

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS GEOLOGÍA Y CIVIL**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**“EVALUACIÓN DEL SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS  
EN LA U.E.A. CATALINA HUANCA”**

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


**Bach. ALEX WUALTER GUTIÉRREZ LOAYZA**

**AYACUCHO – PERÚ  
2014**

“EVALUACIÓN DEL SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS EN LA U.E.A. CATALINA HUANCA”

RECOMENDADO : 02 DE SETIEMBRE DEL 2014

APROBADO : 19 DE SETIEMBRE DEL 2014



MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
(Presidente)




Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO  
(Miembro)



Ing. Grover RUBINA SALAZAR  
(Miembro)




Ing. Miguel PRADO ARONÉS  
(Miembro)



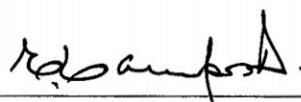
Ing. Flor N. YANGALI GUERRA  
(Secretario Docente)

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 19 de setiembre del 2014, en la Sustentación de Tesis Profesional presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Alex Wualter GUTIÉRREZ LOAYZA, con el Trabajo Titulado "EVALUACIÓN DEL SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS EN LA U.E.A. CATALINA HUANCA", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



---

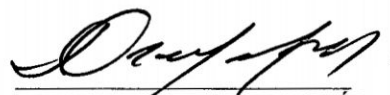
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
(Presidente)



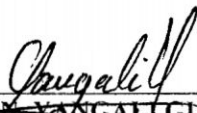
Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO  
(Miembro)



Ing. Grover RUBINA SALAZAR  
(Miembro)



Ing. Miguel PRADO ARONÉS  
(Miembro)



Ing. Floro N. YANGAL GUERRA  
(Secretario Docente)

*A mis padres Epifanio y Rosa, quienes supieron conducirme y apoyarme durante mi formación profesional.*

*Y mis hermanos con mucha gratitud.*

*A Sebastián mi hijo quien me da alegría y felicidad, y con mucho amor a mi esposa María por su apoyo incondicional.*

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar a la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas de la Gloriosa Universidad Nacional de San Cristóbal, con mucho cariño a todos Docentes que forjaron mi formación en las Aulas Universitarias.

Agradezco a la gerencia de la CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA SAC. Por brindarme la oportunidad de complementar mi formación Profesional.

El presente trabajo no hubiera sido posible sin: la guía de los catedráticos de la UNSCH, apoyo y constante motivación de ingenieros, funcionarios, técnicos y personal de línea de la Sociedad minera Catalina Huanca.

A todos ellos mi reconocimiento y gratitud.

## INTRODUCCIÓN

La Compañía CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C es una Empresa Minera dedicada a la explotación de minerales Polimetálicos como: Ag, Pb, Zn y Cu. Aplicando para ello los diferentes métodos de explotación subterráneo de acuerdo a una evaluación preliminar de las características geológicas, geomecánicas y económicas del yacimiento, sin dejar de lado los avances tecnológicos a que están sujetos para estar a la vanguardia de la minería subterránea en el Perú.

A partir del año 2000 se inició en las minas peruanas un proceso de implementación del área de geomecánica, las mismas que tenían y tienen como finalidad principal evitar accidentes por caída de rocas, siendo hasta el momento el saldo negativo, esto se debe principalmente al poco desarrollo de la Geomecánica. Tal es el caso de la Mina Catalina Huanca, que está optando por evitar aún más los accidentes por caída de rocas, para lo cual la implementación de esta área 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 distanciómetro y el Tape Extensometer (para casos de mayor precisión).

## 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.

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.

## ÍNDICE GENERAL

- DEDICATORIA	I
- AGRADECICIMIENTO	II
- INTRODUCCION	III
- RESUMEN	IV
- INDICE GENERAL	V

### CAPITULO I: INTRODUCCIÓN

ASPECTOS GENERALES	1
ANTECEDENTES DE LA MINA CATALINA HUANCA	1
1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	2
1.2. RELIEVE	3
1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN	3
1.4. HIDROGRAFÍA	4
1.5. RECURSOS DE LA ZONA	4
1.5.1 Humanos	4
1.5.2 Energéticos	5
1.6 INFRAESTRUCTURA	5
1.7.-PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.8.-OBJETIVOS	6
a) Objetivos Generales	6
b) Objetivos Específicos	7
	v

1.9.-JUSTIFICACIÓN	7
1.10.-METODLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN	8
CAPITULO II: GEOLOGÍA	10
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	10
2.2. GEOLOGÍA LOCAL	10
2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	12
2.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA	13
2.5. ZONAS MINERALIZADAS EN LA MINA CATALINA HUANCA	13
2.6. ZONEAMIENTO Y PARAGENESIS	15
2.7. ESTRUCTURAS DEL YACIMIENTO	16
2.7.1 Alteración Hidrotermal	16
CAPITULO III: MINERIA	17
3.1 GENERALIDADES	17
3.2 LABORES MINERAS	18
3.2.1. Labores de exploración	18
3.2.2. Labores de desarrollo	18
3.2.3. Labores preparación	19
3.2 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	19
3.3.1 Corte y relleno ascendente	20
3.3.2 Almacenamiento provisional semi - mecanizado	24
3.3.3 Cámaras y pilares con relleno ascendente	27

CAPITULO IV:	
GEOMECANICA Y CARACTERIZACION DEL AREA DE TRABAJO	30
4.1.- ASPECTOS LITOLÓGICOS	30
4.2.- CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA	31
4.3.- RESISTENCIA DE LA ROCA	34
4.4.- CONDICIONES ESPECIALES DE LA MASA ROCOSA	36
4.5.- CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA	37
4.6.- ESFUERZOS	37
4.7.- RAMPA 781 S	38
CAPÍTULO V: APLICACIÓN DE CIMBRAS EN LA RAMPA 781-SUR	40
5.1.- MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL	40
5.2.-CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES DEL ACERO	42
5.2.1.- Estructura Química	42
5.2.2.- Características Mecánicas	43
5.2.3.- Características de los elementos estructurales del sostenimiento	46
5.3.-CÁLCULO DE ELECCIÓN DE CIMBRA Y CAPACIDAD PORTANTE SEGÚN	
MAPEO DEL ÁREA DE TRABAJO.	54
5.3.1.- Generalidades	54
5.3.2.- Cimbras Rígidas	55
a) Descripción de las cimbras	55
• Componentes y calidades	55
• Procedimiento de instalación	55
• Control de calidad	56

b) Diseño de arcos rígidos	57
5.4-DEFINICIÓN OPERACIONAL DE TÉRMINOS	73
5.5.- MONITOREO DE CONVERGENCIAS DE LAS CIMBRAS	74
5.6.-RECOLECCIÓN DE DATOS	78
5.6.1.- Registros cronológicos de las mediciones	78
5.7.- PROCESAMIENTO DE DATOS DE CAMPO	78
5.7.1.- Metodología del procesamiento de datos	78
5.7.2.- Comportamiento típico de las cimbras	79
CAPITULO VI: ANÁLISIS DE COSTOS	85
6.1.- ANÁLISIS DE COSTOS MINA	85
6.2 Matriz de costos del sostenimiento con Cimbras	87
6.2.1 Análisis de precios Unitarios del sostenimiento con Cimbras	88
CAPITULO VII: HERRAMIENTAS DE CONTROL DE LA SEGURIDAD–IPERC	95
7.1 IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS EVALUACIÓN DE RIESGO Y CONTROL (IPERC)	95
7.1.1 IPER LEGAL.	96
7.1.2 IPER DE LÍNEA BASE.	97
7.1.3 IPER ESPECÍFICO.	97
7.1.4 IPER CONTINUO.	97
CAPITULO VIII: ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	101
8.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS	101

8.1.1.- Análisis y resultados del cálculo por Cemal BIRON.	101
8.1.2.-Análisis y resultados del control de cimbras	101
A. Comportamiento típico de las cimbras	101
8.1.3.- Efecto de los factores influyentes en la duración de las cimbras	103
A. Inestabilidad de la masa rocosa	103
B. Método de minado	104
8.2. METODOLOGIA DE LA MEDICION DEL FACTOR DE SEGURIDAD	105
CAPITULO IX: SIMULACIÓN DE RESULTADOS	108
9.1.- SIMULACIÓN CON LOS DATOS DE CAMPO	108
9.1.1.- Aplicación del Programa Phases 6.0 en la simulación del comportamiento de las Cimbras	108
9.1.2.- Simulación del Sostenimiento	114
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
BIBLIOGRAFÍA	
ANEXOS	

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES**

#### **ANTECEDENTES**

La Cooperativa Minera Minas Canarias Ltda. Inició sus operaciones en 1964 hasta 1982 cuando paralizó las operaciones.

Los trabajadores realizaron una marcha de sacrificio a Lima pidiendo la reapertura de la mina y en febrero de 1984 se firmó un contrato entre el Banco Minero del Perú y Minas Canaria, por el cual se prestó U.S.\$1'750,000 para el reinicio de las operaciones.

Las operaciones desde el 30 de junio de 1985 estaban paralizadas hasta marzo de 1988; los trabajadores piden además un préstamo por U.S. \$1.5 millones y ayuda técnica del Estado. Posteriormente alquilan el yacimiento y sus instalaciones a terceros y como razón social toma el nombre de Compañía Minera Uyuccasa S.A.

A partir de Octubre del 2000 vuelve como Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda. Y la Planta de Beneficio fue ampliada para tratar 600 TMD. A fines del año 2004 que es adquirida por el grupo TRAFIGURA, que actualmente lo explota después de realizar una millonaria inversión en la mina y la planta de tratamiento adoptando un nuevo razón social: CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.

## 1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.

La Unidad Minera "Catalina Huanca S.A.C" se encuentra ubicada en el departamento de Ayacucho, provincia de Víctor Fajardo, distrito de Canaria.

(Ver plano N° 01)

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste 73°56'15"

Latitud Sur 13°58'45"

Las coordenadas UTM correspondientes están entre:

Este : 607 000 E - 620 000 E

Norte : 8448 000 N - 8458 000 N

Altitud promedio : 3500 m.s.n.m

El acceso desde la ciudad de Lima se realiza por dos rutas:

### Ruta N° 01

TRAMO	DISTANCIA	CARRETERA	HORAS
Lima - Pisco	250	Asfaltada	3.0
Pisco - Ayacucho	315	Asfaltada	6.0
Ayacucho - Huancapi	124	Afirmada	4.0
Huancapi - Mina	128	afirmada	4.0
<b>Total</b>	<b>817 km.</b>		<b>17.0</b> <b>Hrs.</b>

## Ruta N° 02

TRAMO	DISTANCIA	CARRETERA	HORAS
Lima - Nazca	450	Asfaltada	6.0
Nazca- desvió (pampa galeras)	83	Asfaltada	2.5
Desvió Pampa galeras - Mina	175	Afirmada	8.0
<b>Total</b>	<b>708 km.</b>		<b>16.5 Hrs.</b>

### 1.2 RELIEVE

La mina y alrededores presentan un relieve moderado, con cumbres agrestes y profundas valles en "V", el área del yacimiento se encuentra en una zona orogénica de variado relieve, con elevadas cumbres y valles profundos, dados por fuerzas tectónicas, actividad ígnea y los agentes de denudación con elevaciones de hasta 3200 y 4000 m.s.n.m.

### 1.3 CLIMA Y VEGETACION

El área de la zona presenta un clima templado a moderadamente lluvioso durante los meses de abril a noviembre. La temporada lluviosa se da en los meses de noviembre a marzo, decreciendo en intensidad en el mes de abril; en las partes altas como en Chumbilla, se presenta un clima más seco y frío. El área de la mina está comprendida entre la zona de Clima Frío Boreal y Clima Templado moderado lluvioso.

En el área se han identificado seis clases del uso de la tierra y tipos de vegetaciones los cuales el tipo de vegetación predominante es la vegetación arbustiva(80%), vegetación ribereña (10%), tierra agrícolas (5%),roquedales (2%) y otras áreas(3%).En el ámbito regional, el ordenamiento territorial es ligeramente similar, ya que en este caso se ocupan áreas más altas, en cuyo caso, se presentan siete clases del uso de la tierra y tipos de vegetación, y la predominancia es aún de la vegetación arbustiva (60%), vegetación ribereña (10%), pajonales (10%) , tierra agrícola (10%), roquedales (8%) y otras áreas (2%).

#### **1.4 HIDROGRAFIA**

La cuenca hidrográfica corresponde al río Pampas, que vierte sus aguas al río Mantaro, el principal recurso hídrico es el río Mishca, que se forma en la confluencia de los ríos Huasquia y Chuquipata, en las inmediaciones del pueblo de Raccaya. Todas estas confluencias se efectúan a una altura entre los 2300 y 3300 msnm. Las aguas de escorrentía por la quebrada de Sacclani forman un cauce temporal.

#### **1.5 RECURSOS DE LA ZONA.**

**1.5.1 RECURSOS HUMANOS.**-El 60% de la mano de obra son de las comunidades de influencia de la mina en mayoría de los centros poblados de (Taca y Apongo) y en menor cantidad de (Raccaya, Uyuccasa, Chumbilla y Santa Rosa de Sacclani)

**1.5.2 RECURSOS ENERGÉTICOS.-** La energía eléctrica utilizada para fines industriales y operaciones de mina es captada de la central hidroeléctrica proveniente del Mantaro (planta y oficinas) y la central Hidroeléctrica de Machupicchu (mina).

## **1.6 INFRAESTRUCTURA**

Los servicios que se instalaron hace muchos años por los anteriores propietarios son las instalaciones industriales de Bolívar, Marina los campamentos de Uyuccasa, y las oficinas de administración y locales de almacén, etc. que hasta la actualidad están siendo utilizados y las instalaciones de planta

## **1.7 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

La U.E.A. CATALINA HUANCA está profundizando la mina a través de la RAMPA 781 SUR con fines de exploración y dar acceso al proyecto de la Rampa SAYNOCCA para conectar desde interior mina hacia la planta de Tratamiento reduciendo así la distancia de transporte de mineral hacia la planta.

La Rampa 781 Sur se viene ejecutando y para lo cual se sostiene con Cimbras 6H20 con sección de 4.5 x 4.5 que consta de 03 cuerpos, actualmente se tienen problemas de inestabilidad por las cimbras que van deformándose y obligando a reforzar el sostenimiento. Estos efectos se deben por un lado, a la calidad Mala de la roca (Calizas) y presencia de aguas. Por

otro lado, a los esfuerzos inducidos por el proceso del minado, que no obstante son de magnitudes relativamente bajas, sin embargo vencen a las muy bajas resistencias de la masa rocosa.

Actualmente la mina Catalina Huanca, ha encontrado en las cimbras la única alternativa de sostenimiento que garantiza la estabilidad de las labores.

Las cimbras se encuentran extendidas en los primeros metros de la Rampa 781 Sur, sin embargo se observan serias deformaciones disminuyendo la vida útil de las cimbras, 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.

## **1.8 OBJETIVOS**

### **a) Objetivos Generales**

- Mantener las necesidades de ventilación e infraestructura de la labor con unas garantías determinadas de seguridad y a un coste óptimo.
- Encontrar nuevas alternativas para prolongar la vida del elemento de sostenimiento (cimbra) frente a las presiones inducidas.
- 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.

## **b) Objetivos Específicos**

- Establecer la medición de convergencias como método 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.
- 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.
- Encontrar nuevas alternativas que nos permitan mitigar el deterioro acelerado de las cimbras en la mina CATALINA HUANCA, mediante las observaciones-análisis de los datos de campo y las simulaciones en el programa Phases 6.0.
- Optimizar el costo de sostenimiento.

## **1.9 JUSTIFICACIÓN**

El presente proyecto se justifica ya que se quiere alcanzar los más altos estándares de seguridad.

En la mina CATALINA HUANCA, la complejidad del yacimiento y las condiciones geomecánicas cambiantes, la calidad de roca de regular, mala a muy mala, presencia de agua subterránea, uso de las cimbras recientemente

en el sostenimiento de las labores de profundización de la mina, 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 Distanciómetro y el Tape Extensometer (para casos de mayor precisión). Además nos permite probar diferentes accesorios que buscan extender el tiempo de vida de las cimbras, obteniendo resultados en el mediano plazo (6 a 12 meses).

#### **1.10 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.

El diseño del sostenimiento nos permite determinar la carga rocosa a la cual está sometido 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.

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA**

#### **2.1 GEOLOGIA REGIONAL**

Regionalmente la mina se ubica en la “Sub-provincia polimetálica de la cordillera del sur” caracterizado por la ocurrencia de yacimientos de Cobre, Cinc, Plomo y Plata. Estratigráficamente se ubica en la base de toda la secuencia sedimentaria Permiano superior (Paleozoico) y del Triásico – Jurásico Inferior (Mesozoico) representados por los Grupos Mitu (Ps - m) y Pucará (Tr - Ji - p) respectivamente. Regionalmente estas unidades rocosas se encuentran conformando una franja de dirección general NW – SE. (Ver plano N° 02)

#### **2.2 GEOLOGIA LOCAL**

La Mina Catalina Huanca es un yacimiento tipo: “Vetas Falla”, “Mantos de Reemplazamiento” y “Brechas de Colapso” (stock work), asociado a intrusiones ígneas. A la fecha se conocen cinco estructuras vetiformes con potencias que varían desde los 0.40 metros hasta los 4.50 metros, asociados a intrusivos y diques de composición cuarzo – monzonítica. Los mantos de

reemplazamiento están emplazados en los conglomerados calcáreos del Grupo Mitu y las rocas calizas del Grupo Pucara, tienen potencias que van desde los 2.50 metros hasta los 18.0 metros. El “Corredor estructural favorable” para la mineralización de este tipo presenta un rumbo en la dirección NW - SE y cubre las zonas denominadas “Chumbilla”, “Moteruyoc”, “Sayhuacucho” y “Lampaya”. (Ver plano N° 03)

### **Columna Estratigráfica.**

La columna estratigráfica generalizada del distrito minero Canarias, se conforma de las siguientes:

**a Grupo Mitú.** Esta secuencia se inicia en la cota 2,800 m.s.n.m., conformada por estratos constituidos de fragmentos sub-redondeados de areniscas, cuarcitas, calizas, lutitas y volcánicos, englobados en una matriz arcillosa de color rojizo. Estos estratos presentan un rumbo y buzamiento promedio de  $S10^{\circ}E / 30^{\circ}SW$ .

**b Grupo Pucara.** Desde la cota 3,450 m.s.n.m. hasta la cúspide del cerro Hatun Orco afloran las calizas del grupo pucará. Estos estratos presentan un rumbo y buzamiento promedio de  $N20^{\circ}E / 27^{\circ}NW$ . Localmente la potencia de los estratos de calizas se estima en 500 metros; esto constituye un importante “target” para la exploración por metales básicos, sobre todo cerca al contacto con el conglomerado y el stock monzonítico.

**c Rocas Intrusivas.** Entre las rocas intrusivas destacan las siguientes:

- **Complejo Querobamba.** En la base cerca al nivel del río Mishca a 2,400 m.s.n.m., se tienen las rocas del complejo granítico Querobamba, los cuales consisten en extensos afloramientos de granitos, en el que se observan numerosos cateos y trabajos antiguos, siguiendo vetillas de cuarzo blanco y limonitas con estructuras de rumbo promedio N32°W.
- **Stock Cuarzo Monzonítico.** Este es un stock un cuarzo - monzonítico que aflora en el cerro Monteruyoc en las inmediaciones del contacto Caliza – Conglomerado. A este intrusivo se le atribuye haber sido el portador de las soluciones mineralizantes y los efectos de la alteración hidrotermal en las cajas. (Ver Lamina N° 01)

### **2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

La estructura más importante es la “Falla Principal” que presenta un rumbo y buzamiento promedio de N55°E/ 83°SE, es visible en afloramiento en una longitud promedio de 600 metros. Esta falla que controla la mineralización en vetas ha desarrollado un gran cimoide en profundidad en cuyo extremo “NE”, las vetas se juntan formando una sola veta “Principal” y hacia el extremo “SW” se abren en forma de “cola de caballo” para formar las vetas “Principal, Piedad, Rocío, Vilma y Lucero”, hasta interceptar con la Caliza del Grupo Pucará. Otra estructura importante es la “Falla Chumbilla” localizada al suroeste de la Mina, definida por la línea de contacto entre la Calizas Pucará, el

Stock Monzonítico y el Conglomerado Mitu. Estructuralmente esta Falla presenta un rumbo y buzamiento promedio de N40°E/ 32°NW.

## **2.4 GEOLOGIA ECONOMICA**

La presencia de la “Falla Principal” y hacia el suroeste la “Falla Chumbilla” 1) controlan la mineralización en vetas y mantos respectivamente en todo el área de la Mina. De manera breve estas estructuras mineralizadas se describen a continuación.

## **2.5 ZONAS MINERALIZADAS EN LA UNIDAD CATALINA HUANCA**

Entre las estructuras mineralizadas encontradas a la fecha destacan las siguientes:

**a Veta Principal.** Es la mayor de las estructuras vetiformes, geoméricamente es una estructura tabular, uniforme reconocida en una longitud de 600 metros, con potencias que varían desde los 0.40 metros hasta los 4.50 metros. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de “N55°E/83°SE” y está controlada por la “Falla Principal”. Mineralógicamente presenta Esfalerita, Galena, Fluorita y Cuarzo.

**b Veta Piedad.** Es un ramal de la veta Principal, reconocida en una longitud de 350 metros. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de “N45°E/75°SE”, con potencias mineralizadas que van desde los 0.40 metros hasta los 3.50 metros. Mineralógicamente presenta Esfalerita, Galena,

Fluorita, Pirita y Cuarzo. Esta veta se emplaza íntegramente en el Stock Monzonítico.

**c Veta Roció.** Esta veta es un ramal que se desprende de la veta Piedad y está emplazada íntegramente en el Conglomerado del Grupo Mitu. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de "N77°E/85°NW", tiene potencias que varían desde los 0.30 metros hasta los 1.10 metros. Mineralógicamente presenta Esfalerita, Galena, Fluorita, Pirita y Cuarzo.

**d Veta Vilma.** Esta veta se emplaza al "NW" del yacimiento íntegramente en el Conglomerado del Grupo Mitu; es una veta que no aflora en superficie. Estructuralmente tiene un rumbo y buzamiento promedio de "N75°W/72°NW". Ha sido reconocida en una longitud de 400 metros, hacia el "SW" la veta interseca con las Calizas Pucara. Las potencias mineralizadas varían desde los 0.40 metros hasta los 2.50 metros. Mineralógicamente presenta Galena, Esfalerita, Fluorita, Pirita, Hematita y Cuarzo, esta veta se caracteriza por presentar los mayores contenidos de Galena sobre la Esfalerita, además de Fluorita, Calcopirita y Hematita en la Mina, longitudinalmente presenta un fuerte ramaleo del tipo cimoide, de significativa importancia económica.

**e Veta Lucero.** Esta veta es un ramal importante de la veta Principal, su mejor exposición geoeconómica se evidencia en el nivel 3190, con más de 200 metros de longitud. Estructuralmente tiene un rumbo y buzamiento promedio

de "N88°E/89°SE", presenta potencias mineralizadas que van desde los 0.40 metros hasta los 1.60 metros Mineralógicamente consiste en abundantes concentraciones de Esfalerita, Galena, Calcopirita, Fluorita, Pirita, Hematita, Cuarzo. Longitudinalmente presenta ramales de tipo cimoide los cuales forman cuerpos de hasta 5 metros de potencia. Litologicamente se emplaza íntegramente en el Conglomerado del Grupo Mitu. Se evidencia que Lucero mineraliza mucho más intensamente hacia el "SW" del yacimiento con respecto a las otras vetas.

