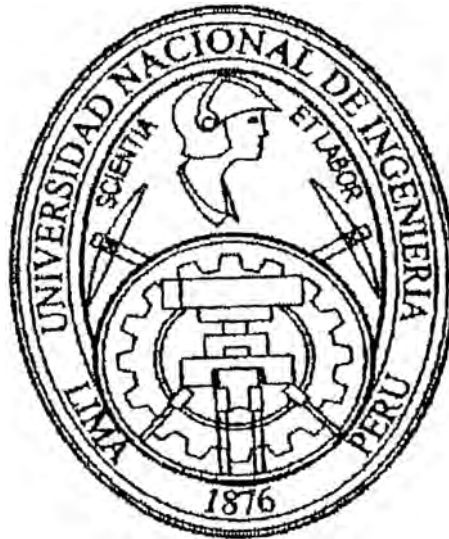


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**“EXPLOTACION POR BANQUEO CON TALADROS  
LARGOS (L.B.H.) EN LA MINA RAURA”**

**TESIS**

*PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS*

*ORLANDO MATO CESPEDES*

PROMOCION 1990-I

**LIMA – PERU**  
**1 9 9 8**

El presente trabajo está dedicado a la memoria de mi padre, con cariño a mi abnegada madre, con mucho amor a mi esposa y a mi hija Hillary. A todos ellos mi gratitud y reconocimiento.

## INDICE

INTRODUCCIÓN	9
--------------	---

### CAPITULO I

1.	OBJETIVO, ALCANCES Y GENERALIDADES	11
1.1.	Objetivo	11
1.2.	Alcances	12
1.3.	Generalidades	14
1.3.1.	Ubicación y acceso	14
1.3.2.	Marco Geológico	15
1.3.2.1.	Aspectos litológicos	19
1.3.2.2.	Geología estructural	19
1.3.2.3.	Geología económica	20
1.4.	Aspectos de explotación de la mina	24
1.4.1.	Métodos de minado subterráneo	27
1.4.1.1.	Corte y relleno ascendente con relleno hidráulico	28
1.4.1.2.	Almacenamiento provisional dinámico	31

### CAPITULO II

2.	METODOLOGIAS UTILIZADAS EN LOS TRABAJOS REALIZADOS	34
2.1.	Delimitación de las zonas de evaluación	34
2.2.	Investigaciones geomecánicas básicas realizadas	35
2.3.	Consideraciones sobre condiciones de estabilidad	41
2.4.	Definición del método de explotación (Primavera-Betsheva)	44

## **CAPITULO III**

3.	EVALUACION GEOMECANICA DE LA ZONA CATUVA NV. 440 - 452	
	(PRIMAVERA - BETSHEVA)	46
3.1.	Caracterización del macizo rocoso	46
	3.1.1. Aspectos litológicos	46
	3.1.2. Distribución de discontinuidades	47
	3.1.3. Aspectos estructurales	49
3.2.	Clasificación del macizo rocoso	50
3.3.	Zonificación geomecánica del macizo rocoso	50
3.4.	Resistencia de la roca	53
	3.4.1. Resistencia de la roca intacta	53
	3.4.2. Resistencia al corte de las discontinuidades estructurales	54
	3.4.3. Resistencia del macizo rocoso	54
3.5.	Condiciones del agua subterránea	54
3.6.	Esfuerzos	55
3.7.	Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones	55
	3.7.1. Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento	55
	3.7.2. Esquemas y secuencias de avance de las excavaciones	58
	3.7.3. Estabilidad estructuralmente controlada	59
	3.7.4. Estabilidad controlada por esfuerzos	59
	3.7.5. Relleno	60
	3.7.6. Sostenimiento en tajeos	61
3.8.	Definición del método de minado	61

## **CAPITULO IV**

4.	EXPLOTACION POR BANQUEO CON TALADROS LARGOS (L.B.H.) EN LOS CUERPOS PRIMAVERA - BETSHEVA DEL NV. 440 - 452	63
4.1.	Generalidades	63
4.2.	Condiciones de aplicación	63
4.3.	Elección del método	66
4.4.	Descripción del método	67
4.5.	Labores de desarrollo	69
	4.5.1. Rampas	69
	4.5.2. Niveles de extracción	69
4.6.	Labores de preparación	69
	4.6.1. Cruceros	69
	4.6.2. Orepass	70
	4.6.3. Cámaras	70
	4.6.4. Cara libre o Slot	70

## **CAPITULO V**

5.	EXPLOTACIÓN	71
5.1.	Perforación	71
	5.1.1. Diseño de la malla de perforación	74
5.2.	Voladura	77
	5.2.1. Diseño de voladura	80
5.3.	Extracción	84

5.3.1.	Requerimiento de los equipos de limpieza y transporte	85
5.3.2.	Selección de los equipos de limpieza y transporte	88
5.3.2.1.	Tamaño de los equipos y el volumen a mover	88
5.3.2.2.	Rendimiento del motor diesel	89
5.3.2.3.	Ventilación	89
5.3.2.4.	Disponibilidad de los equipos L. H. D.	90
5.4.	Relleno	90
5.4.1.	Relleno convencional	90
5.4.2.	Relleno hidráulico	91
5.5.	Servicios auxiliares	92
5.5.1.	Agua	92
5.5.2.	Aire comprimido	92
5.5.3.	Energía	93
5.5.4.	Ventilación	93
5.5.5.	Drenaje	94
5.6.	Seguridad minera e impacto ambiental	94

## **CAPITULO VI**

6.	ANÁLISIS DE COSTOS	95
6.1.	Costo de preparación	95
6.2.	Costo de perforación	100
6.3.	Costo de voladura primaria	101
6.4.	Costo de voladura secundaria	103
6.5.	Costo de limpieza	104

6.6.	Costo de transporte	106
6.7.	Costo de relleno	106
6.8.	Resumen de costos	107

## **CAPITULO VII**

7.	DISCUSION DE RESULTADOS	109
7.1.	Ventajas del método	111
7.2.	Desventajas del método	112

## **CAPITULO VIII**

8.	CONCLUSIONES	113
----	--------------	-----

## **CAPITULO IX**

9.	RECOMENDACIONES	121
----	-----------------	-----

## **CAPITULO X**

10.	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	126
-----	----------------------------	-----

## CAPITULO XI

### 11. ANEXOS

128

#### 11.1. Figuras

11.1.1. Estabilidad estructuralmente controlada

11.1.2. Estabilidad controlada por esfuerzos

#### 11.2. Datos básicos del mapeo geotécnico

#### 11.3. Láminas

11.3.1. Plano de ubicación de la mina Raura

11.3.2. Plano geológico de la mina Raura

11.3.3. Plano geológico - geomecánico Zona Nv. 440

11.3.4. Plano geológico - geomecánico Zona Nv. 452

11.3.7. Sección geológico - geomecánico cámara 4

11.3.8. Sección geológico - geomecánico cámara 6-7

11.3.9. Sección geológico - geomecánico cámara 9

11.3.10. Sección geológico - geomecánico cámara 11

11.3.11. Sección geológico - geomecánico cámara 13-14

11.3.12. Sección geológico - geomecánico cámara 17

11.3.13. Sección geológico - geomecánico cámara 21

11.3.14. Sección geológico - geomecánico cámara 24

11.3.20. Sección geológico - geomecánico sección transversal.



## INTRODUCCION

La Compañía Minera Raura S.A. ha empezado la implementación de un plan de modernización de los métodos de explotación con la tendencia a métodos masivos, con miras a elevar su producción, sus índices de productividad y disminuir sus costos operativos, al mismo tiempo manteniendo adecuadas condiciones de seguridad para su personal, equipos y materiales.

Como parte del citado programa tiene contemplado la implementación de métodos masivos de explotación mediante la utilización de la técnica de taladros largos para la perforación y voladura de sus tajeos.

En los últimos años la Mina Raura, al igual que toda la minería Peruana, enfrenta condiciones de mercado cada vez más exigentes, vivimos una época altamente competitiva en que las innovaciones son importantes e imprescindibles, conscientes de esta realidad, en la mina Raura se viene redefiniendo los métodos de explotación y las diferentes actividades unitarias: perforación, voladura, limpieza y transporte, a fin de mejorar nuestros índices de productividad, disminuir costos y maximizar los beneficios de la empresa.

Los criterios que deben tenerse en cuenta para seleccionar un método de explotación más adecuado para el laboreo de un determinado criadero, están influenciados por una serie de parámetros cuya importancia varía con la situación geográfica, el nivel de desarrollo de la tecnología y de la economía del país donde se encuentra, y, además el factor tiempo. Es decir, los parámetros de los que dependen una selección, unos son de valoración fácil y otros de valoración difícil, y sólo pueden considerarse fijos en un lugar y tiempo determinados.

Los cambios que la evolución económica y tecnológica introducen con el tiempo obligan a revisar periódicamente los métodos de minado.

El proceso de selección de un método de explotación técnico y económicamente óptimos, normalmente está guiado por una jerarquización de su adecuabilidad a las condiciones naturales de un yacimiento, dentro de los cuales juega un rol importante las condiciones geomecánicas de la masa rocosa encajonante y mineralizada.

Para asegurar el éxito de un método de explotación, es necesario realizar un estudio previo aplicando los principios de Mecánica de Rocas. Desde este punto de vista se analizarán la distribución de accesos principales y labores preparatorias, el dimensionado de las cámaras y de los pilares entre cámaras y macizos de protección de galerías de extracción, la secuencia de minado y el control de vibraciones de voladura, para garantizar la fortificación y estabilidad de la estructura de la mina.

A fin de asegurar la aplicación de la tecnología de taladros largos, se realizó una evaluación geomecánica en cuatro zonas específicas de la mina: Zona Catuva (Cuerpos Betsheva - Primavera), Zona Esperanza, Zona Sofía y Zona Gayco, dichos resultados se tomó como parámetros para aplicar la explotación por taladros largos en los Cuerpos Betsheva - Primavera del nivel 440 y 452, denominándose MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR BANQUEO CON TALADROS LARGOS "L.B.H." (Large Blast Hole), para lo cual ha sido fundamental la adquisición de un equipo de perforación como el SIMBA H 157 (Electro - Hidráulico) procedente de la mina San Rafael (Minsur), gracias a las bondades de este equipo se pudo implementar la explotación por taladros largos, con resultados satisfactorios.

## CAPITULO I

### 1. OBJETIVO, ALCANCES Y GENERALIDADES

#### 1.1. Objetivo

El presente estudio tiene por objetivo determinar las características geomecánicas de la masa rocosa, de la zona Catuva Nv. 440 - 452 (Cuerpos Primavera - Betsheva), con el fin de establecer las condiciones de estabilidad de las excavaciones relacionadas al minado subterráneo, definir el método de explotación, utilizando técnicas de taladros largos, todo esto previa determinación de los parámetros requeridos.

Los resultados de la evaluación contribuirán a buscar las mejores alternativas de solución a los problemas encontrados, de tal modo que se pueda llevar a cabo una explotación minera a la vez segura y eficiente en las zonas indicadas.

El logro de este objetivo implica:

- Realizar investigaciones básicas sobre las condiciones geomecánicas de la masa rocosa en cada zona señalada y alrededores.
- Evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas a la explotación subterránea en cada zona de evaluación.

- Para el caso Primavera - Betsheva, definir el método de minado por taladros largos.

Recomendar alternativas de minado en cada una de las zonas de evaluación.

## **1.2. Alcances**

Los alcances del estudio son:

### **Investigaciones básicas**

Caracterización de la masa rocosa, según normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), en base al levantamiento de la información litológica-estructural mediante mapeo geotécnico detallado y revisión y análisis de la información disponible, incluyendo los sondajes diamantinos de exploración.

- Evaluación de las propiedades mecánicas de la masa rocosa, mediante técnicas alternativas disponibles y/o ensayos de campo.

Determinación de la calidad (competencia) de la masa rocosa mediante la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica.

- Zonificación geomecánica, a fin de determinar los dominios estructurales en base a la información obtenida en los puntos precedentes.

### **Condiciones de estabilidad**

- Definición de la dimensión de las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento de la masa rocosa.
- Definición de los esquemas y secuencias de avance de las excavaciones asociadas a la explotación.
- Definición de las condiciones de estabilidad en techos y paredes.
- Definición de los sistemas alternativos de sostenimiento en tajeos, incluyendo el relleno.

### **Método de minado**

- Evaluación de las condiciones naturales del yacimiento.
- Definición del o de los métodos de explotación.
- Descripción del método de explotación por taladros largos.
- Performances de productividad logrados con el método
- Ventajas y desventajas del método.

### 1.3. Generalidades

#### 1.3.1. Ubicación y acceso

El distrito minero de Raura está ubicado en la cumbre de la Cordillera Occidental divisoria continental de aguas, cabeceras de los ríos Huaura y Marañón. Límite entre los departamentos de Huánuco (distrito de San Miguel de Cauri, provincia de Lauricocha) y Lima (distrito y provincia de Oyón). Sus coordenadas geográficas de ubicación son:

Latitud	10° 26' 30" S
Longitud	76° 44' 30" W
Coordenadas U.T.M.	8' 845, 500 N 309, 700 E

Se accede a la Mina Raura por la Carretera Panamericana Norte (103 Km.), tomando el desvío Río Seco a Sayán (50 Km.), carretera a Churín y Raura (124 Km.), total 277 Km. Ver lámina 1.

La altura varía de 4,300 a 4,800 m.s.n.m. con glaciares que alcanzan los 5,700 m.s.n.m.

La topografía es abrupta con valles y circos glaciares, con abundantes lagunas y material morrénico. El clima es frío y casi no existe vegetación.

### **1.3.2. Marco geológico**

#### **1.3.2.1. Aspectos litológicos**

La litología del área de estudio está constituida fundamentalmente por macizos rocosos sedimentarios metamorfisados y rocas ígneas.

A continuación se describe las características litológicas de cada una de las formaciones rocosas, empezando de las más antiguas a los mas recientes.

#### **Rocas Sedimentarias**

Las rocas sedimentarias que afloran en los alrededores de la Mina Raura pertenecen a la secuencia estratigráfica del Cretáceo.

Las más antiguas se exponen al Suroeste y Oeste, pertenecen al Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarizquizga) y están representadas por las formaciones Chimú y Carhuás. En contacto por sobreescorrimento se presenta la franja calcárea de las formaciones Parihuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha es la de mayor espesor con 800 m. y la de mayor importancia, alberga los yacimientos minerales. Toda la secuencia en las zonas de estudio se encuentra mármolizada y skarnizada en diferentes grados de alteración.

### **Formación Chimú**

De edad Noconiano a Valanginiano Inferior. Son cuarcitas blancas y gris blanquecinas de grano fino a medio, presentándose en capas delgadas intercaladas con lutitas grises o negras y lechos de carbón, regionalmente son importantes por ser parte de la Cuenca carbonífera de Oyón.

### **Formación Carhuás**

De edad Valangeniano Superior a Aptiano. Es una fase continental compuesta de areniscas, lutitas y cuarcitas que sobreyacen a la formación Chimú. Están en contacto con las calizas Jumasha por sobreescurrecimiento.

### **Formación Jumasha**

En los alrededores de la mina afloran calizas de edad Cretáceo Medio a Superior, representadas por la formación Jumasha. Están debajo de las rocas anteriormente descritas en contacto por sobreescurrecimiento, que tiene el rumbo regional del plegamiento andino N 30° W. Son calizas en capas medianas a gruesas de color gris que cambian a un gris claro por intemperismo, su edad es Albiano Superior a Turoniano.



Por efecto de intrusiones, de preferencia granodioríticas, las calizas Jumasha presentan diferentes grados de alteración que va desde la caliza fresca a una granitización (SKARN), pasando por marmolización, silicificación, epidotización.

Es importante la zona de SKARN por haber permitido la formación de los principales cuerpos mineralizados.

### **Formación Celendín**

Compuesta por margas, lutitas y calizas de color gris amarillento en el cuerpo Gayco. Por efecto del metamorfismo termal, las rocas originales de la formación Celendín, han cambiado a calizas calcosilicatadas, este metamorfismo dio lugar al cambio del color de las rocas y a un incremento de minerales calcosilicatados en la formación de Celendín dando una coloración típica gris verdosa.

### **Rocas Igneas**

Se han determinado varios eventos magmáticos intrusivos descritos como fases:

La primera Fase, está representada por una intrusión sub-volcánica de dacita y tobas riódacíticas del tipo explosivo. En contacto con las calizas Jumasha tiene fragmentos asimilados de esta última.

Una segunda Fase la constituye la intrusión de granodiorita que viene a ser la roca intrusiva más antigua del área, en sus contactos con la caliza ha producido alteración llegando a formar SKARN como fase preliminar para la formación de cuerpos mineralizados, en superficie el área se encuentra limonitizada con tonalidades ocre amarillenta por efecto del intemperismo y procesos de oxidación-lixiviación.

Finalmente, la última fase la representa la intrusión del pórfido dacítico-monzonítico que originó también la formación de columnas de brecha y diques asociados al sistema de fallamiento Este-Oeste.

Las rocas que alojan la mineralización en Raura son rocas de la formación Jumasha de naturaleza calcárea con algunas zonas de roca dolomita, con diversos grados de metasomatismo y skarnización, en este ámbito se encuentra la zona de Catuva, Esperanza y Sofía. Las rocas que alojan la mineralización en la zona de Gayco son rocas de formación Celendín de naturaleza calcárea, con intercalaciones de calizas lutáceas en diverso grado y margas, igualmente tiene diversos grados de metasomatismo y skarnización.

El stock de Raura que es una sucesión de eventos magmáticos en forma de pulsaciones y de diferenciación magmática es la que trajo las soluciones mineralizantes.

Las principales alteraciones en la zona están representadas por las calizas calcosilicatadas, mármolizadas y con leve silicificación. En las vetas y fallas se presentan la argilitización y propilitización leve acompañadas por limonitización y pátinas de óxido de manganeso.

### **1.3.2.2. Geología estructural**

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballococha son los plegamientos más importantes del área, respectivamente con rumbos  $N20^{\circ}W$  y  $N30^{\circ}W$ . El sobreescorrimiento al Sur Oeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Goyllarizquizga con las calizas Jumasha.

Debido a fuerzas compresionales E - W se han producido varios sistemas de fracturamientos con rumbos  $N65^{\circ} - 80^{\circ} W$  y buzamientos  $65^{\circ} - 85^{\circ}$  ( vetas Gianinna, Abundancia, Roxana, Torres de cristal, Flor de Loto). El fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva.

Ultimas etapas de actividad tectónica por acción de estas mismas fuerzas, originan fallas regionales que atraviesan el Distrito Minero de Raura, representando una reactivación del sistema EN, desplazando a los sistemas NW y Norte. Ver Lámina 2.

### **1.3.2.3. Geología Económica**

Esta zona metalogenéticamente está ligada a la franja de rocas intrusivas de propagación de Sur a Norte paralelo al eje de los Andes. El stock Raura de rumbo N 25° W, tiene aproximadamente 4 Km. de longitud y 2 Km. de ancho limitado mayormente por fallas - contacto y corta la secuencia sedimentario-volcánica del cretáceo compuesta mayormente por rocas carbonatadas (calizas, margas y dolomitas).

La mineralización se formó como consecuencia de reemplazamiento metasomático, relleno de espacios vacíos de fracturas y fallas preexistentes, el stock de Raura se emplaza siguiendo lineamientos de fallas pre-existentes y las que ha provocado al emplazarse, este empuje generó a su alrededor un fuerte tectonismo, en los que se depositaron las soluciones hidrotermales mineralizantes, formando zonas muy mineralizadas ( Betsheva - Primavera). Otras soluciones viajaron por fallas y fracturas hasta depositarse ( Gayco, Sofia, Esperanza).

El relleno mineralizante de las fracturas es el cuarzo, calcita, pirita, chalcopirita, galena, esfalerita - marmatita.

En la zona de Betsheva - Primavera, existen zonas de enriquecimiento secundario producto de minerales lixiviados de niveles altos, que han sido traídos por conductos kársticos y depositados (esfalerita, pirita y argilitas).

El período de mineralización en el distrito minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con formación de minerales de zinc, plomo, plata y cobre. Son características los siguientes sistemas de mineralización.

### **Mineralización en Vetas**

Dos sistemas de fracturamiento son los que contienen toda la mineralización en vetas en Raura. El sistema más importante tiene rumbo N 60° W a E - W, a este sistema pertenecen Esperanza y Sofia -Nv, 490. El otro sistema tiene rumbo N 65° - 80° E. Existe un zoneamiento marcado en la mineralización de Raura, al Norte las vetas tienen minerales de cobre y plata, al sur se mineralizaron con valores de plomo y zinc.

### **Mineralización en Cuerpos**

En la zona de contacto matasomático entre las calizas Jumasha (mármol) y los intrusivos granodioríticos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de zinc, plomo y plata, a este tipo de mineralización pertenecen las bolsonadas Betsheva - Primavera de forma elongada en dirección N 30° W.

Hacia el Norte continúan las bolsonadas Catuva - Niño Perdido y en dirección sur, Cobriza, completando una franja de mineralización económica de aproximadamente 900 mts. de longitud. Pequeños cuerpos satélites en las proximidades y con mineralización similar como las bolsonadas Ofelia y

Balilla, responden a este concepto. Los minerales principales son esfalerita (marmatita), galena, chalcopirita y disseminación de pirita dentro del skarn, en el contacto se observa fuerte piritización que alcanza a formar cuerpos de pirita. La mineralización dentro de los cuerpos se presenta en forma masiva, en brechas, en parches y disseminadas, predominando al Norte minerales como galena y esfalerita ( la plata está relacionada principalmente con galena), al Sur existen un aumento significativo de cobre (chalcopirita) relacionado con un considerable aumento de pirita sacaroide de grano grueso en una franja de contacto entre el skarn y el intrusivo.

### **Mineralización Tipo Stock Work**

Areas que encierran mineralización como relleno de fracturas menores irregulares, con disseminación y reemplazamientos masivos, han producido cuerpos de importancia relacionadas a estructuras mayores. Se exponen con mayor claridad en la sección Hada asociadas a la veta Sofia (Nv. 590), zonas de mármol entre bolsonadas de la sección Catuva y también el área de afloramiento mineralizados de Gayco.

### **Inventario de reservas de mineral Mina Raura 1998**

Según el inventario de reservas de mineral de la mina Raura, vigente para el año 1998, el total cubicado asciende a 4'150,610 TMS, con leyes promedio de 0.53% Cu, 2.79% Pb, 6.06% Zn y 4.41 Oz - Ag; que equivale a un valor de US \$ 55.34 por tonelada; está distribuido de la siguiente manera.

**Mina subterránea**

<b>Sección</b>	<b>T.M.S.</b>	<b>%Cu</b>	<b>%Pb</b>	<b>%Zn</b>	<b>Oz-Ag</b>	<b>Eq. US\$</b>
Catuva	910,300	0.53	1.61	7.36	2.86	53.12
Hada Vetas	278,550	0.16	9.02	6.83	6.31	76.39
Hada Bols.	269,310	0.24	7.67	6.75	5.29	69.86
Esperanza (sulf.)	397,860	1.53	3.95	4.62	13.99	93.49
Esperanza (mixto)	84,930	0.58	4.00	4.58	8.32	66.65
<b>Subtotal Econ.</b>	<b>1'940,950</b>	<b>0.64</b>	<b>3.89</b>	<b>6.51</b>	<b>6.22</b>	<b>67.65</b>
Catuva	1'353,350	0.40	0.98	6.35	1.89	43.32
Hada Vetas	280,760	0.13	5.30	3.82	3.41	43.24
Hada Bols.	48,470	0.18	2.56	5.06	4.67	44.95
Esperanza	312,490	0.46	1.74	2.47	6.78	44.13
<b>Subtotal marginal</b>	<b>1'995,070</b>	<b>0.37</b>	<b>1.74</b>	<b>5.47</b>	<b>2.94</b>	<b>43.48</b>
<b>Total mina subter.</b>	<b>3'936,020</b>	<b>0.50</b>	<b>2.80</b>	<b>5.98</b>	<b>4.56</b>	<b>55.40</b>

Fuente: Departamento de geología Raura

**Tajo abierto**

	<b>T.M.S.</b>	<b>%Cu</b>	<b>%Pb</b>	<b>%Zn</b>	<b>Oz-Ag</b>	<b>Eq. US\$</b>
Económico	195,290	0.85	0.68	8.91	1.78	56.06
Marginal	19,300	2.13	0.22	4.46	1.92	36.18
<b>Total Tajo</b>	<b>214,590</b>	<b>0.97</b>	<b>0.64</b>	<b>8.51</b>	<b>1.79</b>	<b>54.27</b>

Fuente: Departamento de geología Raura

**Total Mina Raura**

<b>T.M.S.</b>	<b>%Cu</b>	<b>%Pb</b>	<b>%Zn</b>	<b>Oz-Ag</b>	<b>Eq. US\$</b>
4'150,610	0.53	2.79	6.06	4.41	55.34

#### **1.4. Aspectos de explotación de la mina**

Como productos del avance de las exploraciones y explotación a través del tiempo, la mina Raura ha dividido sus operaciones principalmente en un minado subterráneo y un minado superficial, este último con la finalidad de explotar los afloramientos superficiales.

