	0,49	0,93										0,04	
3990	75-C	6H20	B-C	0,04			0,05	0,30	0,25	0,55										0,24	
3990	78	6H20	B-C	1,74			0,19	0,87	1,20	0,49										0,90	
3990	79	6H20	B-C	3,20			0,25	0,59	0,80	0,70										1,11	
3990	80	6H20	C	3,50			0,15	0,01	0,50	0,17										0,87	
3990	81	6H20	C	3,44			0,04	0,06	1,13	0,02										0,48	
3990	82	6H20	C	4,74			0,15	0,01	1,58	0,01										0,66	
3990	83	6H20	C	4,34			0,17	0,73	0,72	0,37										1,12	
3990	84	6H20	C	3,70			0,85	1,10	1,25	0,25										1,33	
3990	85	6H20	C	1,36				0,14	0,06	0,08										0,37	
3990	86		C					0,26	0,04	0,04										0,09	
3990	89		C				1,20	0,03	0,24	0,21										0,42	
3990	90		C				1,30	0,36	0,55	0,07										0,57	
3990	91		C				0,55	1,13	0,65	0,01										0,58	
3990	92		C				0,47	0,87	0,58	0,10										0,51	
3990	93		C				0,31	0,67	0,34	0,05										0,34	
3990	94		C				0,41	0,79	0,52	0,11										0,46	
3990	95		C				0,51	0,59	0,36	0,16										0,41	
3990	96		C				0,29	0,20	0,13	0,25										0,21	
3990	97		C				1,21	0,31		0,13										0,55	

• Tabla 7.4. Tabla de medición de velocidades de deformación de las cimbras Nv 3990 BP SE

Inicio: 09 de Julio del 2006, Fin: 21 de diciembre del 2006.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

ANCHO (cm)																								
NIVEL	Nº CIBRA	ZONA	Dias	61	68	75	83	89	94	102	109	117	124	131	137	144	150	157	166	173	178	185	195	201
			CIBRA	09-jun	09-ago	16-ago	23-ago	31-ago	06-sep	11-sep	19-sep	26-sep	04-oct	11-oct	18-oct	24-oct	31-oct	06-nov	13-nov	22-nov	29-nov	04-dic	11-dic	21-dic
3970	22	B - C	6H20	355,0	354,9	354,6	354,3	354,1	354,9	354,2	354,2	354,0	353,6	352,8	352,6	352,5	352,3	352,3	352,1	351,0	351,3	350,8	350,3	313,6
3970	23	B - C	6H20	327,0	326,7	326,5	326,3	326,0	326,7	326,4	326,4	326,1	326,0	325,4	325,3	325,1	325,0	324,9	324,7	324,3	324,3	323,9	323,6	307,5
3970	24	B - C	6H20	300,0	297,8	297,5	297,4	297,0	297,6	297,1	296,8	296,6	296,0	295,1	294,9	294,8	294,4	294,0	293,3	292,1	292,1	291,4	290,1	288,6
3970	25	B - C	6H20	300,0	294,5	294,1	294,0	293,6	293,0	292,4	291,9	291,2	290,4	289,9	289,5	288,7	287,9	286,6	285,8	284,4	284,4	283,5	281,3	281,3
3970	26	B - C	6H20	300,0	290,4	290,0	289,5	289,2	289,5	288,8	287,6	286,6	285,5	284,2	282,6	281,4	279,6	278,5	272,6	266,4	263,9	260,1	253,9	345,4
3970	27	B - C	6H20	300,0	297,9	297,3	297,2	296,4	296,1	295,7	294,6	294,4	293,7	293,1	292,2	291,7	290,3	289,9	286,1	284,1	282,2	279,1	274,7	267,3
3970	28	B - C	6H20	300,0	293,3	293,0	292,7	292,5	292,3	291,9	291,3	291,0	290,2	290,0	289,1	288,9	288,2	287,6	286,8	285,7	285,1	282,1	282,2	288,0
3970	29	B - C	6H20	302,0	301,5	301,2	300,9	300,5	300,8	299,8	299,2	298,9	298,1	296,8	296,7	296,3	294,8	294,3	293,7	291,8	290,9	289,3	287,7	292,0
3970	30	C	6H20	300,0	299,5	299,2	299,0	298,5	298,0	297,5	297,0	296,7	295,7	295,5	294,8	294,3	293,9	293,0	292,2	291,0	290,2	289,2	288,2	356,5
3970	31	C	6H20	300,0	299,1	298,7	298,6	298,2	298,2	297,8	297,1	296,7	296,0	295,6	295,2	295,0	294,1	294,0	293,1	292,6	291,7	290,9	290,5	
3970	32	C	6H20	301,0	300,5	300,4	300,2	300,0	300,0	299,6	299,2	298,8	298,2	297,4	297,3	296,9	296,5	296,4	294,8	294,3	294,1	293,9	292,9	
3970	33	C	6H20	303,0	302,0	301,9	301,8	300,7	300,5	300,1	299,6	299,5	298,8	298,6	298,5	298,3	297,4	297,2	297,1	296,6	296,2	296,0	295,0	
3970	34	C	6H20	300,0	295,0	294,6	294,5	294,1	293,8	293,4	292,7	292,3	291,9	291,8	291,2	290,9	290,4	289,7	289,1	288,6	288,0	287,7	287,1	286,7
3970	35	C	6H20	300,0	295,2	294,9	294,8	294,6	295,0	294,3	293,9	293,8	293,7	292,9	292,8	292,2	292,0	291,2	290,7	290,0	289,8	289,4	288,6	287,5
3970	36	C	6H20	301,0	300,4	300,0	299,7	299,4	299,1	298,8	298,0	297,8	297,2	297,0	296,4	296,3	295,6	295,2	294,4	293,9	293,4	293,2	292,7	291,5
3970	37	C	6H20	304,0	303,6	303,3	303,2	302,7	302,8	302,3	301,9	301,6	301,3	301,0	300,7	300,5	300,2	299,6	299,2	298,8	298,7	298,6	298,0	297,0
3970	38	C	6H20	300,0	296,8	296,6	296,3	295,5	294,9	294,1	293,8	293,3	292,3	291,4	291,2	290,6	290,4	289,6	289,4	288,1	287,9	287,1	287,0	284,9
3970	39	C	6H20	300,0	298,7	298,2	298,0	297,5	297,2	296,6	295,7	294,9	294,3	294,1	293,6	293,1	292,4	291,8	290,8	290,1	289,7	289,0	288,5	286,7
3970	40	C	6H20	300,0	298,5	298,2	298,0	297,3	296,5	295,9	294,7	294,0	293,4	292,8	291,9	291,6	290,5	289,8	288,2	287,0	285,9	285,3	283,9	280,2
3970	41	C	6H20	300,0	296,8	296,5	296,4	295,6	295,9	295,5	295,1	294,8	294,4	294,2	294,1	294,0	293,8	293,6	293,5	293,4	293,4	293,8	293,4	293,6
3970	42	C	6H20	350,0	349,5	349,4	349,3	346,4	348,8	348,4	347,9	347,7	347,6	347,3	347,1	347,0	346,6	346,5	346,4	346,3	346,4	346,2	345,4	345,1
3970	43	C	6H20	352,0	351,3	351,0	350,9	350,3	350,1	350,0	349,6	349,5	349,4	349,1	348,6	348,5	348,4	348,2	348,0	347,9	349,0	348,8	348,6	348,2
3970	44	C	6H20	300,0	296,9	296,7	296,6	295,1	295,0	294,8	294,0	293,9	293,0	292,8	292,7	292,5	292,4	291,8	291,2	291,0	291,0	291,1	290,3	289,6
3970	45	C	6H20	300,0	284,8	284,1	283,4	282,0	281,9	280,4	279,4	278,3	277,4	276,5	276,4	276,3	274,8	274,0	272,7	272,6				
3970	46	C	6H20	300,0	286,3	285,4	284,7	282,8	282,5	280,3	278,4	277,1	276,0	275,0	274,6	274,4	273,2	272,3	271,3	271,0				
3970	47	C	6H20	300,0	285,8	283,8	283,5	282,4	282,3	279,9	278,1	277,1	276,0	275,1	274,6	274,5	273,0	272,6	270,8	270,6				
3970	48	C	6H20	300,0	292,6	292,4	292,2	290,6	290,5	288,3	286,6	286,5	284,7	282,7	282,5		281,6	281,5	278,7	278,4				
3970	49	C	6H20	300,0	285,7	284,9	284,5	282,7	282,2	279,0	275,6	275,4	272,2	271,6										
3970	50	C	6H20	300,0	290,4	289,5	289,3	288,0	288,3	285,7	283,8	283,7	280,8	281,1										

• *Tabla 7.5; Tabla de medición de convergencias Nv 3970 BP SE*

Inicio: 9 de Junio del 2006, Fin: 27 de diciembre del 2006.

Equipo de Medición: “El distancemeter Láser/Leica Disto A5”

NIVEL	N° CIBRA	ZONA	VELOCIDAD LATERAL DE DEFORMACIÓN (cm/día)																						Velocidad Promedio (cm/día)
			Dias	61	68	75	83	89	94	102	109	117	124	131	137	144	150	157	166	173	178	185	195	201	
			CIBRA	09-ago	16-ago	23-ago	31-ago	06-sep	11-sep	19-sep	26-sep	04-oct	11-oct	18-oct	24-oct	31-oct	06-nov	13-nov	22-nov	29-nov	04-dic	11-dic	21-dic	27-dic	
3970	22	B - C	6H20	0,00	0,04	0,04	0,02	-0,13	0,14	0,00	0,03	0,05	0,11	0,03	0,02	0,03	0,00	0,03	0,12	-0,04	0,10	0,07	3,67		0,22
3970	23	B - C	6H20	0,00	0,03	0,03	0,04	-0,12	0,06	0,00	0,04	0,01	0,09	0,01	0,03	0,01	0,02	0,03	0,04	0,00	0,08	0,04	1,61		0,10
3970	24	B - C	6H20	0,04	0,04	0,01	0,05	-0,10	0,10	0,04	0,03	0,08	0,13	0,03	0,02	0,06	0,07	0,10	0,13	0,00	0,14	0,19	0,15		0,06
3970	25	B - C	6H20	0,09	0,06	0,01	0,05	0,10	0,12	0,06	0,10	0,10	0,07	0,06	0,13	0,11	0,22	0,11	0,16	0,00	0,18	0,31	0,00		0,10
3970	26	B - C	6H20	0,16	0,06	0,07	0,04	-0,05	0,14	0,15	0,14	0,14	0,19	0,23	0,20	0,26	0,18	0,84	0,69	0,36	0,76	0,89			0,29
3970	27	B - C	6H20	0,03	0,09	0,01	0,10	0,05	0,08	0,14	0,03	0,09	0,09	0,13	0,08	0,20	0,07	0,54	0,22	0,27	0,62	0,63	0,74		0,21
3970	28	B - C	6H20	0,11	0,04	0,04	0,02	0,03	0,08	0,07	0,04	0,10	0,03	0,13	0,03	0,10	0,10	0,11	0,12	0,09	0,60	-0,01			0,10
3970	29	B - C	6H20	0,01	0,04	0,04	0,05	-0,05	0,20	0,08	0,04	0,10	0,19	0,01	0,07	0,21	0,08	0,09	0,21	0,13	0,32	0,23			0,11
3970	30	C	6H20	0,01	0,04	0,03	0,06	0,08	0,10	0,06	0,04	0,13	0,03	0,10	0,08	0,06	0,15	0,11	0,13	0,11	0,20	0,14			0,09
3970	31	C	6H20	0,01	0,06	0,01	0,05	0,00	0,08	0,09	0,06	0,09	0,06	0,06	0,03	0,13	0,02	0,13	0,06	0,13	0,16	0,06			0,07
3970	32	C	6H20	0,01	0,01	0,03	0,02	0,00	0,08	0,05	0,06	0,08	0,11	0,01	0,07	0,06	0,02	0,23	0,06	0,03	0,04	0,14			0,06
3970	33	C	6H20	0,02	0,01	0,01	0,14	0,03	0,08	0,06	0,01	0,09	0,03	0,01	0,03	0,13	0,03	0,01	0,06	0,06	0,04	0,14			0,05
3970	34	C	6H20	0,08	0,06	0,01	0,05	0,05	0,08	0,09	0,06	0,05	0,01	0,09	0,05	0,07	0,12	0,09	0,06	0,09	0,06	0,09	0,04		0,06
3970	35	C	6H20	0,08	0,04	0,01	0,02	-0,07	0,14	0,05	0,01	0,01	0,11	0,01	0,10	0,03	0,13	0,07	0,08	0,03	0,08	0,11	0,11		0,06
3970	36	C	6H20	0,01	0,06	0,04	0,04	0,05	0,06	0,10	0,03	0,08	0,03	0,09	0,02	0,10	0,07	0,11	0,06	0,07	0,04	0,07	0,12		0,06
3970	37	C	6H20	0,01	0,04	0,01	0,06	-0,02	0,10	0,05	0,04	0,04	0,04	0,04	0,03	0,04	0,10	0,06	0,04	0,01	0,02	0,09	0,10		0,05
3970	38	C	6H20	0,05	0,03	0,04	0,10	0,10	0,16	0,04	0,07	0,13	0,13	0,03	0,10	0,03	0,13	0,03	0,14	0,03	0,16	0,01	0,21		0,09
3970	39	C	6H20	0,02	0,07	0,03	0,06	0,05	0,12	0,11	0,11	0,07	0,03	0,07	0,08	0,10	0,10	0,14	0,08	0,06	0,14	0,07	0,18		0,09
3970	40	C	6H20	0,02	0,04	0,03	0,09	0,13	0,12	0,15	0,10	0,08	0,09	0,13	0,05	0,16	0,12	0,23	0,13	0,16	0,12	0,20	0,37		0,13
3970	41	C	6H20	0,05	0,04	0,01	0,10	-0,05	0,08	0,05	0,04	0,05	0,03	0,01	0,02	0,03	0,03	0,01	0,01	0,00	-0,08	0,06	-0,02		0,02
3970	42	C	6H20	0,01	0,01	0,01	0,36	-0,40	0,08	0,06	0,03	0,01	0,04	0,03	0,02	0,06	0,02	0,01	0,01	-0,01	0,04	0,11	0,03		0,03
3970	43	C	6H20	0,01	0,04	0,01	0,07	0,03	0,02	0,05	0,01	0,01	0,04	0,07	0,02	0,01	0,03	0,03	0,01	-0,16	0,04	0,03	0,04		0,02
3970	44	C	6H20	0,05	0,03	0,01	0,19	0,02	0,04	0,10	0,01	0,11	0,03	0,01	0,03	0,01	0,10	0,09	0,02	0,00	-0,02	0,11	0,07		0,05
3970	45	C	6H20	0,25	0,10	0,10	0,17	0,02	0,30	0,13	0,16	0,11	0,13	0,01	0,02	0,21	0,13	0,19	0,01						0,13
3970	46	C	6H20	0,22	0,13	0,10	0,24	0,05	0,44	0,24	0,19	0,14	0,14	0,06	0,03	0,17	0,15	0,14	0,03						0,15
3970	47	C	6H20	0,23	0,29	0,04	0,14	0,02	0,48	0,22	0,14	0,14	0,13	0,07	0,02	0,21	0,07	0,26	0,02						0,15
3970	48	C	6H20	0,12	0,03	0,03	0,20	0,02	0,44	0,21	0,01	0,23	0,29	0,03		0,07	0,02	0,40	0,03						0,14
3970	49	C	6H20	0,23	0,11	0,06	0,23	0,08	0,64	0,42	0,03	0,40	0,09												0,23
3970	50	C	6H20	0,16	0,13	0,03	0,16	-0,05	0,52	0,24	0,01	0,36													0,17

- *Tablas 7.6: Tablas de velocidades de deformación Nv 3970 BP SE*

Inicio: 9 de Junio del 2006, Fin: 27 de Diciembre del 2006.

Equipo de Medición: “El distancemeter Láser/Leica Disto A5”

NIVEL	LABOR	ZONA	Nº CIMBRA	CIMBRA	ANCHO (cm)										VELOCIDAD DE DEFORMACION LATERAL (cm/día)										Velocidad Promedio (cm/día)
					Dias	0	21	50	77	184	218	251	308	406	21	50	77	184	218	251	308	406			
					11-dic	01-ene	30-ene	26-feb	13-jun	17-jul	19-ago	15-oct	21-ene	01-ene	30-ene	26-feb	13-jun	17-jul	19-ago	15-oct	21-ene				
3950	BP NW	B-C	1	6H20	365,4	360,3	359,6	357,4	357,0	353,4	351,5	338,3	303,2	0,24	0,02	0,08	0,00	0,11	0,06	0,23	0,36	0,14			
3950	BP NW	B-C	2	6H20	335,1	334,2	332,7	331,7	327,7	328,0	324,2	306,5	301,3	0,04	0,05	0,04	0,04	-0,01	0,12	0,31	0,05	0,08			
3950	BP NW	B-C	3	6H20	313,9	312,3	309,8	308,5	304,6	304,5	301,4	290,9	290,5	0,08	0,09	0,05	0,04	0,00	0,09	0,18	0,00	0,07			
3950	BP NW	C	4	6H20	296,7	295,7	294,7	293,9	291,2	290,3	289,1	284,4		0,05	0,03	0,03	0,03	0,03	0,04	0,08		0,04			
3950	BP NW	C	4A	N-29									312,9												
3950	BP NW	C	5	6H20	266,5	263,7	263,5	260,0	252,8	251,8	250,6	235,2		0,13	0,01	0,13	0,07	0,03	0,04	0,27		0,10			
3950	BP NW	C	5A	N-29									310,9												
3950	BP NW	C	6	6H20	287,4	286,3	285,5	283,8	279,5	279,4	276,0	269,6		0,05	0,03	0,06	0,04	0,00	0,10	0,11		0,06			
3950	BP NW	C	6A	N-29									318,4												
3950	BP NW	C	7	6H20	296,2	294,9	294,2	292,1	285,6	284,4	279,1	249,9		0,06	0,02	0,08	0,06	0,04	0,16	0,51		0,13			
3950	BP NW	C	7A	N-29									301,5												
3950	BP NW	C	8	6H20	298,8	299,5	299,8	297,5	296,8	296,7	296,6	293,0	285,3	-0,03	-0,01	0,09	0,01	0,00	0,06	0,08		0,02			
3950	BP NW	C	9	6H20	296,4	295,8	294,8	294,8	290,3	289,1	287,4	284,3		0,03	0,03	0,00	0,04	0,04	0,05	0,05		0,04			
3950	BP NW	C	10	6H20	293,8	294,0	293,7	292,7	287,7	285,9	284,0	279,6		-0,01	0,01	0,04	0,05	0,05	0,06	0,08		0,04			
3950	BP NW	C	11	6H20	292,1	292,5	291,7	289,4	284,1	283,5	280,6	277,4		-0,02	0,03	0,09	0,05	0,02	0,09	0,06		0,04			
3950	BP NW	B-C	12	6H20	338,7	338,0	337,6	336,3	332,1	331,1	328,7	323,7	298,5	0,03	0,01	0,05	0,04	0,03	0,07	0,09	0,10	0,05			
3950	BP NW	B-C	13	6H20	350,2	350,1	352,0	351,6	350,2	351,1	350,6	348,7	348,6	0,00	-0,07	0,01	0,01	-0,03	0,02	0,03	0,00	0,00			
3950	BP NW	B-C	14	6H20	326,5	326,0	326,6	325,6	323,2	323,1	323,0	319,6	317,2	0,02	-0,02	0,04	0,02	0,00	0,06	0,02	0,02	0,02			
3950	BP NW	B-C	14 - A	N 29	313,7	313,2	312,5	312,4	312,2	310,6	310,5	307,2	306,4	0,02	0,02	0,00	0,00	0,05	0,00	0,06	0,01	0,02			
3950	BP NW	B	15	6H20	286,0	286,7	287,5	285,8	284,7	283,9	282,8	275,6	275,1	-0,03	-0,03	0,06	0,01	0,02	0,03	0,13	0,01	0,03			
3950	BP NW	B	15 - A	N 29	320,1	320,0	318,4	318,4	318,3	314,0	313,9	310,9	302,1	0,00	0,06	0,00	0,00	0,13	0,00	0,05	0,09	0,04			
3950	BP NW	B	16	6H20	281,8	281,8	287,1	286,8	286,7			285,4				0,01	0,00		0,00	0,01		0,01			
3950	BP NW	B	16 - A	N 29	316,9	317,0	317,4	316,3	312,0	310,9	309,8	307,6	294,4	0,00	-0,01	0,04	0,04	0,03	0,04	0,13		0,04			
3950	BP NW	B	17	6H20	285,4	284,6	281,9	282,2	280,2	280,2	276,9	271,2	263,9	0,04	0,09	-0,01	0,02	0,00	0,10	0,10	0,07	0,05			
3950	BP NW	B	18	6H20	336,7	337,9	337,9	335,3	329,5	328,0	327,9	319,8	295,9	-0,06	0,00	0,10	0,05	0,04	0,00	0,14	0,24	0,07			
3950	BP NW	B	19	6H20	332,8	331,6	333,0	331,7	330,6	328,7	326,0	319,9	291,6	0,06	-0,05	0,05	0,01	0,06	0,08	0,11	0,29	0,08			
3950	BP NW	B	19 - A	N 29	314,9	314,3	298,3	298,3	298,2	-	307,7	304,1	299,0	0,03	0,55	0,00	0,00					0,15			
3950	BP NW	B	20	6H20	300,5	299,3			292,4	-	-	282,9		0,06						0,06		0,06			

• *Tabla 7.7: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv. 3950 BP SE*

Inicio: 11 de Diciembre del 2006, Fin: 21 de Enero del 2008.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

...Continúa de la tabla anterior.