**f Manto Amanda.** Es una estructura importante por el potencial geológico que presenta, se emplaza en el contacto entre la Caliza del Grupo Pucara y el conglomerado del Grupo Mitu, atraviesa toda el área de la mina en una extensión aproximada de 1000 metros, especialmente se sitúa entre 50 a 70 metros encima del plano de la "Falla Chumbilla". Se trata de mantos con una potencia mineralizada que varía desde los 4.0 hasta los 6.0 metros, constituido por Calizas brechosas y Horizontes de Calizas Tufáceas Mineralizadas. Estructuralmente los mantos presentan un rumbo y buzamiento promedio de "N25°E/25°NW". Mineralógicamente se los mantos se constituyen de Esfalerita, Galena, Calcopirita, Pirita, Rodocrosita y Cuarzo.

## **2.6 ZONEAMIENTO Y PARAGÉNESIS**

En el yacimiento podemos distinguir la distribución de los minerales en forma diferenciada tanto en el horizonte como en vertical, así encontramos

hacia la superficie predominancia de los minerales de plomo, plata y zinc, mientras que en profundidad mejoran los valores de cobre y oro.

## **2.7 ESTRUCTURA DEL YACIMIENTO**

Entre las estructuras mineralizadas más importantes debemos destacar las siguientes:

**Veta Principal.-** Es la mayor de las estructuras, más uniforme, cuya potencia va de 0.30 a 4.00 m. Controlada por una falla de rumbo del tipo de cizalla. Es una veta de Pb y Zn. Presenta un relleno mineralizado del tipo Rosario en una longitud de 600 m. En un plunge económico de 30° de Suroeste a Noreste. El rumbo de principal es N55°E y 75°SE de buzamiento. En los niveles superiores tenemos concentraciones de galena Argentífera y blenda gris, en cambio en los niveles inferiores es notable la presencia de marmatita y calcopirita con contenidos auríferos que hace que el yacimiento sea más interesante.

### **2.7.1 Alteración Hidrotermal.**

El grado de alteración Hidrotermal, es muy variable para cada una de las vetas. Mayormente se observa Silicificación, Piritización y Seritización. En alguna es notable la Hematización, Cloritización y Epidotización; así mismo se aprecian zonas de intensa Caolinización.

## CAPITULO III

### EXPLOTACIÓN MINERA

#### 3.1 GENERALIDADES

El acceso principal a las labores subterráneas de la Unidad Mina Catalina Huanca es por la cortada Bolívar de sección 4.5 m x 4.5 m que tiene una longitud de aproximadamente de 1050 m de longitud. A través de la cual se derivan labores como Rampas, Galerías y bypass a los niveles NV-140, NV-095, NV-160. Divididos en dos zonas o áreas de explotación denominados zona esperanza y Zona Vilma.

**La Zona esperanza**, en esta zona se está explotando en una primera fase; el cuerpo Nancy que en el futuro será el sustento de la mina además en el NV-3090 si está realizando estudios para la Aplicación de Taladros Largos y los estudios para introducir el uso del Jumbo Eléctrico en los tajos y la aplicación de Relleno Hidráulico y el uso del Shotcrete en las labores.

**La Zona Vilma**, esta zona fue trabajada intensamente anteriormente, pero que en la actualidad está en proceso de agotamiento de minerales, sino que no se ha preparado la mina, para evitar esto existe un proyecto y se está ejecutando: desde el NV-095 se está ejecutando el Cx-912 de sección 4.5 m X 4.0m ejecutado por el Boomer H 281 que cortara la veta Vilma y desde ahí conectar a la rampa 045

## **3.2 LABORES MINERAS**

**3.2.1 Labores de Exploración.** Es el conjunto de trabajos encaminados a determinar la posición, dimensiones y características mineralógicas del yacimiento. Generalmente estos trabajos están fuera del área de desarrollo o explotación.

Entre las labores tenemos: Galerías, Cruceros y Chimeneas.

**3.2.2 Labores de Desarrollo.** Son trabajos que se realizan en estructuras conocidas, con la finalidad de ampliar o comprobar las reservas conocidas, de tal forma que la mena este totalmente disponible para la preparación y su Explotación.

Comprenden: Galerías, Subniveles, Chimeneas. A diferencia con las exploraciones, está en que los desarrollos operan en zonas ya conocidas mediante la exploración.

**3.2.3 Labores de Preparación.** Son labores tendientes a delimitar el block de explotación y prepararlo a fin de iniciar la explotación del mineral.

Entre estas labores tenemos: Subniveles, Rampas, ventanas y Chimeneas.

El ciclo de trabajo para labores de desarrollo y preparación que se cumple estrictamente es el siguiente:

**- PERFORACIÓN Y VOLADURA.-** La perforación se realiza con perforadoras Jack leg y Jumbo eléctrico Boomer H 281 dependiendo del tipo de labor y su sección. Para la voladura se emplea la dinamita semigelatina de semexa65%, semexa 45% y como agente de voladura el Emulnor de 1000,3000 y 5000 dependiendo de la dureza de roca y como accesorios de voladura no eléctricos (Fanel, Exsanel) fulminante nro. 06, 08, Carmex, Mecha de seguridad, Pentacord.

### **3.3 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**

En la mina Catalina Huanca SAC se aplican diferentes métodos de explotación entre las que tenemos.

1. corte y relleno ascendente mecanizado
2. almacenamiento provisional Semi - Mecanizado.
3. cámaras y pilares con relleno ascendente.

### **3.3.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

#### **EN MANTOS:**

#### **1. PREPARACION:**

Se define la altura vertical de los tajos entre niveles principales; la cual generalmente es de 50 m. ; luego se inicia la ejecución de una rampa auxiliar de una sección de 3.5 x 3.5 m con una gradiente de 13 % positivo, hasta superar un desnivel de 7.50 m con respecto al piso inicial; luego se reanuda pero con rampa que sirve de acceso (ventana) negativa de -15% en una longitud de 30 m, que nos permite explotar, 5 cortes; luego de intersectado el manto mineralizado y definido en su ancho que va de 2.00 a 4.00, se procede con desarrollar en el rumbo del manto hasta definir su longitud total; la cual en promedio alcanza los 100 m.; una vez realizada esta actividad se da inicio a realizar las chimeneas de ventilación, y echaderos de mineral; luego queda totalmente preparado el tajo para su explotación, correspondiente.

#### **2. OPERACIONES UNITARIAS:**

**Perforación.-** La perforación puede realizarse en forma convencional con máquinas Jack leg tanto en realce como breasting, y mecanizada empleando Jumbo con perforación en breasting con barra de 12 pies y broca de 45 mm, con un espaciamento de 1.40 m y burden de 1.10 m; manteniendo una inclinación horizontal, el área de perforación promedio es de 5.00 m x 2.50 m. Al mes se perforan por tajo 350 a 500 taladros según el programa de

producción mensual, lográndose tonelajes entre 3,000 a 4,500 TM/mes en un ciclo neto de 15 a 20 días.

**Voladura.-** El carguío y voladura de los taladros se realiza después de cada perforación, para el respectivo carguío se emplea la dinamita semexa 65% 1 1/2x8 y ANFO; como accesorios de voladura fanel, cordón detonante, carmex y mecha rápida.

### **Sostenimiento**

- Una vez realizado el primer corte en breasting, se continúa con el sostenimiento correspondiente de acuerdo a la recomendación del área de Geomecánica.
- El buzamiento existente en los mantos “AMANDA” emplazadas en las calizas de Pucará, son de bajo a medio buzamiento, entre los 30° y 40°.
- Estas calizas presentan competencias de acuerdo a la clasificación GSI entre Fracturado Regular (F/R-Tipo C), Fracturado Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-Tipo D), Equivalente a un RMR entre 35 y 45.
- El tiempo de autoaporte, es de tres días a inmediato de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.
- Las aberturas y tiempos de autoaporte máximos fueron calculados para trabajar con el tipo de soporte en mención, como parte de control de cuñas y rocas sueltas.
- Se instalarán como soporte pernos de fricción split set de 7 pies con espaciamiento de 1.2x1.2 mts. mas instalación de malla electrosoldada.

- De acuerdo a evaluaciones periódicas se ajustara la malla de los pernos, para un soporte acorde al nuevo tipo de roca que se presente en cortes posteriores.

**Limpieza.-** Una vez culminado el sostenimiento, se procede a realizar la limpieza de mineral con scoop de 4.2 yd<sup>3</sup>; llevándolo hacia las cámaras de carguío u ore pass.

**Relleno.-** Esta operación unitaria se realiza una vez culminado el corte, el relleno es mecánico con desmonte proveniente de los avances.

**Rebatido del acceso.-** Esta operación se realiza, una vez concluido el corte de las dos alas de explotación; para poder acceder al otro piso de explotación.

## **EN VETAS:**

### **1. PREPARACIÓN:**

Se define la altura vertical de los tajos entre niveles principales; la cual generalmente es de 50 m. ; luego se inicia la ejecución de una rampa auxiliar con una sección de 3.5 x 3.0 m y una gradiente de 13 % positivo, hasta superar un desnivel de 10.50 m con respecto al piso inicial; luego se reanuda pero con rampa que sirve de acceso (ventana) negativa de -15% en una longitud de 35m, que nos permite explotar, 7 cortes, cada corte es de 2.00 m.; luego de intersectado la veta, y definido en su ancho que va de 1.50 a 3.00 , se procede con desarrollar en el rumbo de la veta hasta definir la longitud total del tajo que

en promedio es de 100 m. , de la zona mineralizada; una vez realizado esta actividad se da inicio a realizar las chimeneas de ventilación, y echadero de mineral; luego de esta actividad queda totalmente preparado el tajo para su explotación, correspondiente.

## **2. OPERACIONES UNITARIAS:**

**Perforación.-** A partir del tope de la labor se inicia la perforación de una chimenea, que servirá como cara libre, luego se inicia con la perforación en realce y en retirada, el primer corte de 100m de longitud de tajo, ancho de minado mayor a 1.50 m, se procede a la acumulación de los taladros con máquina perforadora jackleg con barrenos de 8 pies.

**Voladura.-** El carguío y voladura de los taladros se realiza en 06 días, para el respectivo carguío se emplea la dinamita semexa 65% 7/8x7 (01 cartucho/taladro) y ANFO (1.50 kg/tal), como accesorios de voladura fanel, carmex y mecha rápida.

### **Sostenimiento**

- Las vetas en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI, por lo que se definen dos tipos de sostenimiento.
- De acuerdo a la clasificación GSI tenemos un Fracturado Bueno (F/B), Fracturado Regular (F/R), Muy Fracturado Regular (MF/R) y Fracturado Pobre(F/P); equivalente en RMR entre 40 y 50; por lo que el sostenimiento va desde una colocación puntual de pernos de fricción Split Set 5' distribuido de

manera sistemática Triangulo, hasta un espaciamiento de 1.2x1.2mts. mas malla electrosoldada.

- El tiempo de autosoporte es de 5 a 15 días de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.
- De acuerdo a evaluaciones periódicas se ajustara la malla de los pernos, para un soporte acorde al nuevo tipo de roca que se presente en cortes posteriores.

**Limpieza.-** Una vez culminado con el sostenimiento, se procede a realizar la limpieza de mineral con Scoop de 2.5 yd<sup>3</sup>, llevándolo directamente hacia las cámaras de carguío.

**Relleno.-** El relleno usado es detrítico producto de las labores de avance.

### **3.3.2 ALMACENAMIENTO PROVISIONAL SEMI – MECANIZADO**

Se está considerando el SHIRINKAGE dinámico semimecanizado o de almacenamiento de mineral, como método de explotación para los tajos en vetas angostas entre los niveles principales cada 50 m. verticales; este Shirinkage tiene dos variantes para la extracción de mineral del tajo, con la preparación de un By Pass paralelo a la galería sobre veta distanciado a 10 m.; a partir del cual se elaboran los drawpoints (ventanas) espaciados cada 10m por donde se extrae el mineral. La otra variante es elaborando chimeneas para tolvas chinas, espaciadas cada 5.0 m y en la parte superior un subnivel.

En ambos casos, a los extremos del tajo van dos chimeneas caminos (sobre estructura) como ventilación y acceso al tajo a medida que se vaya ascendiendo.

La longitud de los tajos será entre 50 a 70 m. y la altura vertical de 40 a 50 m. de nivel a nivel.

La perforación y rotura se realiza en forma ascendente hasta llegar al nivel superior, se va extrayendo sólo un tercio del mineral roto para ir conservando la altura de corte. El personal de la labor trabaja con arnés sujeto a una línea de vida (cable de acero de  $\frac{1}{2}$  ó  $\frac{3}{4}$ ).

En este método de explotación se realiza el acarreo del mineral con Scoop de 2.5 o 4.2 yd<sup>3</sup>., llevándolo directamente hacia cámaras de carguío directo u Ore Pass.

#### **OPERACIONES UNITARIAS:**

**Perforación.-** A partir del tope de la labor se inicia la perforación de una chimenea, que servirá como cara libre, luego se inicia con la perforación en realce y en retirada, el primer corte de 50m de longitud de tajo y ancho de minado de 1.20 m, se procede a la acumulación de los taladros con máquina perforadora jackleg.

**Voladura.-** El carguío y voladura de los taladros se realiza en 04 días, para el respectivo carguío se emplea la dinamita semexa 65% 7/8x7 (01

cartucho/taladro) y ANFO (1.50 kg/tal), como accesorios de voladura no eléctrico (Exsanel, Mininel) y mecha rápida.

### **Sostenimiento**

- Las vetas en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI, por lo que se definen dos tipos de sostenimiento.
- De acuerdo a la clasificación GSI tenemos un Fracturado Bueno (F/B), Fracturado Regular (F/R), Muy Fracturado Regular (MF/R) y Fracturado Pobre (F/P); equivalente en RMR entre 40 y 50; por lo que el sostenimiento va desde una colocación puntual de pernos de fricción Split Set 5' distribuido de manera sistemática Triangulo hasta un espaciamiento de 1.2x1.2mts. mas malla electrosoldada.
- El Tiempo de Autososte, es de 5 a 15 días de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.
- De acuerdo a evaluaciones periódicas se ajustará la malla de los pernos, para un soporte acorde al nuevo tipo de roca que se presente en cortes posteriores.

**Extracción.-** Una vez culminado con el sostenimiento, se procede a evacuar el mineral y transportarlo con el Scoop de 2.5 yd<sup>3</sup>, llevándolo hacia un ore pass,

### **Relleno**

Este método de minado no requiere relleno.

### **3.3.3.-CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON CAMARAS Y PILARES EN CUERPOS MANTEADOS:**

#### **1. PREPARACION:**

Denominamos cuerpos manteados, a las estructuras manteadas que dentro de las calizas forman "cuerpos" concordantes a los estratos o en forma de reemplazamiento, formándose estructuras mayores a los 4 m de hasta 12.0 de ancho; por esta razón se tiene esta variante de cámaras y pilares. Antes de la preparación se elabora el diseño de las cámaras para su ejecución. La preparación se inicia con la ejecución de una rampa auxiliar de una sección de 3.5 x 3.5 m con una gradiente de 13 % positivo, hasta superar un desnivel de 10.50 m con respecto al piso inicial; luego se reanuda pero con rampa que sirve de acceso (ventana) negativa de -15% en una longitud de 35m, que nos permite explotar, 7 cortes; luego de intersectado el Cuerpo, y definido en su ancho, se procede a desarrollar ya sea piso o al techo de la estructura, hasta definir la longitud total que puede alcanzar hasta los 150 m.; una vez realizado esta actividad se da inicio a los camareos respectivos, paralelos uno del otro a una distancia de eje a eje de 10.0 m; luego se procede con las entrecamaras, y queda preparado el tajo para su explotación correspondiente. La sección de labor tanto de las cámaras como de las entrecamaras es de 3.0 x 3.0 m. Paralelamente se define el sistema de ventilación de la labor; el cual se integra a un circuito de desfogue ya establecido, que se va complementando con chimeneas conforme vaya ascendiendo el tajo.

## 2. OPERACIONES UNITARIAS:

**Perforación.-** Una vez culminada la etapa de preparación de cámaras y entre cámaras, se procede con el desquinche para así formar un pilar cuadrado de 4.0 x 4.0m, este trabajo se realiza hasta lograr que todo los pilares de acuerdo a diseño se encuentren totalmente con las medidas correctas. Una vez concluida esta operación se procede a perforar a partir de la intersección al cuerpo manteado.

La perforación es en **breasting** empleando equipo de perforación el jumbo.

**Voladura.-** El carguío y voladura de la perforación mecanizado se realiza después de cada perforación, para el respectivo carguío se emplea la dinamita semexa 65% 1 1/2x8 (01 cartucho/taladro) y ANFO (2.00 kg/tal), como accesorios de voladura fanel, cordón detonante, carmex y mecha rápida.

### **Sostenimiento**

- Los Cuerpos en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI, por lo que se definen varios tipos de sostenimiento.
- El sostenimiento se realiza de acuerdo a la tabla geomecánica:

En rocas Fracturado Regular (F/R-Tipo C), Fracturado Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-Tipo D); equivalente en RMR entre 35 y 45, instalándose desde pernos de fricción Split Set 7' espaciados a 1.5x1.5m

,1.2x1.20m y 1.0x1.0m distribuidos sistemáticamente en triángulo complementados con malla electrosoldada de ser necesario.

- El tiempo de autoporte es de 3 días o en forma inmediata, de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.
- De acuerdo a evaluaciones periódicas se ajustará la malla de los pernos, para un soporte acorde al nuevo tipo de roca que se presente en los cortes posteriores.

**Limpieza.-** Una vez culminado con el sostenimiento, se procede a realizar la limpieza de mineral con scoop de 4.2 yd<sup>3</sup>, hasta dejar totalmente limpio, y el mineral que queda en los laterales, llevándolo directamente hacia las cámaras de carguío.

**Relleno.-** El relleno con detritus y/o relave filtrado, se realiza después de culminado el primer corte total, de todo el área mineralizada correspondiente al Cuerpo, este trabajo se realiza con Scoop de 4.2 yd<sup>3</sup>, el traslado de material de relleno es con Dumper.

## **CAPÍTULO IV**

### **GEOMECANICA Y CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE TRABAJO**

#### **4.1.- ASPECTOS LITOLÓGICOS**

En la Mina Catalina Huanca, están presentes rocas sedimentarias y sub volcánicas depositadas y emplazadas en un lapso comprendido entre el periodo Pérmico Superior (Paleozoico) y el Neógeno (Terciario). Desde las rocas más antiguas a las más recientes están:

- Los conglomerados rojos del Grupo Mitu (Permo-Triásico) conformado por clastos de cuarcitas, areniscas, calizas, lutitas y volcánicos, cementados en una matriz calcárea de color rojo violáceo.
- Las calizas del Grupo Pucará (Triásico-Jurásico) que descansan en discordancia angular al Grupo Mitu. Estas calizas son de grano fino a medio, de color gris a grises curas, con niveles subordinados de calizas bituminosas y algunos horizontes de calizas arenosas, intercalados con algunos niveles de sills de dacita porfirítica. Estas calizas hospedan mantos tipo Amanda.
- Las lutitas y limonitas de la Formación Huacaña (Jurásico-Medio), que se presentan encima de la secuencia calcárea descrita precedentemente y en discordancia erosiva respecto a la misma.

- La presencia de rocas ígneas, está representada por rocas subvolcánicas de edad Neógeno (Terciario) del tipo pórfido riolítico y dacitas porfiríticas, la primera, formada por diques y pequeños stocks y emplazadas en el contacto conglomerado Mitu y calizas Pucará, la segunda, se presenta a manera de sills y se emplazan en las calizas del Pucará y en areniscas-calizas de la Formación Huacaña.

La mineralización polimetálica de Zn, Pb, Ag (Cu) contenida en vetas, mantos, cuerpos y vetillas (irregulares), se emplaza tanto en conglomerados y calizas como en rocas subvolcánicas ácidas (pórfido riolítico).

Las principales alteraciones son: la silicificación en vetas y mantos que varía de moderada a fuerte, la argilitización mayormente en sub-volcánico riolítico y la propilítica principalmente en el sub-volcánico dacítico (verdoso).

## **4.2.- CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA**

### **Calidad de la masa rocosa**

Los criterios que se utilizan en Mina Catalina Huanca, para clasificar a la masa rocosa son el GSI (Hoeket.al., 1994-2002) y el RMR (Bieniawski, 1989). Según el criterio de Bieniawski, en general las características de calidad de la masa rocosa para los tres principales tipos de rocas son:

- Conglomerados silíceos son de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y los conglomerados calcáreos tienen calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). Estas rocas están mayormente asociadas a la mineralización en vetas.

- Calizas tienen comúnmente calidad Regular B (IIIB RMR 41-50), pero cuando están cloritizadas o tienen niveles bituminosos tienen mayormente calidad Mala A (IVA RMR 31-40) y también pueden ser de calidad Mala B (IVB RMR 21-30). Estas dos últimas calidades de masa rocosa están asociadas a la mineralización en mantos.

- Sub-volcánica riolítica típicamente tiene calidad Regular A (IIIA RMR 51- 60) y la roca sub-volcánica dacítica tiene calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). La primera está asociada a la mineralización en vetas.

En todos estos tipos de rocas, localmente puede haber variaciones de la calidad de la masa rocosa, ya sea debido a la presencia de rasgos geológicos como fallas o zonas perturbadas y/o alteradas, o zonas brechadas.

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el Cuadro 4.1.

*Cuadro 4.1 Criterio de Clasificación de la masa rocosa (área de geomecánica CH)*

<b>Tipo de roca</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Rango Q</b>	<b>Calidad según RMR</b>
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

## **Zonificación geomecánica del yacimiento**

Para toda aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa del yacimiento esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Dentro de estas propiedades, la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la zonificación.

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

**Zona A:** Corresponde a la caja techo propiamente dicha, se trata de calizas 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. 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. (Ver plano N° 04)

#### **4.3.- 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 ( $\sigma_c$ ).

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 alejado, 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 4.2.

*Cuadro 4.2: Resistencia compresiva de la roca intacta (área de geomecánica CH)*

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

### **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 retro análisis (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 4.4, para valores promedio de calidad de la roca y de resistencia compresiva no confinada, mostrado en los Cuadros 4.2 y 4.3.

Cuadro 4.4: Resistencia de las discontinuidades (área de geomecánica CH - RocLab)

TIPO DE ROCA	ZONA	PROPIEDADES DE LA MASA ROCOSA					
		Rc (Mpa)	Rt (Mpa)	C (Mpa)	phi (°)	Em (Mpa)	$\xi$
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

## 4.4.- CONDICIONES ESPECIALES DE LA MASA ROCOSA

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

### 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.

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.

#### **4.5.- CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA**

En dónde ocurren mayores filtraciones es en las calizas, las mismas que están mayormente asociadas a la mineralización en mantos. Estas filtraciones son en forma de goteos intensos y pequeños flujos de agua. Esta presencia de agua, en los diferentes tipos de masas rocosas complican las condiciones de estabilidad de las labores mineras en mantos.

En el caso de vetas la presencia de agua es mínima, varía desde condiciones de ligera humedad a mojadadas, pero en este caso por lo general la roca es de mayor competencia, por lo que los efectos de la presencia de agua son mínimos.

#### **4.6.- ESFUERZOS**

Dada la profundidad de la mina, aproximadamente 650 m, y según el criterio de la carga litostática, el esfuerzo in-situ vertical es de aproximadamente 17 MPa y la constante "k" aparentemente es mayor que la unidad, puesto que se observa en las labores mineras mayor daño en el techo de las excavaciones. Esto es típico por ejemplo en el Crucero Vilma y en la

Rampa 045. Por tanto el esfuerzo horizontal sería mayor que el esfuerzo vertical.

Lo más confiable para conocer en magnitud y dirección los esfuerzos in-situ, sería realizar mediciones.