Para el acceso a las diferentes labores subterráneas se utilizan las siguientes labores:

- Para la zona Catuva, por un socavón en el Nv. 630 con una longitud de 460 m y una sección de 5 m x 4 m, que se emplea para la extracción de mineral y como nivel de servicios (ingreso de relleno, nivel de ventilación). para acceder a los niveles inferiores este socavón continúa con una rampa que une el Nv.630 con el Nv. 380.
- Para la zona de Sofía, por una galería en el Nv. 630, actualmente es empleado como nivel de servicios únicamente. Para el Nv. 580 el acceso es a través del empleado para Catuva.
- Para las zonas Esperanza y Gayco, por un túnel en el Nv. 630 de aproximadamente 2.4 Km de longitud y una sección de 3 x 3 m. Este túnel atraviesa en primer lugar la zona de Esperanza, sirviéndole como nivel de transporte; para acceder al Nv. 580 se emplea una rampa de 3 m x 3 m de sección sirviendo como nivel de transporte y servicios. Este mismo túnel sirve de acceso al Cuerpo Gayco, utilizando como nivel de transporte y servicios. Adicionalmente para acceder al Sub - Nv. 645 de Gayco se emplea una rampa de 3.5m x 3m de sección.



- Adicionalmente la mina cuenta con socavones menores de acceso a los diferentes niveles superiores de explotación de Esperanza y Sofía y otras zonas hoy abandonadas.

Para el drenaje de las aguas de mina se tiene el Nv. 380 - Tinquicocha, que une las zonas de Catuva, Esperanza y Flor de Loto, hoy se viene construyendo un nivel de drenaje inferior (4300), denominado túnel de Sucshapag que servirá de exploración del complejo catuva, el pórfido niño cocha en profundidad y incrementar el caudal de agua para la planta hidroeléctrica de Cashaucro en las épocas de estío.

El transporte de mineral en interior mina se realiza:

En la zona de Catuva y en el Nv. 490 de Sofía, se emplea el método Trackless con camiones volvo 400 y 410 de 30 Tn de capacidad. Para los niveles superiores de Sofía hoy ya explotadas el transporte se llevó a cabo con locomotora a través del Nv. 630 que sale directamente a la concentradora.

- Para la zona Esperanza Nv. 580, se emplea scoops diesel con cucharas de 6 y de 3.5 Yd<sup>3</sup> para el transporte de mineral de los niveles superiores de Esperanza (Nv. 800), se emplea una locomotora eléctrica y carros mineros.

Para una explotación racional la mina esta dividida en zonas de explotación asociadas generalmente a las estructuras principales de mineralización, esta

zona a su vez están divididos según su plano de buzamiento en niveles principales generalmente con una diferencia de cota de 50 adicionalmente entre estos se construyen subniveles de explotación. Producto de lo expuesto la mina hoy ha dividido o sectorizado sus operacione en las siguientes secciones o zonas de explotación:

Mina catuva, que corresponde a la zona metasomática y más rica de la mina, esta formado por los cuerpos Betsheva, Primavera y Cobriza. Hoy Betsheva y Primavera se encuentran en producción en el Nv. 440, en los niveles superiores solo en algunos tajeos, en el nivel 490 se realizan recuperaciones de pilares y puentes (8 al 11%, de las reservas de este nivel). La zona correspondiente al afloramiento superficial del cuerpo primavera hoy constituye la zona principal de desbroce y explotación a tajo abierto.

El sistema de Vetas de Sofía y Hada, formado principalmente por las vetas Sofía, Giannina, Gina, Balilla y Raquel; actualmente en las tres primeras vetas mencionadas no se realizan trabajos de explotación pero si se viene llevando a cabo trabajos de exploración y desarrollo. La veta Balilla está en explotación el los Nvs. 490 y 590, la veta Raquel en el Nv. 630.

El sistema de vetas de Esperanza, formado principalmente por las vetas Esperanza y Torre de Cristal. La veta Esperanza se encuentra en explotación en el Nv. 800 y en preparación el Nv. 580. La veta Torre de Cristal que viene a ser un split de Esperanza se encuentra en desarrollo en el Nv. 580.

La veta Flor de Loto, corresponde a una zona ya explotada y hoy abandonada.

El cuerpo Gayco hoy se encuentra en proceso de explotación y desarrollo.

En lo concerniente al minado superficial, se viene explotando la zona correspondiente al afloramiento superficial de la zona de Catuva, concretamente el área de afloramiento del cuerpo de primavera.

#### **1.4.1. Métodos de minado subterráneo**

Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada y últimamente se tiende a una total mecanización. El método más empleado en vetas es el almacenamiento provisional o shrinkage dinámico, que en el caso de las vetas angostas de Esperanza, Balilla, etc, es motivo de mecanización. En vetas potentes se emplea el método de corte y relleno ascendente o almacenamiento provisional dinámico mecanizado según la calidad de los macizos rocosos. Para la explotación de cuerpos potentes se emplea el método de cámaras y pilares con relleno hidráulico cementado y recuperación de pilares.

Debido a la reducción de reservas de buena ley en las diferentes zonas de la mina y a la baja de los precios de los metales, en la mina Raura se están dirigiendo esfuerzos en la aplicación de métodos de explotación de mayor productividad y de menores costos de producción. El presente trabajo constituye parte de los trabajos que permitirán alcanzar estas metas.

#### **1.4.1.1. Corte y relleno ascendente con relleno hidráulico**

Este método es empleado en cuerpos Primavera y Betsheva , desde el nivel 440 hasta 590, por su versatilidad y alta productividad es el método que aporta mayor tonelaje en la producción de Raura, es totalmente mecanizado. El minado se hace longitudinalmente a lo ancho del cuerpo, dejando algunas veces pilares de acuerdo a la consistencia del terreno, lo cual no es recuperado.

#### **Labores de preparación**

Los trabajos de preparacion consisten en lo siguiente:

#### **Niveles de extracción**

Llamado también By pass o galerías de extracción, tienen una sección de 3 x 3.5 m. son paralelos a la estructura mineralizada, generalmente de 8 a 12 m de distancia de la estructura, separados cada 12 m. de nivel a nivel.

#### **Cruceros**

A partir de las galerías de extracción se construyen cruceros o ventanas hacia la estructura, que sirve de acceso a la veta o cuerpo mineralizado, generalmente se construyen cada 30 m. de separación de acuerdo a la longitud del cuerpo, con una sección de 3 x 3 m.

## **Ore Pass**

Son chimeneas que sirven de echaderos de mineral, están comunicados a la parte inferior o nivel principal de extracción, donde se encuentran los chutes o tolvas. Tienen una sección de 1.5 x 1.5 m. estas chimeneas avanzan de acuerdo al avance del minado, se ubican lo más cerca del cuerpo mineralizado, para minimizar las distancias de acarreo con Scoop.

## **Las operaciones unitarias**

Los ciclos de minado de este método son:

### **Perforación**

La perforación es horizontal, llamado también breasting. Se emplean perforadoras eléctrico- hidráulicas de dos brazos marca Atlas Copco, modelo 282 con perforadoras COP 1238, con barrenos de 12 y 14 pies de longitud con brocas de 2" de diámetro. Un breasting de 30 taladros se perfora aproximadamente en 2 horas, con una malla de 0.80 x 0.80 m. con una eficiencia de Perf. de 4 min./taladro.

### **Voladuras**

Esta se realiza con ANFO o dinamita según la dureza del terreno, como accesorios se utiliza el TECNEL de periodo corto, pentacord, fulminantes y

guia de seguridad de 10 pies de longitud; para cumplir con la secuencia del disparo se emplean micro retados ( huesitos). la cara libre de la voladura en el primer corte es similar a una galería, pero en los cortes superiores la cara libre es hacia abajo, con una eficiencia de voladura de 5 Ton./taladro.

## **Limpieza**

La limpieza de mineral se lleva a cabo empleando Scoops eléctricos y Diesel de 3.5 y 6 yd<sup>3</sup> de capacidad, desde la cámara o tajeo accediendo a las mismas mediante las ventanas o cruceros, hasta los echaderos que están ubicados cerca al tajeo.

## **Transporte**

El transporte de mineral es mediante Volquetes Volvo NL12 de 24 Ton. de capacidad de tolva, es cargado mediante Chutes Neumáticos y eléctricos, ubicados en el último nivel (Nv. 440), el ciclo de transporte hasta la planta concentradora es de 45 min. aproximadamente.

## **Ventilación**

Se realiza empleando ventiladores secundarios próximos a la zona de tajeos, instalados en chimeneas de ventilación.

## **Relleno**

Para el caso del corte y relleno ascendente se emplea el relleno hidráulico convencional (sin cemento). cuando se tiene que recuperar pilares el relleno es cementado. El material de relleno utilizado es el relave cicloneado, el cual tiene las siguientes características en pulpa: densidad 1865 gr/lt, gravedad específica 3.43, porcentajes de sólidos en pulpa 65%, caudal 28 a 32 m<sup>3</sup>/hr. para el caso de relleno cementado se emplea 60 bolsas de cemento por hora que equivale aproximadamente a una mezcla de 1:20 . El relleno es transportado a través de una tubería de 4" de diámetro para su impulsión se emplea una bomba Mars L-180 marca Mitsubishi accionado por un motor eléctrico de 90 KW de potencia a 1780 rpm y una tensión de 440 voltios. Para el rellenado de los tajeos primero se cierran los accesos con material de desmonte, dejando una luz de 1.0 m. con respecto al techo, a fin de tener una cara libre hacia abajo; luego se procede a la instalación de la tubería y manguera de relleno, la fase siguiente es el rellenado propiamente dicho del corte. para el rellenado de las cámaras con relleno cementado el cierre de los accesos se hace con concreto armado, con la finalidad de llenar la cámara hasta el techo de ésta.

### **1.4.1.2. Almacenamiento provisional dinámico mecanizado (Shrinkage)**

Este método se emplea en vetas angostas a potentes con condiciones naturales favorables. Actualmente se aplican en la veta Balilla Nv. 590, Sofía 490 y Esperanza Nv. 800.

## **Preparaciones**

Las labores preparatorias consisten en lo siguiente:

- Construcción de una galería de subnivel, generalmente de 2 a 3 m encima de la galería de extracción, con una sección de 2.5 m de altura y ancho similar a la veta; la longitud de esta es igual al ancho del tajeo.

Construcción de dos chimeneas de delimitación del bloque de explotación, que unen las galerías del nivel, siguiendo la veta, que servirán de acceso al personal, servicios auxiliares y ventilación. Normalmente estas se encuentran con sostenimiento de madera y escaleras.

Construcción de ventanas (puntos de carguío) desde la galería de extracción hacia la caja techo, cada 5 a 6 m. de distancia. A partir de esta se construyen las chimeneas de mineral en forma de cono invertido a fin de comunicar las ventanas con el subnivel.

## **Operaciones Unitarias**

Las operaciones unitarias son:



**Perforación**

Se realizan con perforadoras convencionales (Jackleg), con taladros subhorizontales tipo breasting; empleando barrenos integrales de 8' de longitud con brocas de 41 mm.

**Voladura**

Se realiza con ANFO o dinamita de acuerdo a la ventilación del tajeo.

**Carguío y Transporte**

El carguío se realiza con scoops eléctricos de 2.5 Yd<sup>3</sup> y Scoops diesel de 3.5 y 6 Yd<sup>3</sup> de capacidad, desde las ventanas o Draw Points hasta los puntos de carguío, donde se estacionan los volquetes Volvo NL12 de 24 ton. de capacidad de tolva, los cuales transportan a la planta concentradora.

## CAPITULO II

### 2. METODOLOGIAS UTILIZADAS EN LOS TRABAJOS REALIZADOS

#### 2.1. Delimitación de las zonas de evaluación

##### **Zona catuva - Nv. 440 (Betsheva - Primavera)**

Los cuerpos Betsheva - Primavera son parte de la mina Catuva, la cual se ubica al SW de las lagunas Santa Ana, en las coordenadas promedio 20,950N y 48,850E. La zona de evaluación corresponde al Nv. 440, teniendo como límite superior el piso del Nv. 490, es decir 50 m. de altura. En extensión longitudinal abarca desde la cámara N° 3 hasta la cámara N° 25, entre las cuales hay una distancia aproximada de 350 m. Betsheva se ubica entre las cámaras N° 3 y 13, Primavera entre las cámaras N° 14 y 25.

Como parte de la preparación de la mina, en el nivel 440 se está construyendo subniveles cada 12 m. de altura, actualmente existen los subniveles 452, 464 y 477. En Betsheva las cámaras 7,10 y 11 se explota, mediante el método de corte y relleno ascendente con relleno hidráulico y en la cámara 9 se está aplicando el método de los taladros largos objeto del presente estudio. En primavera se vienen explotando por este mismo método las cámaras 21 y 815.

## **2.2. Investigaciones geomecánicas básicas realizadas**

### **Caracterización del macizo rocoso**

Para la caracterización de la masa rocosa se registraron datos principalmente a partir del mapeo geotécnico de campo, este se llevó a cabo utilizando el “ Método directo por celdas de detalle”. Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición (En), representada por un tramo de extensión variable de una excavación, en donde había presencia de masa rocosa aflorante.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por el consultor para esta evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), ver formatos en el Anexo 2. Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento.

### **Distribución de discontinuidades**

Para establecer las características de distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se

realizó mediante técnicas de proyección estereográficas equiangulares y equiareales, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS (1989) elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

### **Características estructurales**

Las características estructurales se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geotécnico (Anexo 2), la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ.

### **Clasificación geomecánica del macizo rocoso**

Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso, se utilizó la información desarrollada precedentemente, clasificando a la masa rocosa involucrada en las diferentes celdas de detalle del mapeo geotécnico mediante los Criterios de Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR - Valoración del Macizo Rocosó - 1989) y el Criterio de Clasificación Geomecánica de Barton (Sistema Q - 1974).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados mas adelante. Los valores del Índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest &

Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. También se observaron los testigos de perforación diamantina.

### **Zonificación geomecánica**

Para la zonificación geomecánica de cada zona de evaluación se utilizó la siguiente información:

- Los resultados de la caracterización de la masa rocosa, especialmente las características estructurales, establecida a partir del mapeo geotécnico.

La calidad de la masa rocosa determinada por las clasificaciones geomecánicas.

- Los planos y secciones topográficas y geológicas proporcionados en la mina.
- Las observaciones in-situ realizadas durante el mapeo geotécnico.

Se trató de compatibilizar los criterios que involucran las características lito-estructurales y la calidad de la masa rocosa. Los resultados muestran que los dominios estructurales están regidos por procesos tectónicos locales.

## **Resistencia de la roca intacta**

En relación a la resistencia de la roca intacta, uno de los parámetros mas importantes del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la resistencia compresiva uniaxial ( $\sigma_c$ ). Los valores de  $\sigma_c$  fueron obtenidos mediante los siguientes procedimientos: método indirecto usando el martillo del geólogo y ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza, según las normas sugeridas por la ISRM.

## **Resistencia de las discontinuidades**

En cuanto a la 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 fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr - Coulomb. El ángulo de fricción se estimó mediante la revisión de la literatura técnica.

## **Resistencia del macizo rocoso**

En cuanto a la resistencia de la masa rocosa, con fines de realizar los cálculos de estabilidad, las propiedades de la masa rocosa fueron estimadas según el criterio de falla de Hoek & Brown (1990), a partir del conocimiento

de la calidad del macizo rocoso (RMR), la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) y las constantes "m" y "s" de la masa rocosa, tomando valores de  $m_i$  y  $s_i$  de acuerdo al tipo de roca presente en cada zona de evaluación. Las siguientes son las relaciones usadas en la determinación de las características de resistencia de la masa rocosa:

m y s para condiciones disturbadas

$$m = m_i \times \exp((RMR-100)/14)$$

$$s = \exp((RMR-100)/6)$$

m y s para condiciones no disturbadas

$$m = m_i \times \exp((RMR-100)/28)$$

$$s = \exp((RMR-100)/9)$$

Resistencia compresiva

$$\sigma_{cmr} = (s \times \sigma_c^2)^{1/2}$$

Resistencia a la tracción

$$\sigma_{tmr} = \sigma_c/2 \times (m - (m^2 + 4s)^{1/2})$$

Fricción y cohesión Mohr - Coulomb (resistencia al corte)

$$h = 1 + 16 \times (m \times \sigma_n + s \times \sigma_c) / (3 \times m^2 \times \sigma_c)$$

$$\theta = 1/3 \times (90 + \arctang(1/(h^3 - 1)^{1/2}))$$

$$\phi_i = \arctang(1/(4 \times h \times \cos 2\theta - 1)^{1/2})$$

$$\tau = (\cot \phi_i - \cos \phi_i) \times m \times (\sigma_c / 8)$$

$$c_i = \tau - \sigma_n \times \tan \phi_i$$

$\sigma_n$  es el nivel del esfuerzo normal actuando en las superficies potenciales de falla,  $\phi_i$  y  $c_i$  son respectivamente el ángulo de fricción y la cohesión de la masa rocosa.

### **Estado de esfuerzos**

El estado de esfuerzos de la masa rocosa, en cada punto de la misma, se estimó utilizando el concepto de carga litostática.



## **2.3. Consideraciones sobre condiciones de estabilidad**

### **Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento**

En relación a las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento, las dimensiones de las excavaciones y su tiempo de autosostenimiento han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q - 1974) para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina, sin considerar las condiciones especiales que pudieran estar presentes en una determinada zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril.

Los tajeos han sido considerados como aberturas mineras temporales, en los cuales los valores de calidad de la masa rocosa han sido corregidos por la orientación de las discontinuidades estructurales en relación a la dirección de avance preferencial de las excavaciones.

Es necesario señalar que las dimensiones de las excavaciones establecidas por la metodología indicada, constituyen valores referenciales, la decisión final de las dimensiones máximas y tiempos de autosostenimiento estará en función al planeamiento y diseño de la mina, velocidad de explotación, ritmo de producción, equipo y personal disponible. Tiene particular importancia en la mina Raura la velocidad de explotación, dada las características

geomecánicas desfavorables de la masa rocosa en algunas zonas de evaluación. Es un principio de la mecánica de rocas que cuanto menor tiempo se deje abierta una excavación menor es la perturbación del macizo rocoso y viceversa.

### **Esquemas y secuencia de avance de las excavaciones**

Para establecer los esquemas y secuencia de avance de las excavaciones, se utilizó el Criterio de Bieniawski (1989) con apoyo de la red de Schmidt. Sin embargo, este aspecto no tiene mucha relevancia en ciertos casos de los tajeos en la mina Raura, debido a la morfología que mayormente presentan los cuerpos mineralizados, en los cuales por una necesidad técnica es prácticamente una obligación seguir direcciones de avance correspondiente a la longitud de los cuerpos mineralizados.

Por otro lado, la geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, estratos y fracturas en general), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina "Estabilidad estructuralmente controlada". Los planos de debilidad, al interceptarse, forman cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

### **Estabilidad estructuralmente controlada**

Para el caso de la mina Raura, la estabilidad estructuralmente controlada se ha evaluado utilizando el programa de cómputo UNWEDGE (1992) desarrollado por J. L. Carvalho, E. Hoek y Bin Li del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá). Mediante esta evaluación se tiene una apreciación detallada de la forma y dimensiones de las cuñas con posibilidades de generar inestabilidad.

La información utilizada fue la siguiente: distribución de las discontinuidades, direcciones de avance de las excavaciones, espaciados de los sistemas de discontinuidades y resistencia al corte de las mismas, considerando las contribuciones friccional y cohesional.

### **Estabilidad controlada por esfuerzos**

En cuanto a la estabilidad controlada por esfuerzos, se ha utilizado para evaluar la estabilidad de tajeos el modelaje numérico basado en el método híbrido de elementos finitos (MEF) - elementos de borde (MEB), mediante el programa de cómputo PHASES (1991) desarrollado por J. L. Carvalho, E. Hoek y B. T. Corkum del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

## **Relleno de los tajeos**

La evaluación del relleno de los tajeos ha sido considerado en los diferentes cálculos de estabilidad efectuados como parte del presente trabajo.

## **Sostenimiento de los Tajeos**

El sostenimiento de los tajeos, cuando ha sido así el caso, se ha determinado utilizando los criterios de las clasificaciones geomecánicas de la masa rocosa, principalmente el Criterio de Barton (Sistema Q - 1974).

### **2.4. Definición del método de explotación (caso Betsheva - Primavera)**

Normalmente, el principio de selección del método o métodos de explotación, óptimos desde el punto de vista técnico-económico, está basado en el establecimiento del método de minado más adecuado a las condiciones naturales de la masa rocosa del yacimiento, cuyos factores principales son: la geología, el contenido de minerales valiosos y la distribución espacial de sus leyes, la configuración geométrica o morfológica de la mineralización (formas, tamaños, orientaciones y profundidad), las características geomecánicas tanto del mineral como de la roca encajonante, el agua subterránea, y, las condiciones del entorno físico del criadero.

El conocimiento de las características geomecánicas permitirá tener la información pertinente para seleccionar el método de explotación, para ubicar y dimensionar o diseñar los diferentes componentes estructurales de la mina, para analizar las posibilidades de mecanización de las operaciones unitarias y para definir aspectos que contribuirán a la estabilidad de las excavaciones a realizarse como parte de las operaciones de minado: el sostenimiento, los esquemas y secuencias de avance de la explotación y el restablecimiento del equilibrio.

En el caso del Cuerpo Betsheva-Primavera, las condiciones están dadas, puesto que se cuenta con relleno hidráulico y convencional, los desarrollos están culminados, faltarían algunas preparaciones, la geología, la distribución espacial de sus leyes y el valor del mineral están definidas, se conoce la configuración geométrica del cuerpo, etc. Luego el factor determinante para definir el método de explotación será las características geomecánicas de la masa rocosa del yacimiento, cuya evaluación se efectúa previamente. En base a la evaluación geomecánica se plantea una alternativa de diseño del método de minado.

## **CAPITULO III**

### **3. EVALUACION GEOMECANICA DE LA ZONA CATUVA NV. 440**

#### **(BETSHEVA Y PRIMAVERA)**

#### **3.1. Caracterización del mcizo rocoso**

##### **3.1.1. Aspectos litológicos**

El conjunto de las bolsonadas Betsheva y Primavera tiene una orientación concordante con el contacto - falla del intrusivo, con la caliza skarnizada y la caliza marmolizada, esto es, rumbo N25° a 35°W y buzamiento 70° - 75° SW.

La caliza skarnizada tiene diferente grado de mineralización, presentando zonas de mayor concentración de mineral con leyes mas altas y variando las leyes hasta incluso presentar zonas de caliza skarnizada estéril; estas variaciones son longitudinales, transversales y en vertical. Las zonas de mineral económico a explotarse han sido contorneadas por el Departamento de Planeamiento en función a esta variación de leyes, resultando los cuerpos mineralizados a explotarse de forma lenticular alargado, que se va angostando en profundidad, con potencias de mineral que varía de 2 m. a 8 m.

En el contexto señalado la caja techo no está bien definida, existe en esta, caliza skarnizada con minerales de baja ley y/o estéril. La caja piso esta un poco mejor definida, la cual está constituida tanto por calizas skarnizadas como por calizas marmolizadas. Todas estas calizas constituyen parte de la formación Jumasha descritas en el numeral 2.2.1.

### **3.1.2. Distribución de discontinuidades**

En el Cuadro 1 se presentan los resultados de la distribución de discontinuidades estructurales, para la zona de Betsheva - Primavera.

Del análisis de los resultados obtenidos señalamos lo siguiente:

#### **Estructuras Mayores o Principales**

El sistema de fallas en la zona Betsheva - Primavera concuerda con el sistema de fallamiento general de la mina Catuva, están presentes las fallas paralelas al contacto fallado con el intrusivo, estas son las fallas longitudinales de rumbos  $N10^{\circ} - 20^{\circ}W$  y buzamiento de  $60^{\circ}$  a  $80^{\circ}$  SW promedios, las fallas transversales tienen rumbos con tendencias EW y altos buzamientos hacia el Sur, estos constituyen los sistemas más importantes.

#### **Estructuras menores**

Conformado principalmente por fracturas de corte o microfallas, en cada estación de medición (Em), se observa que las principales familias de discontinuidades están asociadas a los dos sistemas de estructuras mayores (fallamiento).