NIVEL	LABOR	ZONA	Nº CIMBRA	CIMBRA	Días										VELOCIDAD DE DEFORMACION LATERAL (cm/dia)						Velocidad Promedio (cm/dia)	
					0	21	50	77	184	218	251	308	406	21	50	77	184	218	251	308		406
					ANCHO (cm)																	
					11-dic	01-ene	30-ene	26-feb	13-jun	17-jul	19-ago	15-oct	21-ene	01-ene	30-ene	26-feb	13-jun	17-jul	19-ago	15-oct	21-ene	
3950	BP NW	B	21	6H20	274,1	272,8	271,2	269,7	265,1	264,5	262,4	255,3		0,06	0,06	0,06	0,04	0,02	0,06	0,12		0,06
3950	BP NW	B	22	6H20	285,2	283,9	282,2	280,6	275,1	274,2	271,7	261,2		0,06	0,06	0,06	0,05	0,03	0,08	0,18		0,07
3950	BP NW	B	23	6H20	288,5	287,1	284,4	283,0	274,5	272,9	269,7	251,7		0,07	0,09	0,05	0,08	0,05	0,10	0,32		0,11
3950	BP NW	B	24	6H20	288,5	286,7	284,2	281,2	274,8	275,7	270,6	259,5		0,09	0,09	0,11	0,06	-0,03	0,15	0,19		0,10
3950	BP NW	B	25	6H20	301,7	300,5	299,6	298,1	293,8	293,0	292,0	283,1		0,06	0,03	0,06	0,04	0,02	0,03	0,16		0,06
3950	BP NW	B	26	6H20	300,6	299,6	299,0	298,2	293,4	293,3	291,4	284,7		0,05	0,02	0,03	0,04	0,00	0,06	0,12		0,05
3950	BP NW	B	27	6H20	290,4	289,5	288,1	287,1	284,2	283,9	282,5	275,7		0,04	0,05	0,04	0,03	0,01	0,04	0,12		0,05
3950	BP NW	B	28	6H20	289,0	288,0	286,0	283,0	282,5	282,5	279,5	267,2		0,05	0,07	0,11	0,00	0,00	0,09	0,22		0,08
3950	BP NW	B	29	6H20	297,3	296,5	294,7	293,5	290,4	288,8	289,8	285,4		0,04	0,06	0,04	0,03	0,05	-0,03	0,08		0,04
3950	BP NW	B	30	6H20	296,3	295,4	294,0	293,2	289,4	289,3	287,7	285,9		0,04	0,05	0,03	0,04	0,00	0,05	0,03		0,03
3950	BP NW	B	31	6H20	281,6	279,2	276,3	270,2	258,5	256,8	250,1	239,7		0,11	0,10	0,23	0,11	0,05	0,20	0,18		0,14
3950	BP NW	B	32	6H20	352,2	352,0	351,6	351,4	348,8	348,4	348,3	342,9		0,01	-0,01	0,01	0,02	0,01	0,00	0,09		0,02
3950	BP NW	B	33	6H20	353,9	353,7	354,7	354,0	353,9	355,4	355,3	354,5		0,01	-0,03	0,03	0,00	-0,04	0,00	0,01		0,00
3950	BP NW	B	34	6H20	329,5	329,7	330,5	329,9	330,1	330,0	328,4	328,2		-0,01	-0,03	0,02	0,00	0,00	0,05	0,00		0,01
3950	BP NW	B	35	6H20	304,1	304,2	305,0	305,5	305,8	306,4	306,0	305,8		0,00	-0,03	-0,02	0,00	-0,02	0,01	0,00		-0,01
3950	BP NW	B	36	6H20	301,0	300,9	300,8	301,1	301,0	300,3	300,8	298,9		0,00	0,00	-0,01	0,00	0,02	-0,02	0,03		0,01
3950	BP NW	B	37	6H20	302,1	302,1	302,2	303,3	303,2	302,9	303,0	301,6		0,00	0,00	-0,04	0,00	0,01	0,00	0,02		0,00
3950	BP NW	B	43	4H13	302,4	302,1	301,5	301,7	301,1	296,3	294,2			0,01	0,02	-0,01	0,01	0,14	0,06			0,04
3950	BP NW	B	44	4H13	303,3	303,2	303,4	301,3	298,6	299,4	288,9			0,00	-0,01	0,08	0,03	-0,02	0,32			0,07
3950	BP NW	B	45	4H13	304,8	304,8	304,7	297,8	294,7	302,1	296,5			0,00	0,00	0,26	0,03	-0,22	0,17			0,04
3950	BP NW	B	46	4H13	300,7	300,2	300,5	301,3	301,2	304,3	294,1			0,02	-0,01	-0,03	0,00	-0,09	0,31			0,03
3950	BP NW	B	47	4H13	299,1	298,4	297,8	296,7	297,7	297,7	292,3			0,03	0,02	0,04	-0,01	0,00	0,16			0,04
3950	BP NW	B	48	4H13	302,4	301,7	301,2	293,9	299,3	294,6	294,4			0,03	0,02	0,27	-0,05	0,14	0,01			0,07
3950	BP NW	B	49	4H13	297,3	297,2	297,0	298,0	295,1	299,2	293,5			0,00	0,01	-0,04	0,03	-0,12	0,17			0,01

- *Tabla 7.7: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv 3950 BP SE*

Inicio: 11 de Diciembre del 2006, Fin: 21 de Enero del 2008.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

FECHA Invert	NIVEL	LABOR	N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	ANCHO (cm)																							
						5	12	26	31	47	68	110	115	125	131	138	144	166	173	187	193	226	253	276	282	313	318	333	
						10-nov	15-nov	22-nov	06-dic	11-dic	27-dic	17-ene	28-feb	05-mar	15-mar	21-mar	28-mar	03-abr	25-abr	02-may	16-may	22-may	24-jun	21-jul	13-ago	19-ago	19-sep	24-sep	09-oct
	3930	BP SE	38	6H20	C																								
	3930	BP SE	40	6H20	C		302,5	298,5	295,0	294,5	293,9	293,7		292,3	292,0	290,5	290,4	290,30	288,80	288,50	288,3				281,0	277,2			
	3930	BP SE	41	6H20	C				289,2	289,1		288,9	288,7	287,5	287,2	286,80	286,60	285,90	285,10	285,1				282,0	276,6	270,2			
	3930	BP SE	42	6H20	C				296,8	296,6	296,1		287,1	301,7	300,5	299,9	299,20	298,00	297,40	296,70	296,0			293,9		288,8	283,3		
21-mar	3930	BP SE	42	6H20	C				293,5	293,9	292,8		295,4	286,9	286,7	286,4	286,40	285,80	285,70	285,40	285,0			282,7		277,2	268,3		
	3930	BP SE	43	THN-21	C				307,7	308,2	307,3		305,0	306,7	305,2	304,5	304,40	302,30	303,20	303,90	302,7			299,3		294,2	289,3		
	3930	BP SE	44	6H20	C				293,8	294,0	293,9		294,5	295,3	294,0	293,9	293,70	292,90	293,80	293,20	293,1			290,2		286,1	282,7		
	3930	BP SE	45	THN-21	C				308,4	302,6	301,7		305,5	304,8	303,0	302,9	302,70	301,60	301,20	301,40	300,7			298,9		294,9	291,3		
	3930	BP SE	46	6H20	C				289,1	289,0	288,9		296,3	294,2	291,9	291,5	291,40	290,90	291,40	291,90	291,4			288,7		287,9	283,3		
	3930	BP SE	47	THN-21	C				302,7				305,3	303,0	302,7	302,10	301,20	300,20	300,00	300,1			296,4		291,9	287,7			
21-mar	3930	BP SE	48	6H20	C				293,7	293,4	290,9		300,9	296,1	295,0	293,0	291,60	291,40	288,40	288,10	288,6			285,1		279,0	270,4		
21-mar	3930	BP SE	49	THN-21	C									300,7	297,5	297,4	297,10	295,90	293,60	291,60	288,6			288,5		282,1	278,2		
21-mar	3930	BP SE	50	6H20	C				292,0	290,9	288,4		289,2	289,1	286,9	286,2	285,80	285,60	283,90	283,80	283,6			278,6		271,5	267,0		
21-mar	3930	BP SE	51	6H20	C				294,6	293,4			287,1	287,0	282,3	281,1	280,60	278,50	278,40	277,80	277,1			268,8		258,9	243,6		
21-mar	3930	BP SE	52	6H20	C				296,2	295,2			279,7	275,6	275,0	273,9	273,00	272,20	271,00	270,80	271,1			270,6		263,8	261,0		
21-mar	3930	BP SE	53	6H20	C								277,3	270,2	270,1	268,3	268,00	266,70	265,90	265,80	267,4			267,1		267,0	266,9		
21-mar	3930	BP SE	54	6H20	C								266,5	258,1	258,0	257,3	256,10	255,20	253,60	252,20	252,1			252,0		251,5	251,4		
21-mar	3930	BP SE	55	THN-29	C								291,0	285,3	283,1	282,6	282,00	280,10	280,00	279,90	282,3								
21-mar	3930	BP SE	56	6H20	C				289,9	282,9	282,8	281,9	281,30	280,10	280,00	279,90	283,0							282,9		282,8	282,7		
21-mar	3930	BP SE	57	6H20	C				294,2	284,9	283,4	283,1	282,90	280,90	280,80	280,70	284,1							284,0		283,9	283,8		
21-mar	3930	BP SE	58	6H20	C				301,8	297,0	296,7	296,6	296,40	296,20	296,10	296,00	298,4							298,2		298,1	281,2		
21-mar	3930	BP SE	59	6H20	C								304,4	302,1	302,0	301,9	301,40	301,20	301,10	301,00	301,2			301,0		300,9	296,5		
21-mar	3930	BP SE	60	6H20	C								289,8	287,5	287,0	286,50	286,30	284,90	282,90	285,0			280,8		267,7	259,1			
21-mar	3930	BP SE	61	6H20	C				289,0	286,8	285,8	284,90	283,70	283,60	283,50	283,3	283,1							283,1		258,3	251,8		
21-mar	3930	BP SE	62	6H20	C								276,9	270,4	269,1	268,80	268,50	267,00	266,90	266,7			266,5		240,1	232,3			
21-mar	3930	BP SE	63	6H20	C								285,6	274,3	272	271,20	269,00	268,90	267,90	269,0			261,5		230,7	218,3			
21-mar	3930	BP SE	64	6H20	C				286,8	277,7	274,5	273,10	271,20	271,10	270,60	269,5	259,7						259,7		234,3	218,6			
03-abr	3930	BP SE	65	6H20	C				291,4	280,8	280,7	280,00	279,80	279,30	279,20	280,1							277,6		257,0	238,4			
03-abr	3930	BP SE	66	6H20	C				298	285,7	285,6	285,00	284,80	284,70	284,60	269,2							269,0		255,0	232,8			
03-abr	3930	BP SE	67	6H20	C				297,6	277,4	277,3	276,90	276,80	276,20	276,10	278,9							270,4	249,8	245,1	230,0			
03-abr	3930	BP SE	68	6H20	C								293,4	293,3	293,20	291,50	286,90	284,50	285,2				237,6	231,5	231,4	311,3			
03-abr	3930	BP SE	69	6H20	C				270,7	268,7	266,90	261,40	257,10	252,50	252,4	244,2	216,9						244,2	216,9	213,4	304,8			
03-abr	3930	BP SE	70	6H20	C								274,5	269,3	266,40	264,00	263,90	263,10	260,5				242,3	209,0	203,7	308,2			
03-abr	3930	BP SE	71	6H20	C								287,2	283,1	280,10	279,60	279,30	278,60	278,1				275,8		256,1	245,4			
03-abr	3930	BP SE	72	6H20	C				286,8	278,4	275,60	275,00	274,90	274,80	274,4								273,7		259,8	249,0			
03-abr	3930	BP SE	73	6H20	C								292,3	283,3	280,40	279,90	279,60	279,50	279,5				279,4		248,1	230,1			
03-abr	3930	BP SE	74	6H20	C				288,1	275,4	271,80	270,50	270,40	270,30	271,1							265,4		265,4	234,4	230,1			
03-abr	3930	BP SE	75	6H20	C				292,1	277,9	276,00	275,80	275,70	275,00	274,9										271,0	249,1	244,4		
03-abr	3930	BP SE	76	6H20	C								289	286,20	283,10	283,00	283,00	285,3							282,0				
25-abr	3930	BP SE	77	6H20	C								290,4	286,20	280,50	280,20	280,10	280,9							279,0	344,3	340,4		
25-abr	3930	BP SE	78	6H20	C								295,6	291,30	284,20	284,10	284,00	285,5							283,0	362,5	359,0		
25-abr	3930	BP SE	79	6H20	C								298,3	287,30	279,50	279,00	278,30	278,6							276,0	372,2	370,9		
25-abr	3930	BP SE	80	6H20	C									299	284,30	281,40	276,40	274,10	273,4						271,5	345,7	343,9		

• Tabla 7.8: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv 3930 BP SE

Inicio: 10 de Noviembre del 2006, Fin: 09 de Octubre del 2007.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

NIVEL	LABOR	N° CIBRA	TIPO CIBRA	ZONA	ANCHO (cm)								VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN (cm/día)																			
					3		8		10		14		101		116		138		3		8		10		14		101		116		138	
					15-jun	18-jun	23-jun	25-jun	29-jun	24-sep	09-oct	31-oct	18-jun	23-jun	25-jun	29-jun	24-sep	09-oct	31-oct	18-jun	23-jun	25-jun	29-jun	24-sep	09-oct	31-oct	18-jun	23-jun	25-jun	29-jun	24-sep	09-oct
3930	BP SE - I	1	6H20	C	345,0	344,8	344,7	344,6	344,5	334,9	331,6	325,8	0,07	0,02	0,05	0,03	0,11	0,22	0,26													
3930	BP SE - I	2	6H20	C	345,0	344,8	344,4	344,3	344,2	333,4	329,9	325,8	0,07	0,08	0,05	0,03	0,12	0,23	0,19													
3930	BP SE - I	3	6H20	C	292,9	292,8	292,7	292,6	292,5	292,0	289,5	288,1	0,03	0,02	0,05	0,03	0,01	0,17	0,06													
3930	BP SE - I	4	6H20	C	297,6	297,4	296,7	296,4	296,1	282,2	271,0	258,1	0,07	0,14	0,15	0,07	0,16	0,75	0,59													
3930	BP SE - I	5	6H20	C	294,1	293,8	293,5	293,1	293,0	273,2	259,8	242,6	0,10	0,06	0,20	0,03	0,23	0,89	0,78													
3930	BP SE - I	6	6H20	C	291,5	291,4	290,9	290,8	290,4	263,1	255,6	309,0	0,03	0,10	0,05	0,10	0,31	0,50														
3930	BP SE - I	7	6H20	C	300,1	299,5	298,8	298,2	298,1	285,1	279,6	278,4	0,20	0,14	0,30	0,02	0,15	0,37	0,05													
3930	BP SE - I	8	6H20	C	296,1	296,0	295,7	295,2	295,1	283,0	275,9	306,7	0,03	0,06	0,25	0,02	0,14	0,47														
3930	BP SE - I	8 A	THN-29	C								303,9																				
3930	BP SE - I	9	6H20	C	297,9	297,7	297,1	297,0	296,4	280,9	267,7	247,1	0,07	0,12	0,05	0,15	0,18	0,88	0,94													
3930	BP SE - I	10	6H20	C	294,1	294,0	293,2	293,1	292,7	282,5	279,1	267,7	0,03	0,16	0,05	0,10	0,12	0,23	0,52													
3930	BP SE - I	11	6H20	C	299,9	299,8	299,7	299,6	299,4	298,1	298,0	297,9	0,03	0,02	0,05	0,05	0,01	0,01	0,00													
3930	BP SE - I	11 A	THN-29	C			309,7	309,5	309,3	309,2	309,1	309,0			0,10	0,05	0,00	0,01	0,00													
3930	BP SE - I	12	6H20	C	301,0	300,8	300,0	299,9	299,8	299,7	299,6	299,0	0,07	0,16	0,05	0,02	0,00	0,01	0,03													
3930	BP SE - I	13	6H20	C	301,9	301,8	301,3	300,5	300,4	299,1	299,0	298,5	0,03	0,10	0,40	0,03	0,01	0,01	0,02													
3930	BP SE - I	13 A	THN-29	C			309,5	303,8	303,7	303,1	303,0	302,9			2,85	0,03	0,01	0,01	0,00													
3930	BP SE - I	14	6H20	C	298,1	297,2	296	295,0	294,5	294,1	294,0	293,9	0,30	0,24	0,50	0,13	0,00	0,01	0,00													
3930	BP SE - I	14 A	THN-29	C						309,4	309,2	309,1						0,01	0,00													
3930	BP SE - I	15	6H20	C	295,9	295,0	294,9	294,5	294,4	294,3	294,2	294,1	0,30	0,02	0,20	0,03	0,00	0,01	0,00													
3930	BP SE - I	15 A	THN-29	C						306,8	306,3	305,5						0,03	0,04													
3930	BP SE - I	16	6H20	C	298,3	297,1	296,3	295,8	295,5	288,7	288,1	287,3	0,40	0,16	0,25	0,08	0,08	0,04	0,04													
3930	BP SE - I	16 A	THN-29	C						302,0	301,2	299,9						0,05	0,06													
3930	BP SE - I	17	6H20	C	298,0	297,1	296,2	295,4	295,3	293,2	293,1	292,4	0,30	0,18	0,40	0,02	0,02	0,01	0,03													
3930	BP SE - I	17 A	THN-29	C						304,8	304,7	304,3						0,01	0,02													
3930	BP SE - I	18	6H20	C	299,8	298,1	298	297,7	297,3	297,2	297,1	297,0	0,57	0,02	0,15	0,10	0,00	0,01	0,00													
3930	BP SE - I	18 A	THN-29	C						305,1	305,0	303,7						0,01	0,06													

• *Tabla 7.10: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv 3930 BP SE-I*

Inicio: 15 de Junio del 2007, Fin: 31 de Octubre del 2007.

Equipo de Medición: “El distancemeter Láser/Leica Disto A5”

...Continúa de la tabla anterior.