## **CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE TRABAJO**

Para la realización de esta tesis se eligieron las zonas de mayor deformación ubicándose estos generalmente en la Rampa de Profundización del nivel 3000 zona de la rampa afectada por el ángulo de desplome o fracturamiento de subsidencia. La labor considera para la presente tesis se detallan a continuación:

### **4.7.- RAMPA 781 SUR**

Para toda aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa del yacimiento esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Dentro de estas propiedades, la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la zonificación.

Dada la profundidad de la mina, aproximadamente 650 m, y según el criterio de la carga litostática, el esfuerzo in-situ vertical es de aproximadamente 17 MPa y la constante "k" aparentemente es mayor que la

unidad, puesto que se observa en las labores mineras mayor daño en el techo de las excavaciones. Esto es típico por ejemplo en el Crucero Vilma y en la Rampa 045. Por tanto el esfuerzo horizontal sería mayor que el esfuerzo vertical.

Lo más confiable para conocer en magnitud y dirección los esfuerzos in-situ, sería realizar mediciones.

La rampa negativa 781 S se encuentra entre los niveles 3050 al 3000 se encuentra excavada dentro de la zona A según la zonificación de la mina Donde predominan las Galizas que tienen comúnmente calidad Regular B (IIIB RMR 41-50), pero cuando están cloritizadas o tienen niveles bituminosos tienen mayormente calidad Mala A (IVA GSI = MF/R y RMR 31-40).

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.

Al 5 de noviembre del 2010 se tienen en la rampa 781 Sur aproximadamente 75 cimbras en este tramo, de las cuales se seleccionan a 27 cimbras del tipo y estas a su vez se encuentran distribuidas a lo largo de toda la rampa (-).

Cuadro 4.5: Valoración del área de trabajo (propia)

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR) MAPEO GEOMECANICO RAMPA 781 SUR												
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								VALOR ESTIMADO	VALORACIÓN		
RESIS. COMPRES. UNIAXIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1) <1	0	7	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	13	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5	8	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0	2
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	3
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0	1
INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intempe.	5	Mod. Intempe.	3	Muy Intempe.	2	Descompuesta	0	3	
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Góleo	3	Filjo	0	10	
RMR básico										51		
Orientación de discontinuidades										5		
RMR ajustado										46		

## **CAPITULO V**

### **APLICACIÓN DE CIMBRAS EN LA RAMPA 781-SUR**

#### **5.1.-MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL**

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada 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 cualidades del acero como material de sostenimiento lo han llevado a desplazar a la madera en muchas minas del Perú como Orcopampa, Yauricocha, Rosaura es la mina donde se usaron la mayor variedad de tipos y perfiles de cimbras, también 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 ( $E = 210\ 000\ \text{MPa}$ ) mucho más 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.
- (CemalBiron&ErginArioglu)

## 5.2.-CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES DEL ACERO

### 5.2.1.- 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 templabilidad. 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 templabilidad, 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.

La tabla de composición química según la norma de acero se muestra en la tabla 5.1.

### 5.2.2.- 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 4.1 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).

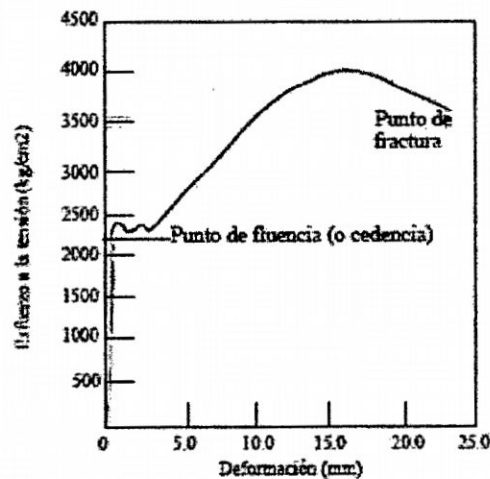


Fig.5.1: Curva Esfuerzo vs. Deformación

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

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

**Dónde:**

$\sigma$  = 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 5.2.

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 Catalina Huanca se muestra en la fig. 5.4.

○ **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 Resistencia**, 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 resistencia 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 resistencia 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 resistencia 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 resistencia 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 opresión conocida. Según la fórmula empírica:

$$\sigma_k = 0.34HB$$

En donde:

**HB** = Numero de Brinell

$\sigma_k$  = Resistencia a la ruptura por tensión, en kilogramos por milímetro cuadrado.

(Cemal Biron & Ergin Arioglu)

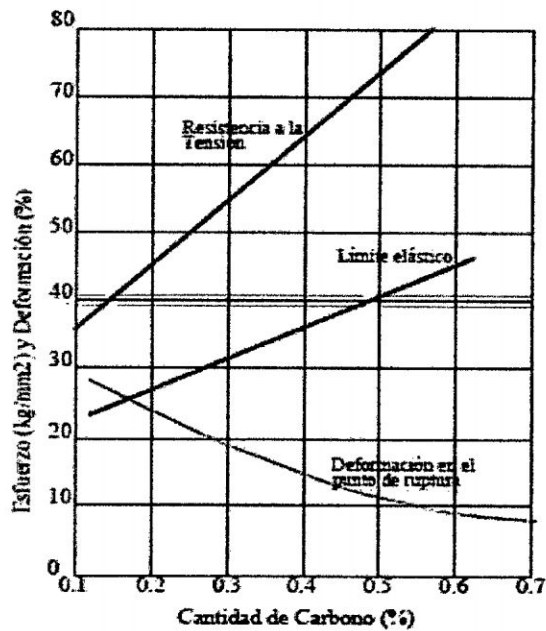


Fig. 5.2. Efectos del carbono en las propiedades mecánicas del acero

Las características mecánicas según la norma de acero se muestran en la tabla 5.2 y 5.6.

### 5.2.3.- 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 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 5.5.

- **Momentos de inercia y módulos de sección.** Las tablas 5.5 y 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 5.7, 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<sup>2</sup> y un esfuerzo que origina deformación plástica de 2400 kg/cm<sup>2</sup>. 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 5.1: Propiedades químicas según las normas del acero

(CemalBiron&ErginArioglu)

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	-	-	-	-	-
	Grado 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 5.2: Propiedades mecánicas según las normas del acero

(CemalBiron&ErginArioglu)

Normas/ Standards	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]		
A36-05	Grado 36*	$\geq 250$ [36]	400 - 550 [58-80]	20	21	-	-
A572-07	Grado 42*	$\geq 290$ [42]	$\geq 415$ [60]	20	24	-	-
	Grado 50	$\geq 345$ [50]	$\geq 450$ [65]	18	21	-	-
	Grado 55*	$\geq 380$ [55]	$\geq 485$ [70]	17	20	-	-
	Grado 60*	$\geq 415$ [60]	$\geq 520$ [75]	16	18	-	-
	Grado 65*	$\geq 450$ [65]	$\geq 550$ [80]	15	17	-	-
A588-05	Grado B*	$\geq 345$ [50]	$\geq 485$ [70]	18	21	-	-
	Grado C*	$\geq 345$ [50]	$\geq 485$ [70]	18	21	-	-
A709-7	Grado 36*	$\geq 250$ [36]	400 - 550 [58-80]	20	21	-	-
	Grado 50	$\geq 345$ [50]	$\geq 450$ [65]	18	21	-	-
	Grado 50S	$\geq 345 - 350$ [50 - 65]	$\geq 450$ [65]	18	21	-	-
A913-4	Grado 50	$\geq 345$ [50]	$\geq 450$ [65]	18	21	21 [70]	$\geq 54$ [40]
	Grado 65	$\geq 450$ [65]	$\geq 550$ [80]	15	17	21 [70]	$\geq 54$ [40]
A992-06	Grado 50	$\geq 345 - 450$ [50 - 65]	$\geq 450$ [65]	18	21	-	-

(CemalBiron&ErginArioglu)

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

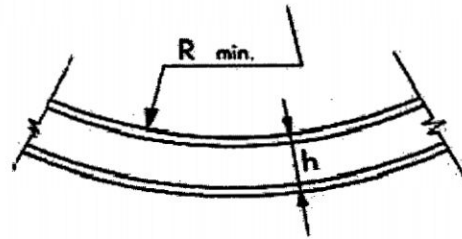


Tabla 5.3: Capacidad de curvado en frío de perfiles estructurales, Fig. 5.3: Radio mínimo de rolado

Tabla 5.4: Propiedades mecánicas según las normas del acero (Cemal Biron & Ergin Arioglu)

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

Fig. 5.4: Fórmula de resistencia a la ruptura por tensión. (Cemal Biron & Ergin Arioglu)

**CALCULO DE RESISTENCIA A LA RUPTURA POR TENSION**  
(Fórmula empírica)

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

**En donde:**

$\sigma$  = 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. 5.5: Cálculo de resistencia a la ruptura por tensión. (Cemal Biron & Ergin Arioglu)

Norma HQ 235B		Peso	280.54 kg	A-36 Gerdau Acominas		Peso	272 kg	
<b>COMPOSICIÓN</b>				<b>COMPOSICIÓN</b>				
Viga 1	C	17	Viga 1	C	14	Viga 1	Mn	116
	Mn	46		Mn	116		P	2.7
	P	1.8		P	2.7		Si	23
	Si	31		Si	23		$\sigma$	51
	$\sigma$	51		$\sigma$	51			
Viga 2	C	17	Viga 2	C	14	Viga 2	Mn	119
	Mn	44		Mn	119		P	2.6
	P	1.4		P	2.6		Si	22
	Si	23		Si	22		$\sigma$	51
	$\sigma$	48		$\sigma$	51			
Viga 3	C	19	Viga 3	C	14	Viga 3	Mn	117
	Mn	47		Mn	117		P	19
	P	2.7		P	19		Si	21
	Si	21		Si	21		$\sigma$	63
	$\sigma$	50		$\sigma$	63			
Viga 4	C	15	Viga 4	C	25	Viga 4	Mn	110
	Mn	47		Mn	110		P	2.1
	P	2.2		P	2.1		Si	26
	Si	21		Si	26		$\sigma$	60
	$\sigma$	47		$\sigma$	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. 5.6. Perfil de viga "Wide Flange" y HEB. (Cemal Biron & Ergin Arioglu)

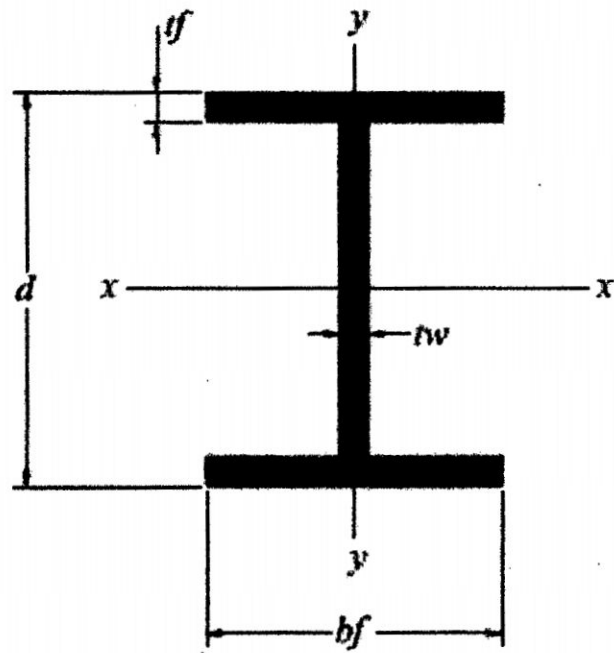


Tabla 5.5: Propiedades geométricas según el perfil estructural. (CemalBiron&ErginArioglu)

Designación	Area		Peralte		Espesor del alma		Patin		Eje x-x				Eje y-y									
	A		d		tw		nacho		bf		fk		r		ly		s					
	pulg <sup>2</sup>	cm <sup>2</sup>	pulg	cm	pulg	cm	pulg	cm	pulg	cm	pulg <sup>4</sup>	cm <sup>4</sup>	pulg <sup>3</sup>	cm <sup>3</sup>	pulg <sup>3</sup>	cm <sup>3</sup>	pulg <sup>4</sup>	cm <sup>4</sup>	pulg <sup>3</sup>	cm <sup>3</sup>		
W12 x 16	14.4	92.8	12.2	31.0	0.4	0.9	8.1	20.5	0.6	1.5	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	345.6	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	29.7	188.3	11.1	28.2	0.7	1.7	10.3	26.3	1.1	2.8	618.6	25746.4	111.5	1876.4	4.6	11.7	206.6	8599.1	40.0	654.8	7.7	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	2210.0	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	8334.0	41.3	677.4	4.3	10.8	45.0	1872.9	11.3	184.7	2.0	5.1
W10 x 30	8.2	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	4202.1	27.1	443.4	3.5	8.8	37.1	1542.7	9.3	131.9	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	1953.8	11.6	189.9	3.3	8.3	3.4	141.8	1.7	77.8	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	0.34	0.6	3.9	10	0.4	1	10.8	440	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	39.8	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

### **5.3.-CÁLCULO DE ELECCIÓN DE CIMBRA Y CAPACIDAD PORTANTE SEGÚN MAPEO DEL ÁREA DE TRABAJO.**

#### **5.3.1.- 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 H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca.

En la mina Catalina Huanca se utilizan los dos tipos de cimbra siendo la más utilizada durante el año 2010 hasta la fecha las cimbras rígidas de perfil H por las razones que se verán más adelante.

### 5.3.2.- Cimbras Rígidas

#### a) Descripción de las cimbras

- Componentes y calidades

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

CIMBRAS		
TIPO	N° PIEZAS	MEDIDAS
6H20	3	4.5 X 4.5
6H20	3	3.5 X 3.5
4H13	2	3.5 X 3.5

*Tabla 5.8. Tipos de cimbra usados en la Sociedad Minera Catalina Huanca (propia)*

Las cimbras 6H20 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 geomecánica de la masa rocosa en la mina Catalina Huanca 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 platinas de base debidamente ubicadas a una profundidad de 10 cm Y 40 cm al lado de la cuneta, (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.

- **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 cuánto 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 de cimbra que se usará según la zonificación geomecánica realizada en la Mina Catalina Huanca, dentro del cual tenemos:

La metodología de cálculo actualmente usada la de **Terzaghi (1946)** para el cálculo de la presión vertical del terreno y la formula de **Protodyakonov** 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 **CemaI 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 cimbras. Basándose en su experiencia en túneles ferrocarrileros de Norteamérica.

Cabe resaltar que su aplicación se limita a estimar la carga sobre las cimbras 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.

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:

$$P_v = H_p \cdot \gamma$$

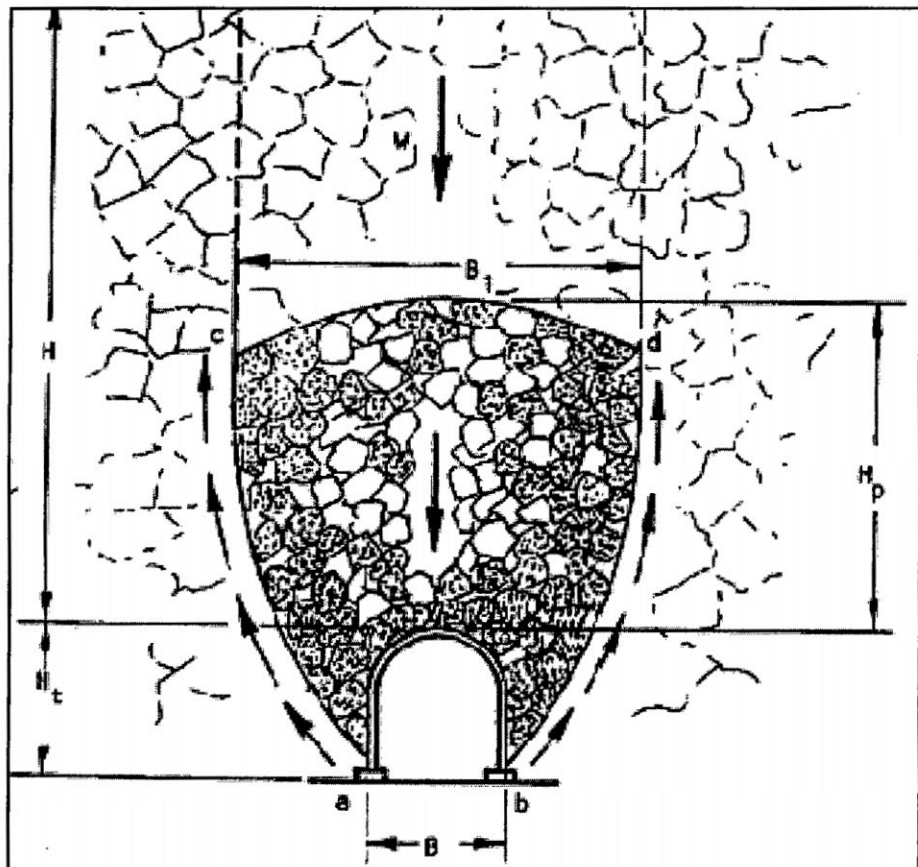
- Presión uniforme horizontal sobre las paredes, de valor:

$$P_h = 0.3 P_v$$

- 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 4.9.



*Esquema ilustrativo de la metodología de terzaghi.*

Tabla 5.9 Según la clasificación de Terzaghi

ESTADO DE LA ROCA	CARGA DE LA ROCA $H_p$ (m)	OBSERVACIONES
1.-DURA Y MASIVA	CERO	Solo se necesita refuerzo escaso si hay desprendimiento o chasquido
2.-DURA PERO ESTRATIFICADA O ESQUISTOSA	0 a 0.5 B	Refuerzo escaso mas que nada como proteccion contra desprendimiento.
3.-MASIVA LIGERAMENTE FISURADA	0 a 0.25 B	La carga puede cambiar en forma erratica de un punto a otro.
4.-MEDIANAMENTE FRACTURADA EN BLOQUES ALGO ABIERTOS □	0.25 B a 0.35 (B + Ht)	No hay presion lateral.
5.-MUY FRACTURADA EN BLOQUES Y LAS FRACTURAS ABIERTAS □	(0.35 a 1.10)(B + Ht)	Poca o ninguna presion lateral
6.-TOTALMENTE TRITURADA PERO QUIMICAMENTE INALTERADA □	1.10 (B + Ht)	Presiones laterales considerables. Los efectos de las infiltraciones hacia el piso del tunel requieren continuo para las partes bajas de los marcos o bien marcos circulares
7.-ROCA COMPRIMIDA PROFUNDIDAD MODERADA	(1.10 a 2.20)(B + Ht)	Considerable presion lateral. Se requieren 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 pie. Independientemente del valor (B + Ht)	Marcos circulares indispensables. En casos extremos usese refuerzo elastico.

\* 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)*

$$H_p = 0.25 \times 4.5 = 1.125 \text{ m}$$

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

$$P_v = 1.125 \times 2.5 = 2.8 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 0.3 \times 2.8 = 0.84 \text{ Tn/m}^2$$

## **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 5.10: Tabla del coeficiente de resistencia de Protodyakonov

GRADO DE RESISTENCIA	TIPO DE ROCA O SUELO	m Kg/m <sup>3</sup>	qc Kg/c m <sup>2</sup>	FACTOR f
MUY ALTO	Granitos masivos. Cuarzitas o basaltos sanos y en general, rocas duras sanas y muy resistentes	2800-3000	2000	20
MUY ALTO	Granitos prácticamente masivos, pórfidos, 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 resistentes, 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
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.

PARA ROCAS:  $f = \sigma_c / 10$

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

Dónde:

$\sigma_c$  = Resistencia compresión simple (Mpa)

$\varphi$  = 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.

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

*Dónde:*

*b = Anchura de la labor*

*m = Altura del túnel*

*f = Coeficiente de resistencia*

*$\gamma$  = Peso específico de la roca*

*$\varphi$  = Angulo de rozamiento interno*

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

$$h = B/2f$$

Determinación de las cargas de roca

Zona "A":

$$b = \text{Anchura de la labor} = 4.5 \text{ m}$$

$$m = \text{Altura del túnel} = 4.5 \text{ m}$$

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

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

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

$$B = b + 2m \cdot \operatorname{tg} (45 - \varphi/2) = 8.1$$

$$h = B/2f = 0.81$$

$$P_v = \gamma \cdot h = 2.03 \text{ Tn/m}^2$$

$P_h = \gamma \cdot (h + 0.5 \cdot m) \cdot \text{tg}^2 (45^\circ + \phi/2)$ ; reemplazando valores se determina que:

$$P_h = 36.8 \text{ Tn/m}^2$$

### b.3) DISEÑO 3: Metodología de CemalBiron (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 5.8. El análisis estático se da en la figura 5.9 (a) y (b).

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_t r^2}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3} \dots \dots \dots (5.3)$$

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots \dots \text{para } 0 \leq x \leq \pi \dots (5.4)$$

$$M = -A_y X \dots \dots \dots \text{para } 0 \leq x \leq h' \dots (5.5)$$

$$N = -q_t r \cos^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha \dots \dots \dots (5.6)$$

En donde:

$A_y$  = Reacciones de los lados, en toneladas.

$h'$  = Distancia vertical del arco, en metros.

$r$  = Radio del arco, en metros.

$\alpha$  = Angulo formado con la horizontal (ver fig.5.8)

$q_r$  = Carga uniforme del techo, en toneladas por metro.

$M$  = Momento en toneladas .metro

$N$  = Fuerza normal al perfil, en toneladas.

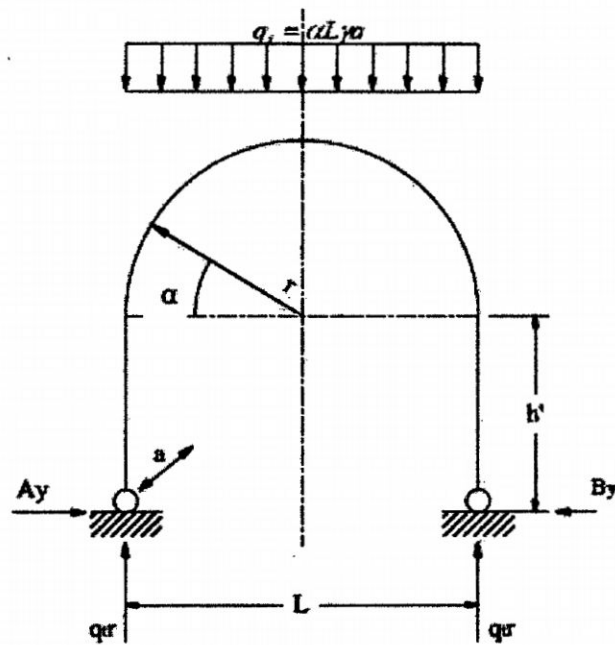


Fig. 5.8: Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. (Cemal Biron & Ergin

Arioglu)

Para diseñar los arcos rígidos, se debe conocer el momento máximo. Si se obtiene la derivada de la ecuación (5.4) con respecto a  $\alpha$ , y se iguala a cero, se tiene que:

$$\frac{\partial M}{\partial \alpha} = \cos \alpha (q_t r \operatorname{sen} \alpha - A_y r) \dots \dots \dots (5.7)$$

$$\cos \alpha = 0 \dots \dots \dots \alpha = \frac{\pi}{2} \dots \dots \dots (5.8)$$

$$q_t r^2 \operatorname{sen} \alpha - A_y r = 0 \dots \dots \dots (5.9)$$

$$\operatorname{sen} \alpha = \frac{A_y}{q_t r} \dots \dots \dots \alpha = \operatorname{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r} \dots \dots \dots (5.10)$$

Los valores de M max. y de N son para valores de  $\alpha$  de las ecuaciones (5.8) y (5.10) como sigue:

$$M_{max} = 0.5 q_t r^2 - A_y (h' + r) \dots \dots \dots (5.11)$$

$$M_{max} = -A_y \left( h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t r} \right) \dots \dots \dots (5.12)$$

$$N = -A_y \dots \dots \dots (5.13)$$

$$N_1 = -q_t r \dots \dots \dots (5.14)$$

Los valores de la ecuación (5.11) y (5.13) son mucho más pequeños que los valores de las ecuaciones (5.12) y (5.14), respectivamente.