**Cuadro 1**

**Orientaciones promedio de los principales sistemas de  
discontinuidades, Zona Betsheva - Primavera**

UBIC.	ESTAC.	SISTEMA *				
		I	II	III	IV	V
Nv. 440	E45	320/20	255/70	155/27	175/75	095/80
	E46	010/10	110/50	290/62	155/65	315/88
	E47	000/32	160/54	265/85	115/15	
	E48	180/60	270/60	050/90		
	E49	215/50	050/36	090/40	345/50	
	E50	210/85	225/20	320/34	105/90	
	E51	225/20	105/90	120/45	150/80	
	E52	165/75	248/69	050/90	030/83	
	E53	140/65	080/25	080/80	200/80	
	E54	260/85	205/80	300/50	160/76	
	E55	260/85	028/30	170/85	060/30	250/17
	E56	275/50	170/60	105/70	310/65	
	E57	270/28	150/75	030/87	100/45	200/80
	Compósito	186/77	257/80	245/20	092/38	
Nv. 452	E58	200/70	180/74	275/45	090/55	
	E59	260/88	170/38	070/70	100/35	320/50
	E60	260/72	190/25	110/70	085/60	320/60
	E61	160/60	250/50	330/75	020/75	
	E62	260/30	330/75	090/77	035/52	160/24
	Compósito	089/66	186/87	261/57	173/28	
Nv. 464	E63	175/38	080/69	260/20	145/63	
	E64	170/82	135/60	220/75	030/65	350/75
	E65	030/45	140/80	220/45	185/75	065/25
	Compósito	158/77	220/60	030/55		
Compósito General		178/76	259/74	242/21	090/37	

(\*) Expresado en términos de dirección de buzamiento y buzamiento en grados



En general el macizo rocoso del yacimiento presenta adicionalmente a lo señalado 1, 2 o 3 sistemas de discontinuidades menores mas discontinuidades aleatorias, debido a varios eventos tectónicos. Ver Cuadro 1.

### **3.1.3. Aspectos estructurales**

En relación a las estructuras mayores, conformadas por fallas principales. El sistema de fallas paralelas a la falla contacto con el intrusivo que controló la mineralización, tiene las siguientes características estructurales principales: originalmente presentaron continuidad de centenas de metros, pero al haber sido desplazadas por el sistema secundario del fallamiento (fallas transversales) estas tienen continuidad de decenas de metros. Están rellenas con panizo, brechas de falla y mineral, con espesor de hasta 10 cm. apertura < 5 mm. y área de influencia de aproximadamente 1 m. y espaciadas de 10 a 20 m. La superficie de las caras ligeramente rugosas a lisas, estas fallas constituyen un conducto de circulación del agua subterránea, puesto que se observan en alguno de ellos condiciones de goteo.

El sistema transversal de fallamiento tiene las siguientes características: continuidad (persistencia) de decenas de metros, relleno de panizo y brecha de falla de hasta 2 cm., sin apertura, con área de influencia de 10 a 20 cm., están espaciadas de 10 a 20 m., sus caras son ligeramente rugosas a lisas, generalmente secas.

En relación a las estructuras menores hemos preferido diferir sus características estructurales al numeral 3.3 (Zonificación Geomecánica del Macizo Rocos), debido a que presentan variabilidad especial en sus características estructurales.

### **3.2. Clasificación del macizo rocoso**

En el Cuadro 2 y en las láminas 3 a 6 se presentan los valores de calidad de la masa rocosa expresados en valores RMR y Q.

Esta información es tomada como parámetro de primera importancia para el establecimiento de la zonificación geomecánica de esta zona de evaluación.

### **3.3. Zonificación geomecánica del macizo rocoso**

En el Cuadro 3 , y en las láminas 4 a 14, se presentan la delimitación de los dominios estructurales.

La información registrada muestra que la característica principal de esta zona de evaluación es su variabilidad espacial, lo cual ha generado una complicada presentación de los dominios estructurales, dado que estas representan un conjunto de bolsonadas mineralizadas de características geológicas y geotécnicas diferentes, muy anisotrópicas en los cuerpos mineralizados y en sus cajas.

**Cuadro 2****Clasificación Geomecánica del macizo rocoso**

<b>N° Estación</b>	<b>RMR</b>	<b>Q</b>	<b>Tipo de Roca</b>	<b>Calidad Roca RMR</b>
45	32	0.22	Skarn	Mala
46	20	0.017	Mineral	Muy Mala
47	36	0.19	Skarn	Mala
48	57	2.67	Mármol	Regular
49	44	0.66	Skarn	Regular
50	50	1.67	Skarn	Regular
51	48	1	Skarn	Regular
52	59	6	Mármol	Regular
53	45	1	Skarn	Regular
54	42	1.33	Skarn	Regular
55	24	0.017	Mineral	Mala
56	43	0.8	Skarn	Regular
57	30	0.033	Mineral	Mala
58	53	1.67	Mármol	Regular
59	30	0.18	Skarn	Mala
60	42	0.55	Skarn	Regular
61	40	0.4	Skarn	Regular
62	27	0.11	Skarn	Mala
63	55	1.84	Mármol	Regular
64	43	0.27	Skarn	Regular
65	30	0.11	Skarn	Mala

**Cuadro 3**  
**Dominios Estructurales**  
**Zona Betsheva - Primavera**

<b>DE</b>	<b>ESTACIONES</b>	<b>RANGO RMR</b>	<b>RANGO Q</b>	<b>CALIDAD ROCA</b>
1	48-50-58-63-67	50 - 57	1.67 - 2.67	Regular
2	49-51-53-54-56-60-61-64- 66	40 - 43	0.27 - 1.33	Regular
3	45-47-59-62-55-57-65	24 - 36	0.017 - 0.19	Mala
4	46	20	0.017	Muy Mala

El Dominio Estructural 1 (DE 1) tiene las siguientes características: presenta persistencia de 3 a 10 m., con un espaciamiento de 0.06 a 0.2 m., aperturas menores de 1 mm., paredes rugosas, ligeramente intemperizadas, relleno duro (principalmente mineral) menor de 5 mm., mayormente húmedas y con algunos goteos en tramos localizados.

El Dominio Estructural 2 (DE 2), presenta persistencia de 3 a 10 m., con espaciamiento de 0.06 a 0.2 m., paredes ligeramente rugosas, con rellenos duros mayor que 5 mm. que corresponden principalmente a zonas de mineralización tipo stock work económico y no económico, moderadamente a ligeramente intemperizados, la roca esta húmeda con ligeros goteos localizados.

El Dominio Estructural 3 (DE 3), corresponde a una masa rocosa, con persistencia de 10 a 12 m., espaciamientos menores de 0.06 m., con aperturas menores de 1 mm., rellenos de brecha de falla, moderadamente intemperizado, la roca está húmeda con goteos localizados.

El Dominio Estructural 4 (DE 4), tiene rocas que presentan discontinuidades con persistencias mayores de 20 m., espaciamientos menores de 0.06 m., aperturas menores de 1 mm., rellenos de brecha, muy intemperizado, húmeda y con goteos localizados.

### **3.4. Resistencia de la roca**

#### **3.4.1. Resistencia de la roca intacta**

La resistencia compresiva uniaxial ha sido determinada en cada estación de mapeo geotécnico y esta información esta consignada e las láminas 3 a 6. Para propósitos de presentación se han hallado valores promedios de la resistencia compresiva uniaxial en cada dominio estructural, siendo los resultados los siguientes:

Dominio Estructural	Resist. Compresiva Uniaxial
DE1	58 MPa
DE2	51 MPa
DE3	26 MPa
DE4	10 MPa

Los valores considerados para los parámetros “mi” y “si” son respectivamente para las rocas calcáreas 7 y 1 y para el mineral 10 y 1.

El peso unitario considerado para las rocas calcáreas es 2.3 Tons./m<sup>3</sup>, para el mineral 3 Tons./m<sup>3</sup>.

### **3.4.2. Resistencia al corte de las discontinuidades estructurales**

Los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales considerados para la roca calcárea son: ángulo de fricción 30° y cohesión 100 Kpa. Para el mineral el ángulo de fricción considerado es de 32° y la cohesión de 130 Mpa. Estos valores son válidos para el rango de los dominios DE1 a DE3, en el dominio DE4, por su calidad de muy mala no es aplicable.

### **3.4.3. Resistencia del macizo rocoso**

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso son presentados en el Cuadro 4 por dominios estructurales.

## **3.5. Condiciones de agua subterránea**

Existen goteos localizados en los cuerpos mineralizados y cerca de ellos siendo más notables los goteos en la zona de skarn de las cámaras 3 al 6, en otras cámaras en las partes cercanas al intrusivo se presentan también goteos, y en algunos otros lugares en las cajas, que mayormente se encuentran húmedas.

### 3.6. Esfuerzos

Para la zona Betsheva - Primavera el nivel de esfuerzo in-situ vertical actuante es aproximadamente de 8 a 9 Mpa, habiéndose considerado un valor de  $K = 1$ . El factor de competencia varía de 3 a 6, lo que nos indica que la estabilidad será función del tiempo y de las características de la roca.

### 3.7. Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones

#### 3.7.1. Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento

Por razones de simplicidad en la presentación, preferimos aquí dar los respectivos parámetros geomecánicos por dominios estructurales antes que por lugares específicos o cámaras.

Los abiertos máximos por dominios estructurales para el caso Betsheva - Primavera, considerando una Relación de Soporte de las Excavaciones de 4 a 5 (ESR 4 - 5), son los siguientes:

Dominio estructural	Ancho máximo (m)	Altura (m)
DE1	16	23
DE2	9	14
DE3	6	9
DE4	3	3

Dom. Estruc.	Resis. Comp. Mp	RMR	Constantes		Propiedades del macizo rocoso						
			Roca		R. comp. MPa	R. Tracción MPa	R. Corte MPa	Angulo de fricción (°)	Cohesión C - MPa	Mod. defor. Emr-GPa	Módulo Poisson
			m	s							
DE1	58	55	0.2773	0.000535	1.3	- 0.11	1.8	29	0.7	13	0.25
DE2	51	43	0.1228	0.000080	0.5	- 0.03	1.2	22	0.4	7	0.25
DE3	26	30	0.0674	0.000009	0.1	-0. 003	0.6	14	0.3	3	0.25
DE4	10	20	0.0330	0.000002	0.01	- 0.00012	0.3	7	0.1	2	0.30

### CARACTERISTICAS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO

Zona Nv. 440 Mina Catuva (Betsheva - Primavera)

Cuadro 4



Para el caso de los dominios DE1 y DE2, los anchos y las alturas superan respectivamente la potencia máxima del mineral económico y la altura establecida para los subniveles (12m.), consecuentemente aquí puede proceder sin problemas la aplicación de la técnica de los taladros largos, haciendo cortes completos entre los subniveles.

Para el caso del dominio DE3, el ancho permisible de las excavaciones (tajeos) está en el orden de magnitud de la potencia máxima del mineral económico. Pero la altura permisible de los tajeos es menor que la altura establecida para los subniveles. Luego el minado de un subnivel puede realizarse en por lo menos dos cortes, o alternativamente podría realizarse un solo corte con taladros largos utilizando prácticas de voladura controlada ( para el control de la estabilidad de las cajas) y rapidéz en el ciclo de minado.

Para el caso del dominio DE4, tanto el ancho como la altura permisible de los tajeos son superados por la potencia máxima del mineral económico y la altura entre subniveles. Es recomendable en este caso que el minado proceda en forma convencional, como actualmente se viene ejecutando: corte y relleno ascendente. En ciertos casos habrá necesidad de recuperar mineral remanente, en estos se tendrá que utilizar relleno cementado para lograr paredes autoestables.

En cuanto a los tiempos de autosostenimiento, en los dominios DE1 y DE2 conservadoramente se puede establecer mínimo tres meses, tiempo mas que suficiente para cumplir el ciclo de minado.

En el dominio DE3 el tiempo de autosostenimiento aproximadamente puede ser establecido en dos semanas. En el dominio DE4 el tiempo de autosostenimiento puede ser establecido en el orden de 3 a 4 días.

### **3.7.2. Esquemas y secuencias de avance de las excavaciones**

La dirección preferencial de avance de las excavaciones es de NW a SE, la cual coincide para el caso de los tajeos con la dirección de avance implantado en la mina Raura en Betsheva - Primavera y también con el rumbo de los cuerpos mineralizados. Este aspecto es favorable para la estabilidad de los tajeos.

Para el caso de los labores de avance, las que se encuentran paralelos al rumbo de los cuerpos mineralizados tienen las mismas condiciones favorables para la estabilidad ; las que son casi perpendiculares al rumbo de los cuerpos mineralizados tienen condiciones menos favorables para la estabilidad.

Según el concepto de abiertos máximos y tiempos de autosostenimiento, el minado puede proceder ascendentemente.

### **3.7.3. Estabilidad estructuralmente controlada**

Debido a la complejidad de esta zona se ha tratado de simplificar el problema de la evaluación de la estabilidad estructuralmente controlada. Se ha tomado la orientación promedia de un tajeo y las características generales del modelo estructural de la zona, utilizando parámetros de resistencia al corte conservadores. Los resultados revelan la formación de cuñas importantes pero que presentan adecuadas condiciones de estabilidad como puede apreciarse en las Figuras 1 y 2.

### **3.7.4. Estabilidad controlada por esfuerzos**

Par los casos de los dominios DE1 y DE2 los análisis numéricos se han realizado con las dimensiones máximas establecidos en el numeral 4.7.1., estas dimensiones superan a las potencias máximas del mineral económico y a la altura de los subniveles, por lo cual se espera que en la práctica las condiciones de estabilidad mejorarán, no obstante existe la necesidad de utilizar relleno. Los desplazamientos máximos para estos dos casos es de aproximadamente 12 mm.

En el caso del dominio DE3, el análisis numérico se ha realizado con dimensiones realistas, habiendo resultado lo siguiente: al rededor de la excavación se forma una zona con factores de seguridad menores que la unidad ( $<1$ ), requiriendose de sostenimiento, principalmente en el techo. El máximo desplazamiento es de 18 mm.

Para el caso del dominio DE4, los resultados muestran posibilidades de inestabilidad, aquí necesariamente deberá utilizarse sostenimiento. El máximo desplazamiento es de 8 mm.

En todo los casos analizados no es muy significativo la diferencia de comportamiento de las cajas (techo y piso), debido al buzamiento de la estructura analizada.

Los resultados de los análisis numéricos realizados son presentados en las Figuras 3 y 4.

### **3.7.5. Relleno**

Por los resultados de los análisis de estabilidad realizados y por la práctica del método de explotación, podemos establecer que es necesario el uso de relleno de los tajeos. En ciertos casos, especialmente cuando se traten de los dominios DE3 y DE4, habrá necesidad de utilizar relleno cementado para la recuperación de mineral remanente, a fin de conseguir paredes autoestables en relleno. Para las características de minado y rango de dimensiones aquí establecidas, y según experiencias en otras operaciones mineras, una mezcla de 1/20 a 1/25 podría ser suficiente, sin embargo se recomienda realizar investigaciones adicionales sobre mezclas y resistencias de relleno cementado, dado que los relaves de cada operación minera tienen sus propias características de comportamiento.

### **3.7.6. Sostenimiento en tajeos**

Para los casos de los dominios DE3 y DE4, es necesario la utilización de sostenimiento.

En el dominio DE3 la alternativa de sostenimiento sería: pernos temporales (Split Sets) espaciados a un metro mas shotcrete simple de dos pulgadas de espesor. Para el dominio DE4, la alternativa de sostenimiento sería el mismo que el de DE3 pero con la diferencia de que se utilizaría malla de refuerzo para el shotcrete.

### **3.8. Definición del método de minado**

El proceso de selección de un método de explotación técnico y económicamente óptimos, normalmente está guiado por una jerarquización de su adecuabilidad a las condiciones naturales de un yacimiento, dentro de los cuales juega un rol importante las condiciones geomecánicas de la masa rocosa encajonante y mineralizada.

Para asegurar el éxito de un método de explotación, es necesario realizar un estudio previo aplicando los principios de Mecánica de Rocas. Desde este punto de vista se analizarán la distribución de accesos principales y labores preparatorias, el dimensionado de las cámaras y de los pilares entre cámaras y macizos de protección de galerías de extracción, la secuencia de minado y

el control de vibraciones de voladura, para garantizar la fortificación y estabilidad de la estructura de la mina.

Para este propósito, en la evaluación geomecánica realizada en los numerales precedentes, se han ido estableciendo los diferentes parámetros de minado relacionados a las dimensiones de los tajeos y a sus condiciones de estabilidad.

Por tanto, en los Cuerpos Betesheva - Primavera cuyos dominios estructurales pertenecen a DE<sub>1</sub> y DE<sub>2</sub>, la evaluación geomecánica ha indicado la factibilidad de realizar el minado hasta una altura de 23 y 14 m., ancho máximo de 16 y 9 m. respectivamente, cuyos vacíos deben ser rellenados en un máximo de 3 meses ya sea con relleno convencional o hidráulico de acuerdo a la velocidad de explotación, consecuentemente en adelante se plantea una alternativa de minado de estos blocks, a la que denominamos: METODO DE BANQUEO CON TALADROS LARGOS ó LARGE BLAST HOLE (L.B.H.).

## CAPITULO IV

### **4. EXPLOTACION POR BANQUEO CON TALADROS LARGOS (L.B.H.) EN LOS CUERPOS PRIMAVERA Y BETSHEVA DEL NIVEL 440 Y 452**

#### **4.1. Generalidades**

Los criterios que deben tenerse en cuenta para seleccionar el método de explotación más adecuado para el laboreo de un determinado criadero, están influenciados por una serie de parámetros cuya importancia varía con la situación geográfica, el nivel de desarrollo de la tecnología y de la economía del país donde se encuentra, y, además el factor tiempo. Es decir, que los parámetros de los que dependen esta selección, unos son de valoración fácil y otros de valoración difícil, y sólo pueden considerarse fijos en un lugar y tiempo determinados.

Los cambios que la evolución económica y tecnológica introducen con el tiempo obligan a revisar periódicamente los métodos de minado.

#### **4.2. Condiciones de aplicación**

Las condiciones y criterios de selección considerados para aplicar el método propuesto, en los Cuerpos Betsheva-Primavera del nivel 440 y 452, específicamente en las cámaras 21 y 9 respectivamente son los siguientes:

- Posición espacial, forma y tamaño del criadero
- Leyes y valor del mineral
- Propiedades geomecánicas del mineral y de la roca encajonante, etc.

### Posición espacial, forma y tamaño del criadero

TAJEO	POS. ESPACIAL		FORMA	TAMAÑO DEL CRIADERO			
	Rumbo	Buz.		Ancho m	Largo m	Alto m	Volumen m <sup>3</sup>
C-21	N25°- 35°W	77°- 80°SW	Cuerpo	7.5	16	50	6,000
C-9	N25°- 35°W	70°- 75°SW	Cuerpo	6.0	16	38	3,648

### Leyes y valor del mineral

Si el mineral es rico, se tenderá a elegir un método que permita la máxima recuperación del mismo, aunque pueda resultar caro.

En cambio, para mineral de baja ley es preciso seleccionar un método de bajo costo, aun cuando por ello se produzcan pérdidas de mineral.



TAJEO	TM	LEYES				VALOR
		%Zn	%Pb	%Cu	Oz Ag/t	US \$/t
C-21	18,000	7.5	3.2	0.4	3.2	48
C-9	16,416	6.5	0.95	1.2	2.0	42

### **Propiedades geomecánicas del mineral y de la roca encajonante**

El conocimiento de las características geomecánicas permitirá tener la información pertinente para seleccionar el método de explotación, para ubicar y dimensionar o diseñar los diferentes componentes estructurales de la mina, para analizar las posibilidades de mecanización de las operaciones unitarias y para definir aspectos que contribuirán a la estabilidad de las excavaciones a realizarse como parte de las operaciones de minado: el sostenimiento, los esquemas y secuencias de avance de la explotación y el restablecimiento del equilibrio.

Luego el factor determinante para aplicar un método de explotación será las características geomecánicas de la masa rocosa del yacimiento, cuya evaluación se efectúa previamente. Los parámetros considerados para la selección del método son los siguientes.

Tajeo	Dom. Estruc.	RMR	Res. Com. (MPa)	Tipo roca	Calidad roca	Ancho max. (m)	Alto max. (m)	Auto sost. (meses)
C-9	DE1	55	58	Mármol	Regular	16	23	3
C-21	DE2	43	51	Mármol	Regular	9	14	3

### 4.3. Elección del método

Por las condiciones mencionadas en el numeral anterior, se elige la explotación masiva del cuerpo Betsheva-Primavera, específicamente en los tajeos C-9 y C-21 del nivel 452 y 440 respectivamente, para lo cuál se escogió el método DERRIBO POR SUBNIVELES (Sublevel Stopping), caracterizado por sus dos variantes:

- Arranque con taladros en abanico
  
- Arranque de banqueo con taladros paralelos

Debido a los inconvenientes que presenta la perforación radial como son: Dificil control en la perforación y voladura, la presencia de bancos del orden del 15% a más que requiere voladura secundaria, alto costo de perforación y bajo índice de perforación por la presencia de estratos, juntas y fallas, alta dilución mayor de 20%. Se vió por conveniente aplicar la peforación paralela, por que tiene la ventaja de poder dar un espaciado uniforme a los taladros con unas condiciones ideales de distribución de energía y de rotura, la perforación se puede realizar en forma ascendente o descendente que permita un mejor control en el emboquillado y perforación paralela a los contactos de las cajas, por las razones expuestas se elige el método mencionado y se le denomina METODO DE EXPLOTACION POR BANQUEO CON TALADROS LARGOS ó LARGE BLAST HOLE (L.B.H.).

#### 4.4. Descripción del método

El método L.B.H. llamado también método de banqueo con taladros paralelos viene a ser la aplicación de los principios de minería superficial a minería subterránea, se preparan cámaras longitudinales a lo ancho del cuerpo mineralizado a partir de las dos galerías de cabeza y base de la explotación, entre las que se perforan una chimenea de comunicación en la pared frontal prevista en la cámara que sirve de cara libre para iniciar la voladura del tajeo.

En estas galerías de cabeza y base se practica un realce de unos 3.5 m. y se ensanchan mediante desquinces hasta la dimensión que se haya previsto para la cámara en nuestro caso es en todo el ancho del cuerpo mineralizado.

A continuación se inician las voladuras al rededor de la chimenea, empleada como cara libre, para dejar preparado el frente de arranque de la cámara. Queda así individualizado el bloque de mineral a explotar, limitado por dos cámaras en cabeza y base de la explotación y por el frente con una abertura vertical o slot de 2 a 3m. de espesor, ancho de la cámara y altura del banco.

Una vez preparado el banco, se perforan taladros paralelos, distribuidos de acuerdo al diseño de la malla, sea en forma ascendente o descendente, con el equipo SIMBA H - 157 (martillo en superficie) electro - hidráulico con diámetro de broca de 2.5" y barras de extensión de 38 mm x 1.50 m, con

profundidad de perforación de 9 a 12 m. siguiendo el buzamiento de la veta, paralela a los contactos de las cajas.

La rotura se inicia en retirada empleando como cara libre la abertura o slot que sirve de salida a los tiros de banqueo, normalmente se dispara por filas de acuerdo al tonelaje requerido.

La fragmentación es buena está en un orden de 17%, los bancos que resultan de la voladura se plastean en la misma labor los de mayor tamaño se cachorrear.

La limpieza se realiza con equipos L.H.D. scoops diesel y eléctricos de 3.5 Yd<sup>3</sup> de capacidad que transportan a los echaderos u orepass, de estos se cargan a los volquetes mediante chutes neumáticos.

Explotado las cámaras, se procederá el rellenado de éstas con relleno convencional y el acabado con relleno hidráulico para sostener las cajas y por las razones expuestas en el numeral 3.7.1 (aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento) y para preparar el piso para el siguiente corte en forma ascendente.

## **4.5. Labores de desarrollo**

### **4.5.1. Rampas**

En la caja piso se preparan rampas negativas de -12% de pendiente que sirve de acceso principal para equipos y personal, estas rampas tienen una sección de 5 m de ancho por 4 m de alto con cunetas, sirven también para instalaciones de servicios como aire, agua, energía eléctrica, relleno hidráulico y ventilación, etc., por éstas rampas se hace la extracción de mineral a planta. A partir de éstas rampas, se desarrollan los niveles de extracción.

### **4.5.2. Niveles de extracción**

Llamado también By pass o galerías de extracción, tienen una sección de 3 x 3.5 m. son paralelos a la estructura mineralizada, generalmente de 8 a 12 m de distancia de la estructura, separados cada 12 m. de nivel a nivel.

## **4.6. Labores de preparación**

### **4.6.1. Cruceros**

A partir de las galerías de extracción se construyen cruceros o ventanas hacia la estructura, que sirve de acceso a la veta o cuerpo mineralizado,

generalmente se construyen cada 30 m. de separación de acuerdo a la longitud del cuerpo, con una sección de 3 x 3 m.

#### **4.6.2. Ore Pass**

Son chimeneas que sirven de echaderos de mineral, están comunicados a la parte inferior o nivel principal de extracción, donde se encuentran los chutes o tolvas. Tienen una sección de 1.5 x 1.5 m. estas chimeneas avanzan de acuerdo al avance del minado, se ubican lo más cerca del cuerpo mineralizado, para minimizar las distancias de acarreo con Scoop.

#### **4.6.3. Cámaras**

En mineral se corren galerías de 3 x 3.5 m a lo largo del cuerpo mineralizado, se le llama también galerías de cabeza y piso a una altura de 12 m., luego se desquinchan a los costados hasta contornear la zona mineralizada, formándose así las cámaras de perforación, desde la cámara superior se perforan taladros paralelos con el SIMBA hasta comunicar a la cámara inferior.