NIVEL	LABOR	N° CIBRA	TIPO CIBRA	ZONA	ANCHO (cm)								VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN (cm/día)																			
					3		8		10		14		101		116		138		3		8		10		14		101		116		138	
					15-Jun	18-Jun	23-Jun	25-Jun	29-Jun	24-Sep	09-Oct	31-Oct	18-Jun	23-Jun	25-Jun	29-Jun	24-Sep	09-Oct	31-Oct	18-Jun	23-Jun	25-Jun	29-Jun	24-Sep	09-Oct	31-Oct	18-Jun	23-Jun	25-Jun	29-Jun	24-Sep	09-Oct
3930	BP SE - I	19	6H20	C	300.3	298.7	296.8	296.1	295.2	288.3	287.4	284.4	0.53	0.38	0.35	0.23	0.08	0.06	0.14													
3930	BP SE - I	19 A	THN-29	C						300.5	299.8	297.6						0.05	0.10													
3930	BP SE - I	20	6H20	C	299.3	294.7	291.6	290.5	288.9	281.5	280.5	276.0	1.53	0.62	0.55	0.40	0.09	0.07	0.20													
3930	BP SE - I	20 A	THN-29	C						298.9	296.6	292.1						0.15	0.20													
3930	BP SE - I	21	THN-29	C	305.4	301.4	297.5	296.5	294.8	282.0	279.9	273.5	1.33	0.78	0.50	0.42	0.15	0.14	0.29													
3930	BP SE - I	22	THN-29	C	303.8	300.0	294.5	293.5	291.6	280.5	279.4	272.1	1.27	1.10	0.50	0.47	0.13	0.07	0.33													
3930	BP SE - I	23	THN-29	C	304.8	304.1	300.7	299.7	298.4	288.1	284.4	279.0	0.23	0.68	0.50	0.33	0.12	0.25	0.25													
3930	BP SE - I	24	THN-29	C	300.0	299.5	294.4	293.0	291.3	278.1	272.9	262.1	0.17	1.02	0.70	0.42	0.15	0.35	0.49													
3930	BP SE - I	25	THN-29	C	300.0	292.0	284.8	280.7	277.5	260.6	252.5	233.2	2.67	1.44	2.05	0.80	0.19	0.54	0.88													
3930	BP SE - I	26	THN-29	C	300.0	296.2	284	280.9	279.2	257.5	245.5	228.7	1.27	2.44	1.55	0.42	0.25	0.80	0.76													
3930	BP SE - I	27	THN-29	C			282.5	279.0	276.4	256.6	246.4	234.6			1.75	0.65	0.23	0.68	0.54													
3930	BP SE - I	28	THN-29	C			288.4	288.3	287.3	277.9	271.1	260.3			0.05	0.25	0.11	0.45	0.49													
3930	BP SE - I	29	THN-29	C			297.9	285.9	285.8	266.0	256.5	247.9			6.00	0.02	0.23	0.63	0.39													
3930	BP SE - I	30	THN-29	C			292.2	292.1	292.0	283.8	276.3	268.1			0.05	0.03	0.09	0.50	0.37													
3930	BP SE - I	31	THN-29	C			290.0	289.4	287.3	266.3	261.1	252.7			0.30	0.52	0.24	0.35	0.38													
3930	BP SE - I	32	THN-29	C			303.8	287.3	285.2	263.1	255.9	253.3			8.25	0.53	0.25	0.48	0.12													
3930	BP SE - I	33	THN-29	C			298.8	297.7	297.6	277.0	268.5	263.7			0.55	0.02	0.24	0.57	0.22													
3930	BP SE - I	34	THN-29	C			306.6	294.1	293.4	263.5	254.2	247.1			6.25	0.18	0.34	0.62	0.32													
3930	BP SE - I	35	THN-29	C			305.5	303.4	302.7	267.0	259.6	248.4			1.05	0.17	0.41	0.49	0.51													
3930	BP SE - I	36	THN-29	C				301.5	301.4	289.0	285.3	280.3				0.03	0.14	0.25	0.23													
3930	BP SE - I	37	THN-29	C				295.9	295.7	286.1	280.9	273.4				0.05	0.11	0.35	0.34													
3930	BP SE - I	38	THN-29	C				303.0	302.8	294.1	290.9	286.5				0.05	0.10	0.21	0.20													
3930	BP SE - I	39	THN-29	C				308.7	308.5	305.5	304.4	297.4				0.05	0.03	0.07	0.32													
3930	BP SE - I	40	THN-29	C				302.2	302.1	298.1	297.9	291.0				0.02	0.05	0.01	0.31													

- Tabla 7.10: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv 3930 BP SE-I

Inicio: 15 de Junio del 2007, Fin: 31 de Octubre del 2007.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

Nº CIMBR	TIPO CIMBRA	ZONA	FECHA INSTALADA	ANCHO (cm)										VELOCIDAD DE DEFORMACION LATERAL RELATIVA (cm/día)										Velocidad promedio (cm/día)
				0	6	10	17	33	40	69	90	127	132	6	10	17	33	40	69	90	127	132		
				12-sep	18-sep	22-sep	29-sep	15-oct	22-oct	20-nov	11-dic	17-ene	22-ene	18-sep	22-sep	29-sep	15-oct	22-oct	20-nov	11-dic	17-ene	22-ene		
1	HBE - 140	B	03/09/2007	365,2	364,4	364,0	362,2	360,0	359,3	357,1	357,0	355,4	354,5	0,13	0,10	0,26	0,14	0,10	0,08	0,00	0,04	0,18	0,11	
2	HBE - 140	B	04/09/2007	340,9	338,9	338,8	336,5	334,4	333,8	330,1	330,0	329,3	328,0	0,33	0,02	0,33	0,13	0,09	0,13	0,00	0,02	0,26	0,15	
2A	N-29	C	21/09/2007			308,0	307,4	305,6	304,8	302,6	302,5	302,1	301,4			0,09	0,11	0,11	0,08	0,00	0,01	0,14	0,08	
3	HBE - 140	C	04/09/2007	325,0	313,0	312,8	310,8	308,6	307,8	305,1	303,8	303,4	302,0	2,00	0,05	0,29	0,14	0,11	0,09	0,06	0,01	0,28	0,34	
3A	N-29	C	21/09/2007			308,0	307,5	306,3	306,2	305,3	303,9	302,1	302,0			0,07	0,07	0,01	0,03	0,07	0,05	0,02	0,05	
4	N-29	C	05/09/2007	287,3	286,6	286,1	286,0	283,8	275,0	274,9	274,8	274,4	274,3	0,12	0,13	0,01	0,14	1,26	0,00	0,00	0,01	0,02	0,19	
4A	N-29	C	15/09/2007		302,0	292,7	292,6	291,5	290,8	288,0	273,5	287,6	286,2		2,33	0,01	0,07	0,10	0,10	0,69	-0,38	0,28	0,40	
5	N-29	C	05/09/2007	283,6	281,0	280,9	279,5	277,1	276,1	272,2	270,4	268,9	268,3	0,43	0,03	0,20	0,15	0,14	0,13	0,09	0,04	0,12	0,15	
5A	N-29	C	15/09/2007		303,9	303,1	301,1	298,6	298,2	294,8	293,9	290,5	290,1		0,20	0,29	0,16	0,06	0,12	0,04	0,09	0,08	0,13	
6	N-29	C	06/09/2007	271,8	270,0	268,4	267,0	265,5	264,9	260,2	257,0	251,7	250,0	0,30	0,40	0,20	0,09	0,09	0,16	0,15	0,14	0,34	0,21	
6A	N-29	C	15/09/2007		289,3	289,1	288,5	285,4	284,1	281,7	280,9	277,5	277,2		0,05	0,09	0,19	0,19	0,08	0,04	0,09	0,06	0,10	
7	N-29	C	06/09/2007	292,0	289,9	289,8	287,6	283,9	283,2	282,5	278,6	279,2	279,1	0,35	0,02	0,31	0,23	0,10	0,02	0,19	-0,02	0,02	0,14	
7A	N-29	C	15/10/2008							306,3	305,9	304,7	303,4							0,02	0,03	0,26	0,10	
8	N-29	C	07/09/2007	293,2	289,4	287,3	282,5	277,9	276,8	275,9	273,1	270,2	269,5	0,63	0,52	0,69	0,29	0,16	0,03	0,13	0,08	0,14	0,30	
8A	N-29	C	16/09/2007		303,9	303,1	300,5	281,5	281,4	281,3	281,2	288,4	288,0		0,20	0,37	1,19	0,01	0,00	0,00	-0,19	0,08	0,21	
9	N-29	C	08/09/2007	298,6	292,5	290,6	285,0	280,8	279,6	273,6	273,0	262,8	262,1	1,02	0,47	0,80	0,26	0,17	0,21	0,03	0,28	0,14	0,38	
9A	N-29	C	16/09/2008							308,0	307,1	303,3	299,3							0,04	0,10	0,80	0,32	
10	N-29	C	09/09/2007	289,6	285,0	280,2	276,8	272,2	270,3	262,1	257,2			0,77	1,20	0,49	0,29	0,27	0,28	0,23		0,50		
10A	N-29	C	19/09/2007		302,0	301,6	296,2	290,6	289,1	282,6	277,8				0,10	0,77	0,35	0,21	0,22	0,23		0,31		
11	N-29	C	10/09/2007	297,4	284,1	283,0	276,0	270,1	268,1	260,7	252,1			2,22	0,28	1,00	0,37	0,29	0,26	0,41		0,69		
11A	N-29	C	16/09/2007		299,5	299,1	294,7	290,1	287,9	280,0	275,9				0,10	0,63	0,29	0,31	0,27	0,20		0,30		
12	N-29	C	10/09/2007	305,9	287,9	286,6	281,9	277,9	275,9	270,6	265,6			3,00	0,32	0,67	0,25	0,29	0,18	0,24		0,71		
12A	N-29	C	19/09/2007		304,0	303,6	303,5	300,9	300,8	300,7	298,3				0,10	0,01	0,16	0,01	0,00	0,11		0,07		
13	N-29	C	11/09/2007	313,4	295,7	292,7	290,3	278,6	275,4	257,3	249,6	245,0		2,95	0,75	0,34	0,73	0,46	0,62	0,37		0,89		
13A	N-29	C	16/09/2007		304,5	303,6	295,4	289,1	287,7	281,5	278,7	267,5	267,4		0,22	1,17	0,39	0,20	0,21	0,13	0,30	0,02	0,33	
14	N-29	C	12/09/2007	305,1	276,0	274,3	261,2	259,6	254,8	251,3	249,2	237,8	236,0	4,85	0,42	1,87	0,10	0,69	0,12	0,10	0,31	0,36	0,98	
15	N-29	C	12/09/2007	300,0	265,7	264,6	249,4	247,3	245,8	245,7	245,6			5,72	0,27	2,17	0,13	0,21	0,00	0,00		1,22		
16	N-29	C	13/09/2007	302,0	273,1	270,7	241,7	233,0	231,9	231,8	231,7			4,82	0,60	4,14	0,54	0,16	0,00	0,00		1,47		
17	N-29	C	13/09/2007	302,0	288,2	269,3	242,6	230,4	230,3	228,6	227,8			2,30	4,72	3,81	0,76	0,01	0,06	0,04		1,67		
18	N-29	C	14/09/2007		300,0	281,8	245,9	228,8	228,7	217,8	213,6				4,55	5,13	1,07	0,01	0,38	0,20		1,89		
19	N-29	C	18/09/2007			303,0	267,0	249,5	247,6	232,2	218,8					5,14	1,09	0,27	0,53	0,64		1,54		
20	N-29	C	20/09/2007			303,0	264,3	256,2	251,8	249,1	245,5					5,53	0,51	0,63	0,09	0,17		1,39		
21	N-29	C	22/09/2007			303,0	264,6	256,0	253,4	248,7	245,1					5,49	0,54	0,37	0,16	0,17		1,35		
22	N-29	C	24/09/2007			303,0	276,2	268,9	268,4	263,8	258,7					3,83	0,46	0,07	0,16	0,24		0,95		
23	6H20	C	26/09/2007			300,0	276,3	265,6	264,0	254,9	248,8					3,39	0,67	0,23	0,31	0,29		0,98		
24	6H20	C	27/09/2007			300,0	256,6	243,1	241,1	231,1	228,1					6,20	0,84	0,29	0,34	0,14		1,56		
25	N-29	C	27/09/2007				254,0	245,6	240,8	230,2	226,5						0,53	0,69	0,37	0,18		0,44		
26	N-29	C	28/09/2007				264,7	256,3	251,4	246,2	241,3						0,52	0,70	0,18	0,23		0,41		

• Tabla 7.11: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv 3910 BP SE

Inicio: 12 de Septiembre del 2007, Fin: 22 de Enero del 2008.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

...Continúa de la tabla anterior.

N° CIMBR	TIPO CIMBRA	ZONA	FECHA INSTALADA	ANCHO (cm)										VELOCIDAD DE DEFORMACION LATERAL RELATIVA (cm/día)										Velocidad promedio (cm/día)
				0	6	10	17	33	40	69	90	127	132	6	10	17	33	40	69	90	127	132		
				12-sep	18-sep	22-sep	29-sep	15-oct	22-oct	20-nov	11-dic	17-ene	22-ene	18-sep	22-sep	29-sep	15-oct	22-oct	20-nov	11-dic	17-ene	22-ene		
27	N-29	C	28/09/2007				279,6	265,9	262,3	256,1	250,6						0,86	0,51	0,21	0,26			0,46	
28	N-29	C	29/09/2007				297,8	286,1	283,4	275,2	267,5	266,1	266,0				0,73	0,39	0,28	0,37	0,04		0,36	
29	N-29	C	29/09/2007				307,6	276,2	274,4	266,0	259,4						1,96	0,26	0,29	0,31			0,71	
30	N-29	C	30/09/2007				310,3	266,4	265,0	256,6	249,5						2,74	0,20	0,29	0,34			0,89	
31	N-29	C	30/09/2007				300,0	281,9	281,0	275,7	272,6						1,13	0,13	0,18	0,15			0,40	
32	N-29	C	01/10/2007				300,0	283,1	283,0	282,9	282,8						1,06	0,01	0,00	0,00			0,27	
33	N-29	C	01/10/2007				300,0	287,9	286,8	283,3	281,9						0,76	0,16	0,12	0,07			0,28	
34	N-29	C	02/10/2007					307,2	307,0	300,5	298,4	288,0	287,5					0,03	0,22	0,10	0,28	0,10	0,15	
35	N-29	C	02/10/2007					302,9	302,4	299,6	297,8	281,1	280,0					0,07	0,10	0,09	0,45	0,22	0,19	
36	N-29	C	03/10/2007					305,9	304,7	301,9	300,1	277,8	277,1					0,17	0,10	0,09	0,60	0,14	0,22	
37	N-29	C	03/10/2007					309,8	309,7	307,6	305,5	298,5	297,8					0,01	0,07	0,10	0,19	0,14	0,10	
38	N-29	C	04/10/2007					302,4	300,2	294,1	291,7	290,5	287,6					0,31	0,21	0,11	0,03	0,58	0,25	
39	N-29	C	05/10/2007					295,0	292,3	286,4	284,7	282,1	280,6					0,39	0,20	0,08	0,07	0,30	0,21	
40	N-29	C	05/10/2007					297,3	293,6	285,9	282,7	281,8	281,2					0,53	0,27	0,15	0,02	0,12	0,22	
41	N-29	C	06/10/2007					316,1	309,9	305,1	302,0	289,8	289,6					0,89	0,17	0,15	0,33	0,04	0,31	
42	N-29	C	07/10/2007					303,6	301,3	297,9	296,0	295,4	295,2					0,33	0,12	0,09	0,02	0,04	0,12	
43	N-29	C	08/10/2007					302,3	300,8	298,6	297,4	296,2	295,3					0,21	0,08	0,06	0,03	0,18	0,11	
44	N-29	C	09/10/2007					299,6	298,1	295,6	294,4	285,2	285,1					0,21	0,09	0,06	0,25	0,02	0,13	
45	N-29	C	09/10/2007					302,8	300,1	295,0	293,0	293,0	292,5					0,39	0,18	0,10	0,00	0,10	0,15	
46	N-29	C	10/10/2007					306,5	305,4	302,9	302,5	293,4	293,3					0,16	0,09	0,02	0,25	0,02	0,11	
47	N-29	C	10/10/2007					300,0	299,9	299,8	299,3	295,2	294,5					0,01	0,00	0,02	0,11	0,14	0,06	
48	N-29	C	13/10/2007					297,9	290,7	289,8	289,3	288,1	287,2					1,03	0,03	0,02	0,03	0,18	0,26	
49	N-29	C	13/10/2007					302,8	299,6	294,6	294,1	293,2	291,4					0,46	0,17	0,02	0,02	0,36	0,21	
50	N-29	C	14/10/2007					301,9	300,7	297,3	295,8	288,2	288,1					0,17	0,12	0,07	0,21	0,02	0,12	
51	N-29	C	14/10/2007					303,5	302,6	298,8	297,7	281,0	280,7					0,13	0,13	0,05	0,45	0,06	0,16	
52	N-29	C	15/10/2007					310,1	308,5	307,0	306,5	297,1	296,8					0,23	0,05	0,02	0,25	0,06	0,12	
53	N-29	C	15/10/2007					305,2	299,9	298,5	297,7	296,8	296,7					0,76	0,05	0,04	0,02	0,02	0,18	
54	N-29	C	16/10/2007					305,0	295,8	292,6	290,6	289,8	288,7					1,31	0,11	0,10	0,02	0,22	0,35	
55	N-29	C	16/10/2007					303,2	290,5	286,0	283,5	280,5	278,6					1,81	0,16	0,12	0,08	0,38	0,51	
56	N-29	C	17/10/2007					305,0	299,8	298,4	298,3	298,1	297,6					0,74	0,05	0,00	0,01	0,10	0,18	
57	N-29	C	17/10/2007					303,2	298,8	298,3	298,2	298,1	297,8					0,63	0,02	0,00	0,00	0,06	0,14	
58	N-29	C	18/10/2007					303,1	302,8	302,7	302,6	302,5	302,4					0,04	0,00	0,00	0,00	0,02	0,01	
59	N-29	C	18/10/2007					306,5	305,6	304,2	304,1	303,9	303,8					0,13	0,05	0,00	0,01	0,02	0,04	
60	N-29	C	19/10/2007					308,5	307,1	307,0	306,9	302,2	302,1					0,20	0,00	0,00	0,13	0,02	0,07	
61	N-29	C	19/10/2007					309,5	308,9	308,8	308,7	301,9	301,8					0,09	0,00	0,00	0,18	0,02	0,06	
62	N-29	C	20/10/2007					306,5	306,1	306,0	305,9	301,5	301,4					0,06	0,00	0,00	0,12	0,02	0,04	

- *Tabla 7.11: Tabla de convergencias y velocidades de deformación Nv 3910 BP SE*

Inicio: 12 de Septiembre del 2007, Fin: 22 de Enero del 2008.