- **Diseño del perfil del acero**

Se deben utilizar los valores de las ecuaciones 5.12 y 5.14 para calcular la sección transversal del arco. El esfuerzo se deberá determinar como sigue:

$$|\sigma| = \frac{\text{Carga Normal}}{\text{Area de la Sección}} + \frac{\text{Momento Maximo}}{\text{Módulo de la sección}}$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{F} + \frac{A_y \left( h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t r} \right)}{W} \leq \sigma_{sf} \dots \dots \dots (4.15)$$

Dónde:

$|\sigma|$  = Valor absoluto del esfuerzo (ton/m<sup>2</sup>).

$F$  = Área de la sección del perfil, (m<sup>2</sup>).

$W$  = Módulo de sección del perfil, (m<sup>3</sup>).

$\sigma_{sf}$  = Esfuerzo permisible del acero para los ademes de las minas..

En la ecuación (5.15), 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**:

$$F = 0.149W + 9.78 \dots \dots \dots (5.16)$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{0.149W + 9.78} + \frac{A_y \left( h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t r} \right)}{W} \leq \sigma_{sf} \dots \dots \dots (5.17)$$

La ecuación (5.17) 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 5.5.

- **Aplicación en Catalina Huanca.**

Pondremos el perfil **DIN** apropiado para un arco rígido de un túnel, cuya área de sección es de 17.82 m<sup>2</sup>, espaciado a intervalos de 1 m, bajo condiciones típicas del yacimiento ( $\alpha = 0.5$ ,  $\gamma = 2.5, 2.2, 2.75$  ton/m<sup>3</sup>). Los datos se pueden resumir como sigue (figura 5.6):

- **Zona "A":**

$L$  = Claro del túnel = 4.5 m.

$$r = 2.25 \text{ m.}$$

$$h' = 2.25 \text{ m.}$$

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

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

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

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

$$= 0.5 \times 4.5 \text{ m} \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 1.0 \text{ m}$$

$$= 5.6 \text{ ton/m}$$

- Reemplazando valores en la ecuación 5.3 se obtiene las reacciones.

$$A_y = \frac{(0.785 \times 2.25 + 0.666 \times 2.25) \times 5.6 (2.25)^3}{0.666 (2.25)^3 + \pi (2.25) (2.25)^2 + 4 \times 2.25 (2.25)^2 + 1.57 (2.25)^3}$$

$$A_y = 1.95 \text{ ton}$$

$$M = 0.5 \times 5.6 (2.25)^2 \times \sin^2 \alpha - 1.95 (2.25 + 2.25 \sin \alpha)$$

$$N = -5.6 \times 2.25 \cos^2 \alpha - 1.95 \sin \alpha$$

- Usando la ecuación 5.17 calculamos el módulo de sección (W en cm<sup>3</sup>)

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{0.149W + 9.780} + \frac{A_y \left( h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right)}{W} \leq \sigma_{sf}$$

$$|\sigma| = \frac{5.6 * 2.25}{0.149W + 9.780} + \frac{1.95 \left( 2.25 + 0.5 \frac{1.95}{5.6} \right)}{W} \leq 16800$$

$$2503.2W^2 + 164290.69568W - 64.2301 = 0$$

Resolviendo la ecuación cuadrática se toma la raíz positiva.

$$W = \frac{-b \pm \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}$$

Dónde:

$$W1 = 0.000282583$$

$$W2 = -6.5632528E+01$$

$$F = 51.88 \text{ cm}^2$$

El módulo de sección será  $W=282.583 \text{ cm}^3$ ; si usáramos una cimbra con este módulo de sección el factor de seguridad estaría en equilibrio ósea  $F_s = 1$

Con este resultado se determina en la tabla 5.5 el tipo de cimbra para tener un  $F_s \geq 1$

La cimbra que satisface a los requerimientos de una labor permanente es HEB160 X 42.6 con módulos de sección  $W= 0.000311\text{m}^3$  y perfil  $F=54.3 \text{ cm}^2$

- *Probando  $W = 0.000311 \text{ m}^3$  en :*

$$|\sigma| = \frac{5.6 * 2.25}{0.149W + 9.780} + \frac{1.95 \left( 2.25 + 0.5 \frac{1.95}{5.6} \right)}{W} \leq 16800$$

$$\frac{5.6 * 2.25}{0.149 * 0.000311 + 9.780} + \frac{1.95 \left( 2.25 + 0.5 \frac{1.95}{5.6} \right)}{0.000311} \leq 16800$$

$$15000.67 \leq 16800$$

$$F_s = \frac{16800}{15000.67} = 1.12$$

- *Probando  $W = 0.000216.7 \text{ m}^3$  el cual es módulo de sección de la cimbra utilizada en la U.E.A. Catalina Huanca (6H20):*

$$|\sigma| = \frac{5.6 * 2.25}{0.149W + 9.780} + \frac{1.95 \left( 2.25 + 0.5 \frac{1.95}{5.6} \right)}{W} \leq 16800$$

$$\frac{5.6 * 2.25}{0.149 * 0.0002167 + 9.780} + \frac{1.95 \left( 2.25 + 0.5 \frac{1.95}{5.6} \right)}{0.0002167} \leq 16800$$

$$21814.8967 \geq 16800$$

$$F_s = \frac{16800}{21814.8967} = 0.8$$

De los resultados del cálculo, el esfuerzo es mayor que el esfuerzo admisible del acero.

Tabla 5.11. Tabla de Momentos y carga normal. Cimbra rígida, Zona A. (propio)

Angulo en grados	Momento (tonxm)	Carga normal(ton)
0	-1.393	-6
5	-1.48	-6.035
10	-1.499	-5.98
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	-3.19
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	1.6	-1.095
85	1.686	-0.97
90	1.715	-0.928

Los valores máximos son los siguientes:

$$\alpha = \sin^{-1} \frac{A_y}{q_t r} = \sin^{-1} \frac{1.95}{5.6 \times 2.25} = \sin^{-1} 0.155$$

$$\alpha = 8.9^\circ$$

$$M_{max} = -A_y \left( h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right) = -1.95 \left( 2.25 + 0.5 \frac{1.95}{5.6} \right)$$

$$M_{max} = -4.72$$

$$M_{max} = -4.72$$

$$N_{max} = 5.6x(-2.25)$$

$$N_{max} = -12.65$$

(Cemal Biron & Ergin Arioglu)

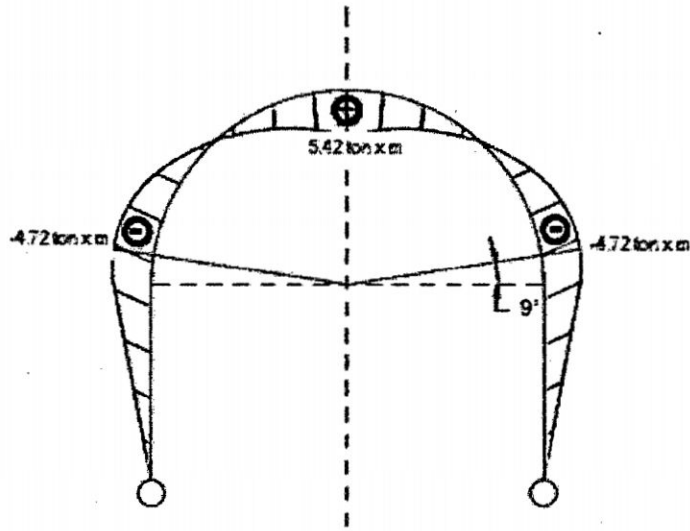


Fig. 5.9(a): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Grafica de Momentos

(Cemal Biron & Ergin Arioglu)

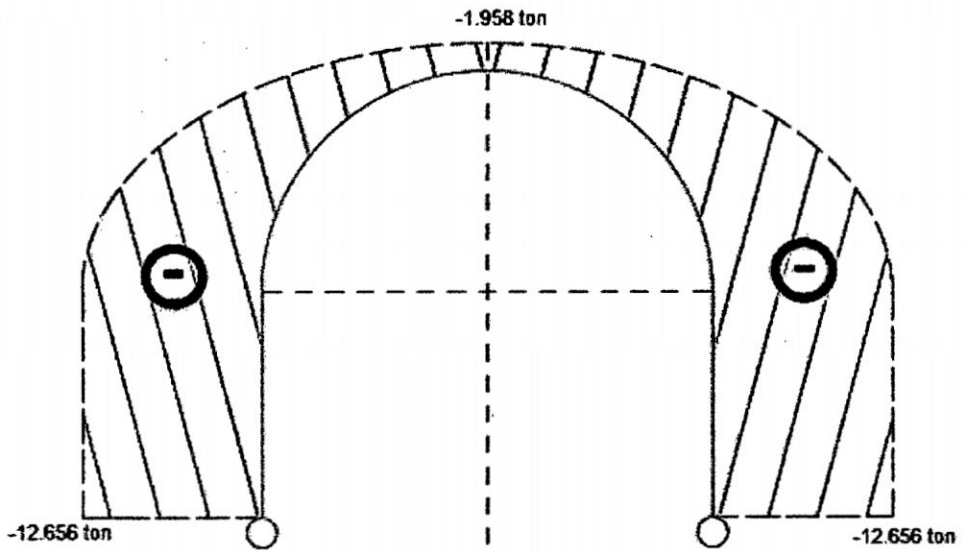


Fig. 5.9 (b): Modelo estático de un arco rígido idealizado de acero. Grafica de carga normal

Tabla. 5.12: Metodología de selección de cimbras rígidas (propio)

<b>DISEÑO DE ARCOS RIGIDOS (Cemal BIRON)</b>		
<b>TIPO DE CIMBRA METALICA</b>		
	<i>Peso</i>	<i>Area Seccion</i>
	<i>Kg/m</i>	<i>F (m2)</i>
<i>Perfil de cimbra HEB160x42.6</i>	42.60	0.0543
		<i>Modulo seccion</i>
		<i>W (m3)</i>
		0.000311
<i>Tipo de roca (Alfa)</i>	0.5	
<i>Peso especifico del terreno</i>	2.5	ton/m3
	<i>RMR</i>	<i>Roca</i>
	>40	Buena
	30 - 40	Regular
	<20	Muy Mala
		<i>Alfa</i>
		0.25
		0.5
		1.5
<b>DIMENSIONES DE LA SECCIÓN DE LA CIMBRA</b>		
<i>Esfuerzo admisible del acero (Sadm)</i>	16800	ton/m
<i>Distancia de posteo, a</i>	1	m
<i>Anchura efectiva (A)</i>	4.5	m
<i>Altura efectiva (H)</i>	4.5	m
<b>DIMENSIONES CALCULADAS</b>		
<i>Radio Neutro, (r)</i>	2.25	m
<i>Hastial (h')</i>	2.25	m
<b>FORMULAS DE CÁLCULO DE REACCIONES Y ESFUERZOS</b>		
$(0.78h' + 0.666r)q_c r^2$		
$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_c r^2}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3}$	(5.3)	
$M = 0.5q_c r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha)$	para $0 \leq x \leq \pi$	(5.4)
$M = -A_y X$	para $0 \leq x \leq h'$	(5.5)
$N = -q_c r \cos^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha$		(5.6)
$F = 0.149W + 9.78$		(5.16)
$ \sigma  = \frac{q_c r}{0.149W + 9.78} + \frac{A_y (h' + 0.5 \frac{A_y}{q_c r})}{W} \leq \sigma_{sf}$	(5.17)	
$M_{max} = 0.5q_c r^2 - A_y (h' + r)$	(5.11)	
$M_{max} = -A_y (h' + 0.5 \frac{A_y}{q_c r})$	(5.12)	
$N = -A_y$	(5.13)	
<b>RESULTADOS:</b>		
<i>Reacción horizontal del terreno en el hastial (Ay)</i>	1.95	ton
<i>Reacción vertical del terreno en el hastial (qtr)</i>	12.6	ton
<i>Angulo donde ocurre el momento máximo</i>	8.9	°
<i>Momento máximo (Mmax)</i>	-4.72	ton x m
<i>Esfuerzo máximo sobre el perfil metálico (S)</i>	15000.67	ton/m2
<i>Factor de seguridad</i>	1.12	

**PERFIL DEL ACERO:** Forma o figura del corte en sección transversal de una viga de acero. Entre las usadas en la mina Catalina Huanca tenemos el perfil "H".

**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 2pies 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.

## **5.5.-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 se llama "Monitoreo de Convergencias".

En la U.E.A Catalina Huanca 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.5.10), 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. 5.11), con estas medidas se determina la VDL (Velocidad de Deformación Lateral) y se estima el tiempo de vida de las cimbras.

*Fig. 5.10: Esquema ilustrativo de la medición de convergencias. (Propio)*

Fig. 5.10: Esquema ilustrativo de la medición de convergencias. (Propio)

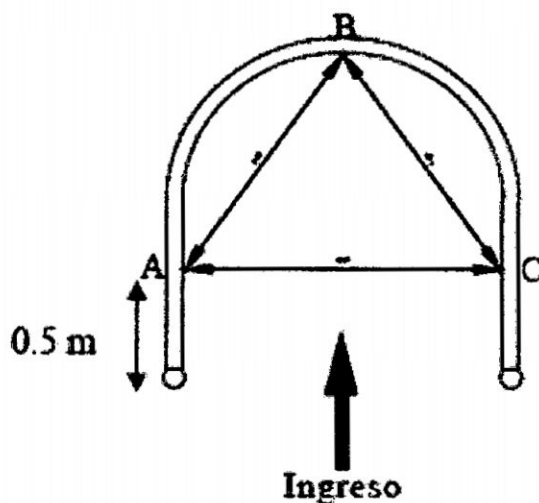


Fig. 5.11: Formato para registro de mediciones (Hoja En Microsoft Excel- propio)

**CONVERGENCIA DE LA SEMANA 04 - ENERO 2011**

**FECHA 22-ene**

**Nv 3000**

**LABOR RP 781 S**

N° CIMBRA	TIPO CIMBRA	FECHA INSTADA	ANCHO (cm)					DEFORMACION	VELOCIDAD CM/DIA	ANCHO CRITICO DIAS	
			FECHA	INICIAL	OBSERVACION	FECHA	FINAL				
1	6H20	03/09/2010	17/01/2011	455.4			22/01/2011	454.5	0.9	0.18	303
2	6H20	04/09/2010	17/01/2011	439.3			22/01/2011	438	1.3	0.26	146
3	6H20	06/09/2010	17/01/2011	422.1			22/01/2011	421.8	0.3	0.06	363
4	6H20	08/09/2010	17/01/2011	423.4			22/01/2011	423.3	0.1	0.02	1165
5	6H20	09/09/2010	17/01/2011	422.1			22/01/2011	422.05	0.05	0.01	2205
6	6H20	11/09/2010	17/01/2011	432.4			22/01/2011	431.5	0.9	0.18	175
7	6H20	12/09/2010	17/01/2011	418.6			22/01/2011	418.3	0.3	0.06	305
8	6H20	13/09/2010	17/01/2011	445.2			22/01/2011	444.2	1	0.2	221
9	6H20	14/09/2010	17/01/2011	439.1			22/01/2011	438.6	0.5	0.1	386
10	6H20	15/09/2010	17/01/2011	441.3			22/01/2011	440.3	1	0.2	202
11	6H20	17/09/2010	17/01/2011	436.5			22/01/2011	435.8	0.7	0.14	256
12	6H20	18/09/2010	17/01/2011	425.3			22/01/2011	425.1	0.2	0.04	628
13	6H20	20/09/2010	17/01/2011	442.3			22/01/2011	441.2	1.1	0.22	187
14	6H20	21/09/2010	17/01/2011	440.1			22/01/2011	439.9	0.2	0.04	997
15	6H20	22/09/2010	17/01/2011	438.5			22/01/2011	437.2	1.3	0.26	143
16	6H20	24/09/2010	17/01/2011	440.6			22/01/2011	438.9	1.7	0.34	114
17	6H20	25/09/2010	17/01/2011	429.6			22/01/2011	428.5	1.1	0.22	130
18	6H20	27/09/2010	17/01/2011	433.2			22/01/2011	432.6	0.6	0.12	272
19	6H20	28/09/2010	17/01/2011	445.2			22/01/2011	445.1	0.1	0.02	2255

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

Fig. 5.12: Leyenda del formato para registro de mediciones.(propio)

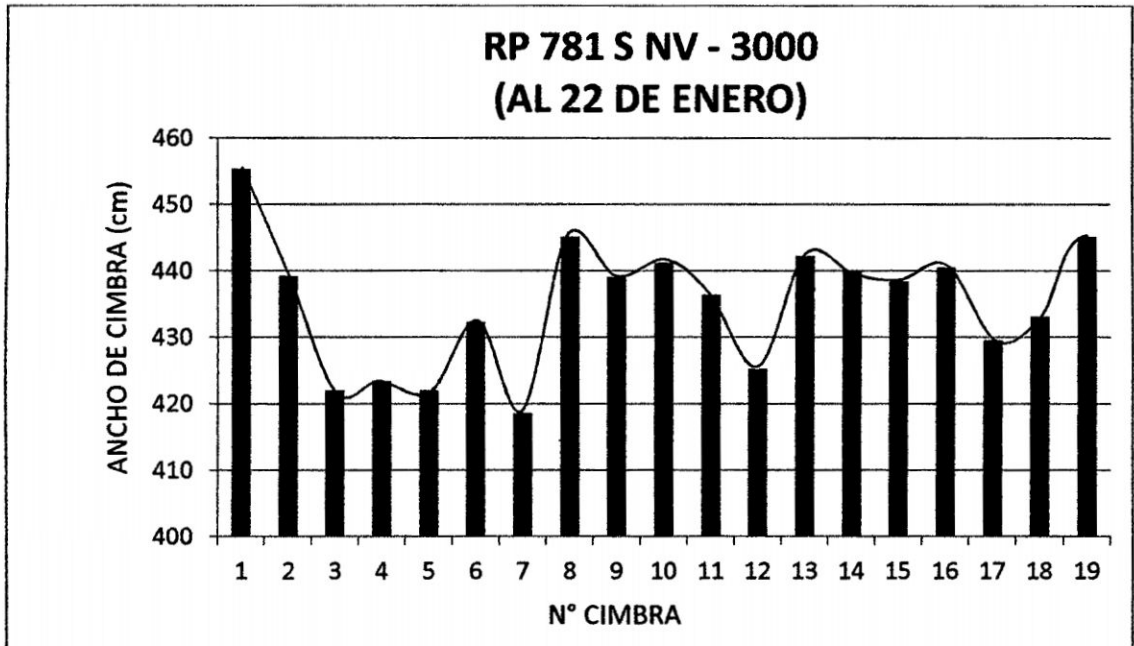
	Ancho crítico
	Cimbra nueva
	Velocidad máxima
	Deformacion acelerada
	Próximos al ancho crítico

- *Cimbra con ancho crítico*: Cimbra con un ancho inferior a 4.0m
- *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 4.0 m. Una cimbra con ancho inferior está 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 gráfico se muestran los límites de ancho mínimo de la cimbra.

Fig. 5.13: Gráfico n° vs ancho de cimbra. Para el control de la convergencia (propio)



El procedimiento desarrollado 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. Si no 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 los 4.20 m de ancho, si la cimbra llega a los 4.0 m de ancho esta debe ser reemplazada.

#### **Resultados a Mediano plazo:**

Tanto las mediciones realizadas y las VDL calculadas son registrados cronológicamente lo que nos permitirá entender el comportamiento de las

lascimbras 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 0.05-200metros.
- 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.

## **5.6.-RECOLECCIÓN DE DATOS**

### **5.6.1.- Registros cronológicos de las mediciones**

- Las tablas de registro cronológico de las medidas y cálculos de VDL se muestran como anexo en las tablas 6.1 y 6.2.

## **5.7.- PROCESAMIENTO DE DATOS DE CAMPO**

### **5.7.1.- Metodología del procesamiento de datos**

- Se definen criterios de clasificación y agrupación de los registro de cada

cimbras.

- Se clasifican y agrupan las cimbras con similares características, considerando:
  - Zona de instalación
  - Espaciamiento
  - Tipo de cimbra
  - Con o sin invert
- Se determina la VDL (velocidad de deformación lateral) promedio de cada grupo clasificado de cimbras y se comparan entre sí.

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	

### 5.7.2.- Comportamiento típico de las cimbras

Se usa la tabla 6.1 de los anexos donde se encuentra el registro de mediciones de la rampa (-) 781 S, en la cual se instalaron las cimbras de los modelos: 6H20.

Todas las cimbras se encuentran en una zona A en condición hidrológica seca, sin invert, espaciadas a 1m por lo cual no se realizó mayores agrupaciones.

El registro se muestra resumido en tres gráficos donde se muestra tipo de cimbra vs VDL.