#### **4.6.4. Cara libre o Slot**

En el extremo Sur de la cámara se prepara una chimenea de 2 m x 2 m hasta comunicar ambas niveles, con esta cara libre se amplía la sección, creando una abertura a lo ancho de la cámara, que servirá de salida para la voladura de banqueo.

## CAPITULO V

### 5. EXPLOTACION

#### 5.1. Perforación

Para la perforación se utiliza el equipo SIMBA H - 157 (martillo en superficie) electro - hidráulico, capaz de perforar taladros largos de hasta 20 m. (65 pies), sea en forma radial o paralela de forma ascendente o descendente con diámetro de broca de 2.5" y barras de extensión de 38 mm x 1.50 m. El perforista recibe el juego de planos de perforación y da inicio a ella.

#### **Perforación de chimenea**

La perforación se realiza generalmente desde el nivel inferior a todo lo alto del tajeo, en taladros distribuidos a través de una malla de 15 taladros para chimeneas de 2 x 2 m., además se perforan 2 taladros de alivio de 8.9 cm. de diámetro (3.5"). La desviación de taladros es a menudo el problema más importante.

#### **Perforación de taladros para cara libre (Slot)**

Concluida la perforación de chimenea, se perforan taladros verticales a lo ancho del tajeo cuya voladura creará la cara libre para la salida de filas (voladura de producción).

## **Perforación de taladros paralelos de producción**

La perforación se hace por filas según la forma de los tajeos, ya sea en forma ascendente y/o descendente de acuerdo a las condiciones del terreno. La malla tiene un burden de 1.6 m y el espaciamiento de 2 m. calculados con la ecuación de Pearse.

Cuando se perforan las filas se van obteniendo información complementaria a través de los detritus de perforación para tener en cuenta en la etapa de voladura. En los contactos mineral - caja del tajeo se perforan líneas de taladros perimetrales ( precorte y/o recorte) para conservar buenas cajas laterales.

La perforación en el tajeo deberá ser muy bien controlada, este control depende mucho de la velocidad de penetración, caso contrario podría ocurrir atoros en los taladros y desviaciones de los mismos. Si la perforación fuera hacia abajo del piso, el barrido o limpieza de los taladros debe ser bueno, caso contrario se podrían perder brocas, barras y coplas. Otro detalle importante es el engrase de las coplas con los barrenos, debido a que al desempatar la barra extensible se podrían rajarse las coplas.

Es necesario contar con el apoyo topográfico, esto permite determinar lo siguiente:



Marcar el eje de la perforación, considerando la altura del equipo de perforación

- Marcar las filas de perforación, de acuerdo al burden calculado
- En base a la información topográfica y geológica, se diseña el plano de perforación a una escala 1/500.
- El plano de perforación deberá tener la información del ángulo de inclinación de perforación de los taladros, longitud de los taladros, para esto el perforista deberá ser entrenado, por que mucho depende de la perforación que el disparo sea excelente, en algunas minas este trabajo esta a cargo de topografía para el control de la perforación.
- Es muy importante perforar de acuerdo al plano de perforación, respetando los ejes, las longitudes de perforación, especialmente el espaciamiento entre taladros en los topes o extremos del taladro, en este caso se ha considerado un espaciamiento de 2 m. Este espaciamiento mucho influye en el tamaño de material para la etapa de la extracción de mineral.
- Otro detalle importante so los taladros de contorno, llamados taladros de recorte o taladros de precorte, esta perforación es mas densa o sea el espaciamiento entre taladro y taladro es menor y a su vez es cargado con baja cantidad de explosivo, la función importante de esto es que no se

origene agrietamiento en las paredes y techos límites del tajeo, por que en la etapa de voladura y extracción se exponen paredes muy altas donde no hay acceso para desquinchar y necesariamente hay que accesar bajo estas condiciones al tajeo, por esto el empleo de scoop a control remoto en muchas minas. Como se observa todo esto esta sujeto a una buena perforación.

### **5.1.1. Diseño de malla de perforación**

La malla de perforación está en función a las características geomecánicas de la roca, las propiedades del explosivo y a la geometría del disparo.

Todo diseño de mallas de perforación está en determinar el radio crítico de voladura que es llamada Burden (B), que viene a ser la línea o distancia más cercana a la cara libre.

### **Cálculo del burden (B)**

Muchos investigadores han propuesto fórmulas para calcular el burden, siendo uno de ellos PEARSE de la MANSATO CHEMICAL que dice:

$$B = K/12 ( Pd/\sigma_t )^{1/2} D \quad (\text{Ec. 1})$$

Donde:

- B : Burden en pies
- K : Factor de volabilidad de la roca (0.7 - 1.0)
- Pd : Presión de detonación de la mezcla explosiva (psi)
- $\sigma_t$  : Resistencia a la tracción de la roca intacta (psi)
- D : Diámetro del taladro en pulgadas

### **Cálculo de K :**

$$K = 1.96 - 0.27 * \ln(RQD) \quad (\text{Deere Miller}) \quad (\text{Ec.2})$$

### **Cálculo de Espaciamiento (E) :**

$$E = 1.25B \quad (\text{Konya}) \quad (\text{Ec.3})$$

### **Cálculo de Resistencia a la tracción ( $\sigma_t$ ) :**

La resistencia a la tracción ( $\sigma_t$ ) está en función al Esfuerzo a la compresión uniaxial de la roca intacta ( $\sigma_c$ ).

De acuerdo a Guillermo V. Borquez (1981) Mineral Graup. Kaiser Engineers Inc. una buena relación entre el esfuerzo a la tensión y el esfuerzo a la compresión sería:

$$\sigma_t = 0.08 \sigma_c \quad (\text{G.V. Borquez}) \quad (\text{Ec.4})$$

$\sigma_c$  : Resit. compresiva uniaxial de la roca intacta

### **Cálculo de la Presión de detonación (Pd):**

$$P_d = \delta V^2 / 4 * 10^{-5} \text{ (Kbar)} \quad (\text{Ec.5})$$

$\delta$  = Densidad del AN/FO (gr/cc)

$V$  = Velocidad de detonación (m/seg)

### **Datos:**

Explosivo = AN/FO

$\delta$  = 0.85 gr/cc

$V$  = 4600 m/sg

RQD = 75 Roca regular (Cuadro 3)

RQD = 50 Roca regular (Cuadro 3)

$\sigma_c$  = 58 Mpa = 8411.9 psi (Cuadro 4)

$\sigma_c$  = 51 Mpa = 7396.6 psi (Cuadro 4)

$D$  = 2.5 Pulg.

Reemplazando en las ecuaciones 1,2,3,4 y 5

**Resultados:**

$$Pd^1 = 45 \text{ Kbar} = 652675.05 \text{ psi}$$

Labor	Dom. Estruc.	RQD %	$\sigma_t$ psi	K	B m	E m
C-9	DE1	75	672.9	0.8	1.6	2.0
C-21	DE2	50	591.7	0.9	1.8	2.25

**5.2. Voladura**

Una de las limitaciones de este método es la cantidad de explosivos a usarse por disparo a fin de controlar el nivel de vibraciones, vibraciones fuertes pueden ocasionar daños en labores adyacentes. El nivel de vibraciones a una distancia dada esta controlada por la cantidad de explosivo/retardo.

El explosivo que se está utilizando para los taladros largos es el ANFO, el carguío para taladros ascendentes se hace, con un equipo de carguío neumático JET-ANOL que inyecta el explosivo a través de una manguera antiestática y rígida de 15 m. de longitud y para taladros descendentes generalmente el carguío se realiza manualmente empujando el explosivo con una manguera rígida hasta el fondo del taladro.

Esta etapa, la más importante de todas, deberá ser bien controlada, para esto el ingeniero a cargo de la voladura:

---

<sup>1</sup> N.A: 94.4%, CH2: 5.6%: Depto. de Planeamiento - Raura

- Deberá de medir en una fila de perforación todos los taladros perforados, esto le va permitir rediseñar el empleo adecuado de explosivo, por que puede encontrar taladros mas cortos o más largos u otra inclinación o simplemente taladros no perforados.
- De acuerdo a la naturaleza del mineral, dureza, fracturamiento, composición, etc., deberá calcular el factor de potencia a emplear en la voladura de la fila chequeada, cada fila de perforación tiene varios taladros y habrá que contabilizar: el metraje de perforación en la fila a disparar, el área de la fila a disparar, el peso específico del mineral a disparar y el burden o espaciamiento de la cara libre a la fila a disparar, con estos datos calcular el tonelaje a disparar para la producción.

### **Voladura de Chimeneas**

La voladura de chimeneas se realiza por etapas según la longitud a cargar en cada una de ellas.

Se utiliza fulminante de retardo no eléctrico de período corto y largo.

Para iniciar el carguío de taladros, se verifica la limpieza de todos los taladros y en todos ellos se introduce un taco que sirve como tope de la longitud que se va a cargar. En el carguío de taladros se usa el ANFO.

Cuando las longitudes de disparo son grandes, es fundamental la selección de retardos a usar, con el fin de asegurar tiempo suficiente para la evacuación de mineral en todo el tramo disparado.

El efecto perjudicial que generalmente ocurre es el atoramiento de los taladros correspondiente a la siguiente etapa de voladura, provocando demoras en desatoro.

### **Voladura de taladros para cara libre**

Terminada la comunicación de chimeneas, se disparan el resto de taladros verticales a todo lo ancho del tajeo. Es necesario completar la formación de cara libre antes de comenzar la voladura de filas.

### **Voladura de filas**

Previo al carguío de taladros se hace el diseño de voladura dando un factor de carga adecuado. La cantidad de explosivo a usar se distribuye en todo los taladros de tal forma que como resultado se logre una buena fragmentación, conservación de buenas caras laterales y seguridad en la etapa de extracción.

Las primeras voladuras de filas efectuadas como prueba en estos tajeos pilotos, se usaron factores de potencia desde 0.20 Kg/TM hasta 0.35 Kg/TM, los resultados fueron evaluados y actualmente se usa un factor de carga de 0.24 KG/TM.

### 5.2.1. Diseño de voladura

Para el diseño de voladura se considera los siguientes parámetros

#### Cálculo de la altura de carga (Lc)

Según el Modelo matemático de Walter y Konya, establece la siguiente relación:

$$T = B \quad ; \text{ Roca masiva}$$

$$T = 0.7 B \quad ; \text{ Roca estratificada}$$

$$T = \text{Retacado o taco (m)}$$

En la mina Raura la roca se presenta estratificada por tanto

$$T = 0.7 B$$

$$L_c = L - 0.7B \quad (\text{Ec. 6})$$

$$L_c = \text{Longitud de carga (m)}$$

$$L = \text{Longitud del taladro (m)}$$

#### Cálculo de Concentración de carga lineal o Densidad de carga (q)

$$q = \pi/4(d^2\delta) = 0.7854 (d^2\delta) \quad (\text{Ec. 7})$$

$$d = \text{Diámetro del taladro (m)}$$

$$\delta = \text{Densidad del ANFO (Kg/m}^3\text{)}$$

$$q = \text{Densidad de carga (Kg/m)}$$



### **Cálculo de Factor de carga o Carga específica (Fc)**

De la relación:

$$B \times E = q/Fc$$

$$E = 1.25 B$$

$$Fc = 1/1.25 \times q/B^2 = 0.8 q/B^2 \quad (\text{Ec. 8})$$

Fc = Factor de carga (Kg/m<sup>3</sup>)

### **Cálculo de Factor de carga (Fp)**

$$Fp = Fc / \rho \quad (\text{Ec. 9})$$

Fp = Factor de potencia (Kg/TM)

$\rho$  = Densidad del mineral (TM/m<sup>3</sup>)

### **Cálculo de Cantidad de explosivo por taladro (We)**

$$We = Lc \times q \quad (\text{Ec. 10})$$

We = Cantidad de explosivo por taladro (Kg/taladro)

### Cálculo de Mineral fracturado por taladro (Tt)

$$Tt = We / Fp \quad (\text{Ec. 11})$$

$$Tt = \text{TM rotas por taladro (TM/taladro)}$$

#### Datos:

$$\rho = 3.0 \quad \text{TM/m}^3$$

$$L = 8.5 \quad \text{m}$$

$$d = 0.0635 \quad \text{m}$$

$$\delta = 0.85 \text{ gr/cc} = 850 \quad \text{Kg/m}^3$$

Reemplazando en las ecuaciones 6, 7, 8, 9, 10 y 11

#### Resultados

Labor	Burden m	Lc m	q Kg/m	Fc Kg/m <sup>3</sup>	Fp Kg/TM	We Kg/taladro	Tt TM/taladro
C-9	1.6	7.4	2.7	0.84	0.28	20	71
C-21	1.8	7.25	2.7	0.66	0.22	19.5	88.5

El tajeo N°9 ó C-9 del nivel 452 cuerpo Betsheva fue el primer tajeo que se explotó mediante taladros largos. El siguiente cuadro presenta el resultado de la voladura de 9 filas referidas a la conclusión anterior:

CONTROL DE PERFORACION Y VOLADURA - C-9								
Fila	# Tal.	L. Perf.	L.Prom. Perf.	TM	L. Carguío	L.Prom. Carguío	Kg. Explos.	Fc
1	4	34	8.5	326.4	29.6	7.4	80	0.24
2	4	34	8.5	326.4	29.6	7.4	80	0.24
3	4	34	8.5	326.4	29.6	7.4	80	0.24
4	4	34	8.5	326.4	29.6	7.4	80	0.24
5	6	51	8.5	489.6	44.4	7.4	120	0.24
6	5	42.5	8.5	408	37	7.4	100	0.24
7	5	42.5	8.5	408	37	7.4	100	0.24
8	4	34	8.5	326.4	29.6	7.4	80	0.24
9	4	34	8.5	326.4	29.6	7.4	80	0.24
Total	40	340	8.5	3264	296	7.4	800	0.24
L. Perf.		Longitud de perforación (m)						
L. Prom. Perf.		Longitud promedio de perforación (m)						
TM		Toneladas métricas						
L. Carguío		Longitud de carguío (m)						
L. Prom. Carguío		Longitud promedio de carguío (m)						
Kg. Explos.		Kilogramos de explosivo						
F.C.		Factor de carga (Kg/TM)						

### 5.3. Extracción

La limpieza de mineral se lleva a cabo empleando Scoops eléctricos y Diesel de 3.5 Y3 de capacidad, desde la cámara o tajeo accediendo a las mismas mediante las ventanas o cruceros, hasta los echaderos que están ubicados cerca al tajeo.

El transporte de mineral es mediante Volquetes Volvo NL12 de 24 Ton. de capacidad de tolva, es cargado mediante Chutes Neumáticos y eléctricos, ubicados en el último nivel (Nv. 440), el ciclo de transporte hasta la planta concentradora es de 45 min. aproximadamente.

El carguío y transporte en la mina Raura sección Catuva es netamente Trackless, gracias al alto rendimiento, flexibilidad, movilidad y versatilidad de los equipos L.H.D., se alcanza los altos rendimientos.

En esta etapa de limpieza del tajeo es recomendable instalar iluminación en el subnivel superior para visualizar el terreno, posibles fracturas, desprendimientos, etc.

Hasta cierto momento de la limpieza el scoop es operado por el operador, pero al disparar las últimas filas la exposición del tajeo es mayor en área expuesta, por tanto es importante contar con un equipo scoop a control remoto, manteniendo un buen sistema de minado con seguridad para el personal y equipos.

### 5.3.1. Requerimiento de los equipos de limpieza y transporte

#### Parámetros del mineral

Densidad del mineral insitu ( $\rho$ )	3.00	TM/m <sup>3</sup>
Factor de esponjamiento	1.30	
Densidad del mineral suelto	2.31	TM/m <sup>3</sup>

#### Parámetros de operación

Días trabajados por mes	25
Guardias trabajados por día	2
Horas trabajados por guardia	8
Horas efectivas por guardia	6

#### Requerimiento de producción

Producción mensual	10000	TM/mes
Producción diaria	400	TM/día
Producción por guardia	200	TM/gdia.
Producción horaria (Ph)	33.33	TM/h
Producción horaria insitu	11.11	m <sup>3</sup> /h
Producción horaria suelto (Phs)	14.44	m <sup>3</sup> /h

### Parámetros de limpieza con S/T Diessel

Factor de llenado de cuchara (K1)	0.90	
Factor de eficiencia de trabajo (K2)	0.80	
Disponibilidad mecánica (k3)	0.80	
Ciclo de limpieza (Ct)	10	min.
Ciclos por hora (Ch)	6	Ciclos / hora
Capacidad de cuchara (C)	3.5	Yd3

### Unidades requeridas (N)

$$N = (C/1.3) \times Ch \times K1 \times K2 \times k3 \quad (\text{Ec. 12})$$

### Rendimiento de S/T (R)

$$R = (C/1.3) \times Ch \times K1 \times K2 \times \rho \quad (\text{Ec. 13})$$

### Resultados:

$$N = 2 \quad \text{Unidades}$$

$$R = 35 \quad \text{TM/h}$$

### Parámetros de transporte con camiones

Capacidad de camión (C)	24	TM
Factor de llenado (K1)	0.95	
Factor operación (K2)	0.8	
Disponibilidad mecánica (K3)	0.8	
Ciclo de transporte (Ct)	60	min.
Ciclos por hora (Ch)	1	Ciclos/h

### Unidades requeridas (N)

$$N = C \times Ch \times K1 \times K2 \times K3 \quad (\text{Ec. 14})$$

### Rendimiento del camión (R)

$$R = C \times Ch \times K1 \times K2 \quad (\text{Ec. 15})$$

### Resultados:

$$N = 2 \quad \text{Unidades}$$

$$R = 18.24 \quad \text{TM/h}$$

### **5.3.2. Selección de los equipos de limpieza y transporte**

Considero que no existen máquinas malas, lo que pasa, es que a parte de la deficiente selección, la tecnología actual llega a un tope en cuanto a rendimiento y costo; por lo que, es responsabilidad del usuario repensar eficientemente en la innovación tecnológica, para una eficiente selección de equipos diesel para minería subterránea se debe considerara los siguientes criterios.

#### **5.3.2.1. Tamaño de los equipos y el volumen a mover**

El rendimiento de los equipos Scooptrams diesel (TM/h), es directamente proporcional a la distancia recorrida, a la capacidad de volumen de la cuchara (carga útil), la calidad del mineral roto (fragmentación) y la inclinación del piso.

Las secciones de las labores para una eficiente maniobrabilidad, velocidad, visibilidad del operador, deben tener la suficiente holgura, puntos de carguío, transporte y descarga, etc.

El reglamento de seguridad considera 0.50 m en altura y 0.50 m a cada lado, estas exigencias varían de acuerdo a la importancia de la labor y visión hacia el futuro. por ejemplo en la mina Raura la rampa principal tiene una holgura de 1 m al techo 1.50 m hacia la pared.



### **5.3.2.2. Rendimiento del motor diesel**

Para seleccionar el equipo apropiado para la operación es muy importante tener en cuenta el rendimiento del motor a la altitud sobre el nivel del mar a la cual va a trabajar el equipo, igualmente se debe considerar las temperaturas sobre los 20 °C (68 °F) que afectan el performance del motor.

Por ejemplo tenemos un equipo de 3.5 Yd<sup>3</sup> de capacidad, requiere una potencia de 139 HP al nivel del mar.

Este equipo para conservar su capacidad de carga - transporte - descarga a 4,500 m. s. n. m. (altitud de la mina Raura) requiere de un motor de 185 HP de potencia. Con compensador de altura se otorgará a ese nivel una pérdida de potencia al rededor de 25% o sea la potencia efectiva será de  $185 \times 0.75 = 139$  HP.

### **5.3.2.3. Ventilación**

De acuerdo al reglamento de seguridad se requiere al rededor de 106 pies cúbicos / minuto por cada HP de potencia ó de 0.047 m<sup>3</sup>/seg. por cada 0.75 KW.

En la mina Raura el sistema de ventilación es natural y forzada, se cuenta con 3 ventiladoras de 100,000 CFM y 2 extractores de 100,000 CFM y 3 chimeneas raise bore. Por lo tanto la ventilación es buena adecuado para minería trackles.

#### **5.3.2.4. Disponibilidad de los equipos L.H.D.**

Los fabricantes deben brindar a los usuarios asistencia técnica y buena logística (entrega de repuestos en 24 horas). La tendencia actual de los fabricantes y usuarios de éxito es contar con equipos de alta eficiencia y la clave es mediante un programa de mantenimiento correctivo, preventivo y predictivo a su debido tiempo es decir antes que el equipo falle. La responsabilidad es compartida entre el personal de operación y trackles.

Las operaciones de los equipos L.H.D. en Raura están oscilando entre 6,000 a 6,500 horas de funcionamiento al año, con una disponibilidad promedio de 85%.

### **5.4. Relleno**

En la mina Raura se tiene dos tipos de relleno; el relleno hidráulico y relleno convencional.

#### **5.4.1. Relleno convencional**

El relleno convencional proviene de los labores de desarrollo y preparaciones; los cuales son transportados con camiones de bajo perfil hacia los tajeos que requieren de relleno, se tiene un promedio de avances en frentes de 300 m/mes de los cuales provienen un promedio de 8,000 TM/mes de desmonte.

### 5.4.2. Relleno Hidráulico

En el método de taladros largos se emplea el relleno hidráulico convencional (sin cemento), para no tener abierto por mucho tiempo el tajeo y por los tiempos de autosostenimiento ya establecidas en el capítulo III, el ciclo de minado debe durar máximo tres meses y el relleno hidráulico nos sirve también de piso para el siguiente corte.

El material de relleno utilizado es el relave cicloneado, el cual tiene las siguientes características en pulpa: densidad 1865 gr/lt, gravedad específica 3.43, porcentajes de sólidos en pulpa 65%, caudal 28 a 32 m<sup>3</sup>/hr. para el caso de relleno cementado se emplea 60 bolsas de cemento por hora que equivale aproximadamente a una mezcla de 1:20 . El relleno es transportado a través de una tubería de 4" de diámetro para su impulsión se emplea una bomba Mars L-180 marca Mitsubishi accionado por un motor eléctrico de 90 KW de potencia a 1780 rpm y una tensión de 440 voltios.

Para el rellenado de los tajeos primero se cierran los accesos con tapones de concreto armado dejando un hueco para el drenaje; luego se procede a la instalación de la tubería y manguera de relleno, la fase siguiente es el rellenado propiamente dicho del tajeo hasta nivelar al piso del subnivel superior o cámara de cabeza, la que nos servirá de piso para el siguiente corte.

## **5.5. Servicios auxiliares**

La red principal de los servicios como el agua, aire, energía y drenaje son distribuidos e interconectados a través de la rampa principal de acceso (R-960) y la galería de nivel 380.

### **5.5.1. Agua**

Es utilizado en la perforación de frentes y tajeos, así como en el regado de carga recién fragmentada. Es suministrada a la mina mediante tuberías de 4" de diámetro por gravedad desde la laguna "El niño perdido" que se encuentra a una cota 4,740 m. s. n. m.

### **5.5.2. Aire comprimido**

El aire comprimido se utiliza en las labores convencionales donde se utiliza perforadoras convencionales (Jacklegs); como también para sopleteo y carguío de taladros en los frentes, tajeos y taladros largos, etc.

Se tiene 5 compresoras eléctricas estacionarias de 750 CFM c/u, que suministra una presión de 95 psi a la mina, mediante tuberías de 4" de diámetro.

### 5.5.3. Energía

Es suministrada por electrocentro desde la troncal del mantaro, por la central hidroeléctrica de cashaucro propiedad de la empresa y una central térmica ubicado en la unidad propiedad de la empresa.

La distribución se realiza a toda la mina mediante cables submarinos, llamados así por poseer un revestimiento que hace posible sumergirlo en agua, estos llegan hasta los puntos de operación como los jumbos, ventiladores y otros. El costo de energía representa 0.07 \$/Kw.

### 5.5.4. Ventilación

En la mina Raura el sistema de ventilación es natural y forzada, se cuenta con 3 ventiladoras de 100,000 CFM y 2 extractores de 100,000 CFM y 3 chimeneas raise bore. Para los trabajos en frentes ciegos instalamos ventiladores eléctricos portátiles de 20,000 CFM. Por lo tanto la ventilación es buena adecuado para minería trackles.

#### Requerimiento de aire para la sección Catuva

Equipo	Cantidad	HP/Unid.	HP/flota	CFM/HP	CFM
Scoop	1	139	139	106	14,734
Volquetes	2	185	370	106	39,220
Trabajadores	20			212	4,240
Total					58,194

### **5.5.5. Drenaje**

El agua producto de perforación en todos los niveles y de filtración, es extraído de la mina por gravedad por el nivel 380 hacia la superficie mediante cunetas.

### **5.6. Seguridad minera e impacto ambiental**

Estadísticas a nivel nacional demuestran que el mayor número de accidentes en minería subterránea se debe a caídas de roca, llegando hasta un 48%.

El método de explotación aplicado para este caso, reduce los riesgos de accidentes debido a que el tiempo de exposición del trabajador se minimiza solo a la etapa de preparación, en el que el techo es fácilmente accesible al desatado; y conociendo el comportamiento de la roca de nuestro yacimiento el riesgo es mínimo.