Equipo de Medición: "El distancemeter Láser/Leica Disto A5"

CIMBRAS SELECCIONADAS DE LAS TABLAS DE MEDICIONES ANTERIORES

NIVEL	LABOR	Fecha Intermed.	Espaciamiento (m)	Fecha Invert	INVERT	Nº CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	CIMBRA Instalación	VIDA (Días)	VIDA (meses)	Vel. Inicial Deformación (cm/día)	Veloc. Promedio (cm/día)
3930	BPSE		1		S/n Invert	27	6H20	B	10-nov	2677,8	89,3	0,10	0,02
3930	BPSE		1		S/n Invert	28	6H20	B	10-nov	2156,0	71,9	0,10	0,02
3930	BPSE		1		S/n Invert	29	6H20	B	10-nov	1154,3	38,5	0,10	0,05
3930	BPSE		1		S/n Invert	30	6H20	B	10-nov	2138,7	71,3	0,14	0,03
3930	BPSE		1		S/n Invert	35	6H20	B	15-nov	801,6	26,7	0,46	0,07
3930	BPSE		1		S/n Invert	36	6H20	B	15-nov	685,1	22,8	0,60	0,08
3930	BPSE		1		S/n Invert	37	6H20	B	15-nov	645,1	21,5	0,61	0,08
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	4	6H20	C	09-jun	170,6	5,7	0,73	0,30
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	5	6H20	C	10-jun	150,2	5,0	1,48	0,42
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	6	6H20	C	10-jun	142,7	4,8	1,58	0,36
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	7	6H20	C	10-jun	322,2	10,7	0,65	0,17
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	8	6H20	C	11-jun	246,4	8,2	1,15	0,22
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	9	6H20	C	11-jun	174,0	5,8	0,85	0,39
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	10	6H20	C	11-jun	244,7	8,2	1,32	0,24
3930	BPSE-I	24-sep	1		S/n Invert	20	6H20	C	15-jun	281,5	9,4	1,53	0,18
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	38	6H20	C	15-nov	423,2	14,1	0,57	0,13
3930	BPSE	06-dic	0,5		Sin Invert	39	6H20	C	06-dic	461,5	15,4	0,04	0,14
3930	BPSE	06-dic	0,5		Sin Invert	40	6H20	C	06-dic	426,6	14,2	0,02	0,16
3930	BPSE	06-dic	0,5		Sin Invert	41	6H20	C	06-dic	446,3	14,9	0,04	0,10
3930	BPSE	06-dic	0,5		Sin Invert	42	6H20	C	06-dic	426,4	14,2	0,08	0,14
3930	BPSE	06-dic	0,5		Sin Invert	43	6H20	C	06-dic	459,2	15,3	0,02	0,13
3930	BPSE	06-dic	0,5		Sin Invert	44	6H20	C	06-dic	414,7	13,8	0,02	0,13

Tabla 7.12: Selección de cimbras de la zona "C" en diferentes condiciones de agua indicadas según la leyenda.

...Continuación de la Tabla 7.12

NIVEL	LABOR	Fecha Intermed.	Espaciamiento (m)	Fecha Invert	INVERT	Nº CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	CIMBRA Instalación	VIDA (Días)	VIDA (meses)	Vel. Inicial Deformación (cm/día)	Veloc. Promedio (cm/día)
3930	BPSE-I	23-jun	0,5		S/n Invert	11	6H20	C	15-jun	4416,2	147,2	0,03	0,01
3930	BPSE-I		0,5		S/n Invert	12	6H20	C	15-jun	1388,8	46,3	0,07	0,04
3930	BPSE-I	23-jun	0,5		S/n Invert	13	6H20	C	15-jun	1458,1	48,6	0,03	0,04
3930	BPSE-I	24-sep	0,5		S/n Invert	14	6H20	C	15-jun	2027,1	67,6	0,30	0,02
3930	BPSE-I	24-sep	0,5		S/n Invert	15	6H20	C	15-jun	4513,5	150,5	0,30	0,01
3930	BPSE-I	24-sep	0,5		S/n Invert	16	6H20	C	15-jun	706,5	23,6	0,40	0,07
3930	BPSE-I	24-sep	0,5		S/n Invert	17	6H20	C	15-jun	1231,3	41,0	0,30	0,04
3930	BPSE-I	24-sep	0,5		S/n Invert	18	6H20	C	15-jun	2382,3	79,4	0,57	0,02
3930	BPSE-I	24-sep	0,5		S/n Invert	19	6H20	C	15-jun	449,7	15,0	0,53	0,11
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	58	6H20	C	15-mar	204,2	6,8	4,6	0,31
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	59	6H20	C	15-mar	183,0	6,1	2,9	0,36
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	60	6H20	C	15-mar	179,5	6,0	2,6	0,34
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	61	6H20	C	15-mar	216,6	7,2	1,7	0,30
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	62	6H20	C	15-mar	208,0	6,9	0,8	0,33
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	48	6H20	C	11-dic	391,6	13,1	0,6	0,16
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	49	6H20	C	12-dic	383,0	12,8	0,6	0,13
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	50	6H20	C	12-dic	293,2	9,8	0,5	0,19
3930	BPSE		1	21-mar	C/n Invert	63	6H20	C	15-mar	235,0	7,8	3,4	0,27
3930	BPSE		1	03-abr	C/n Invert	65	6H20	C	16-mar	74,5	2,5	5,9	0,37
3930	BPSE		1	03-abr	C/n Invert	66	6H20	C	17-mar	95,1	3,2	6,4	0,39
3930	BPSE		1	03-abr	C/n Invert	67	6H20	C	17-mar	216,0	7,2	3,2	0,27
3930	BPSE		1	03-abr	C/n Invert	68	6H20	C	18-mar	232,4	7,7	4,4	0,25
3930	BPSE		1	03-abr	C/n Invert	70	6H20	C	19-mar	195,4	6,5	5,9	0,35
3910	BPSE		1	22-oct	C/n Invert	23	6H20	C	26-sep	62	2,1	3,4	0,67
3910	BPSE		1	22-oct	C/n Invert	24	6H20	C	27-sep	6	0,2	7,7	8,12

Tabla 7.12: Selección de cimbras de la zona "C" en diferentes condiciones de agua indicadas según la leyenda.

... Continuación de la Tabla 7.12

NIVEL	LABOR	Fecha Intermed.	Espaciamiento (m)	Fecha Invert	INVERT	Nº CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	CIMBRA Instalación	VIDA (Días)	VIDA (meses)	Vel. Inicial Deformación (cm/día)	Veloc. Promedio (cm/día)
3930	BPSE	13-ago	0,5	03-abr	C/n Invert	71	6H20	C	19-mar	160,5	5,3	3,9	0,27
3930	BPSE	13-ago	0,5	03-abr	C/n Invert	72	6H20	C	22-mar	214,5	7,1	1,8	0,24
3930	BPSE	13-ago	0,5	03-abr	C/n Invert	73	6H20	C	23-mar	165,1	5,5	1,9	0,32
3930	BPSE	13-ago	0,5	03-abr	C/n Invert	74	6H20	C	24-mar	212,4	7,1	1,1	0,25
3930	BPSE	19-sep	0,5	25-abr	C/n Invert	84	6H20	C	01-abr	527,0	17,6	0,6	0,10
3930	BPSE	19-sep	0,5	25-abr	C/n Invert	85	6H20	C	02-abr	538,4	17,9	0,9	0,10
3930	BPSE	19-sep	0,5	25-abr	C/n Invert	86	6H20	C	02-abr	191,6	6,4	1,5	0,29
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	21	THN-29	C	15-jun	254	8	1,33	0,22
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	22	THN-29	C	15-jun	217	7	1,27	0,25
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	23	THN-29	C	16-jun	299	10	0,35	0,18
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	24	THN-29	C	16-jun	176	6	2,30	0,31
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	35	THN-29	C	23-jun	868	29	1,05	0,06
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	36	THN-29	C	23-jun	368	12	1,15	0,15
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	37	THN-29	C	23-jun	309	10	1,45	0,16
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	38	THN-29	C	23-jun	423	14	1,80	0,13
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	39	THN-29	C	23-jun	579	19	0,10	0,10
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	40	THN-29	C	23-jun	433	14	2,20	0,13
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	41	THN-29	C	24-jun	932	31	2,30	0,06
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	42	THN-29	C	24-jun	473	16	2,10	0,12
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	25	THN-29	C	17-jun	119,8	4,0	8,00	0,43
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	26	THN-29	C	17-jun	117,9	3,9	3,80	0,45
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	27	THN-29	C	19-jun	117,6	3,9	5,75	0,36
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	28	THN-29	C	19-jun	186,7	6,2	4,28	0,30
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	29	THN-29	C	19-jun	122,1	4,1	1,90	0,37
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	30	THN-29	C	20-jun	244,8	8,2	4,43	0,23

Tabla 7.12: Selección de cimbras de la zona "C" en diferentes condiciones de agua indicadas según la leyenda.

... Continuación de la Tabla 7.12

NIVEL	LABOR	Fecha Intermed.	Espaciamiento (m)	Fecha Invert	INVERT	Nº CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	CIMBRA Instalación	VIDA (Días)	VIDA (meses)	Vel. Inicial Deformación (cm/día)	Veloc. Promedio (cm/día)
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	31	THN-29	C	20-jun	140,5	4,7	5,17	0,36
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	32	THN-29	C	21-jun	142,1	4,7	0,85	0,33
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	33	THN-29	C	21-jun	197,3	6,6	3,35	0,28
3930	BPSE-I		1		S/n Invert	34	THN-29	C	22-jun	125,3	4,2	1,20	0,40
3930	BPSE	06-dic	0,5		S/n Invert	38 - A	THN-29	C	06-dic	478,3	15,9	0,06	0,10
3930	BPSE	06-dic	0,5		S/n Invert	39 - A	THN-29	C	06-dic	540,9	18,0	0,04	0,15
3930	BPSE	06-dic	0,5		S/n Invert	40 - A	THN-29	C	06-dic	519,3	17,3	0,06	0,16
3930	BPSE	06-dic	0,5		S/n Invert	41 - A	THN-29	C	06-dic	504,6	16,8	0,62	0,12
3930	BPSE	06-dic	0,5		S/n Invert	42 - A	THN-29	C	06-dic	513,4	17,1	0,44	0,11
3930	BPSE	06-dic	0,5		S/n Invert	43 - A	THN-29	C	06-dic	415,6	13,9	1,16	0,14
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	8	THN-29	C	07-sep	249,7	8,3	1,85	0,17
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	9	THN-29	C	08-sep	181,1	6,0	1,95	0,27
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	11	THN-29	C	10-sep	96,3	3,2	3,85	0,49
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	12	THN-29	C	10-sep	127,6	4,3	5,50	0,44
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	14	THN-29	C	11-sep	72,1	2,4	10,80	0,61
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	15	THN-29	C	12-sep	14,9	0,5	16,10	2,98
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	16	THN-29	C	12-sep	15,8	0,5	7,15	3,55
3910	BPSE		0,5		S/n Invert	17	THN-29	C	12-sep	15,5	0,5	6,90	3,49
3930	BPSE-I		0,5		S/n Invert	19 - A	THN - 29	C	10-jul	714,53	23,82	0,06	0,08
3930	BPSE-I		0,5		S/n Invert	20 - A	THN - 29	C	11-jul	430,31	14,34	0,08	0,13
3930	BPSE-I		0,5		S/n Invert	13 - A	THN - 29	C	22-jun	1192,00	39,73	0,10	0,05
3910	BPSE		0,75		S/n Invert	36	THN-29	C	03-oct	640	21	0,17	0,09
3910	BPSE		0,75		S/n Invert	37	THN-29	C	03-oct	1021	34	0,01	0,06

Tabla 7.12: Selección de cimbras de la zona "C" en diferentes condiciones de agua indicadas según la leyenda.

...Continuación de la Tabla 7.12

NIVEL	LABOR	Fecha Intermed.	Espaciamiento (m)	Fecha Invert	INVERT	Nº CIMBRA	TIPO CIMBRA	ZONA	CIMBRA Instalación	VIDA (Días)	VIDA (meses)	Vel. Inicial Deformación (cm/día)	Veloc. Promedio (cm/día)
3910	BPSE		0,75		S/n Invert	38	THN-29	C	04-oct	387	13	0,31	0,14
3910	BPSE		0,75		S/n Invert	39	THN-29	C	05-oct	327	11	0,39	0,14
3910	BPSE		0,75		S/n Invert	40	THN-29	C	05-oct	255	9	0,53	0,19
3910	BPSE		0,5	22-oct	C/n Invert	18	THN-29	C	14-sep	15	0,50	3,94	3,94
3910	BPSE		0,5	22-oct	C/n Invert	22	THN-29	C	24-sep	72	2,40	2,80	0,58
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	32	THN-29	C	01-oct	170	5,67	0,74	0,30
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	33	THN-29	C	01-oct	182	6,07	0,57	0,28
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	34	THN-29	C	02-oct	239	7,97	0,03	0,24
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	35	THN-29	C	02-oct	524	17,48	0,07	0,10
3910	BPSE		0,75	22-sep	C/n Invert	10	THN-29	C	09-sep	113,7	3,79	3,50	0,35
3910	BPSE		0,75	22-sep	C/n Invert	13	THN-29	C	11-sep	80,4	2,68	5,95	0,70
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	19	THN-29	C	18-sep	16	0,52	3,36	1,66
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	25	THN-29	C	27-sep	8	0,26	13,18	8,78
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	26	THN-29	C	28-sep	26	0,86	10,80	2,03
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	27	THN-29	C	28-sep	76	2,53	6,88	0,67
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	28	THN-29	C	29-sep	114	3,81	2,33	0,45
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	29	THN-29	C	29-sep	89	2,97	2,30	0,67
3910	BPSE		0,75	22-oct	C/n Invert	30	THN-29	C	30-sep	62	2,06	2,25	0,85
3910	BPSE		1	22-oct	C/n Invert	20	THN-29	C	20-sep	33	1,10	3,56	1,66
3910	BPSE		1	22-oct	C/n Invert	21	THN-29	C	22-sep	34	1,12	5,01	0,97
3910	BPSE		1	22-oct	C/n Invert	31	THN-29	C	30-sep	144	4,80	0,83	0,35

Tabla 7.12: Selección de cimbras de la zona "C" en diferentes condiciones de agua indicadas según la leyenda.

ANEXO 2

*PARÁMETRO DEL MACIZO ROCOSO Y LAS
CIMBRAS*

ZONA	Resistencia Compresiva (R. intacta) (Mpa)	PARÁMETROS DE MACIZO ROCOSO								
		Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a la tracción (Mpa)	Cohesión C (Mpa)	Ángulo de fricción (°)	Módulo de deformación Emr - (GPa)	Relación de Poisson	Roc Lab		
								mb	s	a
A	35	0,843	0,015	0,286	22	2,5	0,28	0,244	0,00001	0,575
B	25	0,166	0,004	0,145	12	0,87	0,3	1,494	0,0002	0,524
C	15	0,01	0,0003	0,02	8	0,19	0,35	2,405	0,0009	0,511

TIPO	PARÁMETROS DE LAS CIMBRAS						
	Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a la tracción (Mpa)	Módulo de deformación Emr - (GPa)	Relación de Poisson	Area	Momento de inercia	Traslape
					(m2)	(m4)	
6H20	550	550	210	0,25	0,00375	0,00001706	0%
4H13	550	550	210	0,25	0,00243	0,00000466	0%
THN-29	550	550	210	0,25	0,0037	0,000007	6%
THN-21	550	550	210	0,25	0,0027	0,000003	6%

ANEXO 3

TABLA GSI DE LA MINA ROSAURA

METODOLOGIA DE APLICACIÓN



Labores de 2,5 m a 3,5 m

INDICE G.S.I.	INDICE RMR	INDICE Q	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
Fracturada / Buena (F/B)	60 - 80	> 6	A	6 meses
Fracturada / Regular (F/R)	50 - 60	2 - 6	B	7 días
Fracturada / Pobre (F/P)	40 - 50	0,6 - 2	C	3 días
Muy fracturada / Buena (MF/B)	50 - 60	2 - 6	B	7 días
Muy fracturada / Regular (MF/R)	40 - 50	0,6 - 2	C	3 días
Muy fracturada / Pobre (MF/P)	30 - 40	0,2 - 0,6	D	36 horas
Muy fracturada / Muy pobre (MF/MP)	20 - 30	0,1 - 0,2	E	12 horas
Intensamente fracturada / Regular (IF/R)	30 - 40	0,2 - 0,6	D	36 horas
Intensamente fracturada / Pobre (IF/P)	20 - 30	0,1 - 0,2	E	12 horas
Intensamente fracturada / Muy pobre (IF/MP)	10 - 20	0,02 - 0,1	F	Inmediato
Triturada / Pobre (T/P)	10 - 20	0,02 - 0,1	F	Inmediato
Triturada / Muy pobre (T/MP)	< 10	< 0,02	F	Inmediato

❖ Para la utilización de esta tabla se determino insitu lo siguiente:

a) Parámetros de estructura, según la cantidad de fracturas por metro lineal, definidas con el flexo metro.

b) Parámetros de Condiciones, según la resistencia a la rotura de la roca por los golpes de picota. El área a evaluar debe lavarse previamente para observar otras características como la forma de fracturas, el relleno, presencia de agua y orientación de las discontinuidades.

❖ La clasificación y selección del soporte deberá realizarse conforme avanzan las excavaciones, colocando el tipo de soporte en el tiempo indicado, de colocarse a destiempo, se requerirá de un previo desatado y un soporte mas pesado que el que deberá corresponder según la tabla.

❖ Los pernos sistemáticos deben ser colocados perpendicular a las secciones, salvo cuando se coloquen en forma ocasional o preventivo para asegurar bloques sueltos, lo cual debe colocarse perpendicular al fracturamiento.

❖ En la colocación de malla deben asegurarse estos al techo mediante el uso de gatas mecánicas y luego se aseguran con pernos y el uso de ganchos, de tal forma que se adhiera lo mejor posible a la forma de la excavación.

❖ La colocación del shotcret se realizara después de lavar la zona a sostener con agua a presión previo desatado. Se requiere el uso de calibradores a razón de 1 por m2, diseño y preparación de la mezcla adecuada, uso de manómetro en los equipos, EPP adecuados y colocación de drenes en forma de "loronas" en caso de goteras de agua.

❖ En la colocación de cimbras deben considerarse el correcto alineamiento, perpendicularidad, el anclado y topeado de la cimbra a la superficie de la sección, de manera que cumpla su función estructural y no sirva como "falso túnel".

❖ La colocación del soporte según el GSI no se aplica en los casos siguientes:

a) Si presentan tensiones de relajamiento por estar cerca de superficie, tensiones altas por estar muy profundas ó cercanos a zonas de fallas.

b) Si presentan flujos de agua > 125 litros/minuto en 10 metros de labor.

c) Si presentan sistemas de fracturas principales paralelas ó subparalelas > 45° a la dirección del eje de la labor.





❖ En caso de presentarse las condiciones mencionadas anteriormente, se deberá realizar una corrección a la tabla GSI, incrementando el tipo de soporte según la gravedad, por ejemplo: para una labor calificada como MF/P con flujo de agua > 125 lt/min. el sostenimiento se incrementara de "D" (shotcret reforzado) a "E" (cimbras ligeras).

PERUBAR S.A. UNIDAD MINERA ROSAURA

Sostenimiento según GSI (labores mineras de 2,5 m a 3,5 m).