Fig. 5.15 N° cimbra vs VDL. Grafico a partir de las mediciones en la rampa (-) 781-S. Medidas del ancho de la cimbra. (Propio)

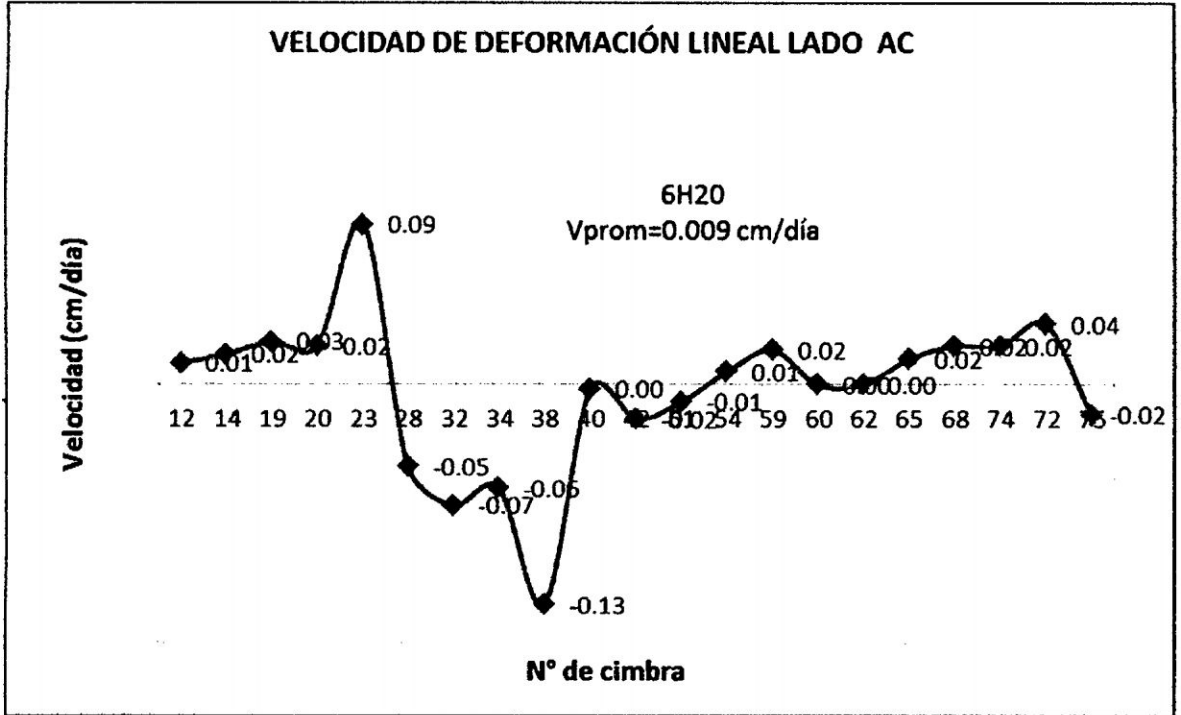


Fig. 5.16: Curvas N° cimbra vs VDL. Gráfico obtenido de las mediciones en la rampa (-) 781-S. Mediciones en el lado AB. (Propio)

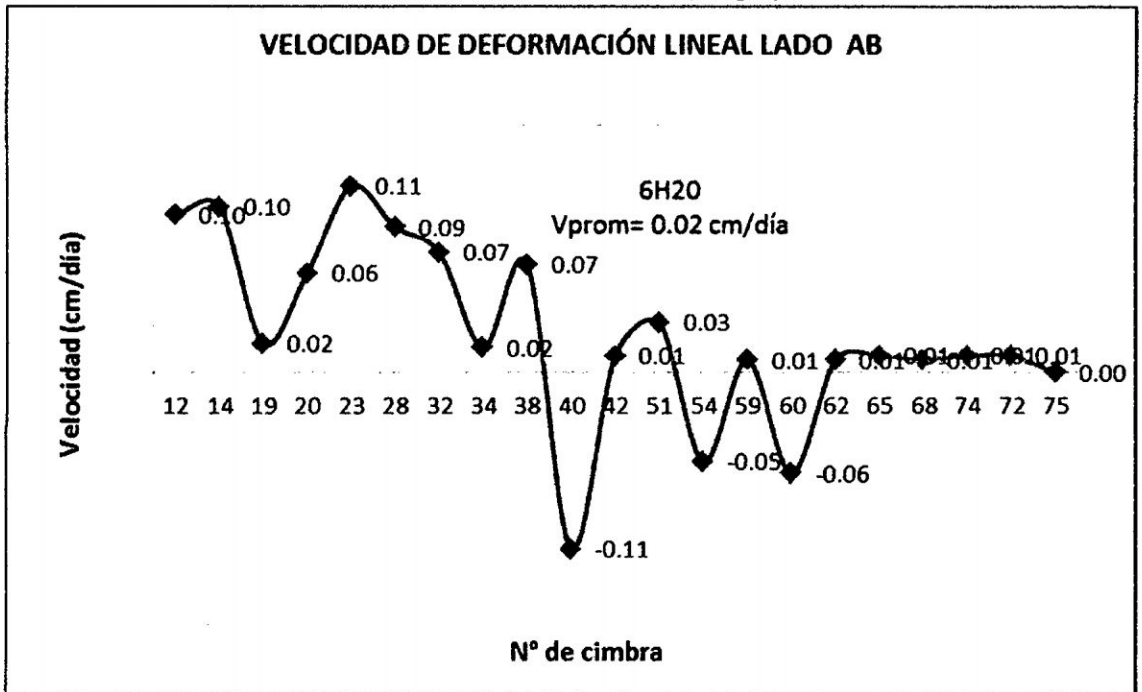
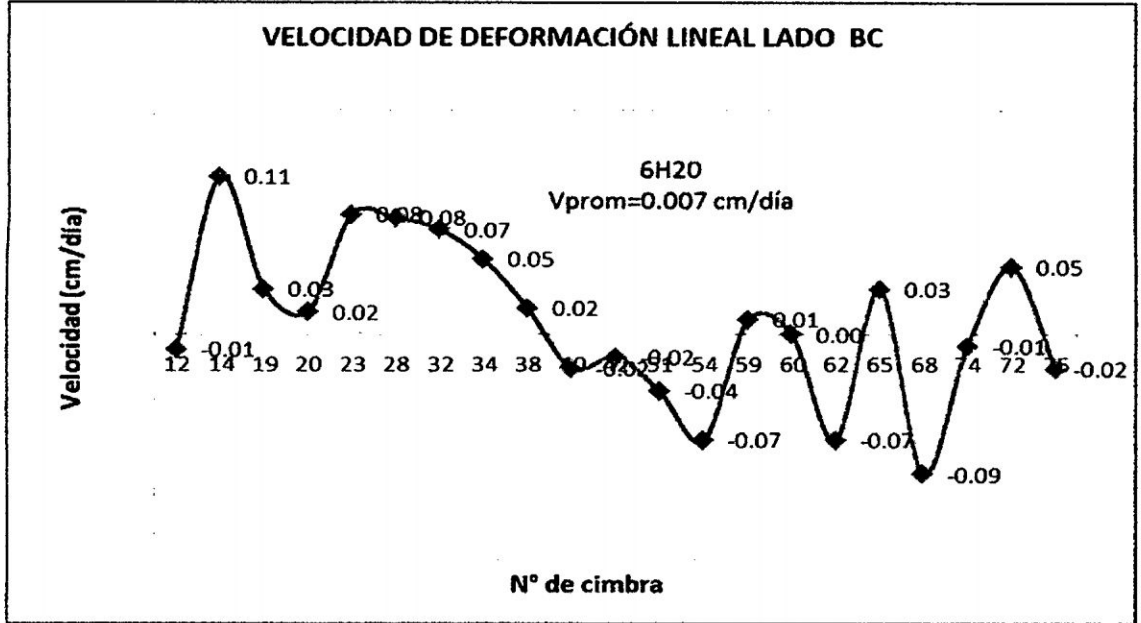


Fig. 5.17: Curvas N° cimbra vs VDL. Gráfico obtenidos de las mediciones en la rampa (-) 781-S. Mediciones en el lado BC. (Propio)



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.

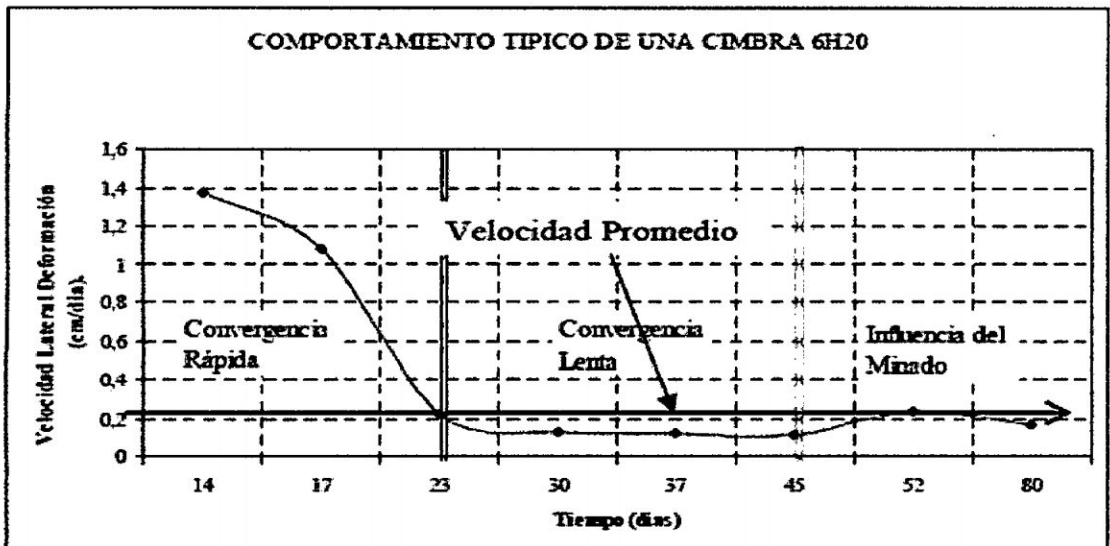


Fig. 5.17: Curvas comportamiento típico cimbras 6H20 Nv. 3000 Cimbra N° 36. (Propio)

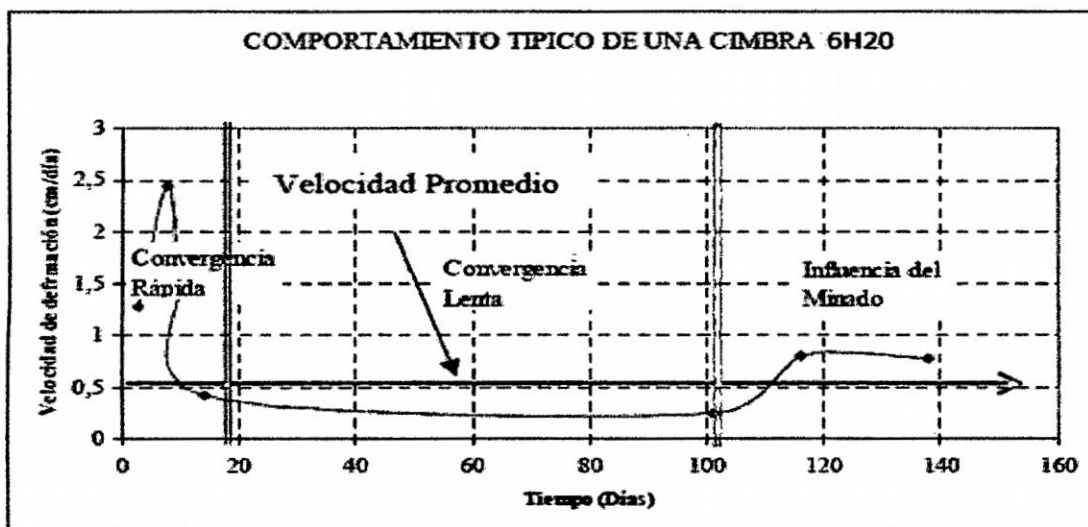


Fig. 5.18: Curvas comportamiento típico cimbras 6H20 Nv. 3000 Cimbra N° 26. (Propio)

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 cuánto 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 A, que es donde se manifiestan los problemas críticos.

Tabla 5.15: Cimbras seleccionadas a las que se midieron la Convergencia rápida.  
(Propio)

Nivel	Labor	N° Cimbra	Tipo cimbra	Vel Inic (cm/día)	Tiempo (días)	Ancho Inic (cm)	Ancho Final (cm)	Diferencia (cm)
3000	Rp 781 S	43	6H20	1.22	20	450	434.9	15.1
3000	Rp 781 S	42	6H20	1.2	20	450	436.9	13.1
3000	Rp 781 S	41	6H20	0.87	20	450	434.4	15.6
3000	Rp 781 S	36	6H20	1.38	20	450	432.4	17.6
3000	Rp 781 S	35	6H20	1.81	20	450	434.4	15.6
3000	Rp 781 S	34	6H20	1.71	20	450	432.2	17.8
3000	Rp 781 S	33	6H20	1.66	20	450	432.1	17.9
3000	Rp 781 S	32	6H20	1.43	20	450	433.8	16.2
3000	Rp 781 S	31	6H20	2.14	20	450	432.5	17.5
3000	Rp 781 S	1	6H20	2.43	20	450	449.5	0.5
3000	Rp 781 S	2	6H20	0.07	14	445	444.2	0.8
3000	Rp 781 S	3	6H20	0.07	14	445	444.6	0.4
3000	Rp 781 S	4	6H20	0.03	14	442.9	441.4	1.5
3000	Rp 781 S	5	6H20	0.2	14	447.2	446.1	1.1
3000	Rp 781 S	6	6H20	0.03	14	444.6	443.4	1.2
3000	Rp 781 S	7	6H20	0.07	14	441.2	436.9	4.3
3000	Rp 781 S	8	6H20	0.03	14	447.1	445.3	1.8
3000	Rp 781 S	9	6H20	0.3	17	444.9	441.5	3.4
3000	Rp 781 S	10	6H20	0.3	17	451	447.72	3.28
3000	Rp 781 S	11	6H20	0.4	17	451.2	448.16	3.04
3000	Rp 781 S	12	6H20	0.57	17	448.3	442.11	6.19
3000	Rp 781 S	13	6H20	0.53	17	450.3	448.3	2
3000	Rp 781 S	14	6H20	1.33	20	455.4	442	13.4
3000	Rp 781 S	15	6H20	1.27	20	453.8	436.37	17.43
3000	Rp 781 S	16	6H20	0.23	20	454.2	445.06	9.14
3000	Rp 781 S	17	6H20	0.17	20	450	437.55	12.45
3000	Rp 781 S	18	6H20	2.67	25	450	417.86	32.14
3000	Rp 781 S	19	6H20	1.27	25	450	434	16
3000	Rp 781 S	20	6H20	0.63	25	443.2	423.2	20
3000	Rp 781 S	21	6H20	1.02	25	448.6	433.6	15
3000	Rp 781 S	22	6H20	0.77	20	438.6	407.6	31
3000	Rp 781 S	23	6H20	2.22	30	447.5	419.5	28
3000	Rp 781 S	24	6H20	2.95	30	450.5	387.5	63
3000	Rp 781 S	25	6H20	4.85	30	450	397	53
3000	Rp 781 S	26	6H20	5.2	20	402	390	12
3000	Rp 781 S	27	6H20	4.55	32	453	442	11
3000	Rp 781 S	28	6H20	5.14	32	452	389	63
3000	Rp 781 S	29	6H20	3.83	32	452.2	433.2	19
3000	Rp 781 S	30	6H20	3.39	32	452.6	409.6	43
3000	Rp 781 S	50	6H20	6.2	20	438.7	379.7	59
3000	Rp 781 S	51	6H20	0.53	20	447.8	422.8	25
3000	Rp 781 S	52	6H20	0.86	25	450.2	428.2	22
3000	Rp 781 S	53	6H20	1.96	25	450.3	436.3	14
3000	Rp 781 S	54	6H20	1.06	25	450	423	27
3000	Rp 781 S	55	6H20	0.73	25	450	412	38

De la tabla 5.15, obtenemos la siguiente curva:

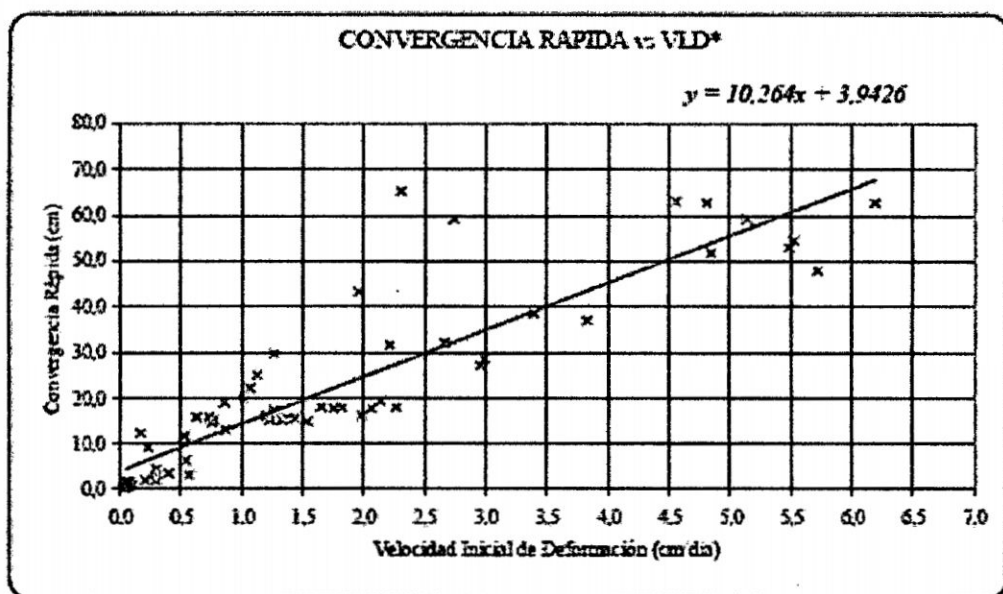


Fig. 5.19: Curva del alcance de la convergencia rápida en función de la VDL. (Propio)

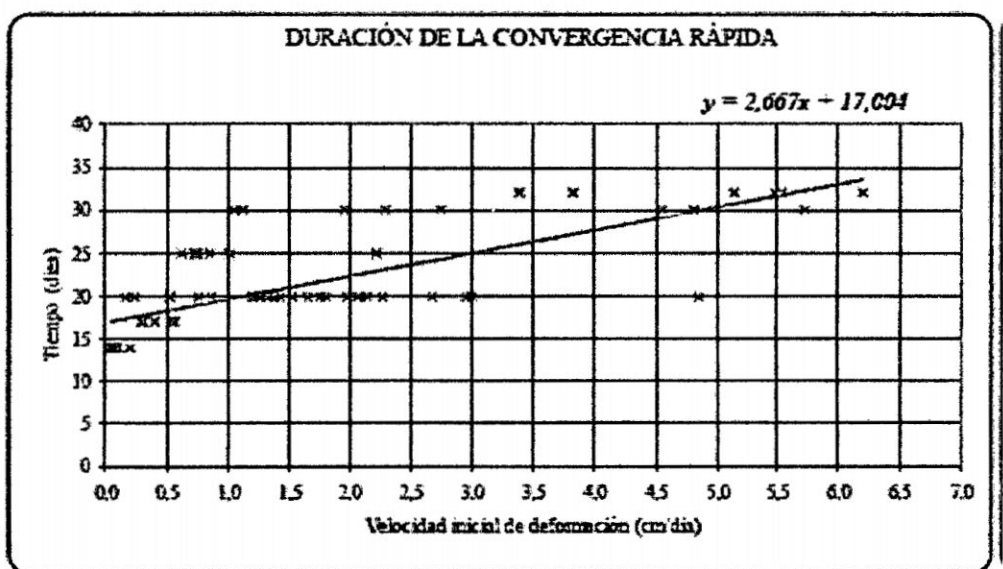


Fig. 5.20: Curva de duración (en días) de la convergencia rápida en función de la VDL inicial. (Propio)

La tabla 5.15 y los gráficos fig. 5.17 y 5.18 nos permiten entender la interacción roca soporte en la mina Catalina Huanca.

## CAPÍTULO VI

### ANÁLISIS DE COSTOS

#### 6.1. ANÁLISIS DE COSTOS MINA

A continuación mostramos detalles de los costos de mina

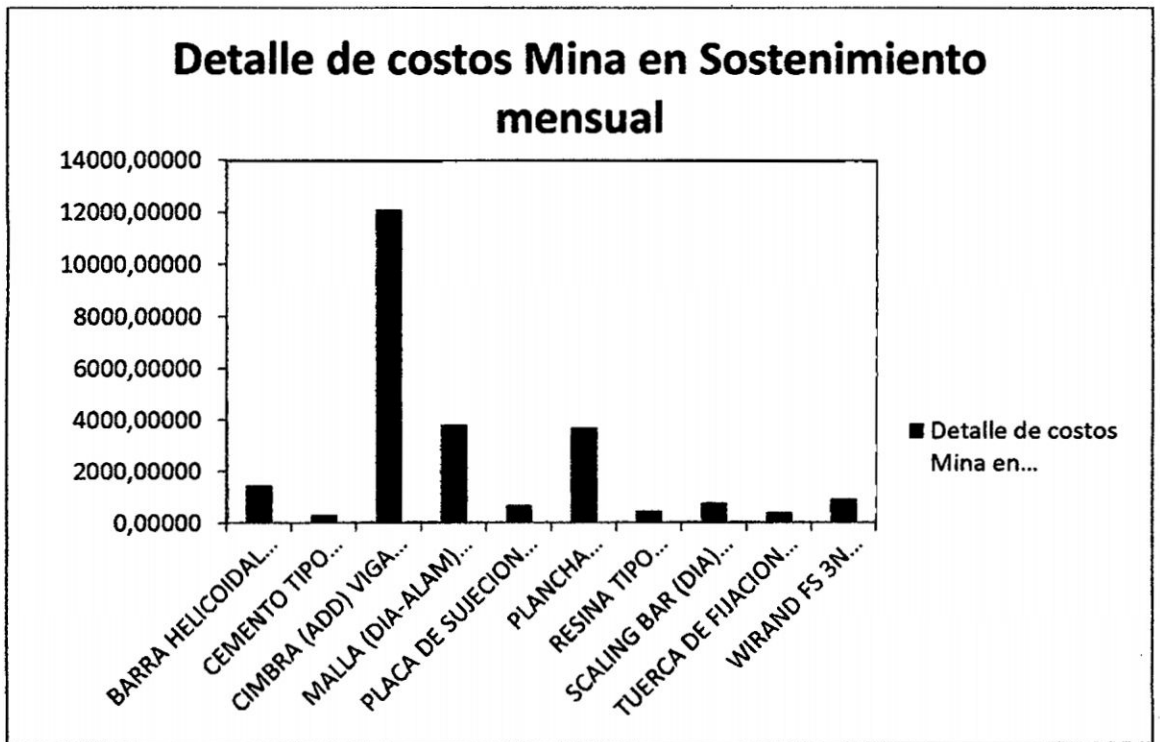


Fig. 6.1: Detalle de los costos de sostenimiento mina año 2011. (Propio)

Los principales insumos utilizados para el sostenimiento en la U.E.A Catalina Huanca son:

Tabla 6.1: Precio de los insumos al 2010 en la U.E.A Catalina Huanca. (Propio)

DESCRIPCION	UNIDAD	US\$
PERNO DE 10.'	UN	6.95
PERNO DE 7'	UN	4.85
PERNO DE 5'	UN	6.28
CEMENTO TIPO CEMBOLT P/SOSTENIMIENTO DE ROCA (SECADO RAPIDO)	CA	12.24
SPLIT SET DE 5'	UN	4.70
SPLIT SET DE 7'	UN	6.80
MALLA 3X3	RL	181.55
MALLA (DIA-ALAM) 3.40MM;(DIM-EXT) 2.42MTX25MT;(DIM-INT) 4"X4"	RL	139.76
MEYCO SA 160 ADITIVO ACELERANTE (SHOTCRETE) (CIL X 208 LIT	CI	407.68
PLACA DE SUJECION PARA BARRA HELICOIDAL (D-NOM) 3/4" - 19MM;(DIM)	UN	2.34
PLANCHA ACANALADA (ANC) 1100MM;(ESP) 2MM;	UN	40.30
RESINA TIPO CEMBOLT P/SOSTENIMIENTO DE ROCA POR UNIDAD	CJ	33.64
TUERCA DE FIJACION PARA BARRA HELICOIDAL (ALT) 35MM	UN	1.39
WIRAND FS 3N FIBRA ACERO SHOTCRETE VIA SECA (CAJA X 20 KG)	KG	3.12
CIMBRA METALICA DE 4.5 MT DE ANCHO X 4.5 MT. DE ALTURA EN VIGA HEB 160 X 42.6	UN	905.24
CIMBRA METALICA DE 4.5 MT DE ANCHO X 4.5 MT. DE ALTURA EN VIGA H6 X 20 LBS . CONSTA DE 3 CUERPOS	UN	719.92

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 el análisis de costos.