Las estadísticas para el presente año, nos pueden indicar que la mayor incidencia es por caída de personas y de los accidentes por caída de rocas podemos deducir que no son en los tajeos mecanizados más bien se debe a la mala posición al momento del desatado en las labores que ameritan el desate.

De esto se concluye que el método empleado es el más adecuado, debido a que el minado se efectúa en retirada y se emplea equipo de acarreo mecanizado a control remoto si las condiciones lo ameritan.

## CAPITULO VI

### 6. ANALISIS DE COSTOS

#### 6.1. Costo de preparación

PARAMETROS DE OPERACION		
Sección	m <sup>2</sup>	3.5 x 3.0
Tipo de roca		Mármol
Número de taladros		35
Densidad de la roca	TM/m <sup>3</sup>	2.3

PERFORACION		
Longitud de perforación	m	4.0
Número de taladros de rotura	taladros	33
Número de taladros de alivio	taladros	2
Diámetro de taladro de rotura	mm	51
Diámetro de taladro de alivio	mm	102
Tiempo efectivo de perforación	horas	2
Tiempo de instalación + desinstalación	horas	0.5
Tiempo total de operación	horas	2.5

VOLADURA		
<b>Consumo de explosivos</b>		
Dinamita Semexa 45% (1 1/8)	Kg	19.56
Anfo	Kg	120
Total	Kg	139.56
Carga por taladro	Kg/tal	4.23
<b>Consumo de accesorios</b>		
Fanel blanco	Unid.	33
Guía (2 fulm. 8 mm)	Unid.	2
Conectores	Unid.	2
Fulminante N° 6	Unid.	2
Pentacord 3G	m	50
Mecha rápida	m	1



EFICIENCIAS		
<b>Perforación</b>		
Rendimiento	m/hr	70
<b>Voladura</b>		
Avance	m	3.4
Factor de carga	Kg/m <sup>3</sup>	3.89
<b>Tarea</b>		
Perforación	hrs/tarea	0.5
Carguío	Hrs/tarea	0.5

COSTO DE PERFORACION			
<b>Aceros</b>			
Broca de botones de 41 mm.	\$/m	3.52	
Barra R - 38	\$/m	3.46	
Shank adapter para COP 1238	\$/m	1.61	8.59
<b>Equipo</b>			
Jumbo electrohidráulico 282	\$/m	11.48	11.48
<b>Energía</b>			
Eléctrica	\$/m	3.33	3.33
<b>Personal</b>			
1 maestro	\$/m	1.34	
1 ayudante	\$/m	1.09	2.43
Costo de perforación	\$/m		25.83

COSTO DE VOLADURA			
<b>Explosivos</b>			
Dinamita Semexa 45% (1 1/8)	\$/m	6.73	
AN/FO	\$/m	14.47	21.20
<b>Accesorios</b>			
Mecha rápida	\$/m	0.11	
Cordón detonante 3G	\$/m	1.31	
Fulminante N° 8	\$/m	0.08	
Fanel blanco	\$/m	13.77	15.27
<b>Personal</b>			
1 maestro	\$/m	1.34	
1 ayudante	\$/m	1.08	2.42
Costo de voladura	\$/m		38.89

### RESUMEN DE COSTOS

Rubro	US \$/m	US \$/TM
Perforación	25.83	0.20
Voladura	38.89	0.30
Limpieza	38.23	0.30
Total costo de preparación	102.95	0.80

## 6.2. Costo de perforación

PARAMETROS DE OPERACION SIMBA H - 157		
Disponibilidad mecánica	%	80
Eficiencia de perforación	%	75
Altura de banco	m	8.5
Nº de barras / taladro		9
Longitud de barra	m	1.5
Diámetro del taladro	mm	63.5
Burden	m	1.6
Espaciamiento	m	2

STANDARES DE TIEMPOS SIMBA H - 157		
Cambio de taladro - taladro	min.	15
Empate	min.	10
Cambio de barra	min.	0.5
Sacar la barra	min.	1.5
Recojo de la columna	min.	20
Penetración de la barra	min.	2.5
Tiempo total para un taladro	min.	49.5
Velocidad de penetración	m/h	36
Tiempo de operación	Hr/mes	180

RENDIMIENTOS SIMBA H - 157		
Perforación específica	m/m <sup>3</sup>	0.27
Perforación específica	m/TM	0.09
Metros por hora	m/h	7.73
Metros por guardia	m/gdia.	46.36
Metros por día	m/día	92.73
Metros por mes	m/mes	1390.91
metros cúbicos por hora	m <sup>3</sup> /h	28.73
Toneladas por hora	TM/h	86.18

COSTO DE PERFORACION SIMBA H - 157		
Costo de alquiler	US \$/h	65
Costo de alquiler	US \$/TM	0.75

### 6.3. Costo de voladura primaria

PARAMETROS DE OPERACION		
Dinamita	Gelatina Semexa 45% (1 1/8 x 8")	
AN/FO	94.4% N.A., 5.6% CH <sub>2</sub>	
Densidad de dinamita	Gr/cc	1.28
Densidad del AN/FO	Gr/cc	0.85
Peso de dinamita	Kg/Cartucho	0.12
Eficiencia de voladura	%	87

PRODUCCION		
Metros cúbicos por taladro	m <sup>3</sup> /taladro	23.7
Toneladas por taladro	TM/taladro	71.10
Taladros por disparo		8
Toneladas por disparo	TM/disparo	568.8
Metros derribados por disparo	m/disparo	68

COSTO DE VOLADURA PRIMARIA					
Rubro	Unid.	Consumo	Precio	Costo	Costo
		Unid./tal.	US \$/unid.	US \$/tal.	US \$/TM
Dy	Kg	0.36	2.73	0.98	0.0138
AN/FO	Kg	20	0.55	11	0.1547
Fanel	EA	1	2.5	2.5	0.0352
Pent.	m	1.25	0.17	0.21	0.0030
Guias	m	0.61	0.11	0.07	0.0009
Ful. N° 6	EA	0.25	0.11	0.03	0.0004
M. de obra	Tarea	0.38	10	3.75	0.0527
Total					0.26

#### 6.4. Costo de voladura secundaria

COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA					
Tonelaje plasteado = 200 TM					
Rubro	Unid.	Consumo	Precio US \$/unid.	Indice Unid/TM	Costo US \$/TM
Dy 7/8 x 7"	Kg	1.20	1.62	0.01	0.0097
AN/FO	Kg	25	0.55	0.13	0.0688
Pent.	m	60	0.17	0.3	0.0510
Guias	m	2.44	0.11	0.01	0.0013
Ful. Nº 6	EA	2	0.11	0.01	0.0011
M. de obra	Tarea	2	10	0.01	0.1000
<b>Total</b>					<b>0.23</b>

El 10% de la producción es formación de bancos que requieren voladura secundaria, con el objeto de disminuir la fragmentación y ser tratados en la planta concentradora.

Uno de los factores mas importantes para una mala fragmentación en la mina Raura, es el aspecto estructural, por la presencia de fallas, fisuras, fracturas, diaclasas y brechas que ayudan a la inestabilidad del terreno, originando desprendimiento de roca que dificulta fluidez de la extracción, riesgo de equipo y del recurso humano.

## 6.5. Costo de limpieza

PARAMETROS DE OPERACION		
Producción requerida	TM/h	33.33
Capacidad de cuchara	Yd <sup>3</sup>	3.5
Factor de llenado	%	90
Factor de eficiencia	%	80
Ciclo de limpieza	min.	10
Ciclos por hora	Ciclos/h	6
Rendimiento del S/T	TM/h	35

COSTO DE OPERACION						
Rubro	Unid.	Cons.	Precio \$/unid.	Indice Unid/TM	Costo US \$/h	Costo US \$/TM
M. de obra	Tarea	2	15	0.005	2.50	0.15
Combustible	gl	24	1.2	0.120	4.80	0.14
Aceite	gl	1	5.8	0.005	0.97	0.03
Filtro	pza	0.5	19.81	0.003	1.65	0.05
Grasa	kg	0.5	6.02	0.003	0.50	0.02
Neumáticos	jgo		4000		2.67	0.08
Rep. + Mtto.	mes		1100		3.67	0.11
Supervisión	mes		1000		3.33	0.10
Imprevistos (10%)	mes				2.32	0.07
Total					25.51	0.73



COSTO DE POSESION		
Marca	Wagner	
Modelo	ST	
Capacidad	Yd <sup>3</sup>	3.5
Periodo estimado de posesión (N)	años	5
Tiempo de utilización	h/año	3600
Tiempo de posesión	h	18000
<b>Depreciación</b>		
Precio de adquisición	US \$	300000
Reemplazo de llanta	US \$	-5000
Precio de adquisición sin llanta	US \$	295000
Valor residual (10% del precio)	US \$	-30000
Valor a recobrar con el trabajo	US \$	265000
	US \$/h	US \$/TM
Costo de depreciación	14.72	0.42
Costo de inversión (CI)	7.50	0.21
Tasa de interés (15%)		
$CI = (N+1)(Precio)(tasa)/(2N)(h/año)$		
Costo de seguro (CS)	0.75	0.02
Tasa de seguro (1.5%)		
$CS = (N+1)(Precio)(Tasa)/(2N)(h/año)$		
Total	22.97	0.66

COSTO DE LIMPIEZA	US \$/h	US \$/TM
Costo de operación	25.51	0.73
Costo de posesión	22.97	0.66
Total	48.48	1.39

### 6.6. Costo de transporte

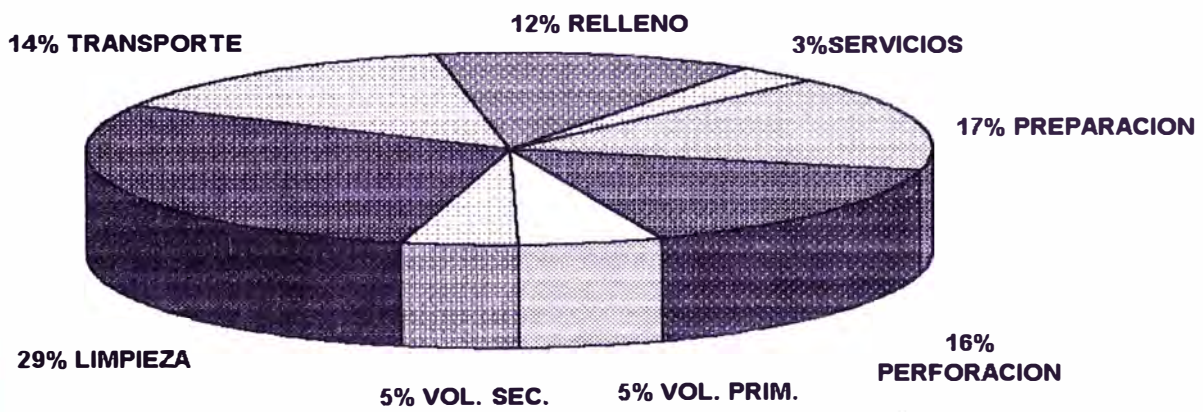
COSTO DE TRANSPORTE		
Marca	Volvo	NL12
Capacidad	m <sup>3</sup>	12
Costo de alquiler	US \$/TM	0.7

### 6.7. Costo de relleno

COSTO DE RELLENO HIDRAULICO		
Gravedad específica		3.43
Densidad de pulpa	gr/lt	1865
Porcentaje de sólidos en pulpa	%	65
Caudal	m <sup>3</sup> /h	30
Costo	US \$/ m <sup>3</sup>	1.82
	US \$/TM	0.60

### 6.8. Resumen de costos

COSTO DE PRODUCCION MINA CON L.B.H	
Actividad	US \$/TM
Preparación	0.80
Perforación	0.75
Voladura primaria	0.26 ✕
Voladura secundaria	0.23 ✕
Limpieza	1.39
Transporte	0.70
Relleno	0.60
Servicios	0.15
<b>Total</b>	<b>4.88</b>

**DIAGRAMA DISTRIBUCION DE COSTOS L.B.H.**

## CAPITULO VII

### 7. DISCUSION DE RESULTADOS

Los resultados se enfocará en base a las eficiencias y costos obtenidos, para ello se hace un cuadro comparativo con otros métodos mas comunes aplicados en el Perú.

EFICIENCIAS LOGRADAS CON EL METODO L. B. H.		
Productividad	TM/h gdia.	25
Consumo de explosivos	Kg./TM	0.22
Perforación específica	m/TM	0.09
Radio de preparación (R. P.)	m/TM extraídas	5/1000
Producción en labores de preparación (P. L. P.)	%	10
Dilución	%	17
Recuperación	%	70
Duración promedio del blocks	meses	1.5

Método	Perf. espec. m/TM	F. de pot. Kg./TM	R. de Prep. m/1000 t. e.	P.L.P. %	Dilución %	Recup. %	Productividad TM/h gdia	Costo operativo US \$/TM
Cámaras y pilares	1.22	0.29	4.4	8	5-10	75	10	5.71
Almacenamiento	0.99	0.32	12.7	18.7	15-33	85	10	3.85
Subniveles	0.25	0.31	3.9	9.4	5-25	80-84	20	3.90
Cráteres verticales (V.C.R.)	0.37	0.48			17	60	20	3.92
Corte y relleno ascendete	0.74	0.26	5.9	10.4	10-35	45-95	12	5.67
Corte y relleno descendente	0.67	0.24	1.3	3.7	5	90-95	10	6.98
L. B. H.	0.10	0.22	5	10	17	70	25	4.88

Fuente: Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea aplicados en el Perú - INGEMMET

### CUADRO COMPARATIVO DE EFICIENCIAS Y COSTOS

## 7.1. Ventajas del método

- Alta productividad y bajos costos
- La relación de la preparación con la producción es alta
- Exigencia de poca mano de obra
- Buena seguridad para personal y equipos
- Buena ventilación
- Laboreo continuo
- Velocidad de minado alto
- Operaciones unitarias independientes
- Concentración de la producción en pocos labores
- Posibilidad de empleo de rompebancos móviles en las labores
- Se puede aplicar todo los adelantos en la tecnología de perforación, voladura, carga y transporte que permitan una simplificación de las operaciones

## 7.2. Desventajas del método

- Labores preparatorias amplias
- Gastos elevados en preparación
- Necesidad de controlar bien la planificación y la producción
- El control de leyes es mas difícil
- Baja recuperación
- No posibilita la explotación selectiva
- Alta dilución
- Mala fragmentación
- Requiere de voladura secundaria o rompebancos
- Formación de grandes aberturas que pueden desestabilizar el área circundante
- Requerimiento de mano de obra especializada (planeamiento, diseño y operación)



## CAPITULO VIII

### 8. CONCLUSIONES

- Los cuerpos Betsheva - Primavera son parte de la mina Catuva, la zona de evaluación corresponde al Nv. 440, teniendo como límite superior el piso del Nv. 490, es decir 50 m. de altura. En extensión longitudinal abarca desde la Cámara N° 3 hasta la cámara N° 25, entre las cuales hay una distancia aproximada de 350 m. Betsheva se ubica entre las cámaras N° 3 y 13, Primavera entre las cámaras N° 14 y 25. Encima del Nv. 440 están los subniveles 452 y 464 cada 12 m. de altura. En las cámaras 9 y 21 ya se ya se inició a la explotación con taladros largos.
- Betsheva y Primavera tienen una orientación concordante con el contacto - falla del intrusivo, con la caliza skarnizada y la caliza marmolizada, esto es, rumbo N25° a 35°W y buzamiento 70° - 75° SW. La caliza skarnizada tiene diferente grado de mineralización, presentando zonas de mayor concentración de mineral con leyes más altas y variando las leyes hasta incluso presentar zonas de caliza skarnizada estéril; estas variaciones son longitudinales, transversales y en vertical. Las zonas de mineral económico a explotarse han sido contorneadas por el Departamento de Planeamiento en función a esta variación de leyes, resultando los cuerpos mineralizados a explotarse de forma lenticular alargado, que se va angostando en profundidad, con potencias de mineral que varía de 2 a 8 m. La caja techo no esta bien definida, existe en esta, caliza skarnizada

con minerales de baja ley y/o estéril. La caja piso esta un poco mejor definida, la cual esta constituida tanto por calizas skarnizadas como por calizas marmolizadas. Todas estas calizas constituyen parte de la formación Jumasha.

- Los sistemas de estructuras mayores o principales concuerda con el sistema de fallamiento general de la mina Catuva, están presentes los dos siguientes sistemas mas importantes: las fallas paralelas al contacto fallado con el intrusivo, estas son las fallas longitudinales de rumbos N 10° - 20° W y buzamientos de 60° a 80° SW promedios; y, las fallas transversales que tienen rumbos con tendencias EW y altos buzamientos hacia el sur. Las estructuras menores están conformadas principalmente por fracturas de corte o microfallas, en cada estación de medición (Em) se observa que las principales familias de discontinuidades están asociadas a los dos sistemas de estructuras mayores (fallamiento). En general la masa rocosa del yacimiento presenta adicionalmente a lo señalado 1, 2 o 3 sistemas de discontinuidades menores mas discontinuidades aleatorias, debido a los varios eventos tectónicos. Las características estructurales de todos estos sistemas de discontinuidades estructurales se presentan en el numeral 3.1.3.
  
- Los valores de calidad de la masa rocosa expresados en términos RMR (Bieniawski, 1989), indican que en Betsheva - Primavera predominan las rocas de calidad REGULAR (RMR 42 - 59), pero también están presentes

en menor proporción rocas de calidad MALA (RMR 24 - 36) y MUY MALA (RMR 20).

- La información registrada muestra que la característica principal de esta zona de evaluación es su variabilidad espacial, lo cual ha generado una complicada presentación de los dominios estructurales, dado que estas presentan un conjunto de bolsonadas mineralizadas de características geológicas y geotécnicas diferentes, muy anisotrópicas en los cuerpos mineralizados y en sus cajas. En total se presentan 4 dominios estructurales (ver Láminas del 3 al 6), los dominios DE1 (RMR 50 - 57) y DE2 (RMR 40 - 43) presentan calidad REGULAR, el dominio DE3 (RMR 24 - 36) calidad MALA y el dominio DE4 (RMR 20) calidad MUY MALA. Las características estructurales de estos dominios se presentan en el numeral 3.3.
- La resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta por dominios estructurales es: DE1 58 Mpa, DE2 51 Mpa, DE3 26 Mpa y DE4 10 Mpa. Los valores considerados para los parámetros "mi" y "s" y respectivamente para las rocas calcáreas 7 y 1 y para el mineral 10 y 1. El peso unitario considerado para las rocas calcáreas es 2.3 TM/m<sup>3</sup>, para el mineral 3 TM/m<sup>3</sup>. Los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales considerados para la roca calcárea son: ángulo de fricción 30° y cohesión 100 Kpa. Para el mineral el ángulo de fricción considerado es de 32° y la cohesión de 130 Mpa. Estos valores son válidos para el rango de los dominios DE1 a DE3, en el dominio DE4, por su calidad de

muy mala no es aplicable. Los parámetros de resistencia de la masa rocosa son presentados en el numeral 3.4.3.

- En relación a las condiciones de presencia de agua subterránea, existen goteos localizados en los cuerpos mineralizados y cerca de ellos, siendo mas notables los goteos en zona de skarn de las cámaras 3 al 6, en otras cámaras en las partes cercanas al intrusivo se presentan también goteos, y en algunos otros lugares en las cajas, que mayormente se encuentra húmedas.

Para la zona Betsheva - Primavera el nivel de esfuerzos in - situ vertical actuante es aproximadamente de 8 a 9 Mpa, habiéndose considerado un valor de  $K=1$ . El factor de competencia varía de 3 a 6, lo que nos indica que la estabilidad será función del tiempo y de las características de la roca.

Los anchos máximos y alturas permisibles, en metros, para cada dominio estructural son respectivamente: DE1 16 y 23, DE2 9 y 14, DE3 6 y 9, DE4 3 y 3. Para el caso de los dominios DE1 y DE2, los anchos y las alturas superan respectivamente la potencia máxima del mineral económico y la altura establecida para los subniveles (12 m), consecuentemente aquí puede proceder sin problemas la aplicación de la técnica de los taladros largos, haciendo cortes completos entre los subniveles. Para los casos de los dominios DE3 y DE4 no sucede lo mismo, consecuentemente el minado deberá efectuarse en por lo menos

dos cortes (DE3) o convencionalmente (DE4). El tiempo de autosostenimiento para los dominios DE1 y DE2 es 3 meses, para el dominio DE3 2 semanas y para el dominio DE4 3 a 4 días.

La dirección preferencial de avance de las excavaciones es de NW a SE, la cual coincide para el caso de los tajeos con la dirección de avance implantado en la mina Raura en Betsheva - Primavera y también con el rumbo de los cuerpos mineralizados. Este aspecto es favorable para la estabilidad de los tajeos. Para el caso de las labores de avance, las que se encuentran paralelos al rumbo de los cuerpos mineralizados tienen las mismas condiciones favorables para la estabilidad; las que son casi perpendiculares al rumbo de los cuerpos mineralizados tienen condiciones menos favorables para la estabilidad. Según el concepto de abiertos máximos y tiempos de autosostenimiento, el minado puede proceder ascendentemente.

Los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada, revelan la formación de cuñas importantes tanto en el techo como en las paredes de los tajeos, pero estas presentan adecuadas condiciones de estabilidad o factores de seguridad que es lo mismo.

- Los resultados del análisis de estabilidad controlado por esfuerzos, revelan que: por un lado es necesario el uso de relleno de tajeos, por otro lado, la necesidad de utilizar sostenimiento en tajeos en los dominios DE3 y DE4.

- Por tanto, en los Cuerpos Betsheva - Primavera cuyos dominios estructurales pertenecen a DE1 y DE2, la evaluación geomecánica ha indicado la factibilidad de realizar el minado hasta una altura de 23 y 14 m., ancho máximo de 16 y 9 m. respectivamente, cuyos vacíos deben ser rellenados en un máximo de 3 meses ya sea con relleno convencional o hidráulico de acuerdo a la velocidad de explotación, consecuentemente en adelante se plantea una alternativa de minado de estos blocks, a la que denominamos: METODO DE BANQUEO CON TALADROS LARGOS ó LARGE BLAST HOLE (L.B.H.).
  
- Los criterios que deben tenerse en cuenta para seleccionar el método de explotación más adecuado para el laboreo de un determinado criadero, están influenciados por una serie de parámetros cuya importancia varía con la situación geográfica, el nivel de desarrollo de la tecnología y de la economía del país donde se encuentra, y, además el factor tiempo. Es decir, que los parámetros de los que dependen esta selección, unos son de valoración fácil y otros de valoración difícil, y sólo pueden considerarse fijos en un lugar y tiempo determinados.
  
- Las condiciones y criterios de selección considerados para aplicar el método propuesto, en los Cuerpos Betsheva-Primavera del nivel 440 y 452, específicamente en las cámaras 21 y 9 respectivamente son los siguientes:
  - Posición espacial, forma y tamaño del criadero
  - Leyes y valor del mineral

- Propiedades geomecánicas del mineral y de la roca encajonante, etc.
- Debido a los inconvenientes que presenta la perforación radial como son: difícil control en la perforación y voladura, la presencia de bancos del orden del 15% a más que requiere voladura secundaria, alto costo de perforación y bajo índice de perforación por la presencia de estratos, juntas y fallas, alta dilución mayor de 20%. Se vio por conveniente aplicar la perforación paralela, por que tiene la ventaja de poder dar un espaciado uniforme a los taladros con unas condiciones ideales de distribución de energía y de rotura, la perforación se puede realizar en forma ascendente o descendente que permita un mejor control en el emboquillado y perforación paralela a los contactos de las cajas, por las razones expuestas se elige el método mencionado y se le denomina METODO DE EXPLOTACION POR BANQUEO CON TALADROS LARGOS ó LARGE BLAST HOLE (L.B.H.).
- El método L.B.H. llamado también método de banqueo con taladros paralelos viene a ser la aplicación de los principios de minería superficial a minería subterránea, se preparan cámaras longitudinales a lo ancho del cuerpo mineralizado a partir de las dos galerías de cabeza y base de la explotación, entre las que se perforan una chimenea de comunicación en la pared frontal prevista en la cámara que sirve de cara libre para iniciar la voladura del tajeo.

En estas galerías de cabeza y base se practica un realce de unos 3.5 m. y se ensanchan mediante desquinces hasta la dimensión que se haya previsto para la cámara en nuestro caso es en todo el ancho del cuerpo mineralizado.

- A continuación se inician las voladuras al rededor de la chimenea, empleada como cara libre, para dejar preparado el frente de arranque de la cámara. Queda así individualizado el bloque de mineral a explotar, limitado por dos cámaras en cabeza y base de la explotación y por el frente con una abertura vertical o slot de 2 a 3m. de espesor, ancho de la cámara y altura del banco.

Una vez preparado el banco, se perforan taladros paralelos, distribuidos de acuerdo al diseño de la malla, sea en forma ascendente o descendente, con el equipo SIMBA H - 157 (martillo en superficie) electro - hidráulico con diámetro de broca de 2.5" y barras de extensión de 38 mm x 1.50 m, con profundidad de perforación de 9 a 12 m. siguiendo el buzamiento de la veta, paralela a los contactos de las cajas.