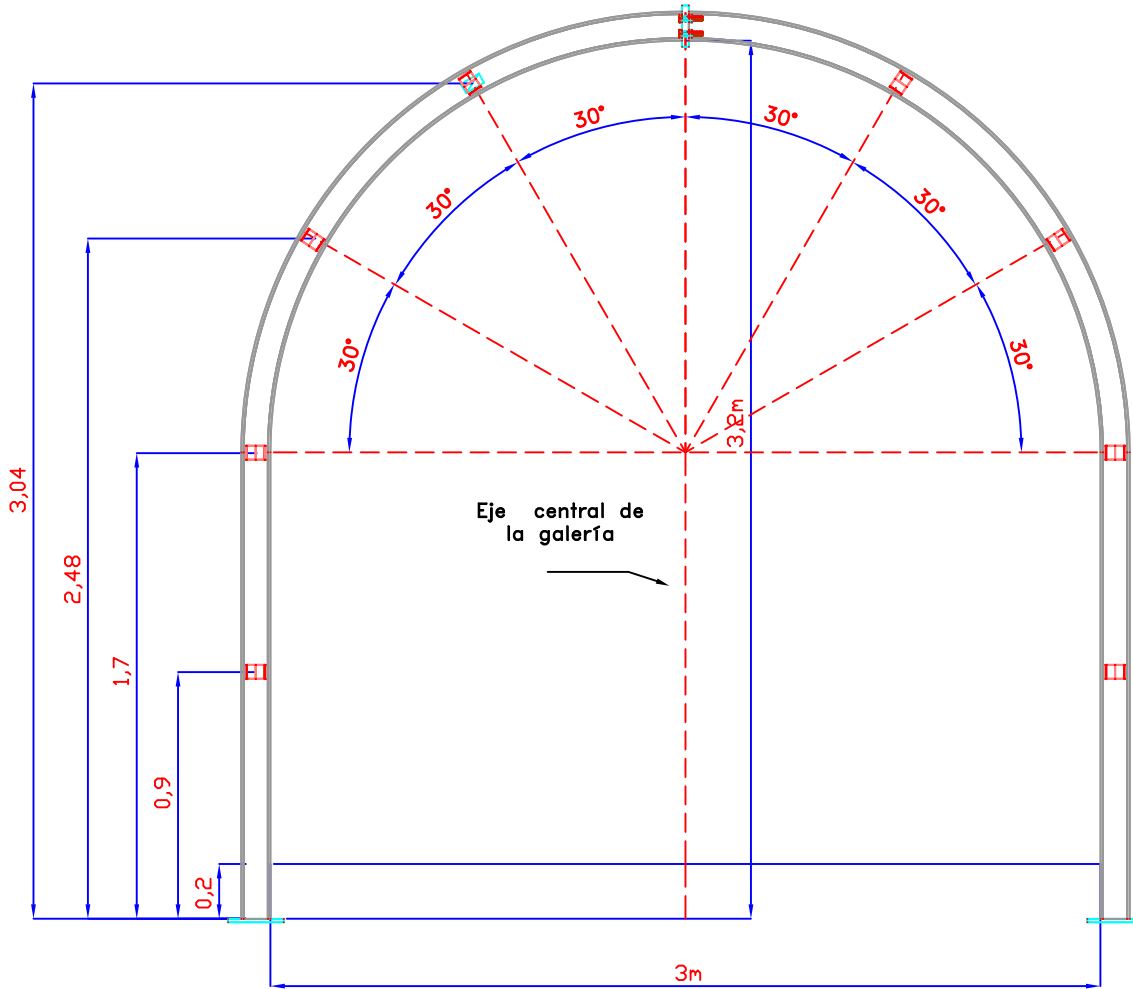


MINA ROSAURA

		CONDICIONES				
		BUENA (B) Competente, levemente alterada, discontinuidades rugosas, manchas de oxidación, cerradas. Rc: 50 - 100 Mpa (Rompe con mas de un golpe firme de picota)	REGULAR (R) Moderadamente competente y alterada, lig. rugosas a lisas. Rc: 25 - 50 Mpa Se rompe con un golpe firme	POBRE (P) Poco competente, muy alterada, discontinuidades suaves a lisas. Rc: 5 - 25 Mpa Deja huella y se raya con navaja.	MUY POBRE (MP) Roca muy blanda, descompuesta relleno de arcillas blandas Rc: 1 - 5 Mpa Se disgrega con fuerza del puño	
A	Sin soporte ó perno ocasional	ESTRUCTURAS	BUENA (B) Competente, levemente alterada, discontinuidades rugosas, manchas de oxidación, cerradas. Rc: 50 - 100 Mpa (Rompe con mas de un golpe firme de picota)	REGULAR (R) Moderadamente competente y alterada, lig. rugosas a lisas. Rc: 25 - 50 Mpa Se rompe con un golpe firme	POBRE (P) Poco competente, muy alterada, discontinuidades suaves a lisas. Rc: 5 - 25 Mpa Deja huella y se raya con navaja.	MUY POBRE (MP) Roca muy blanda, descompuesta relleno de arcillas blandas Rc: 1 - 5 Mpa Se disgrega con fuerza del puño
B	Pernos sistematicos (espaciados de 1,5 m a 1,8 m)					
C	Perno con malla (Shotcret 2" c/f opcional)					
D	Shotcret 2" con fibra, reforzado con pernos cementados					
E	Cimbra metalica ligera (espaciamiento 1 a 1,2 m)					
F	Cimbra metalica pesada (espaciamiento < 1 m)					
	FRACTURADO (F) Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos 6 - 11 fracturas por metro	F / B A	F / R B	F / P C	-	-
	MUY FRACTURADO (MF) Moderadamente trabada y disturbada, bloques angulosos 12 - 20 fracturas por metro	MF / B B	MF / R C	MF / P D	MF / MP E	MF / MP E
	INTENSAMENTE FRACTURADO (IF) Plegamiento y fallamiento, bloques angulos o irregulares Mayor de 21 fracturas por metro	-	IF / R D	IF / P E	IF / MP F	IF / MP F
	TRITURADO (T) Masa rocosa extremadamente rota, friable, fragmentos angulosos y redondeados. No tiene RQD	-	-	T / P F	T / MP F	T / MP F

ANEXO 4

PLANOS DE CIMBRAS



ESCALA: 1/700

Sección de viga

Cimbra estandar = 4" x 4"

Factor de seguridad:

Mayor o igual a 2

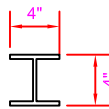
Espaciamiento entre cimbras:

1.0 m en drawpoints y 1.2 en desarrollos

Peso:

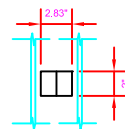
Viga 13 lb/pie (4H13)

SECCION DE VIGA

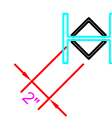


SUJETADOR DE TIRANTES:
Angulo 3/16" x 2"

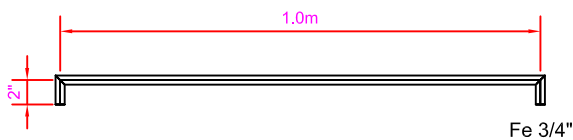
FRENTE



PERFIL



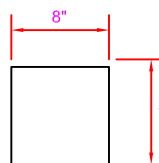
DISTANCIADOR



08 unidades, colocados equidistantemente

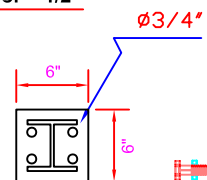
SECCION DE PLACA DE APOYO

Espesor = 1/2"



SECCION DE PLACA DE UNION:

Espesor = 1/2"



04 Pernos grado 5 de 5/8" x 3"

ESCALA: 1/400

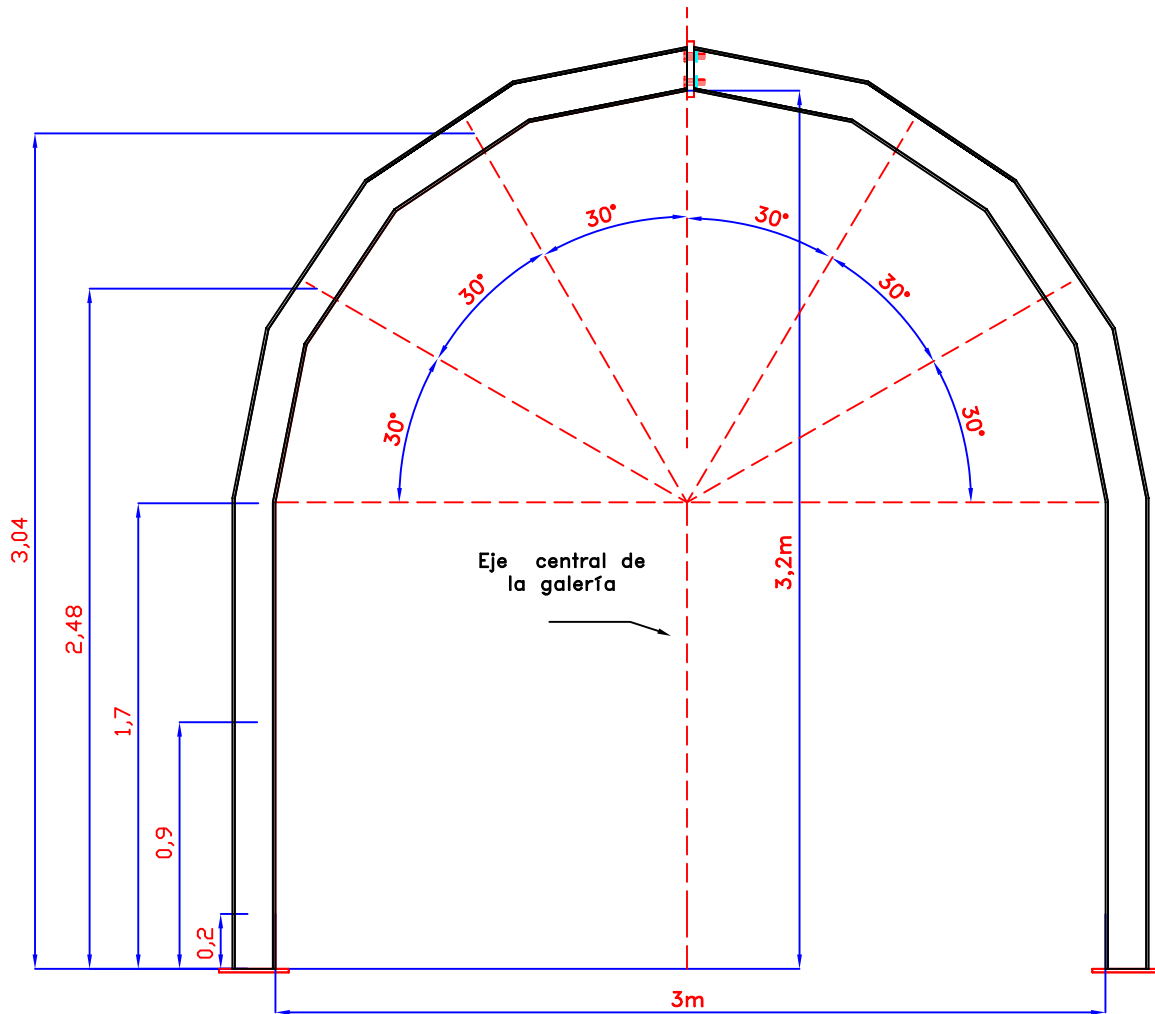


GRTE. OPERACIONES	: VICTOR DE LA CRUZ
SUPT. TECNICO	: PEDRO QUINTEROS
SUPT. MINA	: JAVIER VERASTEGUI
GEOMECANICO	: JAIME TAPIA
INGENIERIA	: JUAN C. RUIZ

CIMBRA TIPO "H"
2 PIEZAS
4W13 (13 lb/pie)

DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA
ESTANDARES DE CIMBRA
SECCION 3.0m x 3.20m
PREPARACIONES Y DESARROLLOS

ESCALA: Indicada
FECHA : Mayo 2,007
PLANO N°: 02



ESCALA: 1/700

Sección de viga

Cimbra estandar = 6" x 6"

Factor de seguridad:

Mayor o igual a 2

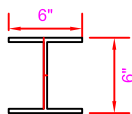
Espaciamiento entre cimbras:

1.0 m en drawpoints y 1.2 en desarrollos

Peso:

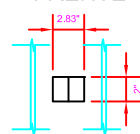
Viga 20 lb/pie (6H20)

SECCION DE VIGA

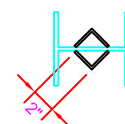


SUJETADOR DE TIRANTES:
Angulo 3/16" x 2"

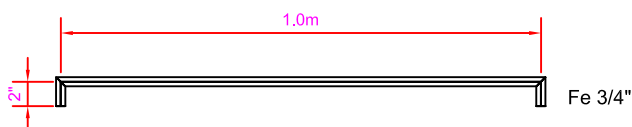
FRENTE



PERFIL

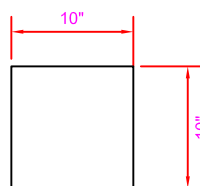


DISTANCIADOR

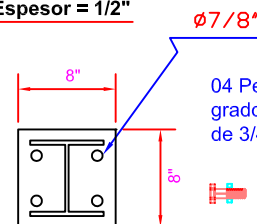


08 unidades, colocados equidistantemente

SECCION DE PLACA DE APOYO:
Espesor = 1/2"



SECCION DE PLACA DE UNION:
Espesor = 1/2"



04 Pernos grado 5, de 3/4" x 2 1/2"

ESCALA: 1/400

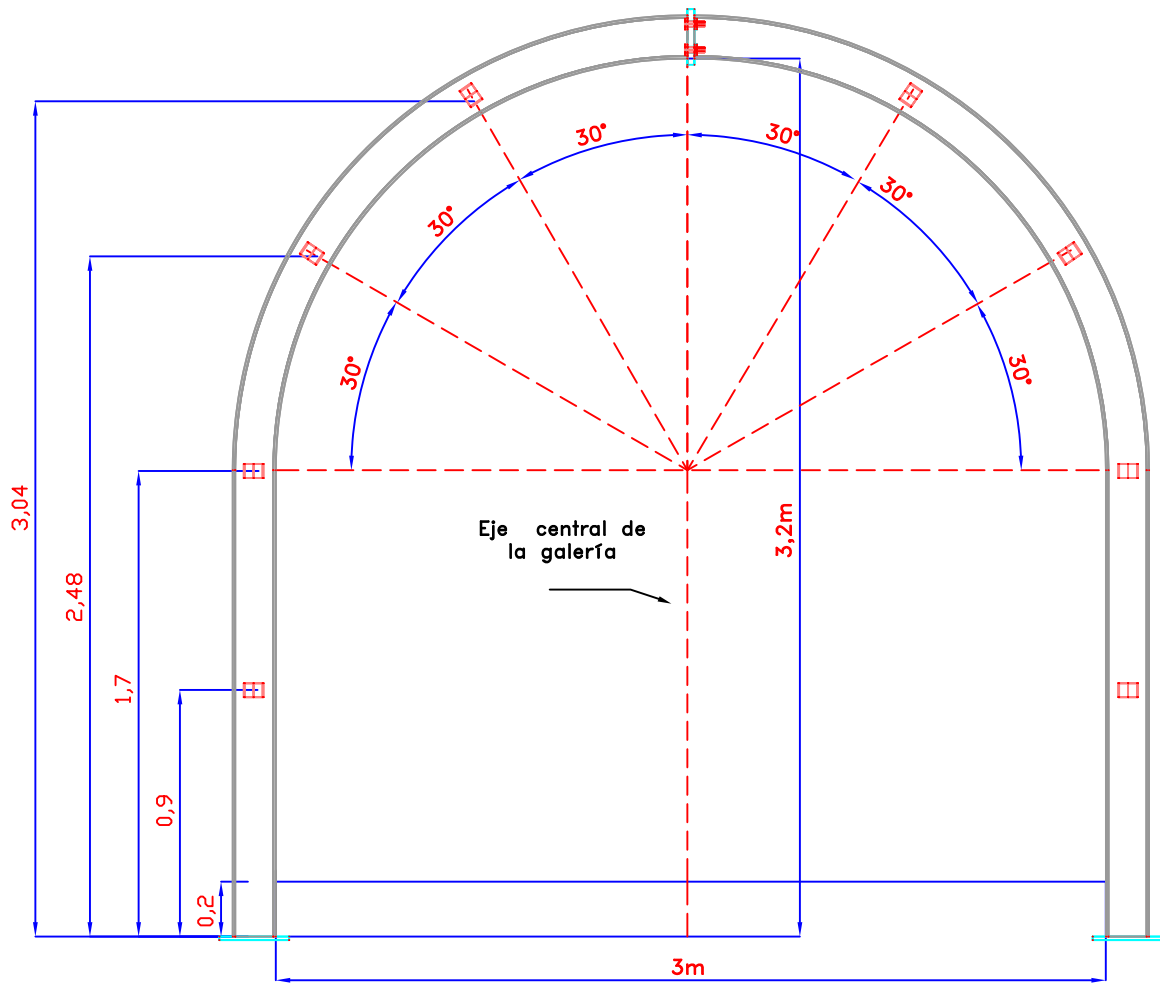


GRTE. OPERACIONES	: VICTOR DE LA CRUZ
SUPT. TECNICO	: PEDRO QUINTEROS
SUPT. MINA	: JAVIER VERASTEGUI
GEOMECANICO	: JAIME TAPIA
INGENIERIA	: JUAN C. RUIZ

CIMBRA OCTOGONAL
2 PIEZAS
6W20 (20 lb/pie)

DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA
ESTANDARES DE CIMBRA
SECCION 3.0m x 3.20m
PREPARACIONES Y DESARROLLOS

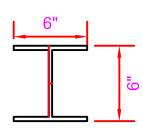
ESCALA: Indicada
FECHA : Mayo 2,007
PLANO N°: 03



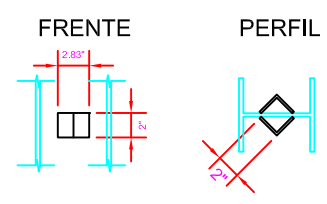
ESCALA: 1/700

Sección de viga
 Cimbra estandar = 6" x 6"
Factor de seguridad
 Mayor o igual a 2
Espaciamiento entre cimbras:
 1.0 m en drawpoints y 1.2 en desarrollos
Peso:
 Viga 20 lb/pie (6H20)

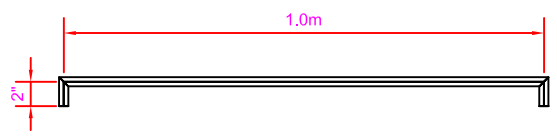
SECCION DE VIGA



SUJETADOR DE TIRANTES:
 Angulo 3/16" x 2"

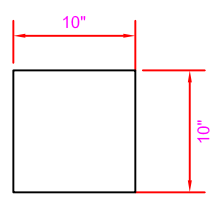


DISTANCIADOR

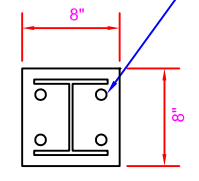


08 unidades, colocados equidistantemente

SECCION DE PLACA DE APOYO:
 Espesor = 1/2"



SECCION DE PLACA DE UNION:
 Espesor = 1/2"



04 Pernos grado 5, de 3/4" x 2 1/2"

ESCALA: 1/400

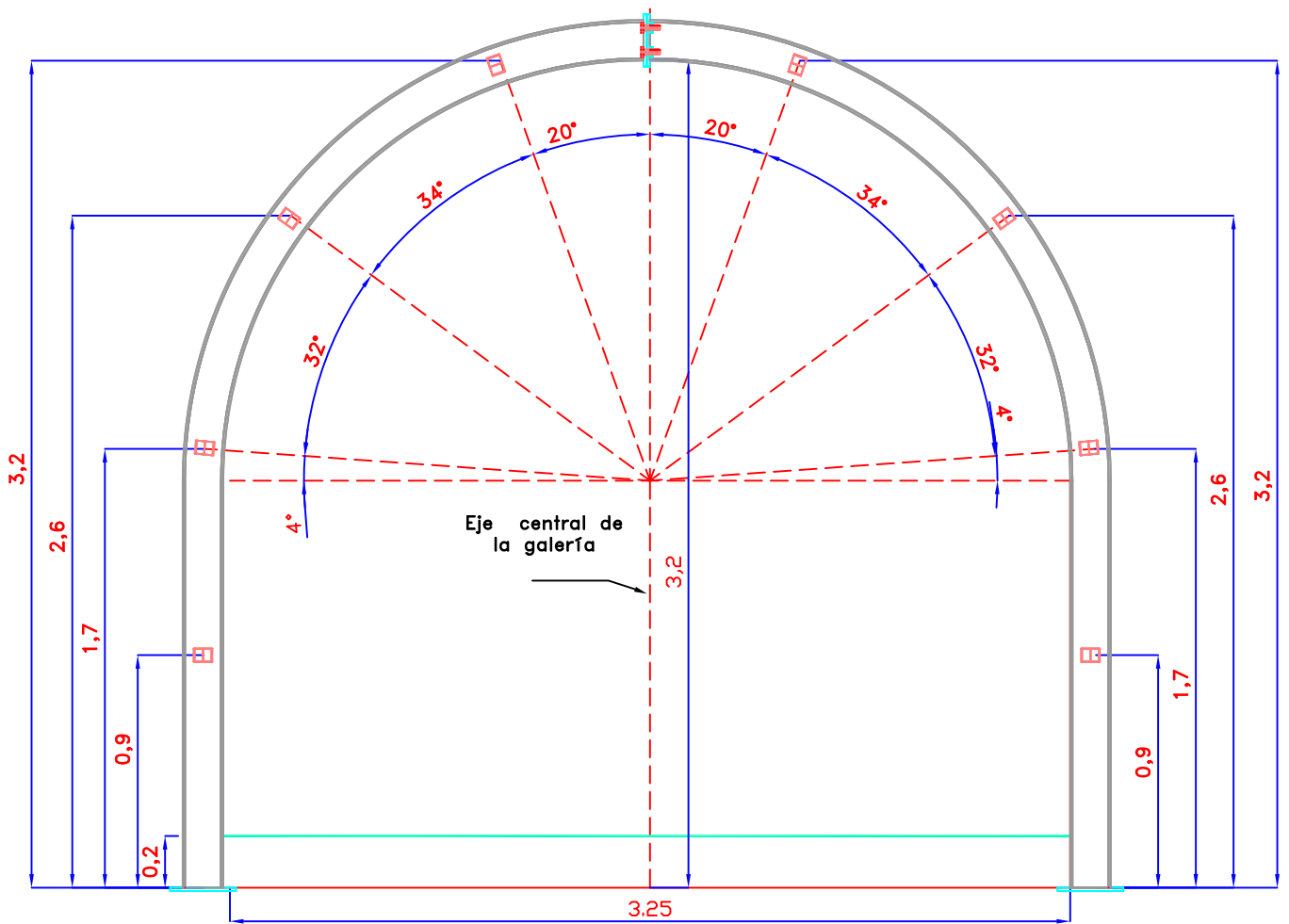


GRTE. OPERACIONES	: VICTOR DE LA CRUZ
SUPT. TECNICO	: PEDRO QUINTEROS
SUPT. MINA	: JAVIER VERASTEGUI
GEOMECANICO	: JAIME TAPIA
INGENIERIA	: JUAN C. RUIZ

CIMBRA TIPO "H"
 2 PIEZAS
 6W20 (20 lb/pie)

DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA
 ESTANDARES DE CIMBRA
 SECCION 3.0m x 3.20m
 PREPARACIONES Y DESARROLLOS

ESCALA: Indicada
 FECHA : Mayo 2,007
 PLANO N°: 03



Sección de viga

Cimbra estándar = 6" x 6"

Factor de seguridad.