### 6.2 Matriz de costos del sostenimiento con Cimbras

CIMBRA 4.5 X 4.5 6H20 & CIMBRA 4.5 X 4.5 HEB160X42.6		Cimbra Simple											
		COSTO	UNIDAD	COSTO	COSTO/ CIMBRA	HEB160X42.6	Cimbra Simple	Cimbra + Split Set 7'	Cimbra + Split Set 7'	Cimbra + P/H 7	Cimbra + Split Set 7' + Malla	Cimbra + P/H 7 + Malla	Cimbra + P/H 7 + Malla + Shocrete
Instalacion de cimbra 4.5 x 4.5 m	US\$/un	1,480.69		1,480.69	1480.69	1666.01	1480.69	1480.69	1480.69	1480.69	1480.69	1480.69	2961.38
Instalacion de planchas acanalada	US\$/m2	45.6		45.6	390.73	390.73	390.73	390.73	390.73	390.73	390.73	390.73	390.73
Encribado con bolsacret	US\$/un	8.67		8.67	433.50	433.50	433.50	433.50	433.50	433.50	433.50	433.50	433.50
Instalacion Split Set 7'	US\$/m	15.34		15.34	61.36		61.36			61.36			
Instalacion Split Set 5'	US\$/m	12.61		12.61	50.44			50.44					
Instalacion P/H 7'	US\$/m	21.11		21.11	84.44				84.44		84.44	84.44	
Instalacion Malla electrosoldada	US\$/m2	11.53		11.53	80.83					80.83	80.83	80.83	
Vaceado Muro de concreto 240 kg	US\$/m3	286.86		286.86	430.29	430.29	430.29	430.29	430.29	430.29	430.29	430.29	
Shocrete via humeda 2" c/fibra	US\$/m2	54.35		54.35	465.70							465.70	
Vaceado anillos de concreto	US\$/m3	286.86		286.86	2296.31								2296.31
<b>COSTO TOTAL:</b>						<b>2920.53</b>	<b>2735.21</b>	<b>2796.57</b>	<b>2785.65</b>	<b>2819.65</b>	<b>2900.47</b>	<b>3366.18</b>	<b>6081.92</b>

Tabla 6.2 Costos por metro de avance para la cimbra usado en la U.E.A Catalina Huanca y la cimbra propuesto según cálculo. (Propio)

## 6.2.1 Análisis de precios Unitarios del sostenimiento con Cimbras

### OBRA: CA4 RAMPA 781 - SUR MINA CATALINA HUANCA

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	UNITARIO
			US\$
04	<b>SOSTENIMIENTO</b>		
010301	INST.PERNO CEMENTADO 19MMX3M PERNO RESI	UND	33.56
010302	INST. PERNO CEMENTADO 19MMX2.1M PERNO RE	UND	21.11
010303	INST. SPLIT SET 7 PIES	UND	15.34
010304	INST. SPLIT SET 5 PIES	UND	12.61
010305	MALLA ELECTROSOLDADA 3"x3"	M2	11.53
010306	SHOCRETE VIA HUMEDA E= 2" CON FIBRA	M2	54.35
010307	SHOCRETE VIA HUMEDA E=2" SIN FIBRA	M2	42.24
010308	SHOCRETE VIA HUMEDA DE 3" C/FIBRA	M2	78.77
010309	SHOCRETE VIA HUMEDA DE 4" CON FIBRA	M2	91.76
010318	CIMBRAS SECCION 4.5X4.5 6H20	UND	1480.69
010319	CIMBRAS SECCION 4.5X4.5 HEB 160X42.6	UND	1666.01
10320	INST. PLANCHAS ACANALADAS	M2	45.60
10321	ENCRIBADO BOLSACRET	UND	8.67
10322	MURO CONCRETO EN CIMBRAS FC 240 KGCM2	M3	286.86
10323	VACEADO CONCRETO FC 70 KG/CM2	M3	206.76

## ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

### OBRA: CA4 RAMPA 781 - SUR MINA CATALINA HUANCA

CODIG DESCRIPCION	<i>Cuadrilla</i>	UNIDAD	CANTIDAD	UNITARIO	PARCIAL US\$	TOTAL
						US\$
<b>(ANALISIS) 4103700 CIMBRAS</b>						
<b>SECCION (4.5X4.5) HEB 160X42.6</b>						
000210 CIBRA SECC. 4.5X4.5M HEB160 X 42.6		UND	1.0000	905.2400	905.2400	905.2400
470231 OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00	H-H	11.0000	8.8900	97.7900	
475000 MAESTRO	3.00	HH	33.0000	6.9700	230.0100	
475000 AYUDANTE	3.00	HH	33.0000	6.4900	214.1700	541.9700
497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500	HM	5.5000	25.0000	137.5000	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O		5.0000	541.9700	27.1000	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O		10.0000	541.9700	54.2000	218.8000

<b>TOTAL:</b>						<b>1666.0100</b>
<b>(ANALISIS) 4103699 CIMBRAS SECCION 5X4.5</b>		<b>Rend.:</b>	<b>90.7500 H- H/UND</b>	<b>Avance:</b>	<b>1.00 UND/€</b>	
000209	CIMBRA SECC. 4.5X4.5M	UND	1.0000	719.9200	719.9200	<b>719.9200</b>
470231	OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00 H-H	11.0000	8.8900	97.7900	
475000	MAESTRO	3.00 HH	33.0000	6.9700	230.0100	
475000	AYUDANTE	3.00 HH	33.0000	6.4900	214.1700	<b>541.9700</b>
497570	MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500 HM	5.5000	25.0000	137.5000	
370199	HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	541.9700	27.1000	
370199	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	541.9700	54.2000	<b>218.8000</b>
<b>TOTAL:</b>					<b>1480.6900</b>	

<b>(ANALISIS) 4103701 INST. PLANCHAS ACANALADAS</b>		<b>Rend.:</b>	<b>1.0313 H- H/M2</b>	<b>Avance: 40.00 M2 /guardia</b>		
000208	PLANCHA ACANALADA 1.1X1.7M E=2MM	UND	0.7000	43.3200	30.3200	
301010	SOLDADURA	KG	0.2000	6.0000	1.2000	<b>31.5200</b>
470231	OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00 H-H	0.2750	8.8900	2.4400	
470245	MAESTRO	1.00 HH	0.2750	6.9700	1.9200	
470250	SOLDADOR	0.25 H-H	0.0688	6.9700	0.4800	
470410	AYUDANTE	2.00 H-H	0.5500	6.4900	3.5700	<b>8.4100</b>
480090	PLATAFORMA PERFORACION	1.000 HM	0.2750	1.0000	0.2800	
490524	PATILLADORA	0.500 HM	0.1375	4.0000	0.5500	
497510	MAQUINA SOLDAR	0.250 HM	0.0688	2.0000	0.1400	
497570	MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500 HM	0.1375	25.0000	3.4400	
370199	HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	8.4100	0.4200	
370199	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	8.4100	0.8400	<b>5.6700</b>
<b>TOTAL:</b>					<b>45.6000</b>	

<b>(ANALISIS) 4103705 ENCRIBADO BOLSACRET</b>		<b>Rend.:</b>	<b>0.2750 H- H/UND</b>	<b>Avance: 300.00 UND/guardia</b>		
040500	AGREGADO	M3	0.0800	39.0000	3.1200	
210101	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	0.2800	7.9000	2.2100	
390100	BOLSA POLIETILENO	UND	1.0000	0.5000	0.5000	<b>5.8300</b>
470231	OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00 H-H	0.0367	8.8900	0.3300	
475000	MAESTRO	3.00 HH	0.1100	6.9700	0.7700	
475000	AYUDANTE	3.00 HH	0.1100	6.4900	0.7100	<b>1.8100</b>
480090	PLATAFORMA PERFORACION	1.000 HM	0.0367	1.0000	0.0400	
480100	MEZCLADORA CONCRETO	0.700 HM	0.0257	10.0000	0.2600	

497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500	HM	0.0183	25.0000	0.4600	
370199 HERRAMIENTAS		% M.O	5.0000	1.8100	0.0900	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		% M.O	10.0000	1.8100	0.1800	1.030
<b>TOTAL:</b>						<b>8.6700</b>

<b>(ANALISIS) 0502010 VACEADO CONCRETO FC 70KG/CM2</b>			<b>Rend.:</b>	<b>12.2100 H-</b>	<b>Avance: 10.00 M3</b>	
				<b>H/M3</b>	<b>/guardia</b>	
040500 AGREGADO	M3	1.3000		39.0000	50.7000	
210101 CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	7.0000		7.9000	55.3000	106.000
470245 MAESTRO	3.00 HH	3.3000		6.9700	23.0000	
470310 AYUDANTE	4.00 HH	4.4000		6.4900	28.5600	
470401 PEON	4.00 H-H	4.4000		6.0200	26.4900	78.050
480100 MEZCLADORA CONCRETO	0.800 HM	0.8800		10.0000	8.8000	
495015 VIBRADOR CONCRETO	1.000 HM	1.1000		2.0000	2.2000	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000		78.0500	3.9000	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000		78.0500	7.8100	22.710
<b>TOTAL:</b>						<b>206.7600</b>

<b>(ANALISIS) 0502020 MURO CONCRETO FC 240 KG/CM2</b>			<b>Rend.:</b>	<b>2.3100 H-</b>	<b>Avance: 10.00 M3</b>	
				<b>H/M3</b>	<b>/guardia</b>	
021001 ALAMBRE NEGRO Nro. 8	KG	0.0600		1.4400	0.0900	
022001 CLAVOS CON CABEZA DE 2 1/2", 3", 4"	KG	0.0600		1.5000	0.0900	
040500 AGREGADO	M3	1.3000		39.0000	50.7000	
210101 CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	12.0000		7.9000	94.8000	
430101 MADERA TORNILLO	P2	1.0880		1.5000	1.6300	
440113 TRIPLAY LUPUNA 19 mm x 4' x 8'	UN	0.0280		45.0000	1.2600	148.5700
470245 MAESTRO	4.00 HH	4.4000		6.9700	30.6700	
470310 AYUDANTE	5.00 HH	5.5000		6.4900	35.7000	
470401 PEON	4.00 H-H	4.4000		6.0200	26.4900	92.8600
480100 MEZCLADORA CONCRETO	0.800 HM	0.8800		10.0000	8.8000	
490050 SCOOP 6YD3 SIN OPERADOR	0.200 HM	0.2200		93.2000	20.5000	
495015 VIBRADOR CONCRETO	1.000 HM	1.1000		2.0000	2.2000	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000		92.8600	4.6400	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000		92.8600	9.2900	45.4300
<b>TOTAL:</b>						<b>286.8600</b>

<b>(ANALISIS) 4103001 INST. PERNO CEMENTADO 19MMX2.1M PERNO RESINA</b>			<b>Rend.:</b>	<b>0.7701</b>	<b>Avance</b>
				<b>H-H/UND</b>	
000000 MANGUERA 1"	ML	0.0100		4.2000	0.0400

000000 MANGUERA 1/2"	ML	0.0100	2.1000	0.0200	
000100 BARRA CONICA 4	UND	0.0050	70.0000	0.3500	
000100 BARRA CONICA 6	UND	0.0025	85.0000	0.2100	
000100 BARRA CONICA 8	UND	0.0025	102.0000	0.2600	
000103 BROCA DESCARTABLE 36MM	UND	0.0160	24.0000	0.3800	
010000 ACEITE PARA PERFORACION	GLN	0.0090	12.0000	0.1100	
210110 CARTUCHO CEMENTO	UND	8.0000	0.2300	1.8400	
300204 RESINA EPOXICA	UND	2.0000	0.8200	1.6400	
300205 PERNO HELICOIDAL 7	UND	1.0500	8.9000	9.3500	
300207 ADAPTADOR PERNO HELICOIDAL	UND	0.0020	91.0800	0.1800	14.380
470201 PERFORISTA	1.00 HH	0.3667	6.9700	2.5600	
470310 AYUDANTE PERFORISTA	1.00 HH	0.3667	6.4900	2.3800	4.940
490500 PERFORACION POR PIE	PP	7.0000	0.1500	1.0500	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	4.9400	0.2500	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	4.9400	0.4900	1.790
<b>TOTAL:</b>					<b>21.1100</b>

		Rend.:	0.6050 H- H/UND	Avance: 40.00 UND/guardia	
<b>(ANALISIS) 4103006 INST. SPLIT SET 5 PIES</b>					
000000 MANGUERA 1"	ML	0.0100	4.2000	0.0400	
000000 MANGUERA 1/2"	ML	0.0100	2.1000	0.0200	
000100 BARRA CONICA 4	UND	0.0040	70.0000	0.2800	
000100 BARRA CONICA 6	UND	0.0020	85.0000	0.1700	
000103 BROCA DESCARTABLE 36MM	UND	0.0240	24.0000	0.5800	
010000 ACEITE PARA PERFORACION	GLN	0.0090	12.0000	0.1100	
300207 SPLIT SET 5 PIES	UND	1.0500	5.0000	5.2500	
300207 ADAPTADOR SPLIT SET	UND	0.0100	115.0300	1.1500	7.6000
470201 PERFORISTA	1.00 HH	0.2750	6.9700	1.9200	
475000 AYUDANTE	1.00 HH	0.2750	6.4900	1.7800	3.7000
490500 PERFORACION POR PIE	PP	5.0000	0.1500	0.7500	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	3.7000	0.1900	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	3.7000	0.3700	1.3100
<b>TOTAL:</b>					<b>12.6100</b>

		Rend.:	0.6915 H- H/UND	Avance: 35.00 UND/guardia	
<b>(ANALISIS) 4103007 INST. SPLIT SET 7 PIES</b>					
000000 MANGUERA 1"	ML	0.0100	4.2000	0.0400	
000000 MANGUERA 1/2"	ML	0.0100	2.1000	0.0200	
000100 BARRA CONICA 4	UND	0.0040	70.0000	0.2800	
000100 BARRA CONICA 6	UND	0.0020	85.0000	0.1700	
000100 BARRA CONICA 8	UND	0.0010	102.0000	0.1000	

000103 BROCA DESCARTABLE 36MM	UND	0.0240	24.0000	0.5800	
010000 ACEITE PARA PERFORACION	GLN	0.0090	12.0000	0.1100	
300207 SPLIT SET 7PIES	UND	1.0500	6.6500	6.9800	
300207 ADAPTADOR SPLIT SET	UND	0.0100	115.0300	1.1500	9.430
470201 PERFORISTA	1.00 HH	0.3143	6.9700	2.1900	
475000 AYUDANTE	1.00 HH	0.3143	6.4900	2.0400	4.230
490500 PERFORACION POR PIE	PP	7.0000	0.1500	1.0500	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	4.2300	0.2100	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	4.2300	0.4200	1.680
<b>TOTAL:</b>					<b>15.34</b>

(ANALISIS) 4103026 INST. PERNO CEMENTADO 19MMX3M JUMBO		Rend.:	0.5419 H- H/UND	Avance: 66.00 UND	
000000 MANGUERA 1"	ML	0.0100	4.2000	0.0400	
000000 MANGUERA 1/2"	ML	0.0100	2.1000	0.0200	
000120 BARRA JUMBO 12 PIES	UND	0.0014	305.0000	0.4300	
000121 ACOPLA	UND	0.0014	85.0000	0.1200	
000121 SHANK	UND	0.0014	263.0000	0.3700	
000122 BROCA JUMBO 38MM	UND	0.0125	75.0000	0.9400	
010000 ACEITE PARA PERFORACION	GLN	0.0090	12.0000	0.1100	
210110 CARTUCHO CEMENTO	UND	14.0000	0.2300	3.2200	
300204 RESINA FRAGUA RAPIDA	EA	2.0000	0.8200	1.6400	
300205 PERNO HELICOIDAL 10'	UND	1.0500	10.7300	11.2700	
300207 ADAPTADOR PERNO HELICOIDAL JUMB	UND	0.0020	240.0000	0.4800	18.6400
470310 AYUDANTE JUMBO	1.00 HH	0.1667	6.9700	1.1600	
470310 AYUDANTE SERVICIOS	0.25 HH	0.0417	6.4900	0.2700	
471000 OPERADOR JUMBO	1.00 HH	0.1667	10.1600	1.6900	3.1200
490010 JUMBO 02 BRAZOS	0.700 HM	0.1167	97.1000	11.3300	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	3.1200	0.1600	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	3.1200	0.3100	11.8000
<b>TOTAL:</b>					<b>33.5600</b>

(ANALISIS) 4103601 SHOCRETE VIA HUMEDA DE 2" SIN FIBRA		Rend.:	2.2000 H- H/M2	Avance: 60.00 M2 /gr	
040500 AGREGADO	M3	0.1500	39.0000	5.8500	
210101 CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	1.2000	7.9000	9.4800	
300200 ADITIVO ACELERANTE FRAGUA	KG	2.5000	1.1000	2.7500	
300201 CALIBRADORES PARA SHOCRETE	UND	1.5000	0.5000	0.7500	18.8300
470231 OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00 H-H	0.1833	8.8900	1.6300	
470245 MAESTRO	3.00 HH	0.5500	6.9700	3.8300	
470310 AYUDANTE	4.00 HH	0.7333	6.4900	4.7600	

470401 PEON	3.00	H-H	0.5500	6.0200	3.3100	13.530
480100 MEZCLADORA CONCRETO	0.500	HM	0.0917	10.0000	0.9200	
490050 SCOOP 6YD3 SIN OPERADOR	0.100	HM	0.0183	93.2000	1.7100	
490094 SHOCRETERA	0.800	HM	0.1467	20.0000	2.9300	
497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500	HM	0.0917	25.0000	2.2900	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O		5.0000	13.5300	0.6800	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O		10.0000	13.5300	1.3500	9.8800

**TOTAL:** 42.2400

(ANALISIS) 4103604 SHOCRETE VIA HUMEDA DE 3" C/FIBRA			Rend.:	2.9332 H- H/M2	Avance: 45.00 M2 /guard	
040500 AGREGADO	M3	0.2200	39.0000	8.5800		
089001 REFLECTORES	UND	0.0020	300.0000	0.6000		
191000 CABLE INDOPRENE	ML	0.0600	4.0000	0.2400		
210101 CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	1.8000	7.9000	14.2200		
300200 ADITIVO ACELERANTE FRAGUA	KG	4.0000	1.1000	4.4000		
300200 FIBRA ACERO SHOCRETE	KG	6.0000	3.1300	18.7800		
300201 CALIBRADORES PARA SHOCRETE	UND	1.5000	0.5000	0.7500		47.5700
470231 OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00	H-H	0.2444	8.8900	2.1700	
470245 MAESTRO	3.00	HH	0.7333	6.9700	5.1100	
470310 AYUDANTE	4.00	HH	0.9778	6.4900	6.3500	
470401 PEON	3.00	H-H	0.7333	6.0200	4.4100	18.0400
480100 MEZCLADORA CONCRETO	0.500	HM	0.1222	10.0000	1.2200	
490050 SCOOP 6YD3 SIN OPERADOR	0.100	HM	0.0244	93.2000	2.2700	
490094 SHOCRETERA	0.800	HM	0.1956	20.0000	3.9100	
497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500	HM	0.1222	25.0000	3.0600	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	18.0400	0.9000		
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	18.0400	1.8000		13.1600

**TOTAL:** 78.7700

(ANALISIS) 4103610 SHOCRETE VIA HUMEDA DE 2" C/FIBRA			Rend.:	2.2000 H- H/M2	Avance: 60.00 M2 /g	
040500 AGREGADO	M3	0.1500	39.0000	5.8500		
089001 REFLECTORES	UND	0.0010	300.0000	0.3000		
191000 CABLE INDOPRENE	ML	0.0100	4.0000	0.0400		
210101 CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	1.2000	7.9000	9.4800		
300200 ADITIVO ACELERANTE FRAGUA	KG	2.5000	1.1000	2.7500		
300200 FIBRA ACERO SHOCRETE	KG	4.0000	3.1300	12.5200		30.9400
470231 OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00	H-H	0.1833	8.8900	1.6300	
470401 PEON	3.00	H-H	0.5500	6.0200	3.3100	

475000 MAESTRO	3.00	HH	0.5500	6.9700	3.8300	
475000 AYUDANTE	4.00	HH	0.7333	6.4900	4.7600	13.530
480100 MEZCLADORA CONCRETO	0.500	HM	0.0917	10.0000	0.9200	
490050 SCOOP 6YD3 SIN OPERADOR	0.100	HM	0.0183	93.2000	1.7100	
490094 SHOCRETERA	0.800	HM	0.1467	20.0000	2.9300	
497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500	HM	0.0917	25.0000	2.2900	
370199 HERRAMIENTAS	% M.O		5.0000	13.5300	0.6800	
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O		10.0000	13.5300	1.3500	9.8800
<b>TOTAL:</b>						<b>54.3500</b>

(ANALISIS) 4103615 SHOCRETE VIA HUMEDA DE 4" C/FIBRA			Rend.:	3.3000 H-	Avance: 40.00 M2	
				H/M2	/guard	
040500 AGREGADO	M3	0.2600	39.0000	10.1400		
210101 CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL	2.4000	7.9000	18.9600		
300200 ADITIVO ACELERANTE FRAGUA	KG	5.0000	1.1000	5.5000		
300200 FIBRA ACERO SHOCRETE	KG	6.8000	3.1300	21.2800		
300201 CALIBRADORES PARA SHOCRETE	UND	1.5000	0.5000	0.7500		56.6300
470231 OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00 H-H	0.2750	8.8900	2.4400		
470245 MAESTRO	3.00 HH	0.8250	6.9700	5.7500		
470310 AYUDANTE	4.00 HH	1.1000	6.4900	7.1400		
470401 PEON	3.00 H-H	0.8250	6.0200	4.9700		20.3000
480100 MEZCLADORA CONCRETO	0.500 HM	0.1375	10.0000	1.3800		
490050 SCOOP 6YD3 SIN OPERADOR	0.100 HM	0.0275	93.2000	2.5600		
490094 SHOCRETERA	0.800 HM	0.2200	20.0000	4.4000		
497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500 HM	0.1375	25.0000	3.4400		
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	20.3000	1.0200		
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	20.3000	2.0300		14.8300
<b>TOTAL:</b>						<b>91.7600</b>

(ANALISIS) 4103650 MALLA ELECTROSOLDADA 3"x3"			Rend.:	0.6599 H-	Avance: 70.00 M2	
				H/M2	/guardia	
000200 MALLA ELECTROSOLDADA 3"x3"	M2	1.2500	3.1000	3.8750		3.8800
470231 OPERARIO DE EQUIPO PESADO	1.00 H-H	0.1571	8.8900	1.3966		
475000 MAESTRO	1.00 HH	0.1571	6.9700	1.0950		
475000 AYUDANTE	2.00 HH	0.3143	6.4900	2.0398		4.5314
480000 GATA MECANICA SOSTENIMIENTO	1.000 HM	0.1571	3.0000	0.4713		
497570 MANIPULADOR TELESCOPICO	0.500 HM	0.0786	25.0000	1.9650		
370199 HERRAMIENTAS	% M.O	5.0000	4.5300	0.2265		
370199 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	% M.O	10.0000	4.5300	0.4530		3.1158
<b>TOTAL:</b>						<b>11.5272</b>

## **CAPITULO VII**

### **HERRAMIENTAS DE CONTROL DE LA SEGURIDAD– IPERC**

#### **7.1 IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS EVALUACIÓN DE RIESGO Y CONTROL(IPERC)**

El proceso Identificación de Peligros, Evaluación y Control de Riesgos que tiene diferentes aplicaciones como son: en el IPERC de Línea Base, en donde al inicio de la implementación del sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional de la empresa y luego anualmente se controlan todos peligros y sus riesgos asociados presentes en todos los procesos de la empresa, siendo esta aplicación, el proceso más importante en la gestión de seguridad y salud ocupacional de la empresa, o en el IPERC Específico que se aplica cada vez que hay un cambio en la empresa, por ejemplo un nuevo proceso, la instalación de una nueva máquina etc. Para que se controlen los nuevos peligros y sus riesgos asociados originado por el cambio y que estos por la pobre o nula planificación del cambio cause accidentes, o la forma más conocida del IPERC que es el IPERC Continuo, aplicado por los trabajadores antes de iniciar los trabajos en las tareas que diariamente les son asignadas,

una herramienta muy conocida es el ATS, Análisis de Seguridad en el Trabajo. Como podemos ver el proceso IPERC tiene muchas aplicaciones y todas ellas exigidas por nuestra legislación, que poco a poco va incorporando estas herramientas para la mejora en la gestión de seguridad de nuestras empresas.

## **OBJETIVOS**

1. Identificar peligros, peligros potenciales y energía en el lugar de trabajo,
2. Identificar y entender las fallas humanas para corregirlas.
3. Seleccionar e implementar controles aplicando la jerarquía de controles y evaluando su efectividad.
4. Realizar una evaluación de riesgo individual en el área de trabajo (IPERC Continuo).
5. Realizar el Análisis de Trabajo Seguro (IPER Continuo).
6. Realizar Observaciones Planeadas de Tarea (OPT).
7. Evaluar la efectividad de los controles.
8. Realizar la evaluación de riesgos para procesos (IPER Línea Base y IPER Específico).
9. Integrar el proceso IPER como elemento principal del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional de la Empresa.

### **7.1.1 IPER LEGAL.**

El estado identifica peligros que ponen en riesgo a las personas o al medio ambiente y de considerarlos relevante, dicta la normatividad

correspondiente para eliminar o minimizar los riesgos en los diversos sectores del país.