La rotura se inicia en retirada empleando como cara libre la abertura o slot que sirve de salida a los tiros de banqueo, normalmente se dispara por filas de acuerdo al tonelaje requerido.



## CAPITULO IX

### 9. RECOMENDACIONES

Los anchos máximos y alturas permisibles, en metros, para cada dominio estructural son respectivamente: DE1 16 y 23, DE2 9 y 14, DE3 6 y 9, DE4 3 y 3. Para el caso de los dominios DE1 y DE2, los anchos y las alturas superan respectivamente la potencia máxima del mineral económico y la altura establecida para los subniveles (12 m), consecuentemente aquí puede proceder sin problemas la aplicación de la técnica de los taladros largos, haciendo cortes completos entre los subniveles. El tiempo de autosostenimiento para los dominios DE1 y DE2 es 3 meses, para el dominio DE3 2 semanas y para el dominio DE4 3 a 4 días. La seguridad del método está en función de la velocidad del minado.

Para el caso del dominio DE3, el ancho permisible de las excavaciones (tajeos) está en el orden de magnitud de la potencia máxima del mineral económico. Pero la altura permisible de los tajeos es menor que la altura establecida para los subniveles. Luego el minado de un subnivel puede realizarse en por lo menos dos cortes, o alternativamente podría realizarse un solo corte con taladros largos utilizando prácticas de voladura controlada (para el control de la estabilidad de las cajas) y rapidéz en el ciclo de minado.

Para el caso del dominio DE4, tanto el ancho como la altura permisible de los tajeos son superados por la potencia máxima del mineral económico y la altura entre subniveles. Es recomendable en este caso que el minado proceda en forma convencional, como actualmente se viene ejecutando: Corte y relleno ascendente. En ciertos casos habrá necesidad de recuperar mineral remanente, en estos se tendrá que utilizar relleno cementado para lograr paredes autoestables.

Por los resultados de los análisis de estabilidad realizados y por la práctica del método de explotación, podemos establecer que es necesario el uso de relleno en los tajeos. En los dominios DE1 y DE2 se recomienda el uso del relleno hidráulico sin cemento y para los dominios DE3 y DE4, habrá necesidad de utilizar relleno cementado para la recuperación de mineral remanente, a fin de conseguir paredes autoestables en relleno. Para las características de minado y rango de dimensiones aquí establecidas, y según experiencias en otras operaciones mineras, una mezcla de 1/20 a 1/25 podría ser suficiente, sin embargo se recomienda realizar investigaciones adicionales sobre mezclas y resistencias de relleno cementado, dado que los relaves de cada operación minera tiene sus propias características de comportamiento.

- Para los casos de los dominios DE3 y DE4 es necesario la utilización de sostenimiento. En el dominio DE3, la alternativa de sostenimiento sería: Pernos temporales (split sets) espaciados de 1 m. más Shotcrete simple de 2" de espesor. Para el dominio DE4, la alternativa de sostenimiento

sería el mismo que el DE3 pero con la diferencia de que se utilizaría malla de refuerzo para el shotcrete.

Se recomienda seguir aplicando taladros paralelos para alcanzar mayores índices de perforación y buena fragmentación del disparo.

Se recomienda contar con el apoyo topográfico, esto permite determinar lo siguiente:

- Marcar el eje de la perforación, considerando la altura del equipo de perforación
- Marcar las filas de perforación, de acuerdo al burden calculado
- En base a la información topográfica y geológica, se diseña el plano de perforación a una escala 1/500.

El plano de perforación deberá tener la información del ángulo de inclinación de perforación de los taladros, longitud de los taladros, para esto el perforista deberá ser entrenado, por que mucho depende de la perforación que el disparo sea excelente, en algunas minas este trabajo esta a cargo de topografía para el control de la perforación.

Es muy importante perforar de acuerdo al plano de perforación, respetando los ejes, las longitudes de perforación, especialmente el espaciamiento entre taladros en los topes o extremos del taladro, en este caso se ha considerado un espaciamiento de 2 m. Este espaciamiento

mucho influye en el tamaño de material para la etapa de la extracción de mineral.

Otro detalle importante son los taladros de contorno, llamados taladros de recorte o taladros de precorte, esta perforación es mas densa o sea el espaciamiento entre taladro y taladro es menor y a su vez es cargado con baja cantidad de explosivo, la función importante de esto es que no se origine agrietamiento en las paredes y techos límites del tajeo, por que en la etapa de voladura y extracción se exponen paredes muy altas donde no hay acceso para desquinchar y necesariamente hay que accesar bajo estas condiciones al tajeo, por esto el empleo de scoop a control remoto en muchas minas. Como se observa todo esto esta sujeto a una buena perforación.

Es importante que de ninguna manera llegue explosivos a las cajas, para evitar malograr dichas paredes, con riesgo de estar posteriormente frente a problemas de planchoneo de las cajas y evitar la dilución.

En voladuras cercanas a instalaciones o superficie se recomienda el uso del recorte en reemplazo del precorte, por que genera menor nivel de vibración.

Como normalmente se trata de taladros largos, como regla general debe recordarse que podemos obtener un buen fracturamiento si usamos

retardos cortos entre taladro y taladro pudiendo darle espaciamiento (E) considerables y burdenes (B) conservadores.

Se recomienda seguir realizando la evaluación de las voladuras y probar otros explosivos de mayor poder con el fin de mejorar el performance de la voladura.

Aumentar el ancho y altura de corte hasta alcanzar los límites máximos permisibles descrita en el numeral 3.7.1.

- En la etapa de limpieza del tajeo es recomendable instalar iluminación en el subnivel superior para visualizar el terreno, posibles fracturas, desprendimientos, etc.

Hasta cierto momento de la limpieza el scoop es operado por el operador, pero al disparar las últimas filas la exposición del equipo es mayor en área expuesta, por tanto se recomienda contar con un scoop a control remoto, manteniendo un buen sistema de minado con seguridad para el personal y equipos.

- La mecanización y la innovación del método de minado en todo sus sistemas unitarios nos permitiría bajar en forma notable los costos, de esa manera estaríamos a un nivel competitivo y afrontar con éxito las fluctuaciones del precio de los metales en el mercado.

## CAPITULO X

### 10. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Angeles Carlos “ Estructuras y Estratigrafía del Margen Occidental del Distrito Minero de Raura” Setiembre de 1997
- Bieniawski Z. T. “Engineering rock mass clasifications” John Wiley & Sons, 1985.
- Brady B. H. & Brown E. T. “Rock mechanics in underground mining” Ed. George Allen & Unwin, 1985.
- Córdova Rojas David “Evaluaciones geomecánicas de la masa rocosa de los yacimientos Colquijirca, Ishcaycruz, Juanita, Casapalca, Parcoy y otros” Informes técnicos.
- Hoek E. & Brown E. T. “Excavaciones subterráneas en roca” Mexico 1985.
- Hustrulid W. A. “Underground mining methods handbook” AIME, 1982.
- INGEMMET - KFW - OIM “Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea aplicados en las minas del Perú”, 1991.

- Ramirez Oyanguren - L. de la Cuadra Irizar - R. Lain Huerta - E. Grijalbo Obeso "Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea" España 1978.
- Per - Anders Persson, Roger Holmberg y Jaimin Lee "Rock Blasting and Explosives Engineering" EE. UU. 1994.
- Revista Minas, "II Simposium Nacional de Perforación y Voladura de Rocas" UNI - 1992.
- Revista Minas, "III Simposium Nacional de Perforación y Voladura de Rocas" UNI - 1995.
- Seminario, "Selección de Equipo y Maquinaria en la Industria Minera" UNI - 1996.
- Revista Minas, "IV Simposium Nacional de Perforación y Voladura de Rocas" UNI - 1997.
- Tecnología de Explosivos, Dr. Carlos Agreda.
- Teoría de Voladura de Rocas, Dr. Carlos Agreda.

## **CAPITULO XI**

### **11. ANEXOS**

#### **ANEXO 1**

##### **FIGURAS**

1 y 2 Gráfico de Estabilidad estructuralmente controlada

3 y 4 Gráfico de Estabilidad controlada por esfuerzos

#### **ANEXO 2**

##### **DATOS BASICOS DEL MAPEO GEOTECNICO**

#### **ANEXO 3**

##### **LAMINAS**



## ***ANEXO 1***

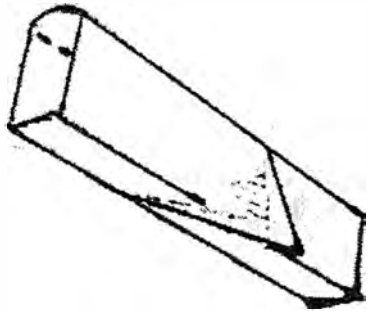
### ***FIGURAS***

***1 Y 2 ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA***

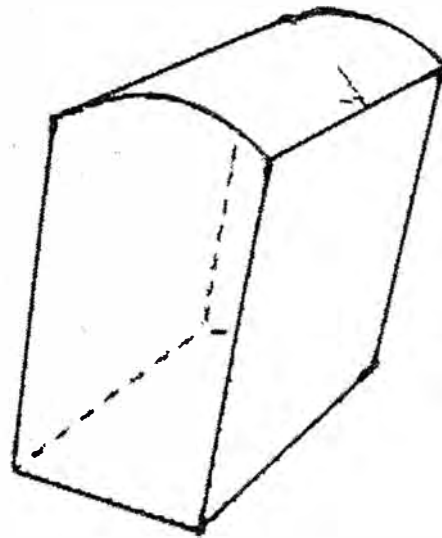
***3 Y 4 ESTABILIDAD CONTROLADA POR ESFUERZOS***

Zona Betsheva Primavera S123

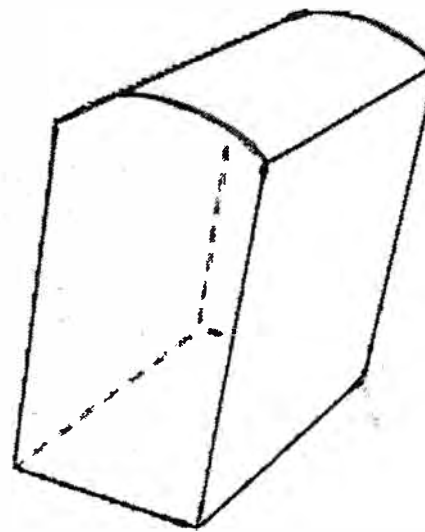
**SELECT WEDGE**



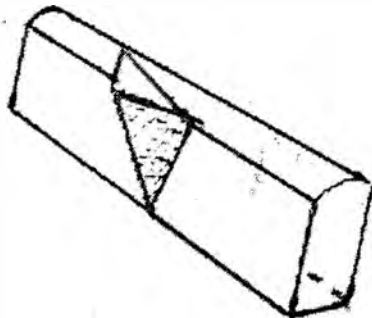
1



2



3



4

NO  
WEDGE  
FORMED

5

NO  
WEDGE  
FORMED

6

Wedge # 1  
516 Tonnes  
Wedge stable  
S.F. = +inf

Wedge # 2  
0.0 Tonnes  
Wedge Falls  
S.F. = 0.00

Wedge # 3  
May rotte on  
J2  
74/259  
S.F. = 9.38

Wedge # 4  
540 Tonnes  
May slide on  
J2 J1  
74/259 76/178  
S.F. = 1.73

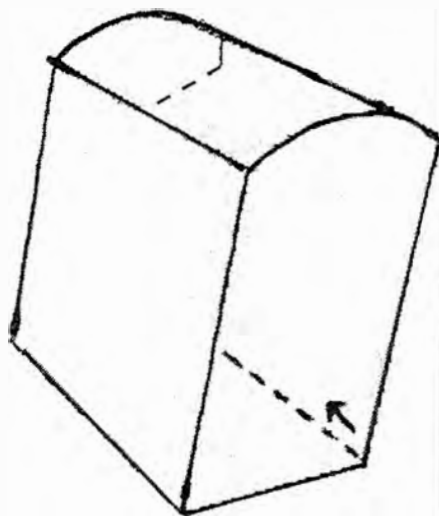
Wedge # 5  
NO  
WEDGE  
FORMED

Wedge # 6  
NO  
WEDGE  
FORMED

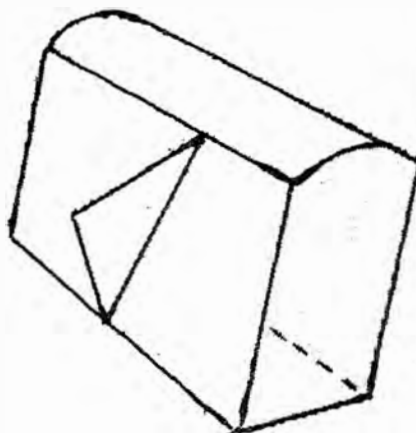
> Select view ([Esc] to abort>

Zona Betsheva Primavera S123

**SELECT WEDGE**



1



2

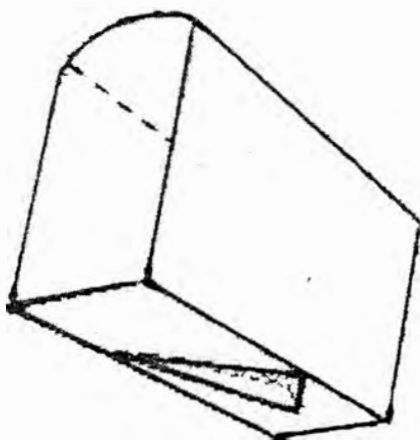
NO  
WEDGE  
FORMED

3

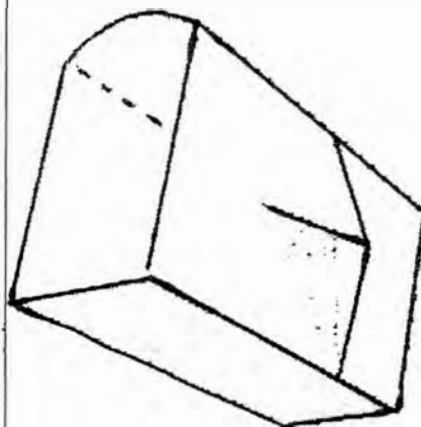
Wedge # 1  
2.0 Tonnes  
My rotate on  
J1  
76/178

Wedge # 2  
77 Tonnes  
My rotate on  
J1 J2  
76/178 74/259

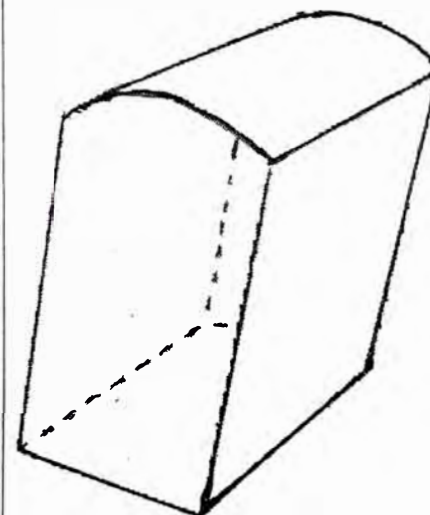
Wedge # 3  
NO  
WEDGE  
FORMED



4



5



6

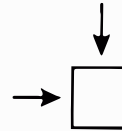
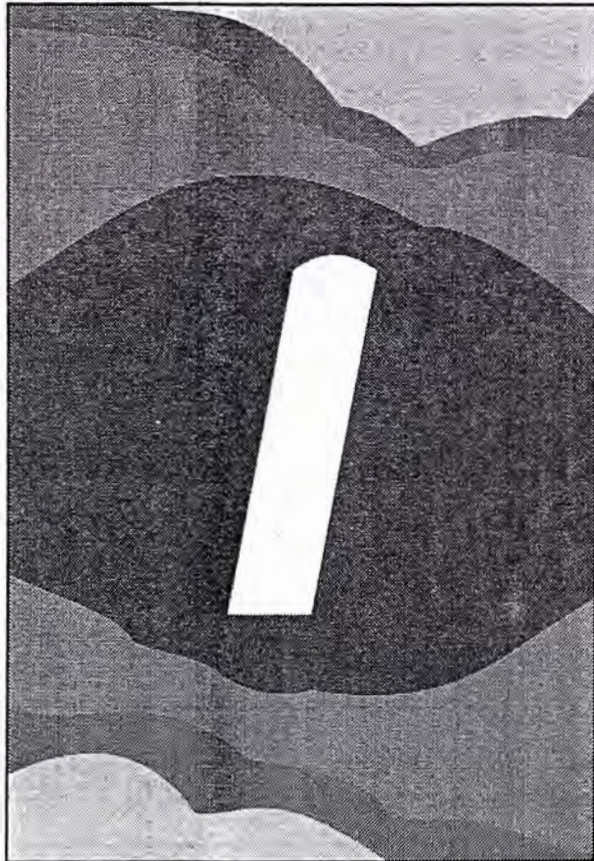
Wedge # 4  
9.7 Tonnes  
Wedge stable  
S.F. = +INF

Wedge # 5  
77 Tonnes  
May slide on  
J3  
37/090  
S.F. = 1.89

Wedge # 6  
0.2 Tonnes  
Wedge falls  
S.F. = 0.00

# Análisis de Esfuerzos Zona Catuva DE1

## SAFETY FACTOR



DATE: 2/16/98  
TIME: 18:08

MODEL  
PARAMETERS

# Node = 165  
# F.E. = 277  
# B.E. = 20

FIELD STRESS

$\sigma_1 = 8$   
 $\sigma_3 = 8$   
 $\theta = 90$   
 $\sigma_2 = 8$

\* Tension  
X Shear

X = -17.2578  
Y = 19.1009

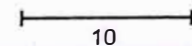
TENSION



0.00 1.00 2.00 3.00 4.00 5.00



SCALE



10

# Análisis de Esfuerzos Zona Catuva DE2

## SAFETY FACTOR

DATE: 2/16/98  
TIME: 18:10

MODEL  
PARAMETERS

# Node = 174  
# F.E. = 297  
# B.E. = 20

FIELD STRESS

$\sigma_1 = 8$

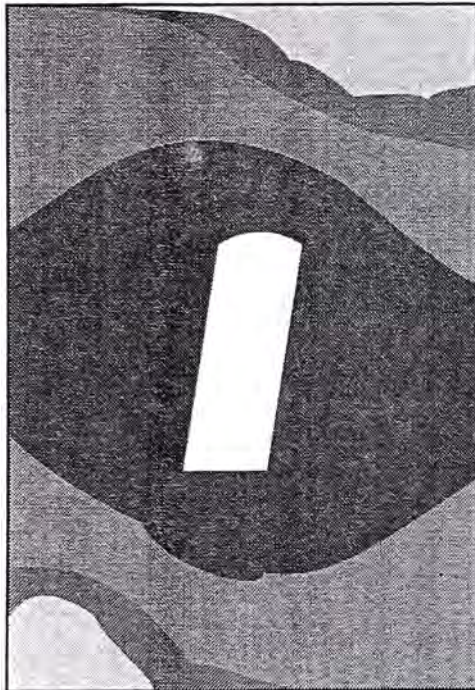
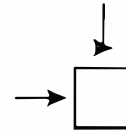
$\sigma_3 = 8$

$\theta = 90$

$\sigma_2 = 8$

Tension  
X Shear

X = -12.8199  
Y = 14.633



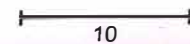
TENSION



0.00 1.00 2.00 3.00 4.00 5.00 +



SCALE



10

## ***ANEXO 2***

### ***DATOS BASICOS DEL MAPEO GEOTECNICO***



Mina Raura

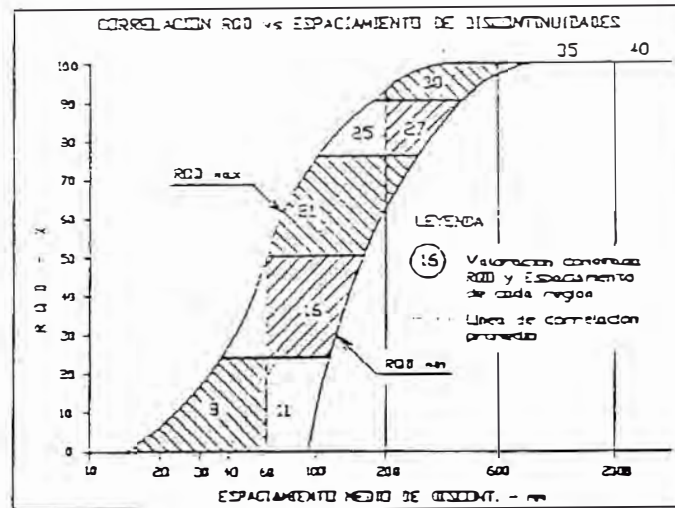
N°	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO ( R.M.R.)																						
	ESTACION	RUMBO AZMUT DIR BUZ	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO	RANGO DE VALORES			VALORACION																	
E	4	6	0	4	0																						
TIPO DE ROCA					FREC FRACTURA											VALOR ESTIMADO											
A	%	B	%	C	%	CISC. / m	R. COMPRES UNIAXIAL (MPa)	> 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	X	< 25 (2)	< 5 (1)	< 10 (1)	1	1										
S	C	5	0	S	W	3	0	D	2	0																	
TIPO		ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS		ESPACIAMIENTO (m)		CONDICION DE JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA		VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =													
ESTRUC.	RUMBO AZMUT DIR	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR			PERSISTENCIA	APERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	INTemperiza															
O	0	1	0		5			1m long. (6)	Cerrada (6)	Muy rugosa (8)	Limon (8)	Sana (8)	Seco (15)	X	Humedo (10)	Mojado (7)	Gotoso (4)	Flojo (2)	5	10							
O	1	1	0		5			1.3 m Long (4)	X < 0.1 mm apert (5)	Rugosa (5)	Duro < 5 mm (4)	Lig. intemper. (5)															
O	2	9	0		6			3 - 10 m (2)		Lig. rugosa (3)	Duro > 5 mm (2)	Mod. intemper. (3)															
O	1	5	5		5			10 - 20 m (1)		Lisa (1)	Suave < 5 mm (1)	Muy intemper. (2)															
O	3	1	5		8			> 20 m (0)		Espero de bita (0)	Suave > 5 mm (0)	Descompuesto (0)															
										CLASE DE MACIZO ROCOSO																	
						RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	0																
						DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA																

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. MPa
R1	Desmenuable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenua con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desmenua con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenua con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningun signo de intemperismo en la roca. Quizas lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales.
II LIGERO	La decoloracion indica intemperismo de la roca y superf. de disc. La roca decolorando extensamente es mas debil que en su condicion sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca esta desmenuado o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso.
IV MUY INTEM.	Mas de la mitad de la roca esta desmenuado o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nucleo rocoso.
V DESCOMP.	Toda la roca esta desmenuado o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.



ABREVI. ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

COMENTARIOS ADICIONALES
Textura de arena cementada
zona mineralizada

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
S	Sarcosa
C	Cauza
S W	Stock Word
D	Devitas
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
O	Cercas
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

RQD = Índice de calidad de rocas 10  
 Jn = N° de sistemas 15  
 Jr = rugosidad 0.5  
 Ja = grado de alteración 4  
 Jw = influencia de agua 1  
 SRF = factor de esfuerzos 5  
 Q = (10/15) X (0.5/4) X (1/5)  
 Q = 0.02 ROCA MUY MALA



Mina Raura

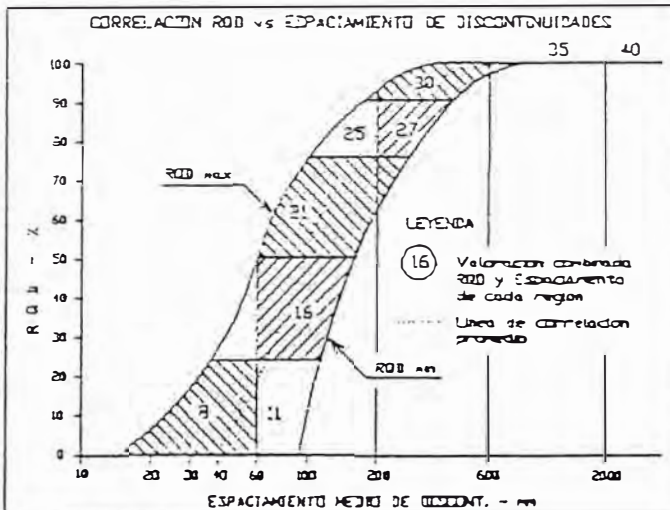
N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)													
	RUMBO AZMUT DIR BUZ		BUZAMIENTO		DESDE	HASTA	PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALCRACION					
E 47	0	4	5	0	0															
TIPO DE ROCA							FREC. FRACTURA		VALCR ESTIMADO											
A	%	B	%	C	%		DISC./m	R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	> 750 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	X	25 - 50 (4)	< 25 (2)	< 5 (1)	< 10 (1)	1	5		
S	C	1	0	0			2	1	ROD (%)	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	X	25 - 50 (8)	< 25 (3)	< 10 (1)	2	8		
RELENO							COMENTARIOS		ESPACIAMIENTO (m)		> 2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X	0.08 - 0.2 (8)	< 0.08 (5)		3	8	
ESTRUC.		RUMBO AZMUT DIR BUZ		BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		TIPO		ESPESOR		CONDICION DE		JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA				
O		0	0	0	3	2	4	L	A		2									
O		1	5	0	5	4	3													
O		2	8	5	8	5	3													
O		1	1	5	1	5	3													
										VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =										38
										CLASE DE MACIZO ROCOSO										IV
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		0										
DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA										

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. MPa
R1	Desmenuza con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requieren varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningun signo de intemperismo en la roca. Quizas lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades primarias
II LIGERO	La decoloracion indica intemperismo de la roca y superf. de disc. La roca decolorada estandarmente es mas debil que en su condicion sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca esta descompuesta o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso
IV MUY INTEM.	Mas de la mitad de la roca esta descompuesta o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nucleo rocoso
V DESCOMPU.	Toda la roca esta descompuesta o desintegrado a suelo. La estructura continua de la muestra rocosa que se presentaba en...



ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.08 - 0.2 m
5	< 0.08 m

COMENTARIOS ADICIONALES

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

S	Slam
C	Caiza

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

O	Ocasos

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO


SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

ROD = Índice de calidad de rocas	25
Jn = N° de sistemas	12
Jr = rugosidad	2
Ja = grado de alteración	3
Jw = influencia de agua	0.08
SRF = factor de esfuerzos	5
Q = (25/12) X (2/3) X (0.7/5)	

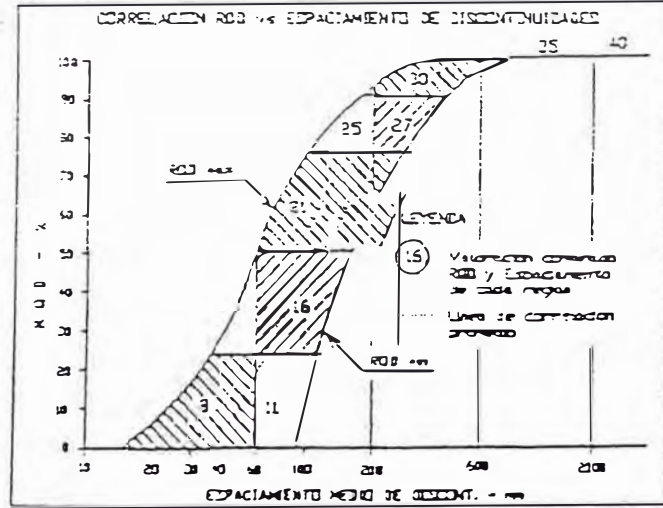




Mina Raura										VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
N°	ORIENTACION DE LA CARA					TRAMO					PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALORACION		
	ESTACION	RUMBO	AZIMUT	DIRECCION	SUZALAMIENTO	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE		HASTA	VALOR ESTIMADO	VALORACION					
E	51	0			1	5	0												
TIPO DE ROCA										VALORACION									
A																			
S	C	1	0	0															
TIPO	ORIENTACION					RELLENO					COMENTARIOS	ESPACIAMIENTO (m)					VALORACION		
	ESTRUC.	RUMBO	AZIMUT	DIRECCION	SUZALAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR	ESPACIAMIENTO	ESPACIAMIENTO		ESPACIAMIENTO	ESPACIAMIENTO	ESPACIAMIENTO	ESPACIAMIENTO				
0	2	1	0		3	5		4											
0	2	2	5		2	0		3	M	5									
0	3	2	0		3	4		3											
0	1	0	5		9	0		2											
AGUA SUBTERRANEA										VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) = 50									
CLASE DE MACIZO ROCOSO										III									
DESCRIPCION										MUY BUENA II BUENA II REGULAR IV MALA V MUY MALA									

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. MPa
R1	Desmenuza con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuñeta	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuñeta. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuñeta. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requieren varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

S	Sílex
C	Caliza

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

0	Clasica
---	---------

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO

M	Mineral
---	---------

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración inicia intermitentemente de la roca y superf. de disc. La roca decolorando extensamente es mas fácil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca está decolorada o desmenuzada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nudo rocoso
IV MUY INTEM.	Más de la mitad de la roca está decolorada o desmenuzada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nudo rocoso
V DESCOMP.	Toda la roca está decolorada o desmenuzada a suelo. La estructura

ABREVA.	ESPACIAMIENTO	COMENTARIOS ADICIONALES
1	> 2 m	
2	0.6 - 2 m	
3	0.2 - 0.6 m	
4	0.05 - 0.2 m	
5	< 0.05 m	

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

RQD = Índice de calidad de rocas 40  
 Jn = N° de fallas 12  
 Jr = rugosidad 2.5  
 Ja = grado de alteración 2  
 Jw = influencia de agua 1  
 SRF = factor de esfuerzos 2.5





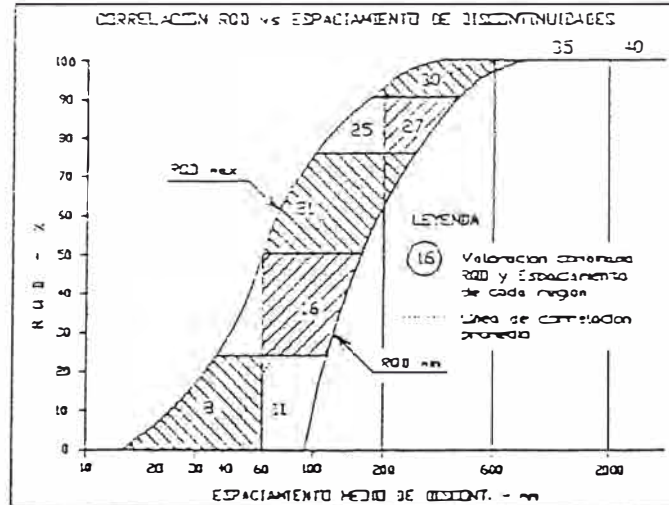


Mina Raura

N°	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO ( R.M.R.)																	
	ESTACION	RUMBO	AZMUT	DIR BUZ	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACION						
E	51	4			1	7	0																	
TIPO DE ROCA							FREQ. FRACTURA																	
A	%	B	%	C	%	DISC. / m		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)	> 250 (15)	100 - 250 (12)	X	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	< 25 (1)	< 5 (1)	< 10 (1)	1	8						
S	C	0	0					ROD (%)	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	X	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	< 25 (3)	< 5 (1)	< 10 (1)	2	9						
TIPO	ORIENTACION				RELLENO		COMENTARIOS		ESPACIAMIENTO (m)	> 2 (20)	0.8 - 2 (15)	X	0.2 - 0.8 (10)	0.08 - 0.2 (5)	< 0.08 (1)	< 0.08 (1)	3	8						
ESTRUC.	RUMBO	AZMUT	DIR	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR			CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1 m long. (8)	1 - 3 m Long. (4)	X	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	1A	2					
F	2	5	0	8	5	4	8	M	1	0	0	CONDICION DE JUNTAS	APERTURA	Cambia (8)	< 0.1 mm abert. (5)	0.1 - 1.0 mm (4)	X	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	1B	1			
F	2	0	5	8	0	4	8	M	1	0	0	CONDICION DE JUNTAS	RUGOSIDAD	Muy rugosa (9)	Rugosa (5)	Lq. rugosa (3)	X	Lisa (1)	Sinca de falta (0)	1C	1			
D	3	0	0	5	0	3	-	-	-	-	-	CONDICION DE JUNTAS	RELLENO	Limpio (8)	Duro < 5 mm (4)	Duro > 5 mm (2)	X	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	1D	1			
D	1	5	0	7	5	3	-	-	-	-	-	CONDICION DE JUNTAS	INTEMPERIZACION	Sana (9)	Lq. intemp. (5)	Mod. intemp. (3)	X	Muy intemp. (2)	Descompuesta (0)	1E	5			
									AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X	Humedo (10)	Mojado (7)	Graso (4)	Flujo (0)	5	10							
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =																		42						
CLASE DE MACIZO ROCOSO																		III						
RMR		100 - 81	90 - 61	50 - 41	40 - 21	0																		
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA																		

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. MPa
R1	Desmenuzable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
S	Sílex
C	Caliza
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	Discontinuidad
F	Falta
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Mineral
B	Sílice

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica intemperismo de la roca y superf. de disc. La roca decolorando externamente es mas débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca está descompuesta o desmenuzada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso
IV MUY INTEM.	Más de la mitad de la roca está descompuesta o desmenuzada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso
V DESCOMP.	Toda la roca está descompuesta o desmenuzada a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva indicada

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

- RQD = Índice de calidad de rocas 40
- J<sub>n</sub> = N° de sistemas 12
- J<sub>r</sub> = rugosidad 2
- J<sub>a</sub> = grado de alteración 2
- J<sub>w</sub> = influencia de agua 1
- SRF = factor de esfuerzos 2.5
- Q = (40/12) x (2/2) x (1/2.5)

ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.8 - 2 m
3	0.2 - 0.8 m
4	0.08 - 0.2 m
5	< 0.08 m

COMENTARIOS ADICIONALES



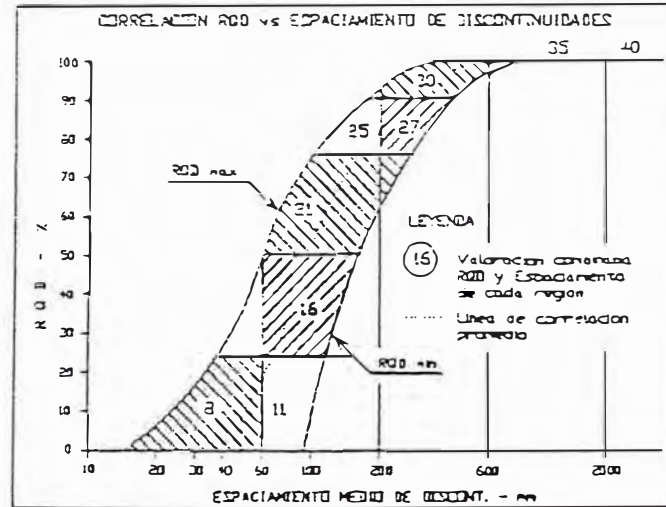


Minera Raura

N°	ORIENTACION DE LA CARA						TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO ( R.M.R.)												
	ESTACION			RUMBO AZMUT DIR BUZ			DESDE		HASTA		PARAMETRO	RANGO DE VALORES				VALORACION					
E	5	7			2	2	0		0	0											
TIPO DE ROCA										FREC. FRACTURA	R COMPRES UNIAxIAL (MPa)	> 50 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	X < 25 (5)	< 10 (1)	1	2		
A	%	B	%	C	%	DESC. m															
S		1	0	0						3	9	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (5)	X < 25 (3)			2	3	
TIPO	ORIENTACION			RELLENO		COMENTARIOS	ESPACIAMIENTO (m)	> 2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X 0.08 - 0.2 (5)	X < 0.05 (5)	3	2							
	ESTRUC.	RUMBO AZMUT DIR	BUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR																
O	2	7	0		2	3															
O	1	5	0		7	5															
O	0	3	0		8	7															
O	1	0	0		4	5															
O	2	0	0		3	0															
AGUA SUBTERRANEA											Seco (15)	Humedo (10)	X Moderado (7)	Coleo (4)	Fufo (3)	5	7				
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =																	30				
CLASE DE MACIZO ROCOSO																					
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	0											IV				
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA															

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. CCMP. MPa
R1	Desmenuza con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
S	Siam
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
O	Quizas
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Mineral

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Quizas lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloracion indica intemperismo de la roca y superf. de disc. La roca decolorando estreitamente es mas debil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca esta descompuesto o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso
IV MUY INTEM.	Mas de la mitad de la roca esta descompuesto o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nucleo rocoso
V DESCCMPU.	Toda la roca esta descompuesto o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIA.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.08 - 0.2 m
5	< 0.08 m

COMENTARIOS ADICIONALES	

SISTEMA NGI - Q de BARTON

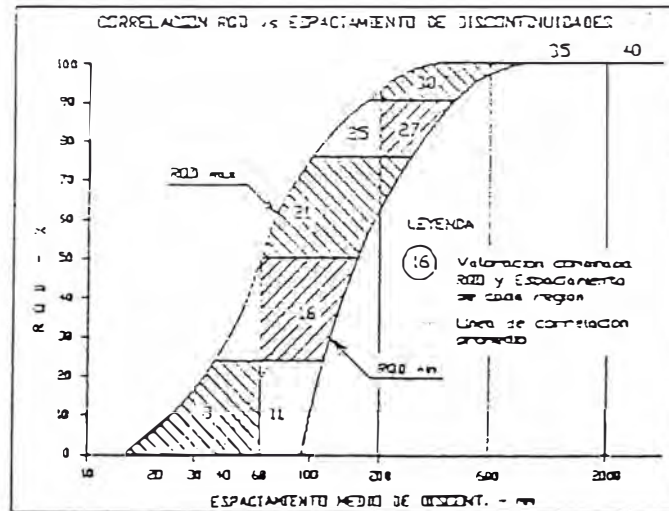
$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

RQD = Índice de cantidad de rocas	30
Jn = N° de sistemas	15
Jr = rugosidad	0.5
Ja = grado de alteración	3
Jw = influencia de agua	0.66
SRF = factor de esfuerzos	5
Q = (20 / 15) x (0.5 / 3) x (0.7 / 5)	
Q = 0.03	ROCA MUY MALA

Mina Raura										VALCRACION DEL MACIZO ROCOSO ( R.M.R.)									
N°	ORIENTACION DE LA CARA					TRAMO					PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALCRACION		
	ESTACION	RUMBO	AZIMUT	DIR	SUZ	SUZAMIENTO	DESCE	MASTA	DESC. (m)	R COMPRES. UNIAIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	X	50-100 (7)	25-50 (4)		<25 (3)	1-5
E	5	8				2	2	0											
TIPO DE ROCA										FREC. FRACTURA	VALCR. ESTIMADO								
A	%	B	%	C	%	DISC. (m)	R COMPRES. UNIAIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)		X	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (3)	1-5				
M	C																		
TIPO	ORIENTACION					RELLENO		COMENTARIOS	ESPACIAMIENTO (m)	VALCR. ESTIMADO									
	ESTRUC.	RUMBO	AZIMUT	DIR	SUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR			>2 (20)	0.5-2 (15)	X	0.2-0.6 (10)	0.05-0.2 (5)	<0.05 (1)	1-5			
D	F					7	0		3		M	5							
D	F					7	4		3		-	-							
D						4	5		3		-	-							
D						5	5		3		-	-							
AGUA SUBTERRANEA										VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =					III				
CLASE DE MACIZO ROCOSO										VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =					III				
DESCRIPCION										I	II	III	IV	V					

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP MPa
R1	Desmenuzable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
S	Salm
C	Carca
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
O	Ocasca
F	Fada
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Mineral

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Quizas lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica intemperismo de la roca y superf. de disc. La roca decolorada externamente es mas débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca esta descompuesta o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nudo rocoso
IV MUY INTEM.	Mas de la mitad de la roca esta descompuesta o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nudo rocoso
V DESCOMPU.	Toda la roca esta descompuesta o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva indist.

ABREVI.	ESPACIAMIENTO	COMENTARIOS ADICIONALES
1	> 2 m	Zona con meta y permal en el
2	0.6 - 2 m	crucero, zona techizada
3	0.2 - 0.6 m	
4	0.06 - 0.2 m	
5	< 0.06 m	

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

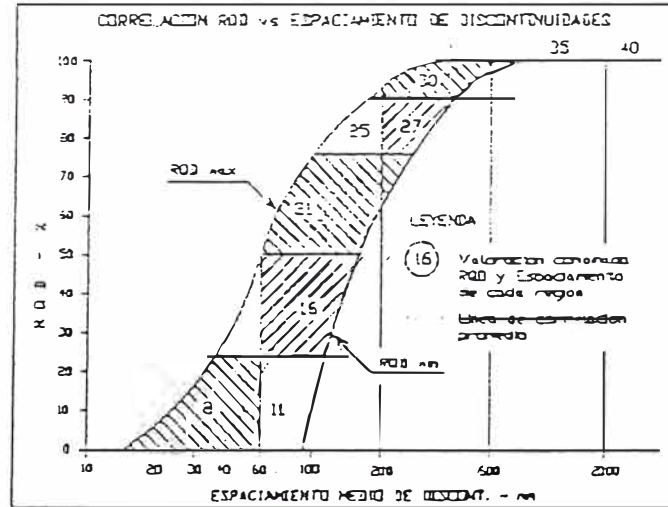
RQD = Índice de calidad de rocas 50  
 Jn = N° de sistemas 12  
 Jr = rugosidad 2  
 Ja = grado de alteración 1  
 Jw = influencia de agua 1  
 SRF = factor de esfuerzos 5  
 Q = 1.7 ROCA MUY MALA

Mina Raura

N°	ORIENTACION DE LA CARA						TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO ( R.M.R.)										
	ESTACION		RUMBO AZMUT DR SUZ		SUZAMIENTO		DESDE	HASTA	PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR ESTIMADO		VALORACION		
E	5	9		2	0	3													
TIPO DE ROCA								FREC FRACTURA											
A	%		%		%		DISC (m)		R COMPRES UNIAIAL (MPa)	> 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	X < 25 (3)	< 10 (1)	1	2		
M	C	: 0 3						1 9		ROD (m)	30 - 100 (20)	15 - 30 (17)	50 - 75 (13)	X 25 - 50 (8)	> 25 (3)	2	8		
TIPO	ORIENTACION				RELLENO		COMENTARIOS		ESPACIAMIENTO (m)		> 2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X 0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	5		
	ESTRUC	RUMBO AZMUT DR	SUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR			CONDICION	PERISTENCIA	< 1m long. (8)	1 - 3 m Long. (4)	3 - 10 m (2)	X 10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	4A	1		
O	F	2	5	0	3	9	5	M	1	5	CONDICION	APERTURA	Cerrada (6)	< 0.1mm abiert (5)	X 0.1 - 1.0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	4
O	F	1	7	0	3	3	4	M	2	5	DE	RUGOSIDAD	Muy rugosa (8)	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Escala de falla (0)	4C	3
O	F	0	7	0	7	0	4	-	-	-	JUNTAS	RELLENO	Unico (8)	Duro < 5mm (4)	X Duro > 5 mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	2
O	F	1	0	0	3	5	3	-	-	-	INTEMPERZA	Sana (8)	Lig. intemper (5)	X Mod intemper (3)	Muy intemper (2)	Desmenuzada (0)	4E	3	
O	F	3	2	0	5	0	3	-	-	-	AGUA SUBTERRANEA	Seca (15)	Humeda (10)	Mojada (7)	X Chub (4)	Plu (0)	5	4	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =																30			
CLASE DE MACIZO ROCOSO																IV			
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	J													
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA													

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. MPa
R1	Calculable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

S	Siam
C	Calca
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
O	Oscuro
F	Falta
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Minera

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica intemperismo de la roca y superf. de disc. La roca decolorada extremadamente es mas debil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca esta desmenuzada o desintegrada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso
IV MUY INTEM.	Más de la mitad de la roca esta desmenuzada o desintegrada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nucleo rocoso
V DESCOMP. U.	Toda la roca esta desmenuzada o desintegrada a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva visible.

ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

COMENTARIOS ADICIONALES
Zone con parras y falla

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

- RQD = Índice de calidad de rocas 25
- J<sub>n</sub> = N° de sistemas 15
- J<sub>r</sub> = rugosidad 2
- J<sub>s</sub> = grado de abstracción 3
- J<sub>w</sub> = influencia de agua 0.66
- SRF = factor de esfuerzos 5
- Q = (25/15) x (2/3) x (0.7/5)
- Q = 0.2 ROCA MALA

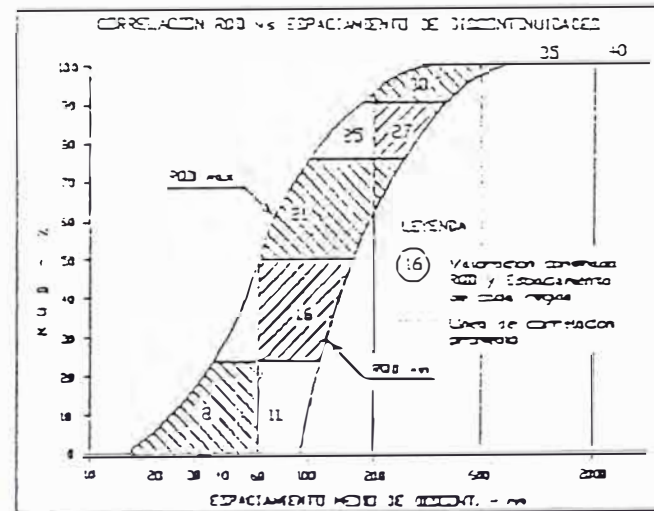




Mina Raura										VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																	
N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO		PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALORACION														
	PLANO	ACUT	DIR	ALC	DESCR	MASTA																					
E 61 2																											
TIPO DE ROCA							-REC																				
A	%	B	%	C	%	DESC (m)	R COMPRES. UNIAIAL (MPa)	1-20	1-51	100-150	1-121	50-100	1-71	X 25-50	41	1-250	1-51	1-10	1	4							
S	1	0	0			2	9	RCD (m)	10-100	1-201	15-20	1-71	50-75	1-121	X 25-50	1-51	1-25	1-31	2	6							
TIPO DE ROCA							-REC																				
ESTRUC							ESPACIAMIENTO (m)	1-2	1-201	0.8-1.2	1-51	1.0-2.0	1-101	X 0.08-0.2	1-31	1-0.08	1-51	3	5								
CONDICION DE							CONDICION	PERISTENCIA	1-1m long	(1)	1-1.1m Long	(2)	1-10 m	(3)	1-10-20 m	(4)	X 1-20 m	(5)	4A	0							
CONDICION DE							CONDICION	APERTURA	1-Camisa	(1)	1-1.1mm apart	(2)	1-1.1-1.0 mm	(3)	X 1-5 mm	(4)	1-5 mm	(5)	4B	1							
CONDICION DE							CONDICION	RUCCSCAO	1-Muy rugosa	(1)	1-Rugosa	(2)	X 1-1/2 rugosa	(3)	1-Lisa	(4)	1-Estado de corte	(5)	4C	3							
CONDICION DE							CONDICION	RELLENO	1-Limon	(1)	1-Duro < 5mm	(2)	X 1-Duro > 5mm	(3)	1-Suave < 5mm	(4)	X 1-Suave > 5mm	(5)	4D	0							
CONDICION DE							CONDICION	INTEMPERIZA	1-Sana	(1)	1-Luz mineral	(2)	X 1-Muy frías	(3)	1-Muy frías	(4)	1-Descompuesto	(5)	4E	3							
CONDICION DE							CONDICION	AGUA SUBTERRANEA	1-Seco	(1)	1-Humedo	(2)	X 1-Mocho	(3)	1-Corrido	(4)	1-Flujo	(5)	5	4							
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =																		27									
CLASE DE MACIZO ROCOSO																											
RMR																		IV									
DESCRIPCION																		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA	

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. CCMP. MPa
R1	Desglose con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuñita	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuñita. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuñita. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requieren varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe espaldas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
S	Skarn
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	Discontinuidad
F	Falla
V	Vena
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Materia

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningun signo de intemperismo en la roca. Quizas lig. desmenuzacion sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La desmenuzacion indica intemperismo de la roca y superfl. de desc. La roca desmenuzando extremadamente es mas debil que en su condicion sana.
III MODERADA	Mas de la mitad de la roca esta desmenuzada o desmenuzada a un estado. La roca sana o desmenuzada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso
IV MUY INTEN.	Mas de la mitad de la roca esta desmenuzada o desmenuzada a un estado. La roca sana o desmenuzada se presenta como un marco discontinuo o como nucleo rocoso
V DESCOMP.	Toda la roca esta desmenuzada o desmenuzada a estado. La estructura

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

RCD = Índice de calidad de roca = 25  
 J<sub>n</sub> = N° de juntas = 15  
 J<sub>r</sub> = rugosidad = 1  
 J<sub>a</sub> = grado de alteración = 2  
 J<sub>w</sub> = influencia de agua = 0.68  
 SRF = factor de esfuerzos = 5

ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.8 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

COMENTARIOS ADICIONALES	

**DATOS DE MAPEO GEOMECANICO**

Cla. Minera RAURA S.A.