Mayor o igual a 2

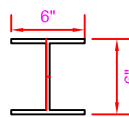
Espaciamiento entre cimbras:

1.0 m en drawpoints y 1.2 en desarrollos

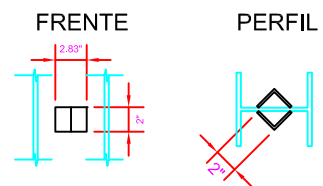
Peso:

Viga 20 lb/pie (6H20)

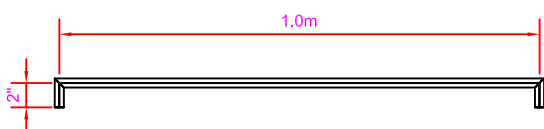
SECCION DE VIGA



SUJETADOR DE TIRANTES:
Angulo 3/16" x 2"

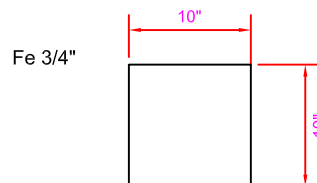


DISTANCIADOR

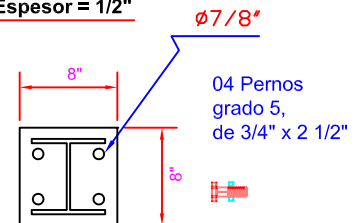


08 unidades, colocados equidistantemente

SECCION DE PLACA DE APOYO:
Espesor = 1/2"



SECCION DE PLACA DE UNION:
Espesor = 1/2"



ESCALA: 1/400

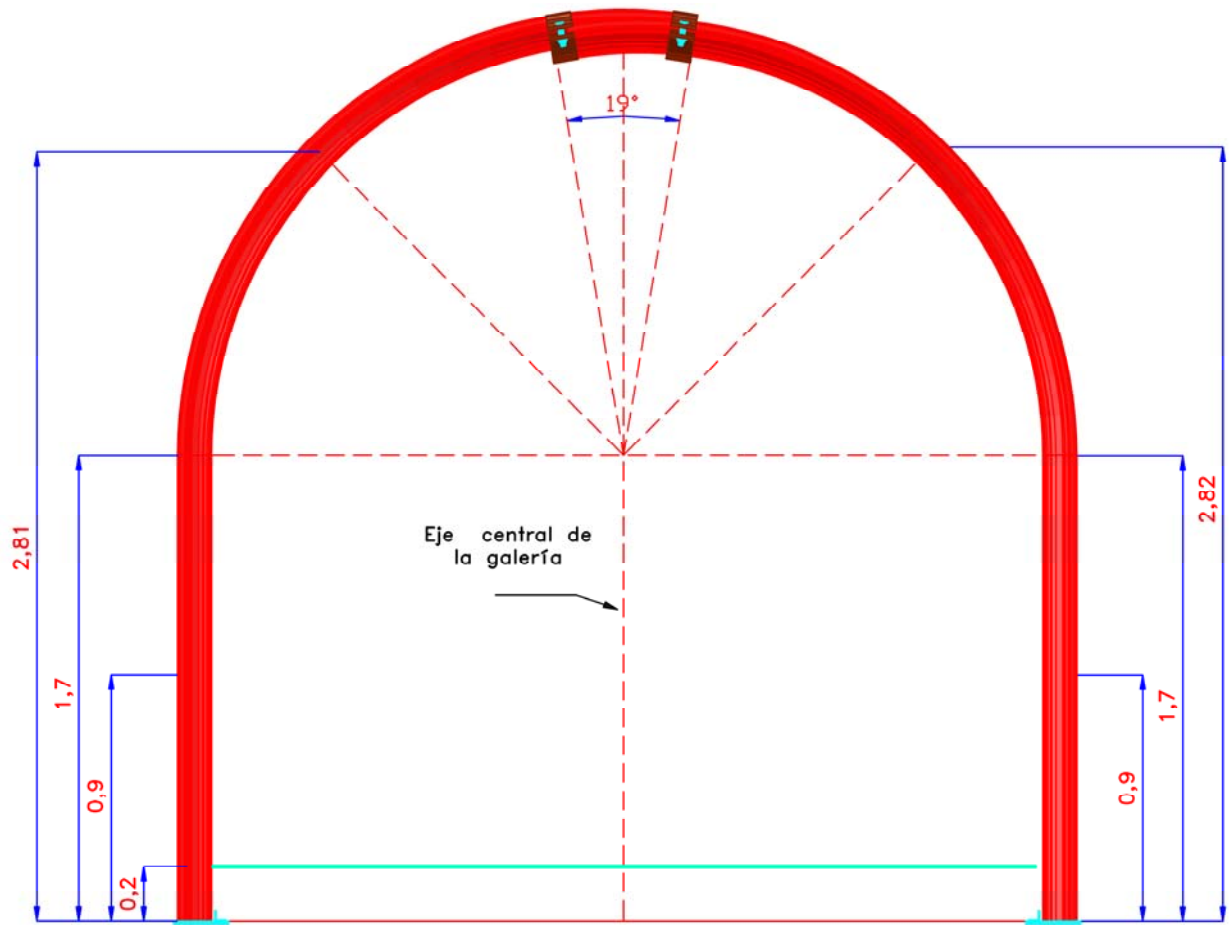


GRTE. OPERACIONES :	VICTOR DE LA CRUZ
SUPT. TECNICO :	PEDRO QUINTEROS
SUPT. MINA :	JAVIER VERASTEGUI
GEOMECANICO :	JAIME TAPIA
INGENIERIA :	JUAN C. RUIZ

CIMBRA TIPO "H"
2 PIEZAS
6W20 (20 lb/pie)

DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA
ESTANDAR DE CIMBRA
SECCION 3.25m x 3.20m
PREPARACIONES Y DESARROLLOS

ESCALA: Indicada
FECHA : Mayo 2,007
PLANO N°: 01



ESCALA: 1/700

Sección de viga

Omega (Toussant & Heizzman)

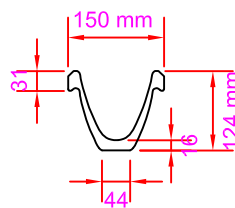
Factor de seguridad.

Mayor o igual a 2

Peso:

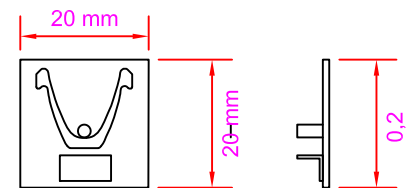
Viga 29 Kg/m (THN-29)

SECCION DE VIGA

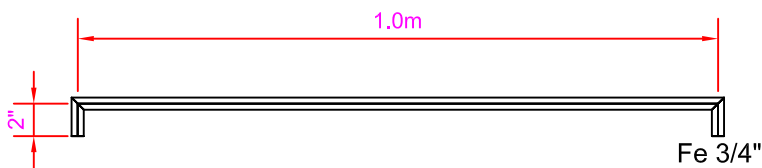


SECCION DE PLACA DE APOYO:

Esesor = 1/2"

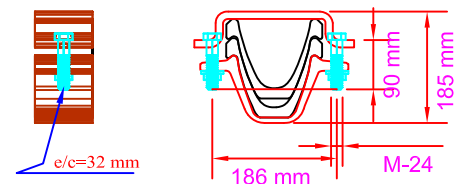


DISTANCIADOR



06 unidades, colocados equidistantemente

SECCION DE LA ABRAZADERA:



ESCALA: 1/300



GRTE. OPERACIONES	: VICTOR DE LA CRUZ
SUPT. TECNICO	: PEDRO QUINTEROS
SUPT. MINA	: JAVIER VERASTEGUI
GEOMECANICO	: JAIME TAPIA
INGENIERIA	: JUAN C. RUIZ

CIMBRA TIPO "TH"
2 PIEZAS
N-29 (29 Kg/m)

DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA
ESTANDARES DE CIMBRA
SECCION 3.0m x 3.20m
PREPARACIONES Y DESARROLLOS

ESCALA: Indicada
FECHA : Mayo 2,007
PLANO N°: 03

ANEXO 5

*ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO EN LA
MINA ROSAURA*



MINA ROSAURA

ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO - MINA ROSAURA

DESARROLLO

LABOR	TIPO	VIDA UTIL	CALIDAD DE ROCA				DESCRIPCION	SOSTENIMIENTO
			RMR	GSI	TIPO	TAS		
Rampa	Permanente P2	2 a 10 años	< 30	IF/P	IV-B	12 horas	Roca fragmentada, presencia de fallas, filtracion de agua.	Cimbra inmediata
			30 - 35	IF/R-P	IV-A	2 dias	Roca intensamente fracturada, alteracion moderada a alta	Avance con Perno + Malla, luego Shotcret
			35 - 40	IF/R	IV-A	4 dias	Roca intensamente fracturada, ligera a moderada alteración	Avance con Perno, luego Shotcret con fibra
			> 40	MF/R	III-B	15 dias	Roca muy fracturada, ligera alteracion, humeda a seca	Shotcret con fibra
Galeria	Permanente P1	6 meses a 2 años	< 30	IF/P	IV-B	12 horas	Roca fragmentada, presencia de fallas, filtracion de agua.	Cimbra inmediata
			30 - 35	IF/R-P	IV-A	2 dias	Roca intensamente fracturada, alteracion moderada a alta	Avance con Perno + Malla, luego Shotcret
			35 - 40	IF/R	IV-A	4 dias	Roca intensamente fracturada, ligera a moderada alteración	Avance con Perno, luego Shotcret con fibra
			< 30	IF/P	IV-B	12 horas	Roca fragmentada, presencia de fallas, filtracion de agua.	Cimbra inmediata
Cx. Acceso	Permanente P1	6 meses a 2 años	30 - 35	IF/R-P	IV-A	2 dias	Roca intensamente fracturada, alteracion moderada a alta	Avance con Perno + Malla, luego Shotcret
			35 - 40	IF/R	IV-A	4 dias	Roca intensamente fracturada, ligera a moderada alteración	Avance con Perno, luego Shotcret con fibra

PREPARACION

LABOR	ZONA	VIDA UTIL	CALIDAD DE ROCA				DESCRIPCION	SOSTENIMIENTO
			RMR	GSI	TIPO	TAS		
Draw Point	Temporal T3	2 a 6 meses						
ZONA I	B		25	IF/P	IV-B	8 horas	Roca intensamente fracturado-pobre, muy alterada	Cimbras de 4H13
	C		< 10	T/MP	V-B	inmediato	Brecha de falla sobresaturada de agua, soplos	Cimbras de 6H20
	D		< 10	T/MP	V-B	inmediato	Mineral sobresaturado de agua, problemas de soplo	Cimbras de 6H20
ZONA II	B		25	IF/P	IV-B	8 horas	Roca intensamente fracturado-pobre, muy alterada	Cimbras de 6H20
	C		< 10	T/MP	V-B	inmediato	Brecha de falla con propiedades expansivas	Cimbras N-29 Omega
	D		< 15	T/MP	V-A	inmediato	Mineral masivo muy friable	Cimbras HEB
ZONA III	B		25	IF/P	IV-B	8 horas	Roca intensamente fracturado-pobre, muy alterada	Cimbras de 4H13
	C		10	T/MP	V-B	inmediato	Brecha de falla con diseminado de mineral	Cimbras N-29 Omega
	D		15	T/P-MP	V-A	inmediato	Mineral diseminado cohesivo, forma bancos.	Cimbras HEB

Temporal T 3 = Vida útil de 10 a 20 años
Permanente P 1 = Vida útil de 6 meses a 2 años
Permanente P 2 = Vida útil de 2 a 10 años

TAS = Tiempo de Autosaporte

ZONA I = Ubicado al NW de la mineralizacion, caracterizado por problemas de "soplos"
ZONA II = Zona de presiones muy altas, caracterizado por las mayores deformaciones de cimbras
ZONA III = Ubicado del centro al SE de la mineralizacion, zona de presiones altas a moderadas, caracterizado por banqueo de mineral.

Dosificacion del shotcret

10 bolsas de cemento
 1 m3 de agregados
 30 kg de fibra metalica
 200 lts de agua
 3 - 5 gls de acelerante

Pernos y malla

Pernos de avance : Split Set de 7 pies
 Pernos de refuerzo: Fierro corrugado 3/4"
 inyectado con lechada de cemento
 13 lts de agua por bolsa de cemento.
 Malla electrosoldada de 4" x 4"

Cimbras

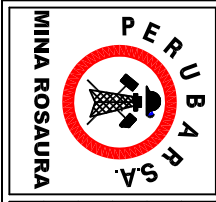
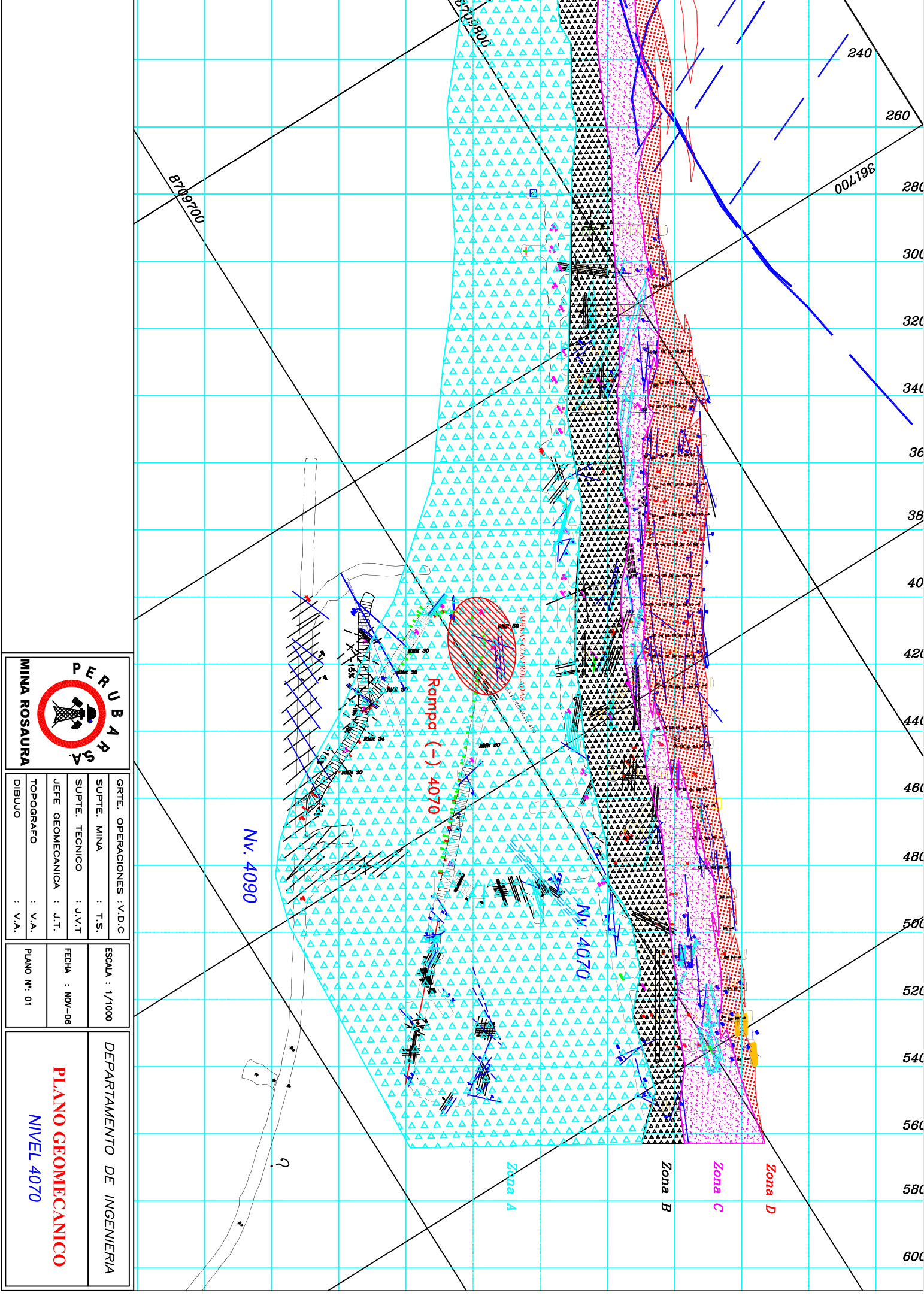
4H13
 6H20
 HEB
 N-29

Lugares

Rampa y zona B de Draw point
 Zona C y D de Draw point
 Zona C y D de Draw point
 Zona C de Draw point

ANEXO 6

PLANOS DE ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA



GRTE. OPERACIONES :	V.D.C
SUPT. MINA :	T.S.
SUPT. TECNICO :	J.V.T
JEFE GEOMECANICA :	J.T.
TOPOGRAFO :	V.A.
DIBUJO :	V.A.