#### **7.1.2 IPER DE LÍNEA BASE:**

IPER profundo y amplio que realizará los comités de las empresas cada 3 años, con el fin de identificar peligros/aspectos no establecidos por el IPER legal; y para establecer con precisión las áreas donde se debe aplicar el IPER legal. (Ver Lamina N° 02)

#### **7.1.3 IPER ESPECÍFICO.**

Se realiza cuando se produce cambios en los procedimientos, equipos, herramientas, personas, insumos, instalaciones, etc. así como para desarrollos nuevos planificados o para actividades, productos o servicios nuevos o modificados.

#### **7.1.4 IPER CONTINUO.**

Forma parte de los controles de rutina diaria las cuales se realiza mediante el reporte de 5 puntos, incidentes, inspecciones, observaciones de trabajo. (Ver formatos 01, 02 y 03)



**CATALINA HUANCA**  
SOCIEDAD ANÓNIMA

## HOJA DE IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS

**EQUIPO:**

- 1.- ING. ALEX GUTIÉRREZ LOAYZA
- 2.- INSP. FABIAN QUISPE MEZA
- 3.- .....

- 4.- .....
- 5.- .....
- 6.- .....

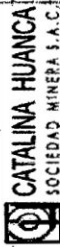
SEVERIDAD	MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS					
	1	2	3	4	5	6
Comunicación						11
Formación						12
Personal						16
Procedimientos						20
Temporal						23
Mantenimiento						25

NIVEL DE RIESGO	DESCRIPCIÓN	INDICADORES
ALTO	Alto nivel de riesgo, requiere acciones inmediatas para reducir el nivel de riesgo.	6-11 INDICADORES
INTERMEDIO	Nivel de riesgo moderado, requiere acciones inmediatas para reducir el nivel de riesgo.	12-16 INDICADORES
BAJO	Nivel de riesgo bajo, requiere acciones inmediatas para reducir el nivel de riesgo.	17-25 INDICADORES

FECHA: 20/12/2010

UBICACIÓN	IDENTIFICACION DE PELIGRO	RIESGO	CONTROLES	BLANCOS
RP 781 S	Banco colgado	Desprendimiento de rocas	Desatado, sostenimiento	Persona y equipos
RP 781 S	Roca suelta	Desprendimiento de rocas	Desatado, sostenimiento	Persona y equipos
RP 781 S	Presencia de gas Nitroso	Contacto con Gas	Ventilación, uso de EPPs	Persona
RP 781 S	Equipos en movimiento	Atropellamiento	Señalización, Refugiarse	Persona y equipos

FORMATO N° 02



**CATALINA HUANCA**  
SOCIEDAD MINERA S.A.C.

### FORMATO PARA CALIFICACION DE RIESGOS

SEVERIDAD	MATRIZ DE EVALUACION DE RIESGOS										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Chocante											
Fuerte											
Mediana											
Leve											

INTEL DE RIESGO	DESCRIPCION	PLANO DE CORRECCION
ALTO	Impugnación, no tiene control de calidad. Se debe controlar el cumplimiento de la norma.	4-11 INOMAS
LEUDO	No se realizan las actividades de mantenimiento. Tener la acción de mantenimiento de los equipos.	4-7 INOMAS
BALDO	Los equipos no se mantienen.	1 INE

EQUIPO:

- 1.- ING. ALEX GUTIÉRREZ LOAYZA
- 2.- INSP. FABIAN QUISPE MEZA
- 3.-
- 4.-
- 5.-
- 6.-

FECHA: 20/12/2010

ITEM	UBICACIÓN	RIESGO	EVALUACIÓN		VALOR NUMERICO	CONTROLES	EJECUCIÓN		CONTROL FIRMA
			SEVERIDAD	FRECUENCIA			RESP.	FECHA	
1	RP 781 S	Personal expuesto a la caída de rocas	2	B	5	Desatado, sostenimiento	Ing. Uber Arteaga	05 dias	
2	RP 781 S	Personal expuesto a la caída de rocas	2	B	5	Desatado, sostenimiento	Ing. Uber Arteaga	02 dias	
3	RP 781 S	Personal expuesto a gas	2	B	5	Ventilación, uso de EPPs	Ing. Uber Arteaga	inmediato	
4	RP 781 S	Personal expuesto a equipos	2	B	5	Señalización, refugiarse	Ing. Uber Arteaga	01 dias	

FORMATO N° 03



FORMATO PERFIL DE RIESGOS

MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS

RIESGO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Grave	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Medio	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
Bajo	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33

VALOR DE RIESGO	DESCRIPCIÓN	MANEJO CORRECTIVO
ALTO	Realizar acciones inmediatas para eliminar o reducir los riesgos a un nivel aceptable.	ALTO RIESGO
MEDIO	Planear y ejecutar acciones para reducir los riesgos a un nivel aceptable.	RIESGO MEDIO
BAJO	Continuar monitoreando los riesgos.	BAJO RIESGO

EQUIPO:

- 1.- ING. ALEX GUTIÉRREZ LOAYZA
- 2.- INSP. FABIAN QUISPE MEZA
- 3.- .....
- 4.- .....
- 5.- .....
- 6.- .....

FECHA:

20/12/2010

ITEM	UBICACIÓN	RIESGO	CALIFICACIÓN	HERRAM CONTROL	CULMINACIÓN		CONTROL OPERAC	CHEQUEO	
					PLAZO	FIRMA		FECHA	FIRMA
1	RP 781 S	Exposición de personal y equipo roca colgada	Alto	Pets, inspecciones	En uso		Registro archivo		
2	RP 781 S	Caida de rocas por presencia de rocas sueltas	Alto	Pets, inspecciones	En uso		Registro archivo		
3	RP 781 S	Personal expuesto a gas	Alto	Pets, inspecciones	En uso		Registro archivo		
4	RP 781 S	Personal expuesto a equipos	Alto	Pets, inspecciones	En uso		Registro archivo		

## **CAPITULO VIII**

### **ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS**

#### **8.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS**

##### **8.1.1.- Análisis y resultados del cálculo por Cemal BIRON.**

De los cálculos realizados en el Capítulo V se observa que las cimbras usadas en la U.E.A. Catalina Huanca no satisfacen a las presiones ejercidas en la Rampa 781 Sur, en consecuencia los costos de sostenimiento se incrementan por intermedio de cimbras, construcción de anillos de concreto y la instalación de Invert.

##### **8.1.2.- Análisis y resultados del control de cimbras**

###### **A. Comportamiento típico de las cimbras.**

En el gráfico de comportamiento típico de las cimbras fig.5.17 y 5.18 se observa que, según esta gráfica se sabe que durante el tiempo de vida de una cimbra pasa por 3 etapas:

- **Convergencia rápida:** Causada de presiones inicial es provocadas por redistribución de esfuerzos. Se observan las mayores VDL en las cimbras.

- Etapa de Convergencia lenta: Periodo en que la cimbra está estable pero la deformación continua, aunque lenta pero continúa.
- Y la etapa en la que se encuentra influenciada por la secuencia de minado

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 cimbres. Por lo que se realiza su respectivo análisis:

De los gráficos fig.5.17 y 5.18 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 cimbra.

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. (Propio)*

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 laVDL inicial.(Propio)

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.

### 8.1.3.- Efecto de los factores influyentes en la duración de las cimbras

#### A. Inestabilidad de la masa rocosa

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

- La calidad 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").
- La presencia de labores aladaños que influyen directamente durante la voladura.

- La presencia del agua subterránea, que activa el hinchamiento de la roca y produce mayor deformabilidad.

De estos factores, solo la voladura y 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.

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

*Tabla 7.5: 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 la RP-*

*781.(Propio)*

## **B. Método de minado**

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

- Los esfuerzos inducidos por el proceso del minado, que no obstante puede 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 y reducir la vibración en rampa 781 S afectando así las rocas circundante de la labor y representa situación de riesgo para el personal y los equipos.

## 8.2. METODOLOGIA DE LA MEDICION DEL FACTOR DE SEGURIDAD.

Simulación de esfuerzos inducidos usando el software phases2 para determinar el factor de seguridad de la excavación.

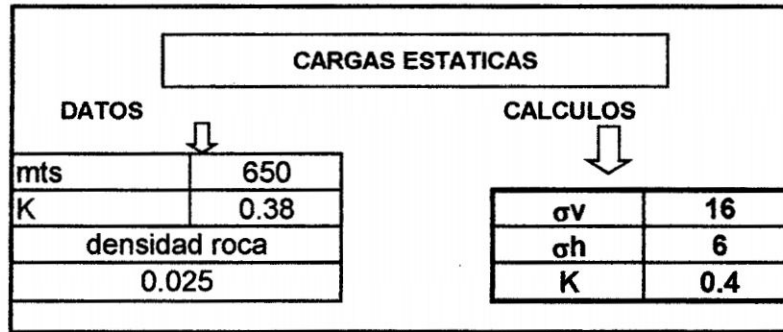
Para realizar la simulación de esfuerzos inducidos se ha caracterizado la roca con el sistema de clasificación geomecánica RMR de Bieniawski (Rock Mass Rating).

Tabla de valoración del macizo rocoso. (Propio)

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR) MAPEO GEOMECANICO RAMPA 781 SUR												
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALOR ESTIMADO	VALORACIÓN			
RESIS. COMPRES. UNIAIXIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1) <1	0	7	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	13	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5	8	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0	2
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	3
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0	1
INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intempe.	5	Mod. Intempe.	3	Muy intempe.	2	Descompuesta	0	3	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	10	
RMR básico											61	
Orientación de discontinuidades											6	
RMR ajustado											46	

CALCULO DE LA CONSTANTE K

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

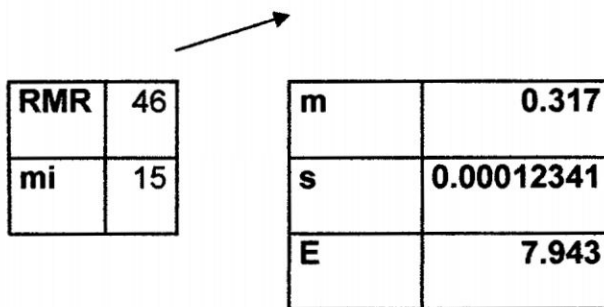


Z= diferencia de cota desde superficie hasta la excavación.

E= Modulo de deformación en Gpa.

$$E = 10 * ((RMR - 10) / 40)$$

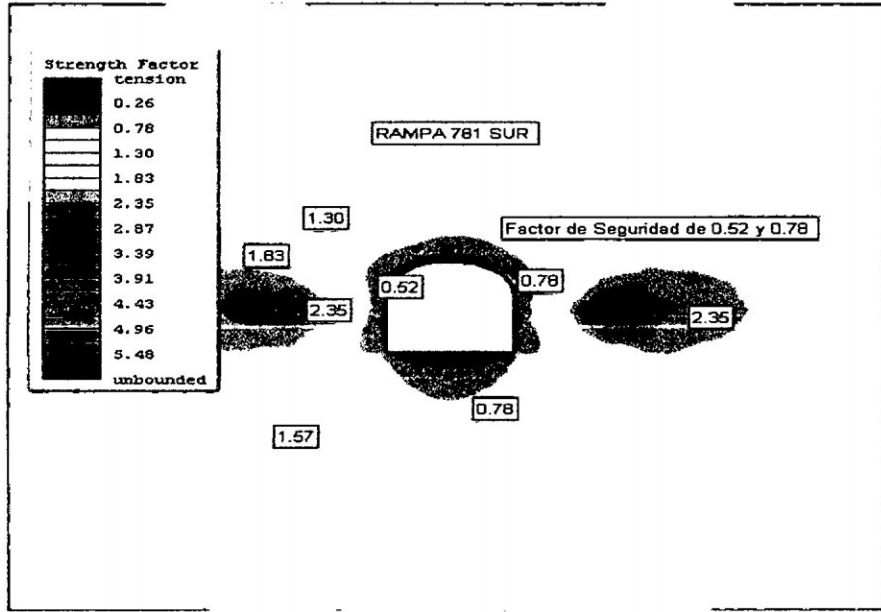
**INDICES HOEK - BROWN**



$m = mi \times \text{EXP}((RMR - 100) / 14)$   
 $s = \text{EXP}((RMR - 100) / 6)$   
 $E = 10 * ((RMR - 10) / 40)$   
 E: Modulo de Young

**Modelos en Elementos Finitos (Phases2):**

El análisis mediante elementos finitos permite determinar las concentraciones de esfuerzos circundantes a una excavación y el factor de seguridad (strength factor) del macizo rocoso.



De la simulación de esfuerzos realizados se obtiene los factores de seguridad de 0.52 y 0.78 circundantes a la excavación, el mismo que está por debajo del equilibrio limite.

## **CAPITULO IX**

### **SIMULACION 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**

El uso adecuado de las cimbras Rígidas en la mina Catalina Huanca fue analizado usando el programa de elementos finitos PHASES 2.0 de Rocscience Co (versión 6.0 [www.rocscience.com](http://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 4.5 m.

- **General**

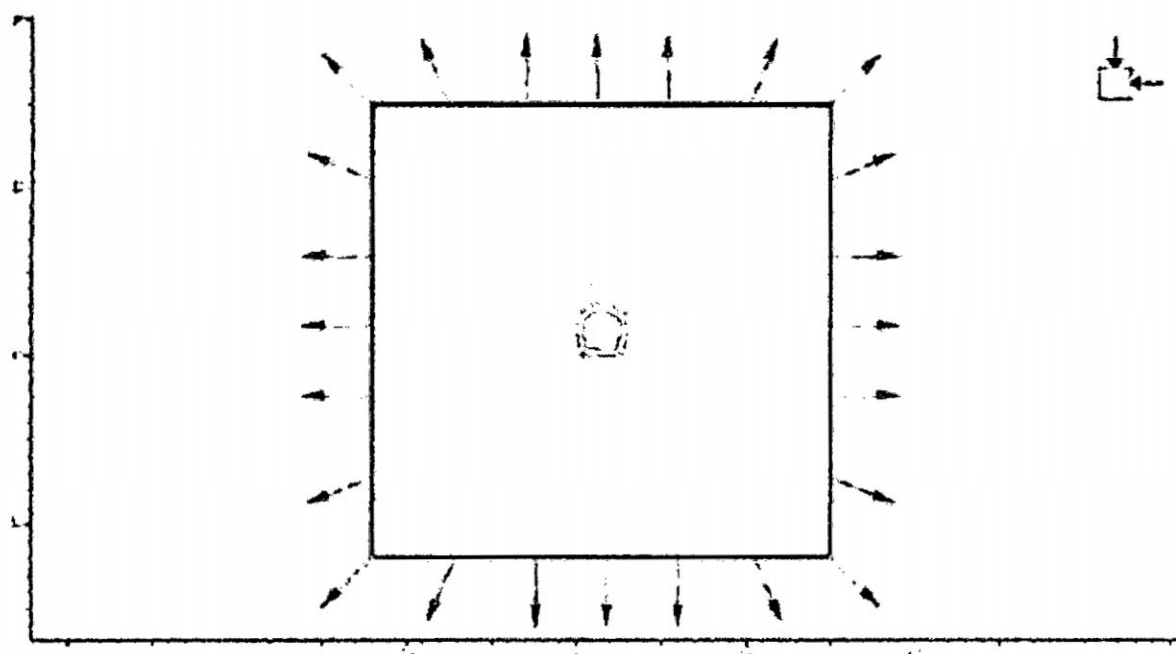
(...) La idea básica fue simular una excavación tan grande que anticipe y nos permita verificar cuanta deformación puede ser esperada.

Dos configuraciones geométricas diferentes fueron inicialmente considerados: Galerías de 3.5 x 3.5 m y 4.5 x 4.5 m.

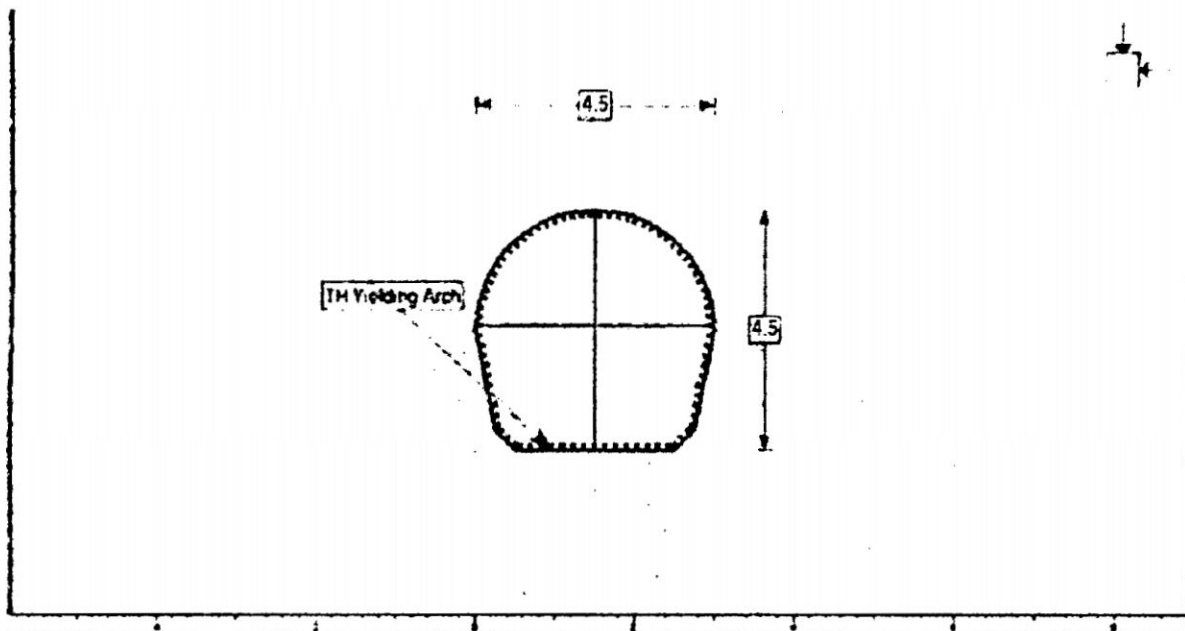
Basados en la convergencia determinada en el modelo fue posible evaluar la dimensión inicial mínima para que la excavación logre una dimensión final apropiada, sin que la cimbra se rompa. La dimensión final considerada fue 4.5 m. Se pueden realizar simulaciones futuras para dimensiones más pequeñas si 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.



(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 Caliza, considerado como un material elastoplástico perfecto, pueden ser vistas en la tabla 1.

$c$ (MPa)	0.19
$c_{residual}$ (MPa)	0.19
$\phi$ (°)	31.4
$\phi_{residual}$ (°)	31.4
$\sigma_t$ (MPa)	0.0677
$\gamma$ (MN/m <sup>3</sup> )	0.027
$E$ (GPa)	0.5478
$\nu$	0.3
$\psi$ (°)	0

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

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

Tabel 2 – Characteristics of the TH steel sets.

$E$ (GPa)	210
$\nu$	0.25
$\sigma_t$ (MPa)	550
$\sigma_c$ (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 Catalina Huanca.

(Propio)

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 Rígida, 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 Rock Support (versión 3.0, [www.rocscience.com](http://www.rocscience.com)). La fig. 3 muestra los cálculos de estos valores para el caso de una Rampa de 4.5 x 4.5 m

Ground Reaction  
and Support Reaction

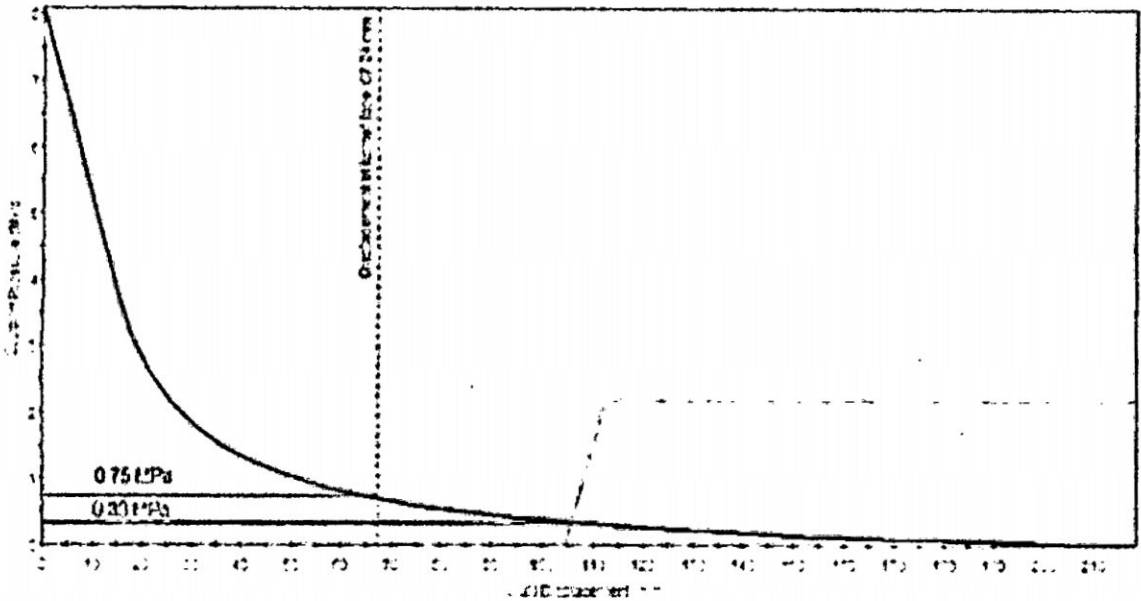


Tabla 3: muestra la presión equivalente a la posición del frente de excavación y 1 m detrás, donde el soporte fue instalado, para la Rampa analizada.

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

Rampa Dimensions (m)	Pressure at the Front (MPa)	Pressure 1m behind the Front (MPa)
4 x 4	0.75	0.375
4.5 x 4.5	0.85	0.500

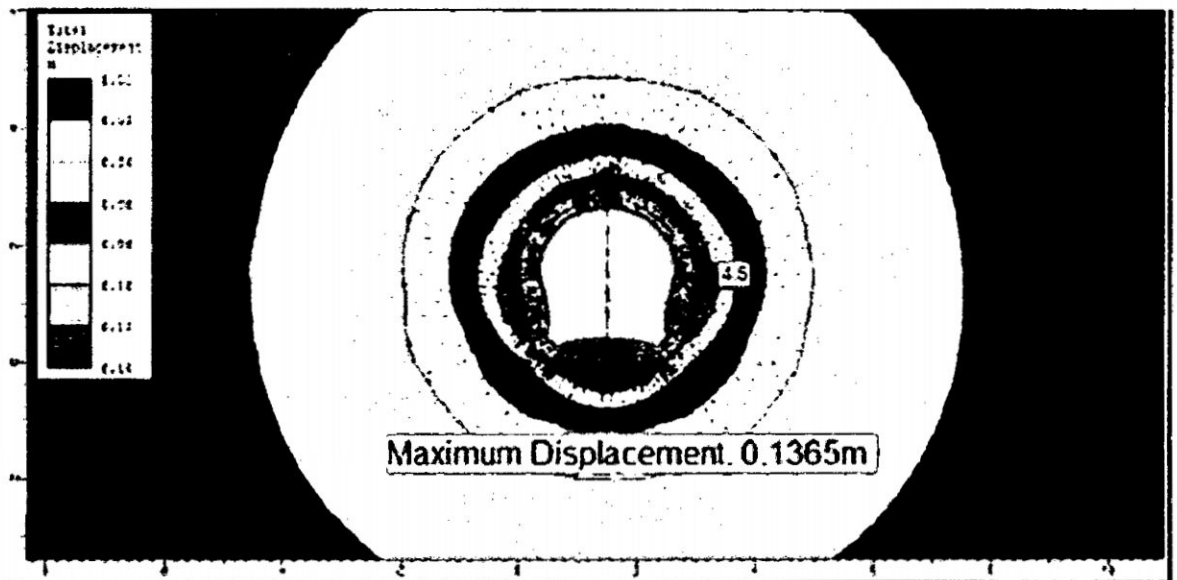
Esto fue considerando que la cimbra tendrá 3 sectores y 2 juntas.