ESCALA :	1/1000
FECHA :	NOV-06
PLANO N° :	01

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

PLANO GEOMECANICO

NIVEL 4070

340

360

380

400

420

440

460

480

500

520

540

560

580

600

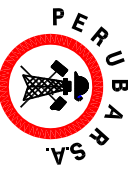
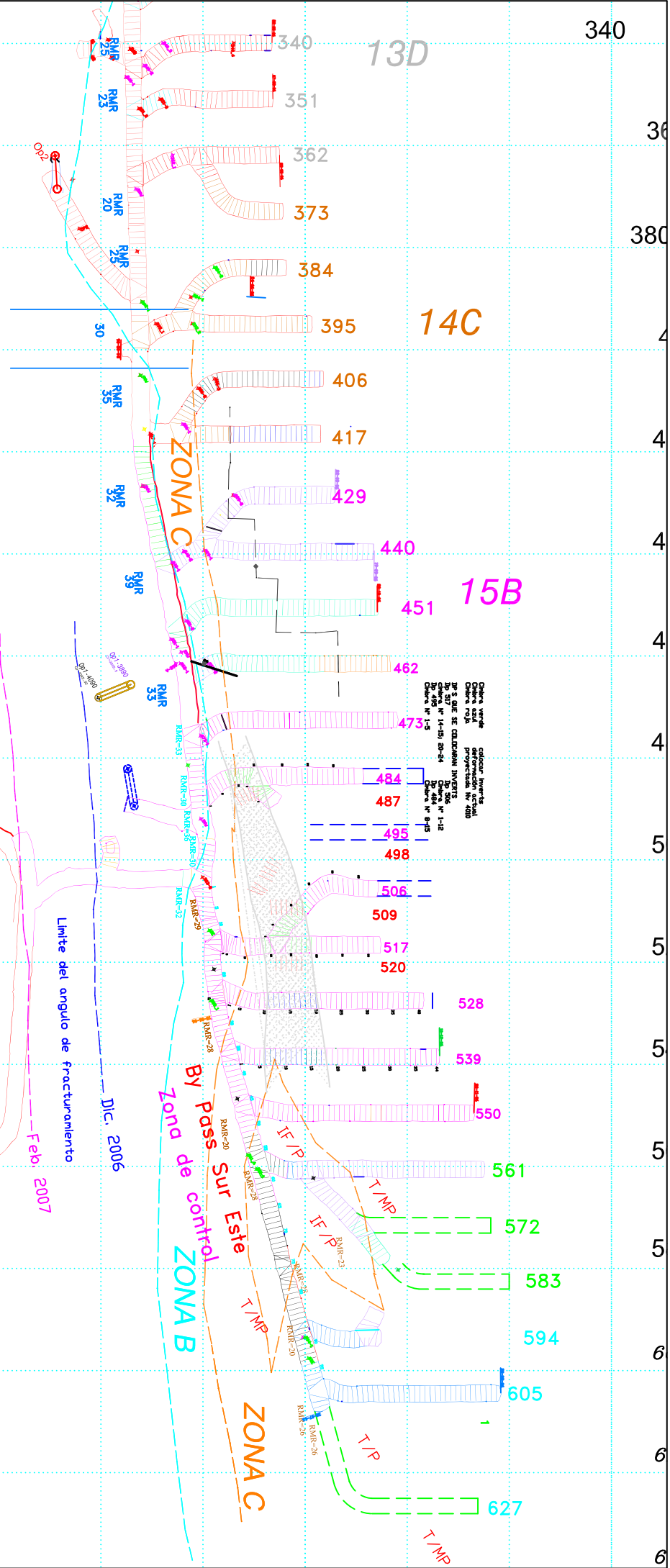
620

640

13D

14C

15B



MINA ROSAURA

GRTE. OPERACIONES	:	V.D.C.
SUPTE. MINA	:	T.S.
SUPTE. TECNICO	:	J.V.
JEFE GEOLOGA	:	M.S.
TOPOGRAFICO	:	V.A.
DIBUJO	:	

ESCALA : 1/1100
FECHA : Feb.-07
PLANO N°: 01

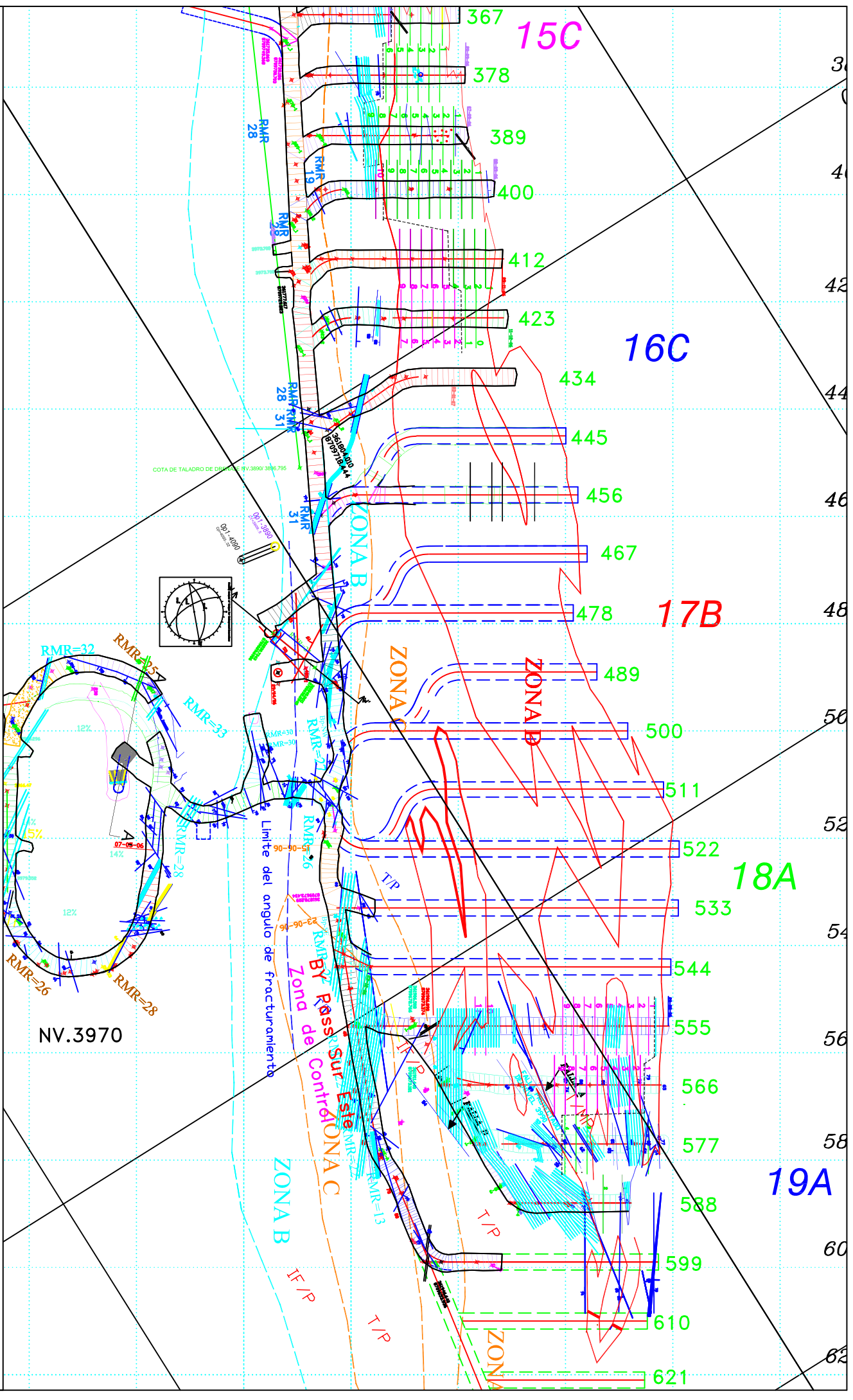
DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA
ZONIFICACIÓN DE DEFORMACIONES
 Nv 3990



GRTE. OPERACIONES	:	V.D.C.
SUPT. MINA	:	T.S.
JEFE INGENIERIA	:	J.R.
JEFE GEOLOGIA	:	M.S.
TOPOGRAFO	:	V.A.
DIBUJO	:	V.A.

ESCALA : 1/500
FECHA : Ene-07
PLANO N°: 01

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
PLANO TOPOGRAFICO
 NV.3970
 X:\3_TOPOGRAFIA\PLANDS\MINA\NV_3970\dwg





MINA ROSAURA

GRTE. OPERACIONES : V.D.C.
SUPT. MINA : J.V.
SUPT. TECNICO : P.Q.
JEFE INGENIERIA : J.R.
JEFE PLANEAMIENTO : Z.V.
GEOLOGIA : P.D.C.

ESCALA : 1/1000

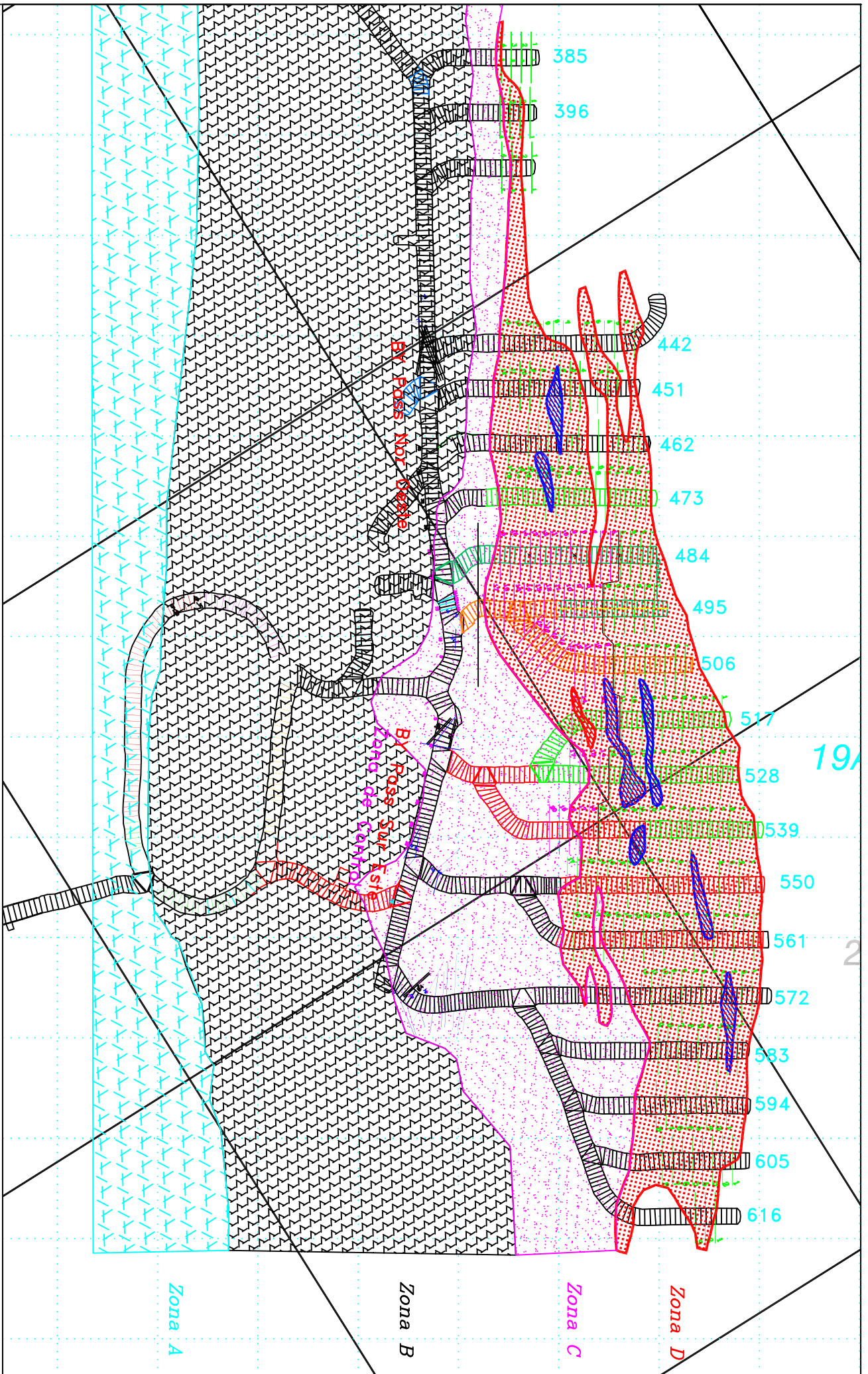
FECHA : Enero-2008

PLANO N°:

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

PLANO TOPOGRAFICO
N° 3950

X:\Topografía\Mina\Nv_3950\Top_3950.dwg





MINA ROSAURA

GRTE. OPERACIONES : V.D.C.

SUPTE. MINA : J.V.

SUPTE. TECNICO : P.Q.

JEFE INGENIERIA : J.R.

JEFE PLANEAMIENTO : Z.V.

GEOLOGIA : P.D.C.

ESCALA : 1/1000

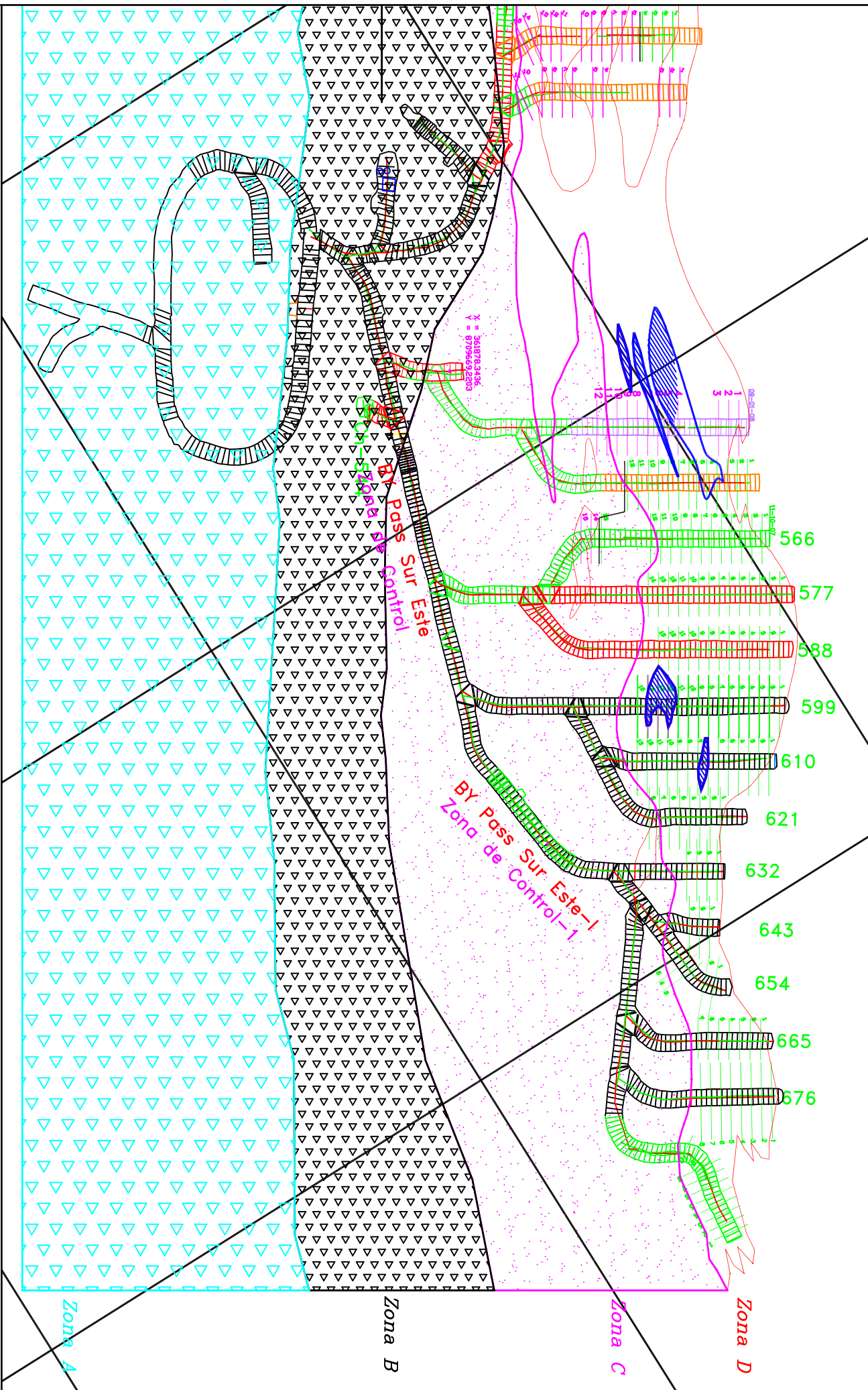
FECHA : Enero-2008

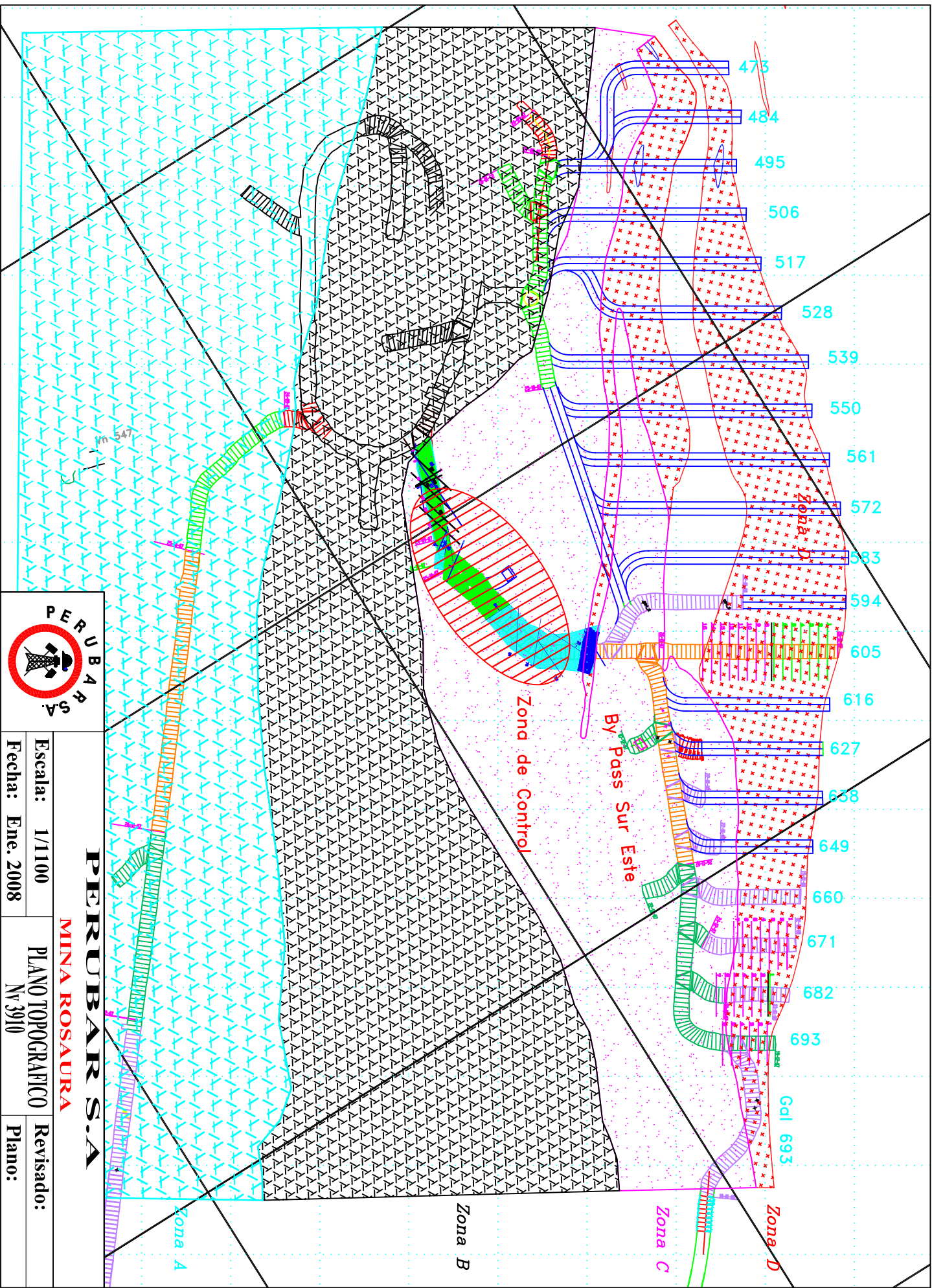
PLANO N°:

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

PLANO TOPOGRAFICO
N° 3930

X:\Topografia\Mina\Nv_3930\Top_3950.dwg





PERUBAR S.A.
MINA ROSAURA
PLANO TOPOGRAFICO
 N° 3910

Revisado:
 Plano:

Escala: 1/1100
 Fecha: Ene. 2008

ANEXO 7

COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°
ITEM :

EXCAVACIÓN GALERÍA DE 3.0 m x 3.0 m - ROCA C

3

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA		Gal	
TIPO DE SOSTENIMIENTO		C	
EQUIPO DE LIMPIEZA		Con Cimbra	
ANCHO DE LABOR		Scoop de 2.2 Yd 3	
ALTURA DE LABOR		3.0 m	
TALADROS PERFORADOS		31	Taladros
TALADROS CARGADOS		26	Taladros
LONGITUD DE TALADROS (87.5%)	5	4.38 Ft	1.33 m
RENDIMIENTO DE AVANCE (90%)		3.94 Ft	1.20 m
VOLUMEN		12.05 m3	
FACTOR DE CARGA		1.05 Kg/m3	

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO DISPARO US\$	COSTO METRO US\$/m
PERFORISTA	1	TAREA	5/8	27.05	17.06	14.22
AYUDANTE DE PERFORISTA	2	TAREA	5/8	25.20	31.79	26.49
AYUDANTE	1	TAREA	1/4	25.20	6.30	5.25
BODEGUERO	1	TAREA	1/5	23.34	4.67	3.89
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/5	65.65	13.13	10.94
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	6.16
SUB TOTAL	2.6				80.33	66.95
2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD		C. UNITARIO	COSTO DISPARO	COSTO METRO US\$/m
PIES PERFORADOS	136	PIES		0.16	21.56	17.97
DINAMITA SEMEXA 65% 7/8" X 7"	160	UNIDADES		0.13	21.07	17.56
CARMEX DE 6 PIES	26	UNIDADES		0.36	9.40	7.84
MECHA RAPIDA Z19	10	MTS		0.24	2.40	2.00
MANGA DE VENTILACION	1.20	MTS		2.00	2.40	2.00
SUB TOTAL					56.83	47.36
3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD		C. UNITARIO	COSTO DISPARO	COSTO METRO US\$/m
JUMBO EH		HORA		57.75		
SCOOPTRAM 2.2 yd3	1.40	HORA		36.07	50.44	42.03
VENTILADOR 30000 CFM	8.00	HORA		0.58	4.62	3.85
BOMBA SUMERGIBLE MAYOR H		HORA		5.14	0.00	0.00
SUB TOTAL					55.06	45.88
4.- HERRAMIENTAS	CANTIDAD	UNIDAD		C. UNITARIO	COSTO DISPARO	COSTO METRO US\$/m
HERRAMIENTAS	2.1	TAREA		1.58	3.38	2.82
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	2.6	TAREA		2.31	6.03	5.03
SUB TOTAL					9.41	7.84
5.- TOPOGRAFIA Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD		C. UNITARIO	COSTO DISPARO	COSTO METRO US\$/m
TOPOGRAFIA	500.0	METROS		4382.2	10.52	8.76
MOVILIZACIÓN DEL PERSONAL	215.0	TAREA			0.00	0.00
SUB TOTAL					10.52	8.76
COSTO DIRECTO					212.15	176.79
GASTOS GENERALES		18.60%			39.46	31.04
UTILIDADES		8.00%			16.97	14.14
TOTAL COSTO					268.58	221.98

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 250m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- El avance mensual promedio garantizado es de 60m por mes.

7.- Instalación de Servicios auxiliares

8.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

9.- La tarifa incluye cuneta.

10.- La tarifa considera solo 5 % de sobrerotura, la diferencia será asumida por la E.E.

11.- No se descuenta el costo por los G.G. en el consumo de materiales

12.- No se descuenta el costo por las Utilidades en el consumo de materiales

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°

26

ITEM :

COLOCACIÓN DE CIMBRAS 6H20 - (4.5m x 3.0m - 3.5 m x 3.0m - 3.0m x 3.0m)

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA		C	
TIPO DE SOSTENIMIENTO		Cimbra 6H20	
EQUIPO DE TRANSPORTE		Scoop de 2.2 Yd 3	
RENDIMIENTO		2.0	cimbras/guardia
TC =		3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1	TAREA	1	27.05	27.05	13.53
AYUDANTE CIMBRERO	2	TAREA	1	25.20	50.39	25.20
AYUDANTE CIMBRERO	1	TAREA	1/4	25.20	6.30	3.15
BODEGUERO	1	TAREA	1/4	23.34	5.83	2.92
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/4	65.65	16.41	8.21
RESIDENTE	2	TAREA	1/15	110.84	14.78	7.39
INGENIERO SEGURIDAD	1	TAREA	1/30	65.65	2.19	1.09
SUB TOTAL	3.9				122.96	61.48

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
CIMBRA H6" 3.0m3.0m, 20 lb/pie 2Pzas	2	JUEGO	405.48	810.95	405.475
SUB TOTAL				810.95	405.48

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3	0.51	HORA	36.07	18.40	9.20
SUB TOTAL				18.40	9.20

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	3.3	TAREA	1.58	5.13	2.56
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	3.9	TAREA	2.31	9.05	4.53
SUB TOTAL				14.18	7.09

COSTO DIRECTO **966.49** **483.24**

GASTOS GENERALES		18.60%		179.75	89.87
UTILIDADES		8.00%		77.32	38.66

TOTAL COSTO				1,223.55	611.78
--------------------	--	--	--	-----------------	---------------

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°
ITEM :

COLOCACIÓN DE CIMBRAS THN-29 - (3,0m x 3.0m)

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA		C	
TIPO DE SOSTENIMIENTO		Cimbra 6H20	
EQUIPO DE TRANSPORTE		Scoop de 2.2 Yd 3	
RENDIMIENTO		2.0	cimbras/guardia
TC =		3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1	TAREA	1	27.05	27.05	13.53
AYUDANTE CIMBRERO	2	TAREA	1	25.20	50.39	25.20
AYUDANTE CIMBRERO	1	TAREA	1/4	25.20	6.30	3.15
BODEGUERO	1	TAREA	1/4	23.34	5.83	2.92
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/4	65.65	16.41	8.21
RESIDENTE	2	TAREA	1/15	110.84	14.78	7.39
INGENIERO SEGURIDAD	1	TAREA	1/30	65.65	2.19	1.09
SUB TOTAL	3.9				122.96	61.48

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
CIMBRA THN-29" 3.0m3.0m, 29 kg/m 2P	2	JUEGO	457.62	915.2	457.6
SUB TOTAL				915.25	457.62

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3	0.51	HORA	36.07	18.40	9.20
SUB TOTAL				18.40	9.20

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	3.3	TAREA	1.58	5.13	2.56
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	3.9	TAREA	2.31	9.05	4.53
SUB TOTAL				14.18	7.09

COSTO DIRECTO					
COSTO DIRECTO				1,070.78	535.39
GASTOS GENERALES		18.60%		199.15	99.57
UTILIDADES		8.00%		85.66	42.83

TOTAL COSTO					
TOTAL COSTO				1,355.59	677.80

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA Nº
ITEM :

COLOCACIÓN DE CIMBRAS THN-29 - (3.25m - 3.0 m)

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA		C	
TIPO DE SOSTENIMIENTO		Cimbra 6H20	
EQUIPO DE TRANSPORTE		Scoop de 2.2 Yd 3	
RENDIMIENTO		2.0	cimbras/guardia
TC =		3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1	TAREA	1	27.05	27.05	13.53
AYUDANTE CIMBRERO	2	TAREA	1	25.20	50.39	25.20
AYUDANTE CIMBRERO	1	TAREA	1/4	25.20	6.30	3.15
BODEGUERO	1	TAREA	1/4	23.34	5.83	2.92
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/4	65.65	16.41	8.21
RESIDENTE	2	TAREA	1/15	110.84	14.78	7.39
INGENIERO SEGURIDAD	1	TAREA	1/30	65.65	2.19	1.09
SUB TOTAL	3.9				122.96	61.48

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
CIMBRA THN-29* 3.25m3.0m, 29 kg/m 2Pzas	2	JUEGO	440.00	880	440
SUB TOTAL				880.00	440.00

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3	0.51	HORA	36.07	18.40	9.20
SUB TOTAL				18.40	9.20

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	3.3	TAREA	1.58	5.13	2.56
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	3.9	TAREA	2.31	9.05	4.53
SUB TOTAL				14.18	7.09

COSTO DIRECTO				1,035.54	517.77
GASTOS GENERALES		18.60%		192.59	96.30
UTILIDADES		8.00%		82.84	41.42
TOTAL COSTO				1,310.97	655.48

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA

PARTIDA N°

ITEM :

ENMADERADO DE CIMBRAS (ENREJADO Y ENCRIBADO)

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA		C	
TIPO DE SOSTENIMIENTO		Cimbra	
EQUIPO DE TRANSPORTE		Scoop de 2.2 Yd ³	
RENDIMIENTO		47.1	m2/guardia
TC =		3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO M2 US\$ / m2
ENMADERADOR	1	TAREA	1	27.05	27.05	0.57
AYUDANTE DE ENMADERADOR	2	TAREA	1	25.20	50.39	1.07
ASERRADOR	1	TAREA	1/2	23.96	11.98	0.25
BODEGUERO	1	TAREA	1/5	23.34	4.67	0.10
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/5	65.65	13.13	0.28
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	0.16
SUB TOTAL	4.0				114.61	2.43

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO M2 US\$ / m2
Madera aserrada	47	m2	2.83	133.33	2.83
				0.00	0.00
				0.00	0.00
				0.00	0.00
SUB TOTAL				133.33	2.83

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO M2 US\$ / m2
SCOOPTRAM 2.2 yd ³	1.09	HORA	36.07	39.38	0.84
MOTOSIERRA	3.00	HORA	1.20	3.60	0.08
SUB TOTAL				42.98	0.91

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO M2 US\$ / m2
HERRAMIENTAS	3.5	TAREA	1.58	5.52	0.12
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	4.0	TAREA	2.31	9.17	0.19
SUB TOTAL				14.69	0.31

COSTO DIRECTO				305.62	6.49
GASTOS GENERALES		18.60%		56.84	1.21
UTILIDADES		8.00%		24.45	0.52
TOTAL COSTO				386.90	8.22

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA Nº
ITEM :

COLOCACIÓN DE MARCHAVANTE DE RIEL

28

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA
TIPO DE SOSTENIMIENTO
EQUIPO DE TRANSPORTE
RENDIMIENTO
TC =

C
Cimbra
Scoop de 2.2 Yd 3
5.0
3.20

marchavantes/guardia
Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1.0	TAREA	1	27.05	27.05	5.41
AYUDANTE CIMBRERO	2.0	TAREA	1	25.20	50.39	10.08
BODEGUERO	1.0	TAREA	1/5	23.34	4.67	0.93
JEFE DE GUARDIA	1.0	TAREA	1/5	65.65	13.13	2.63
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	1.48
SUB TOTAL	3.5				102.63	20.53

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
RIEL DE 75 LB/YD	15	m	40.00	600.00	120.00
SUB TOTAL				600.00	120.00

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3 -Transp mat.	0.51	HORA	36.07	18.40	3.68
SCOOPTRAM 2.2 yd3 -Instalacion	1.00	HORA	36.07	35.95	7.19
SUB TOTAL				54.35	10.87

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	3.2	TAREA	1.58	5.05	1.01
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	3.5	TAREA	2.31	8.01	1.60
SUB TOTAL				13.06	2.61

COSTO DIRECTO **770.04** **154.01**

GASTOS GENERALES	18.60%	143.21	28.64
UTILIDADES	8.00%	61.60	12.32

TOTAL COSTO **974.86** **194.97**

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°

29

ITEM :

COLOCACIÓN DE MARCHAVANTE DE MADERA

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA		C	
TIPO DE SOSTENIMIENTO		Cimbra	
EQUIPO DE TRANSPORTE		Scoop de 2.2 Yd 3	
RENDIMIENTO		10.0	marchavantes/guardia
TC =		3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1.0	TAREA	1	27.05	27.05	2.71
AYUDANTE CIMBRERO	2.0	TAREA	1	25.20	50.39	5.04
BODEGUERO	1.0	TAREA	1/5	23.34	4.67	0.47
JEFE DE GUARDIA	1.0	TAREA	1/5	65.65	13.13	1.31
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	0.74
SUB TOTAL	3.5				102.63	10.26

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
Marchavante	10	UNID	4.19	41.94	4.19
SUB TOTAL				41.94	4.19

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3 -Transp mat.	0.51	HORA	36.07	18.40	1.84
SUB TOTAL				18.40	1.84

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	3.2	TAREA	1.58	5.05	0.50
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	3.5	TAREA	2.31	8.01	0.80
SUB TOTAL				13.06	1.31

COSTO DIRECTO					
GASTOS GENERALES		18.60%		32.74	3.27
UTILIDADES		8.00%		14.08	1.41

TOTAL COSTO				222.85	22.59
-------------	--	--	--	--------	-------

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°

ITEM :

RETIRADO DE CIMBRAS ANTIGUAS

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA	C	
EQUIPO DE TRANSPORTE	Scoop de 2.2 Yd 3	
RENDIMIENTO	1.0	cimbra/guardia
TC =	3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA RET US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1.0	TAREA	3/4	27.05	20.29	20.29
AYUDANTE CIMBRERO	1.0	TAREA	3/4	25.20	18.90	18.90
SOLDADOR	1.0	TAREA	1/2	27.05	13.53	13.53
AYUDANTE SOLDADOR	1.0	TAREA	1/2	25.20	12.60	12.60
AYUDANTE	1.0	TAREA	3/4	25.20	18.90	18.90
BODEGUERO	1.0	TAREA	1/5	23.34	4.67	4.67
JEFE DE GUARDIA	1.0	TAREA	1/5	65.65	13.13	13.13
INGENIERO SEGURIDAD	1.0	TAREA	1/30	65.65	2.19	2.19
RESIDENTE	1.0	TAREA	1/15	110.84	7.39	7.39
SUB TOTAL	3.8				111.58	111.58

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA RET US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
DINAMITA SEMEXA 65% 7/8" X 7"		UNIDADES	0.13	0.00	0.00
CARMEX DE 5 PIES		MTS	0.30	0.00	0.00
MECHA RAPIDA Z19		MTS	0.24	0.00	0.00
SUB TOTAL				0.00	0.00

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA RET US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3 -Transp mat.	0.53	HORA	36.07	19.07	19.07
SUB TOTAL				19.07	19.07

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA RET US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	3.3	TAREA	1.58	5.13	5.13
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD		TAREA	2.31	0.00	0.00
SUB TOTAL				5.13	5.13

COSTO DIRECTO **135.78** **135.78**

GASTOS GENERALES		18.60%		25.25	25.25
UTILIDADES		8.00%		10.86	10.86

TOTAL COSTO **171.90** **171.90**

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, desatado

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°

COLOCACIÓN DE SOLERA INVERTIDA (INVERT)

ITEM :

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA	C	
TIPO DE SOSTENIMIENTO	Reforzamiento	
EQUIPO DE TRANSPORTE	Scoop de 2.2 Yd 3	
RENDIMIENTO	6.0	invert/guardia
TC =	3.20	Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1	TAREA	1	27.05	27.05	4.51
AYUDANTE CIMBRERO	1	TAREA	1	25.20	25.20	4.20
SOLDADOR	1	TAREA	1/2	27.05	13.53	2.25
BODEGUERO	1	TAREA	1/5	23.34	4.67	0.78
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/5	65.65	13.13	2.19
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	1.23
SUB TOTAL	3.0				90.96	15.16

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
RIEL DE 75 LB/YD	18	m	40.00	720.00	120.00
				0.00	0.00
				0.00	0.00
SUB TOTAL				720.00	120.00

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3	0.53	HORA	36.07	19.07	3.18
SUB TOTAL				19.07	3.18

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	2.5	TAREA	1.58	3.94	0.66
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	3.0	TAREA	2.31	6.86	1.14
SUB TOTAL				10.80	1.80

COSTO DIRECTO **840.84** **140.14**

GASTOS GENERALES		18.60%		156.38	26.06
UTILIDADES		8.00%		67.27	11.21

TOTAL COSTO **1,064.48** **177.41**

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA
PARTIDA N°

ITEM :

INSTALACION CIMBRAS DE REFUERZO 6W20 - (3.0m x 3.0m)

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA
TIPO DE SOSTENIMIENTO
EQUIPO DE TRANSPORTE
RENDIMIENTO
TC =

C
Cimbra H6
Scoop de 2.2 Yd 3
2.0
3.20

cimbras/guardia
Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1	TAREA	1	27.05	27.05	13.53
AYUDANTE CIMBRERO	2	TAREA	1	25.20	50.39	25.20
SOLDADOR	1	TAREA	1/2	27.05	13.53	6.76
AYUDANTE SOLDADOR	1	TAREA	1/2	25.20	12.60	6.30
BODEGUERO	1	TAREA	1/5	23.34	4.67	2.33
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/5	65.65	13.13	6.56
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	3.69
INGENIERO SEGURIDAD	1	TAREA	1/30	65.65	2.19	1.09
SUB TOTAL	4.5				130.94	65.47

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
CIMBRA H6" 3.0m3.0m, 20 lb/pie 2Pzas	2	POR JUEGO	405.48	810.95	405.48
SUB TOTAL				810.95	405.48

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3	0.53	HORA	36.07	19.07	9.54
SUB TOTAL				19.07	9.54

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO	COSTO TOTAL	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	4.0	TAREA	1.58	6.31	3.15
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	0.0	TAREA	2.31	0.00	0.00
SUB TOTAL				6.31	3.15

COSTO DIRECTO **967.27** **483.64**

GASTOS GENERALES		18.60%		179.89	89.95
UTILIDADES		8.00%		77.38	38.69

TOTAL COSTO **1,224.55** **612.28**

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE MINA
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SANTA CATALINA

PARTIDA N°

ITEM :

INSTALACION CIMBRAS DE REFUERZO THN-29 - (3.0m x 3.0m)

PARAMETROS PRINCIPALES

TIPO DE ROCA
TIPO DE SOSTENIMIENTO
EQUIPO DE TRANSPORTE
RENDIMIENTO
TC =

C
Cimbra H6
Scoop de 2.2 Yd 3
2.0
3.20

cimbras/guardia
Soles/US\$

1.- MANO DE OBRA	CANTIDAD	UNIDAD	INCIDENCIA	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
CIMBRERO	1	TAREA	1	27.05	27.05	13.53
AYUDANTE CIMBRERO	2	TAREA	1	25.20	50.39	25.20
SOLDADOR	1	TAREA	1/2	27.05	13.53	6.76
AYUDANTE SOLDADOR	1	TAREA	1/2	25.20	12.60	6.30
BODEGUERO	1	TAREA	1/5	23.34	4.67	2.33
JEFE DE GUARDIA	1	TAREA	1/5	65.65	13.13	6.56
RESIDENTE	1	TAREA	1/15	110.84	7.39	3.69
INGENIERO SEGURIDAD	1	TAREA	1/30	65.65	2.19	1.09
SUB TOTAL	4.5				130.94	65.47

2.- MATERIALES	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
PIES PERFORADOS		PIES	0.16	0.00	0.00
CIMBRA THN-29" 3.0m3.0m, 29 kg/m 2Pzas	2	POR JUEGO	457.62	915.25	457.62
SUB TOTAL				915.25	457.62

3.- MAQUINARIA Y EQUIPOS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
SCOOPTRAM 2.2 yd3	0.53	HORA	36.07	19.07	9.54
SUB TOTAL				19.07	9.54

4.- HERRAMIENTAS Y OTROS	CANTIDAD	UNIDAD	C. UNITARIO US\$	COSTO TOTAL US\$	COSTO/CIMBRA US\$/UNIDAD
HERRAMIENTAS	4.0	TAREA	1.58	6.31	3.15
IMPLEMENTOS. DE SEGURIDAD	0.0	TAREA	2.31	0.00	0.00
SUB TOTAL				6.31	3.15

COSTO DIRECTO **1,071.57** **535.79**

GASTOS GENERALES		18.60%		199.29	99.65
UTILIDADES		8.00%		85.73	42.86

TOTAL COSTO **1,356.59** **678.29**

NOTA

Sistema de trabajo

1.- 03 guardias / día.

Actividades

2.- Ventilación, regado, desatado, perforación, voladura y limpieza de frente hasta boca mina.

3.- Limpieza de carga producida

4.- Incluye la limpieza y evacuación hasta 500m del frente de avance.

5.- Avance promedio por frente

6.- Instalación de Servicios auxiliares

7.- La tarifa incluye instalación de servicios auxiliares como tuberías para aire comprimido, tuberías para agua, mangas de ventilación, electricidad, etc, hacia nuestros frentes en avance.

ANEXO 8

*FOTOS DEL TIPO DE CIMBRA Y SU
COMPORTAMIENTO*

ANEXO N° 26

Fotos del comportamiento de las cimbras 6H20. Proceso de deformación de las cimbras.



Fotos del comportamiento de las cimbras THN-29. Proceso de deformación de las cimbras