Esto permitirá un cierre de 0.5m, representado aproximadamente una reducción del 4.5% de la longitud inicial de la cimbra. El análisis considera ambas alternativas sin y con invert y, en este último caso, invert rígido y deslizante.

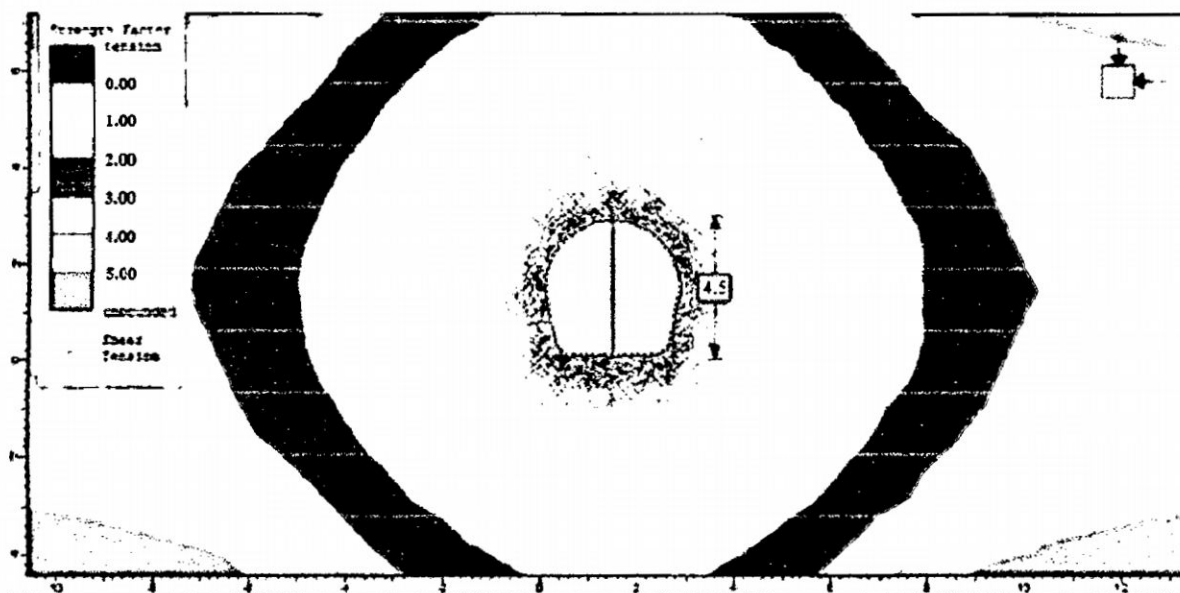
- **Análisis De Resultados**

Fig. 5 (a,b) muestra el desplazamiento y factor de seguridad/ zonas plastificadas para una rampa de 4.5 x 4.5m . Fueron determinados, una convergencia total de 0.2730 m y una zona plastificada. A pesar de la gran plastificación y deformación del terreno, la cimbra soportara como se esperaba, aun antes de alcanzar el deslizamiento total, evitando de esta manera la falla por flexión/arqueo de la cimbra.

Como una ilustración Fig. 5 muestra el resultado del factor de seguridad y la zona plastificada para la misma Rampa de 4.5 x 4.5 m. Pero usando una cimbra rígida con invert rígido, con el mismo número de partes pero sin juntas. Puede observarse que el invert rígido no puede soportar las grandes deformaciones y falla.



(a) Figure 5 - 4.5 x4.5 m rampa: displacements.



(b) Figure 5-4.5 x 4.5 m rampa: factor of safety / plastified zones.

### 9.1.2.- Simulación 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

Se utilizan cimbras 6H20 simple con Invert. Para dar mayor seguridad se realizan el intermedado de cimbras y también la construcción de anillos de concreto con estructura de acero en un tramo de 3 metros, 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 está en el rango  $[0,1 - 0,2 > \text{cm/día}]$ .

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.

## **CONCLUSIONES:**

La metodología de diseño de mejor aplicabilidad a la U.E.A. Catalina Huanca es la de CemalBiron. El cual nos muestra que las fallas en las cimbras es por el uso de cimbras con el módulo de sección menor al requerido.

Para lograr nuestro objetivo de evaluación del 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 Catalina Huanca.
- Cuantificar el beneficio de los accesorios usados para el control de las altas presiones. Tales como el Invert, el intermediado de cimbras y los anillos de concreto.
- 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.

El invert como elemento del control de las altas presiones laterales es efectivo y justificable en condiciones hidrogeológicas húmedas a goteo.

Podemos concluir que el uso adecuado del invert reforzado con los anillos de concreto nos permite extender la capacidad de soporte de las cimbras en una longitud de 10 metros antes y después del anillo de concreto.

La capacidad del control de las presiones verticales por parte de la cimbra intermedia y el anillo de concreto es muy efectivo ya que duplica la capacidad de soporte de la zona inicialmente sostenida.

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 zonas con condición hidrológica húmeda, se puede alcanzar una convergencia rápida de hasta 14.2 cm en un tiempo de 18 a 20 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 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.

## RECOMENDACIONES:

- ✓ Realizar el cambio de cimbras 6H20 por HEB 160x42.6 que tienen un módulo de sección 311cm<sup>3</sup>, para evitar las fallas en el sostenimiento y minimizar los riesgos y costos por reposición, intermediado y reforzamiento con anillos de concreto.
- ✓ El control del sostenimiento permitirá un mejoramiento continuo de la eficiencia y calidad de las operaciones. Para hacer realidad este compromiso debemos proveernos y mantener un ambiente de trabajo seguro y sano para los trabajadores, de acuerdo con las prácticas aceptadas y dando cumplimiento a las normas legales que regulan las actividades mineras.
- ✓ Implementar áreas de perforación y voladura para minimizar las vibraciones mediante la voladura controlada en las labores aledañas que influyen directamente en la estabilidad de la rampa.
- ✓ Implementar equipos de monitoreo de vibraciones y hacer seguimiento en la tarea de voladura para minimizar el daño a la roca circundante.
- ✓ Estandarizar el uso de los anillos de concreto en zonas de alta deformabilidad y presencia de filtraciones de aguas subterráneas.
- ✓ Continuar con el registro y evaluación de las cimbras instaladas y calcular la vida de la cimbra.

## BIBLIOGRAFÍA

- Córdova R, David – “Sostenimiento en Excavaciones Subterráneas” INGEMET.
- Córdova R, David – “Mecánica de rocas en minería y obras Civiles” Lima 2001
- Hoek E Brown “ Excavaciones Subterráneas en Rocas”
- Romero B, Alfonso “Análisis Y Diseño Computacional para evaluación y diseño de soporte de excavaciones Subterráneas” Lima Edición 2006.
- Sociedad Nacional de Minería y Petróleo “Manual de geomecánica aplicada a la prevención de de accidentes por caída de rocas en minería subterránea” julio 2004.
- Vallejo Cortes, Carlos “Geomecánica básica y elementos de Sostenimiento” Julio 2005.
- CEMAL, Birön y ERGIN, Arioglu, Diseño de ademes en minas: ademes de acero para los túneles, 1ra ed., México, Limusa, 1987.
- HOEK, Evert, Rock engineering Course notes: Tunnels in weak rock New ed., North Vancouver B.C., Canada, December 2000.
- R.C., Hibbeler, Mecánica de materiales, Tr. José de La Cera Alonso, 6ta ed., México, Pearson, 2006.

- DURO FELGUERA, TEDESA (Técnicas de Entibación S.A.),  
Cuadros metálicos *de entibación*, s.n.t.
- BELTRAN VILLANUEVA, Rudy, Sostenimiento en rocas expansivas y deformables, Perú, Trujillo, 6to Congreso Nacional de Minería, 2006.
- ESPINOZA ZEGARRA, Carlos Ernesto, Mecanización del Sublevel Caving-Yauricocha, Perú, Arequipa, XXVII Convencion Minera, 2005.

## **ANEXOS**

**ANEXO 1** Tablas de registro de mediciones

**ANEXO 2** Parámetro del macizo rocoso y las cimbras

**ANEXO 3** Tabla GSI de la mina Catalina Huanca.

**ANEXO 4** 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

NIVEL	TIPO DE CIMBRA	CIMBRA N°	MEDICIONES (cm)														
			05-nov			14-nov			17			30					
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC			
3000	6H20	12	460.0	420.1	417.1	459.9	418.4	417.2	459.7	418.1	417.3	459.7	418.0	417.4	459.6	420.1	417.5
3000	6H20	14	455.1	398.6	419.4	455.1	397.1	418.3	454.8	396.4	417.2	454.5	395.9	417.9	454.0	398.2	415.0
3000	6H20	19	447.0	405.0	409.1	446.6	404.7	408.8	446.5	404.7	408.6	446.4	404.7	408.2	446.6	404.6	408.0
3000	6H20	20	445.9	389.5	409.4	445.7	389.0	409.3	445.4	387.5	409.1	445.3	388.6	409.1	445.2	388.4	408.7
3000	6H20	23	437.9	412.1	423.2	437.4	410.9	422.4	435.9	410.1	421.8	434.9	409.7	421.1	434.6	407.7	420.2
3000	6H20	28	438.6	407.3	414.0	438.8	406.1	413.5	438.9	405.3	412.8	440.7	405.2	411.6	441.6	406.2	410.3
3000	6H20	32	438.5	385.2	412.3	439.0	384.1	411.6	439.5	384.4	411.1	441.2	382.8	410.5	441.1	383.7	409.7
3000	6H20	34	435.2	379.0	409.1	435.9	379.0	408.7	435.9	378.5	408.3	437.0	378.4	407.6	437.4	378.6	407.3
3000	6H20	38	444.3	406.5	410.4	445.5	404.7	410.2	446.5	406.2	410.1	447.9	406.2	410.1	449.1	405.4	409.7
3000	6H20	40	432.9	386.1	425.4	432.9	386.6	425.4	432.9	388.3	425.9	432.9	389.7	426.3	433.3	390.5	426.5
3000	6H20	42	437.0	382.5	405.9	437.1	382.4	406.0	437.2	382.3	406.1	437.9	382.2	406.2	438.1	382.1	407.0
3000	6H20	51	438.7	398.2	385.8	438.8	398.0	386.4	438.9	398.0	386.5	439.0	397.9	386.4	439.1	395.2	386.5
3000	6H20	54	439.9	388.9	378.5	439.8	389.1	378.7	439.9	389.1	379.0	439.6	390.4	382.4	439.5	393.7	382.2
3000	6H20	59	434.1	384.7	372.9	433.8	384.6	372.8	433.8	384.5	372.7	433.5	384.4	372.6	433.7	384.7	372.5
3000	6H20	60	429.2	408.4	360.5	429.2	409.7	360.5	429.2	409.3	360.5	429.2	409.3	360.5	429.2	409.1	360.5
3000	6H20	62	436.3	384.5	409.0	436.3	384.4	409.1	436.3	384.3	409.3	436.3	384.2	412.0	436.3	384.5	414.6
3000	6H20	65	438.4	392.9	429.0	438.3	392.7	428.9	438.2	392.7	428.2	438.1	392.6	428.1	437.3	392.9	427.9
3000	6H20	68	451.1	395.5	431.0	450.8	395.4	432.1	450.6	395.3	431.3	450.2	395.2	434.9	451.1	395.5	434.7
3000	6H20	74	444.4	406.9	427.1	444.1	406.9	427.1	443.9	406.7	427.3	443.2	406.6	427.4	444.8	406.2	427.5
3000	6H20	72	432.6	412.0	422.0	432.3	411.9	421.3	431.9	411.8	421.3	431.4	411.7	421.1	431.5	411.6	420.9
3000	6H20	75	446.4	302.6	426.1	446.7	302.6	426.1	446.5	302.6	426.8	446.7	302.6	426.7	447.1	302.6	427.2

• Tabla 6.1: Medición de convergencias 3 dimensiones Rp (-) 781 S  
 Inicio: 5 de noviembre del 2010, Fin: 12 de diciembre del 2010.-  
 Equipo de Medición: "Tape extensometerTheGeokon/EaleyModel 1610"



## ANEXO 2

### PARÁMETRO DEL MACIZO ROCOSO Y LAS CIMBRAS

(Área de geomecánica Catalina Huanca - RocLab)





ZONA	Resistencia Compresiva (R. intacta) (Mpa)	PARÁMETROS DE MACIZO ROCOSO							Roc Lab		
		Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a la tracción (Mpa)	Cohesión C (Mpa)	Ángulo de fricción ( ° )	Módulo de deformación Emr - (GPa)	Relación de Poisson	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 (m2)	Momento de inercia (m4)	Traslape
6H20	550	550	210	0,25	0,00375	0,00001706	0%

## **ANEXO 3**

**TABLA GSI DE LA MINA CATALINA HUANCA.**

<b>MINA CATALINA HUANCA S.A.C</b> <b>SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (Anexo 200)</b> <b>LABORES MINERAS DE EXPLOTACION</b> <b>(Ancho menor 3m y Alto menor 2m.)</b>					
<b>A</b> SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 3 DIAS	<b>B</b> PERNO SISTEMATICO 1.75 x 1.75 mm. (Roca o cimbra ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS	<b>C</b> PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 mm. (Roca o cimbra ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 8 DIAS	<b>D</b> PERNO SISTEMATICO 1.20 x 1.20 mm. Y MALLA ELECTROSOLDADA TIEMPO DE COLOCACION 1 DIA	<b>E</b> PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 mm. MAS SHOTCRETE (Soro) O CUADROS DE MADERA 1.5m. TIEMPO DE COLOCACION INSTANTO	<b>F</b> PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 mm. DE MADERA A 1.0m. TIEMPO DE COLOCACION INSTANTO
<b>ESTRUCTURA</b>		<b>CONDICIONES</b>			
<p>LEVEMENTE FRACTURADA            TRES A MENOS SISTEMAS DE            DISCONTINUIDADES MUY            ESPACIADAS ENTRE SI.            (ROD 75 - 80)            (2 A 6 FRACT. POR METRO)            (ROD = 115 - 3.3 An.)</p>	LFB	LFR	LFP		
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA            MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA.            BLOQUES CUADROS FORMADOS POR            TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES            ORTOGONALES.            (ROD = 50 - 75)            (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	FB	FR	FP	FPR	
<p>MUY FRACTURADA.            MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE            DISTURBADA, BLOQUES            ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO            O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES.            (ROD = 25 - 50)            (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MFB	MFR	MFP	MFR	
<p>INTENCIONALMENTE FRACTURADA.            PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON            MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS            FORMANDO BLOQUES            ANGULOSOS O IRREGULARES.            (ROD = 0 - 25)            (MAS DE 25 FRACT. POR METRO)</p>		IFR	IFP	IFR	
		CONDICIONES DE LAS OJAS CONTINUAS DE NY Y AUCOSA 6 E IN ALTERNANZA CERTIDAS (2 a 100 a 250 m/m) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE POCOTA) ROLLO (CICLOTE, LONCHITA, LITON) O DISCONTINUIDADES MUY LEVEMENTE ALTERNANZA MANCHAS DE OJAS CON LONCHITA A 80 A 100 m/m) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE POCOTA) POCOTA (CICLOTE, LONCHITA, LITON) MODERADAMENTE ALTERNANZA CON TIRAJOS LISA 6, MODERADAMENTE ALTERNANZA, UCENA MENTE ALTERNANZA (20 A 100 m/m) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE POCOTA) MUY ALTERNANZA MUY ALTERNANZA CON TIRAJOS LISA 6 O CON EXTRACCIONES NY Y ALTERNANZA, R BELLERO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE POCOTA (20 A 25 m/m) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE POCOTA)			

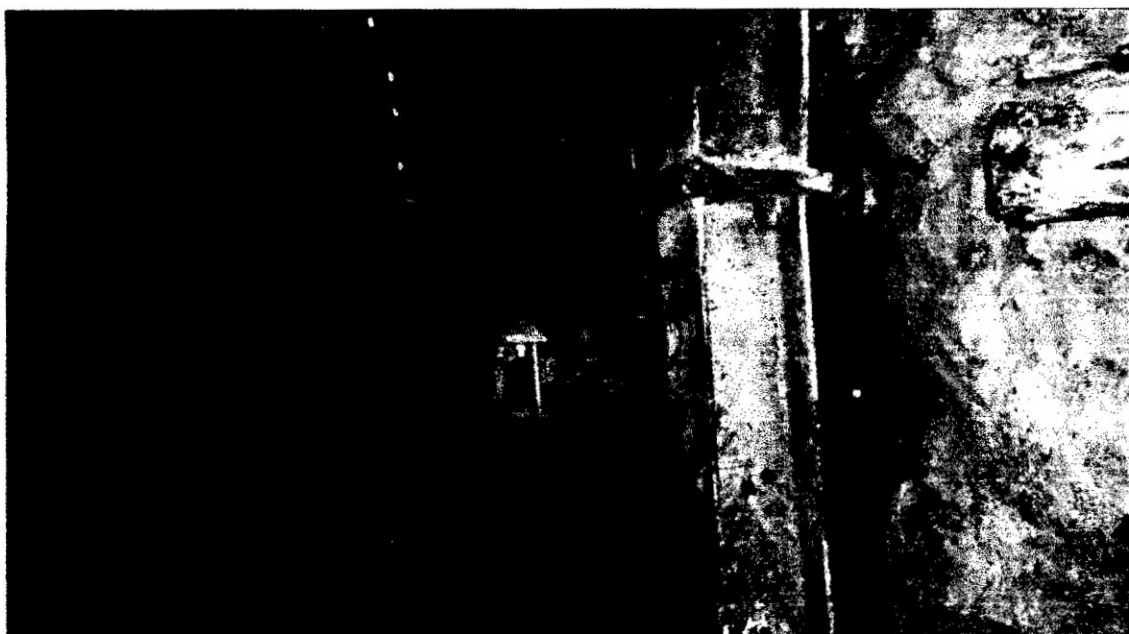
<b>MINA CATALINA HUANCA S.A.C</b> <b>SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.J. (Modificado)</b> <b>a. LABORES MINERAS DE EXPLOTACION</b> <b>(Croyas de 5m ancho y 4m. lto)</b> <b>b. LABORES MINERAS PERMANENTES</b> <b>(Ancho 3m. o 5m. y Alto de 3m o 4m.)</b>									
<b>A:</b> SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 15 DÍAS <b>B:</b> PERNO SISTEMÁTICO 1.50 x 1.50 mts. MÁS MALLA ELECTRODOLADA TIEMPO DE COLOCACION 7 DÍAS <b>C:</b> PERNO SISTEMÁTICO 1.20 x 1.20 mts. MÁS MALLA ELECTRODOLADA TIEMPO DE COLOCACION 3 DÍAS <b>D:</b> PERNO MÁS MALLA 1.0 x 1.0 mts. a. PERNO SIST. + SH + F (Scel.) O CUADROS DE MADERA 1.5m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO <b>E:</b> PERNO SISTEMÁTICO 1.0 x 1.0 mts. Y MALLA / SH + FIBRA (Fices). CUADROS DE MADERA A 1.0m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO <b>F:</b> CERRAS METÁLICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS CADA 1.0m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO		<b>CONDICIONES</b> CUBIERTA (SUY FRACCIÓN DE P.COTA) SUPERFICIE DE LA SUELO CONTINUA DESDE SUY FRACCIÓN EN ALTURAS, CERCA DE 0 (R: 80 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON TRES O MÁS GOLPES DE PICOTA)		REGULAR (SEVERAMENTE LEVEMENTE ALTECADA) DISCONTINUIDADES RUDOSAS, LEVEMENTE ALTECADA, MANCHAS DE COCCACION, LEVEMENTE ABIERTA (R: 60 A 80 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS O CLPES DE PICOTA)		POCAS DISCONTINUIDADES LEVEMENTE ALTECADA DISCONTINUIDADES DE LAS 6, 8, 10 O DEJADAMENTE ALTECADA, LEVEMENTE ABIERTA (R: 80 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS O CLPES DE PICOTA)		MUY POCAS DISCONTINUIDADES LEVEMENTE ALTECADA SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES MUY ALTECADA, RELLENO COMPACTO O CONFRAGMENTOS DE ROCA (R: 8 A 15 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS O CLPES DE PICOTA)	
<b>ESTRUCTURA</b>									
	<b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jm.)	<b>L/F/B</b>	<b>L/F/R</b>	<b>L/F/P</b>	<b>---</b>				
	<b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUI- DADES ORTOGONALES. (ROD = 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	<b>F/B</b>	<b>F/R</b>	<b>F/P</b>	<b>F/M</b>				
	<b>MUY FRACTURADA,</b> MODERADAMENTE TRABADA, PAR- CIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES. (ROD = 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	<b>MF/B</b>	<b>MF/R</b>	<b>MF/P</b>	<b>MF/M</b>				
	<b>INTENCIONALMENTE FRACTURADA,</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTER- CEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD = 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	<b>---</b>	<b>IF/R</b>	<b>IF/P</b>	<b>IF/M</b>				

<b>MINA CATALINA HUANCA S.A.C</b> <b>SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.J. (Modificado)</b> <b>a. LABORES MINERAS DE EXPLOTACION</b> <b>(Ancho 3 a 5 m. y Alto 3 a 4 mts.)</b> <b>b. LABORES MINERAS PERMANENTES</b> <b>(Ancho menor 3.0 y Alto menor de 3.0 mts.)</b>							
<b>A</b> SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 15 DÍAS							
<b>B</b> PERNO SISTEMÁTICO 1.50 x 1.50 mts. (Mata o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 7 DÍAS							
<b>C</b> PERNO SISTEMÁTICO 1.50 x 1.50 mts. MATA 5 MALLA ELECTROSOLDADA TIEMPO DE COLOCACION 3 DÍAS							
<b>D</b> PERNO MATA MALLA A 1.20 x 1.20 mts. b. PERNO SIST. + SH + F (5cm.) O CUA DROS DE MADERA A 2.0m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO							
<b>E</b> PS + SH + F 10cm. O CUA DROS DE MADERA A 1.5 mts. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO							
<b>F</b> CERRAS METÁLICAS O CUA DROS DE MADERA ESPACIADOS CADA 1.2m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO							
<b>ESTRUCTURA</b>		<b>CONDICIONES</b>		<b>CONDICIONES</b>		<b>CONDICIONES</b>	
 <b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 m.)		(A)	(A)	(A)			
 <b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUI- DADES ORTOGONALES. (ROD = 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)		F/B	F/R	F/P	F	F	F
 <b>MUY FRACTURADA.</b> MODERADAMENTE TRABADA, PAR- CIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES. (ROD = 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)		M/B	M/R	M/P	M	M	M
 <b>INTENSAMENTE FRACTURADA.</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTER- CEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD = 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)							
		(A)	(A)	(A)	(A)	(A)	(A)
		(B)	(B)	(B)	(B)	(B)	(B)
		(C)	(C)	(C)	(C)	(C)	(C)
		(D)	(D)	(D)	(D)	(D)	(D)
		(E)	(E)	(E)	(E)	(E)	(E)
		(F)	(F)	(F)	(F)	(F)	(F)

## **ANEXO 4**

**FOTOS DEL TIPO DE CIMBRA Y SU COMPORTAMIENTO**

*Fotos del comportamiento de las cimbras 6H20. Proceso de intermediado durante la deformación de las cimbras.*





*Fotos de las cimbras 6H20. Rotura de los marchavantes de riel.*



*Fotos de las cimbras 6H20. Proceso de bloqueo con bolsacret.*



*Fotos de las cimbras 6H20. Proceso de sostenimiento preventivo.*



*Fotos de las cimbras 6H20. Proceso de vaciado de muro.*