LUGAR: BETSHEVA - PRIMAVERA  
 HOJA: Sub Nv. 464 Camara 10

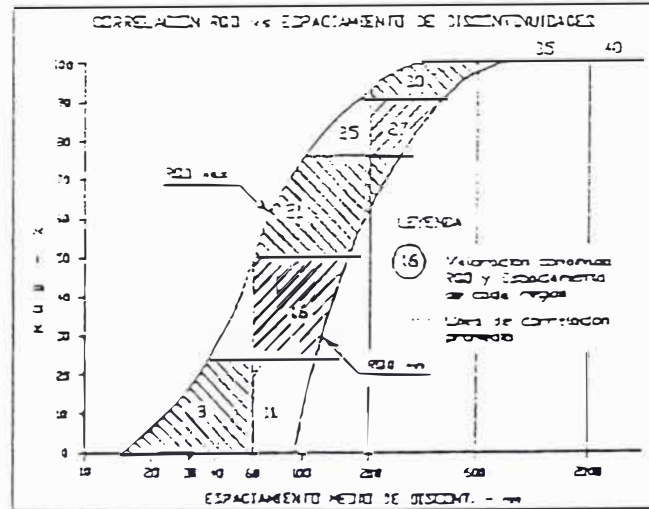
Por: A.B.S.  
 Fecha: 12/12/97

Minera Raura

N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)															
	RUMBO ADMIT. DIR.	PLAZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACION					
E 013	2	0	0	0																
TIPO DE ROCA					DESCRIPCION					VALOR ESTIMADO										
A	%	B	%	C	%	DESCRIPCION					1	2	3	4	5	6	7			
M	C	0	0								1	2	3	4	5	6	7			
TIPO	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS		ESPACIAMIENTO (m)					CONDICION DE JUNTAS								
ESTRUC.	RUMBO ADMIT. DIR.	PLAZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR															
0	1	2	5	3	3	4	PERSISTENCIA		<1m long.	(1)	1-3m long.	(4)	3-10m	(2)	>10m	(1)	>10m	(1)	1A	1
0	0	3	0	8	9	3	APERTURA		Cerrada	(1)	<1mm	(5)	1-10mm	(4)	1-5mm	(1)	>5mm	(1)	1B	4
0	2	3	0	2	0	3	RUGOSIDAD		Muy rugosa	(5)	Rugosa	(5)	Lisa	(1)	Superficie	(1)	Superficie	(1)	1C	3
0	1	4	5	3	3	2	RELLENO		Linoso	(1)	Duro < 5mm	(4)	Duro > 5mm	(2)	Suave < 5mm	(1)	Suave > 5mm	(1)	1D	4
0	1	4	5	3	3	2	INTEMPERIZACION		Sana	(1)	Leve	(5)	Muy intemperizada	(1)	Muy intemperizada	(1)	Intemperizada	(1)	1E	5
							AGUA SUBTERRANEA		Seco	(5)	Humedo	(1)	Mojado	(7)	Grave	(1)	Puro	(1)	1F	10
VALOR TOTAL RMR: suma de valoraciones 1 a 5F =																	55			
CLASE DE MACIZO ROCOSO																				
RMR		100-81	80-61	60-41	40-21	0											III			
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA														

**INDICE DE RESISTENCIAS**

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP MPa
R1	Desmenuse con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuchara	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchara. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchara. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
M	Marmas
C	Cazca
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
0	Cuchara
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Minera

**INDICE DE INTemperIZACION**

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Clazca lig. discontinuidades sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La descoloracion indica intemperismo de la roca y superf. de desc. La roca desmenuzand. extensamente es mas debil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca está desmenuzand. o desmenuzand. a un suelo. La roca sana o desmenuzand. se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso
IV MUY INTENAL	Más de la mitad de la roca está desmenuzand. o desmenuzand. a un suelo. La roca sana o desmenuzand. se presenta como un marco discontinuo o como nucleo rocoso
V DESCAMPIJ.	Toda la roca está desmenuzand. o desmenuzand. a suelo. La estructura

ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2m
2	0.6 - 2m
3	0.2 - 0.6m
4	0.05 - 0.2m
5	< 0.05m

COMENTARIOS ADICIONALES	

**SISTEMA NGI - Q de BARTON**

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

RCD = índice de calidad de rocas 55  
 Jn = N° de sistemas 12  
 Jr = rugosidad 2  
 Ja = grado de alteración 1  
 Jw = influencia de agua 1  
 SRF = factor de esfuerzos 5  
 Q = (55/12) x (2/1) x (1/5)



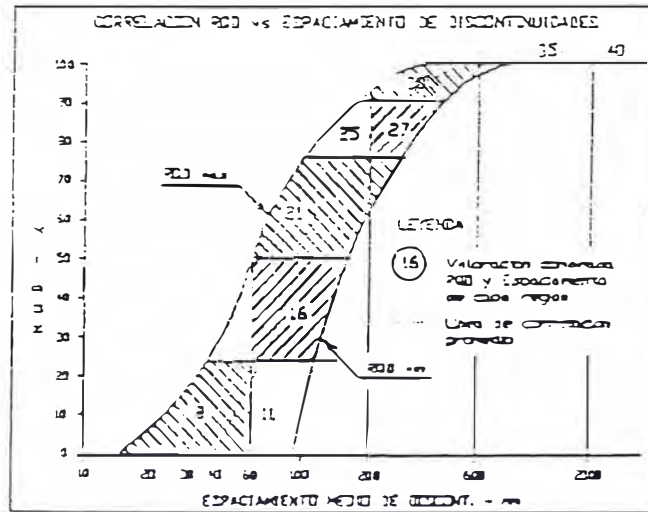


Mina Raura

N°	ORIENTACION DE LA CARA						TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
	ESTACION	RUMBO ADMIT. DIR. SUZ.		SUZAMIENTO		DESCOS		HASTA		PARAMETRO			RANGO DE VALORES					VALORACION	
E	61	5								TIPO DE ROCA			VALOR ESTIMADO						
										DESCRIPCIÓN									
										CONDICIÓN DE RIGIDEZ									
										TIPO DE RELLENO									
										COMENTARIOS									
										ESPACIAMIENTO (m)									
										RESISTENCIA									
										APERTURA									
										DE RIGIDEZ									
										JUNTAS									
										INTEMPERIZACION									
										AGUA SUBTERRANEA									
											VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1 a 5) =					30			
											CLASE DE MACIZO ROCOSO								
											RMR					IV			
											DESCRIPCION					I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA			

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP MPa
R1	Desmenuza con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenuza con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100
R5	Se requieren varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe escuizas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
S	Salm
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
O	Ocasos
F	Falta
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
M	Mineral

INDICE DE INTEMPERIZACION

GRADO	DESCRIPCION
I SANA	Ningun signo de intemperismo en la roca. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades circulares
II UGERO	La decoloracion indica intemperismo de la roca y superfl. de disc. La roca decolorada extremadamente es mas debil que en su condicion sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca esta decolorada o desmenuzada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nudo rocoso
IV MUY INTEM.	Mas de la mitad de la roca esta decolorada o desmenuzada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como nudo rocoso
V DESCOMPUJ.	Toda la roca esta decolorada o desmenuzada a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva rocosa.

SISTEMA NGI - Q de BARTON

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

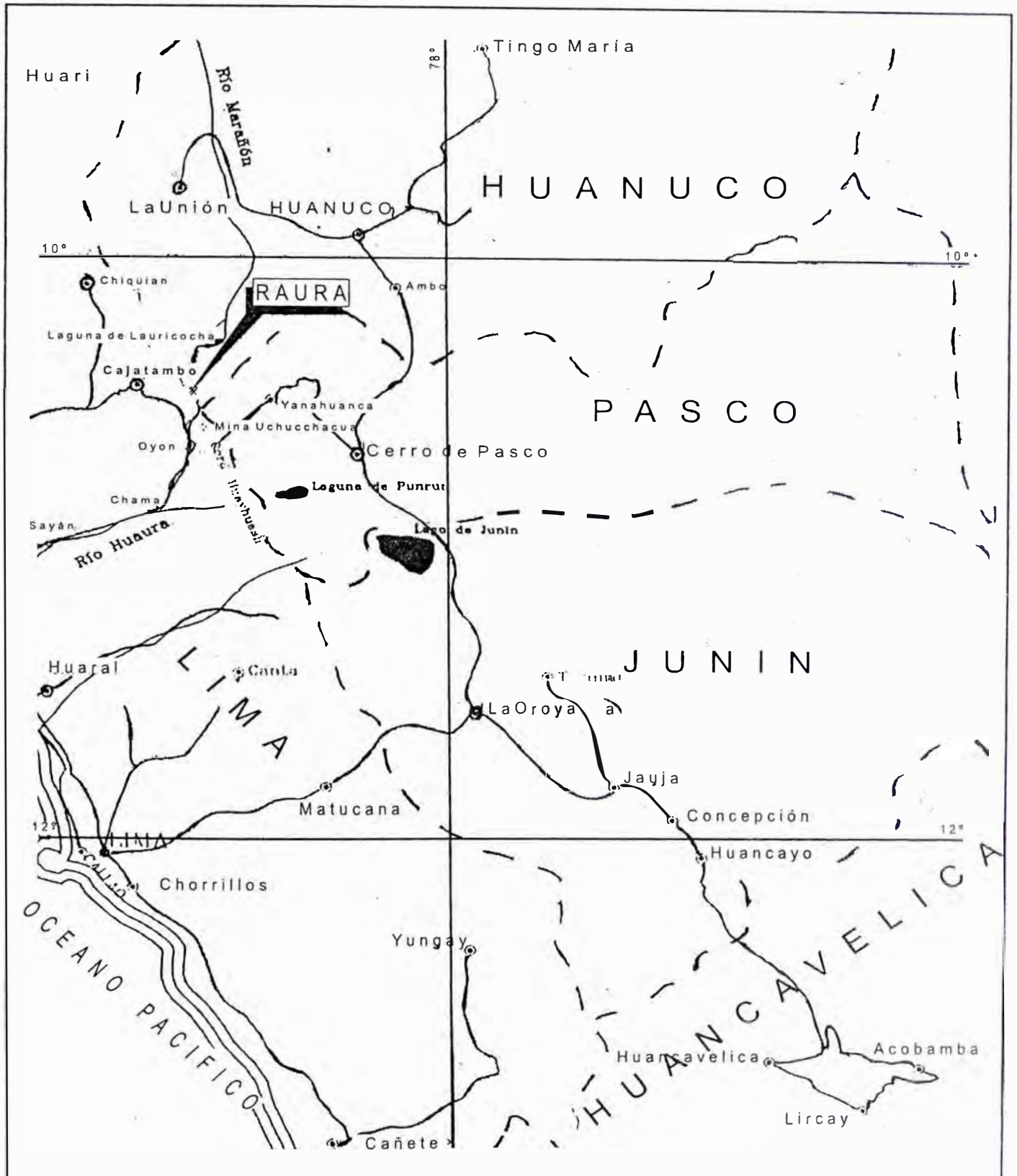
- RCO = Índice de calidad de roca 25
- J<sub>n</sub> = N° de sistemas 15
- J<sub>r</sub> = Rugosidad 1
- J<sub>a</sub> = grado de alteración 2
- J<sub>w</sub> = influencia de agua 0.65
- SRF = factor de esfuerzos 5
- Q = (25/15) x (1/2) x (0.7/5)
- Q = 0.1 POCO MALA

ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	1.5 - 2 m
3	0.2 - 0.8 m
4	0.08 - 0.2 m
5	< 0.08 m

COMENTARIOS ADICIONALES

***ANEXO 3***

***LAMINAS***



CIA MINERA RAURA S.A.

Plano CAD Proporcionado por:  
Cia. Minera Raura S.A.

PLANO DE UBICACION DE MINA RAURA

Lamina:

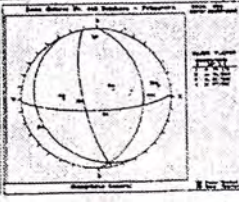
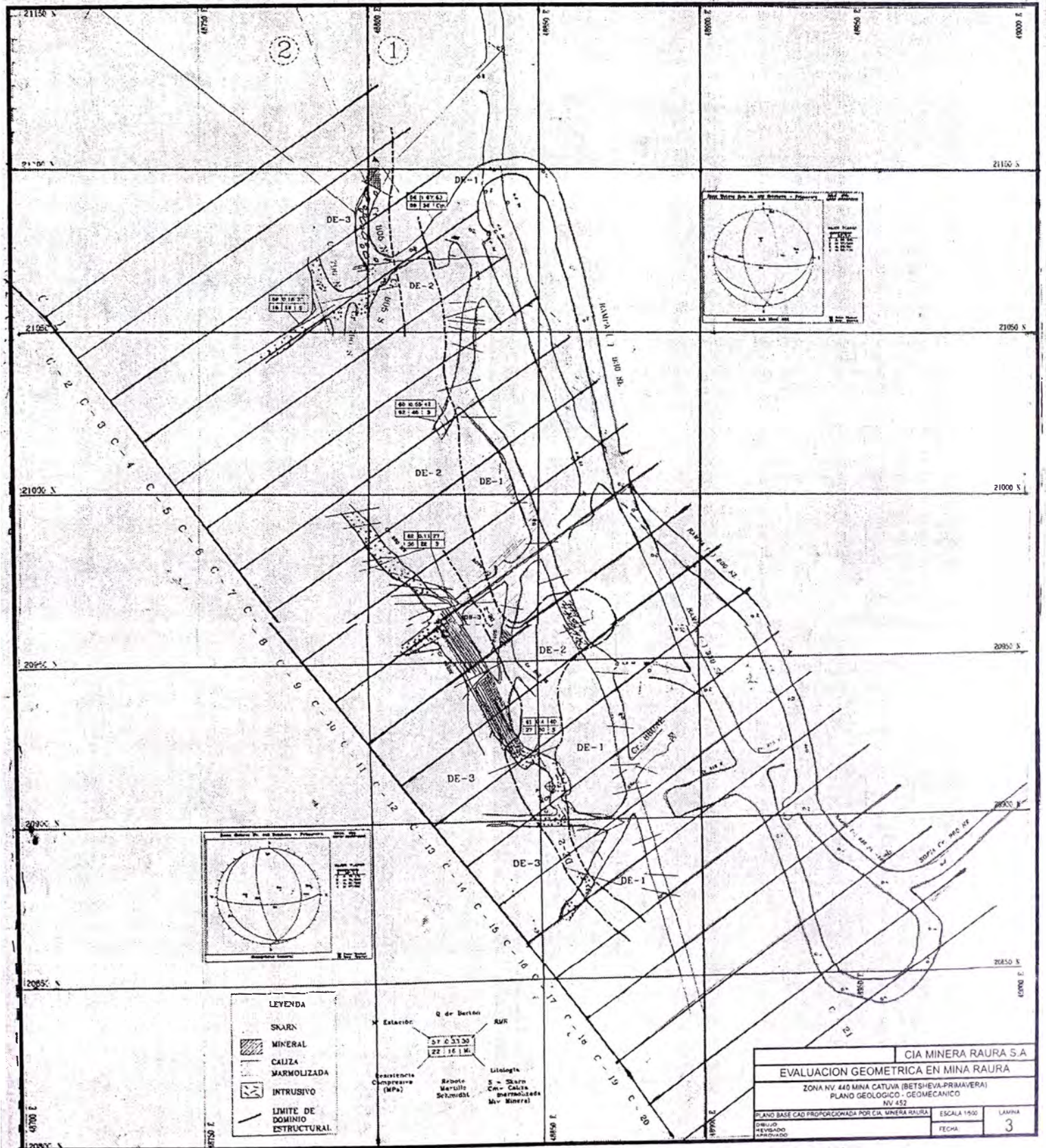
Dibujo:  
PLANEAMIENTO

Escala:  
1 : 1'780.000

Fecha:  
Febrero 1998

1





**LEYENDA**

- SKARN
- MINERAL
- CAUZA MARMOLIZADA
- INTRUSIVO
- LIMITE DE DOMINIO ESTRUCTURAL

**Estacion: Q de Bertan RMR**

37	6	53	30
22	16	1	16

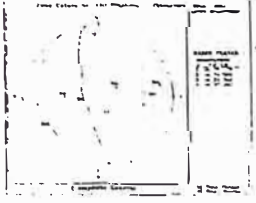
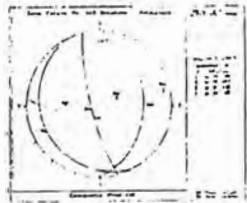
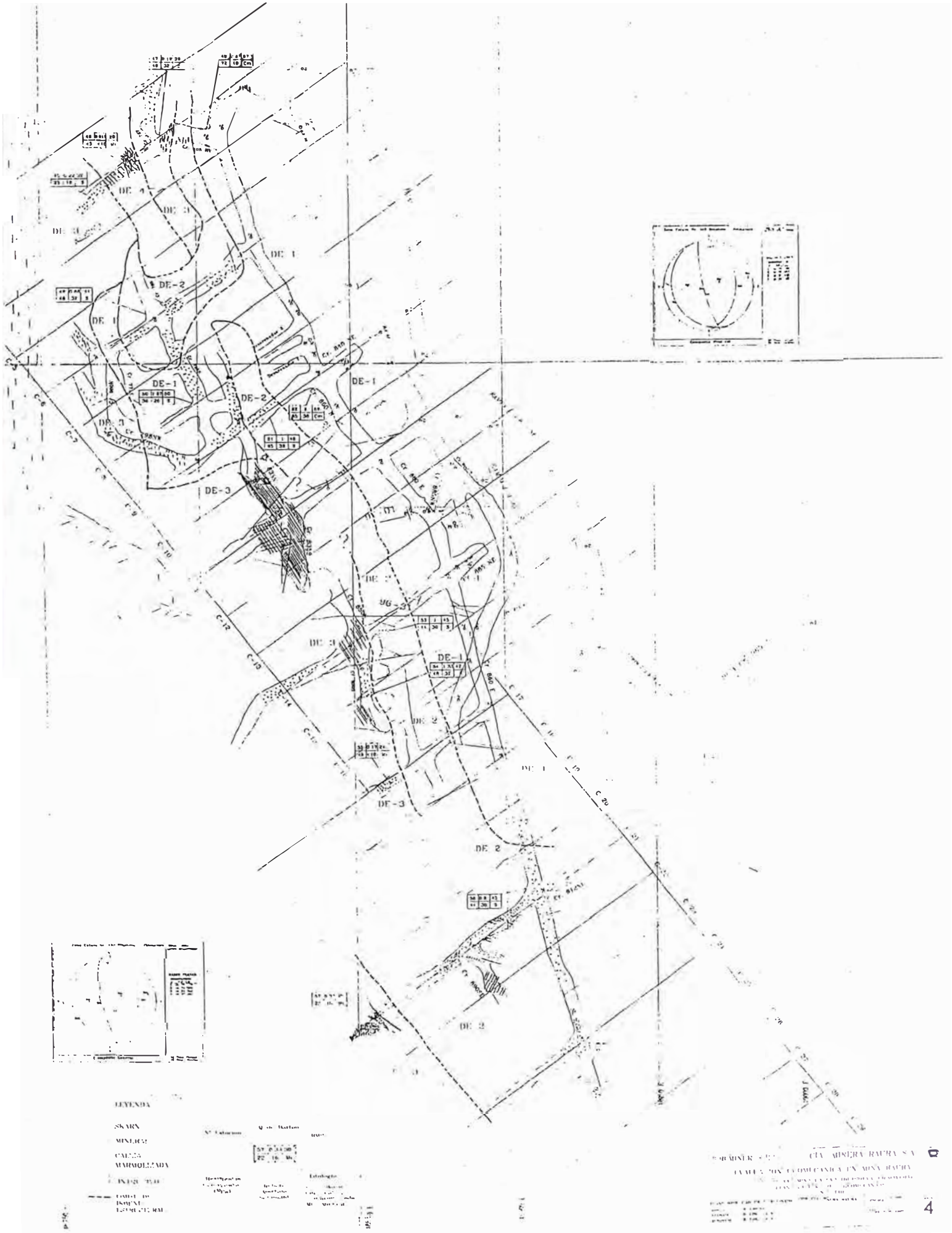
**Litología**

- S = Skarn
- Ca = Cauza
- M = Marmolizada
- Miv = Miv Mineral

**Resistencia Compresiva (MPa)**

- Arbolito
- Marcillo
- Schmidti

CIA MINERA RAURA S.A		
EVALUACION GEOMETRICA EN MINA RAURA		
ZONA NV 440 MINA CATUMA (BETSHEVA-PRIMAVERA)		
PLANO GEOLOGICO - GEOMECANICO		
NV 452		
PLANO BASE CAD PROPORCIONADA POR CIA. MINERA RAURA	ESCALA 1:500	LAMINA
DISEÑO: [ ]	FECHA: [ ]	3
REVISADO: [ ]		
APROBADO: [ ]		

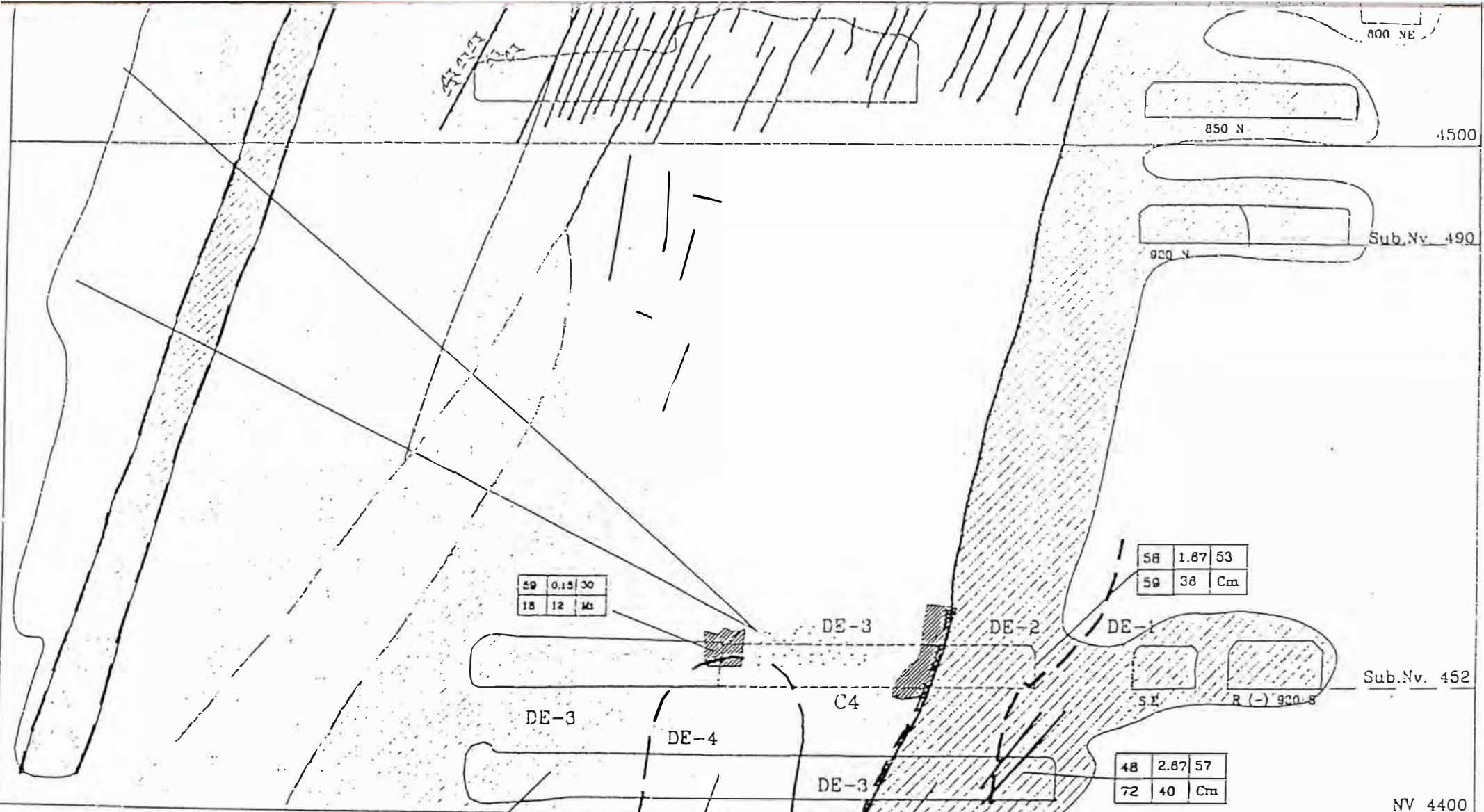


**LEYENDA**

- SHARN
- MINERAL
- CALLEZ
- MARQUEZADA
- INSTR. 2500
- 1:50000
- 1:100000
- 1:200000
- 1:400000
- 1:800000
- 1:1600000

Nº	Estacion	Q. m. Marfom	usu
25	25.000	25.000	
26	26.000	26.000	
27	27.000	27.000	
28	28.000	28.000	
29	29.000	29.000	
30	30.000	30.000	

INGENIERO: ...  
 CIA MINERA RAURA S.A.  
 EMPRESA DE INGENIERIA EN MINAS Y METALURGIA  
 S.A. (E.I.M.M.)  
 4



59	0.15	30
18	12	Mi

58	1.87	53
59	38	Cm

DE-3

DE-4

DE-3

DE-2

DE-1

C4

DE-3

DE3

DE2

46	0.22	32
25	18	S

48	0.017	20
<5	<10	Mi

47	0.11	38
48	32	Cm

48	2.87	57
72	40	Cm

LEYENDA

	SKARN
	MINERAL
	CALIZA MARMOLIZADA
	INTRUSIVO

SEREMINER S.R.L.      CIA. MINERA RAURA S.A.

EVALUACION GEOMECANICA EN MINERAURA

ZONA NV. 140 MINA CATIVA (BETSHEVA-PRIMAVERA)

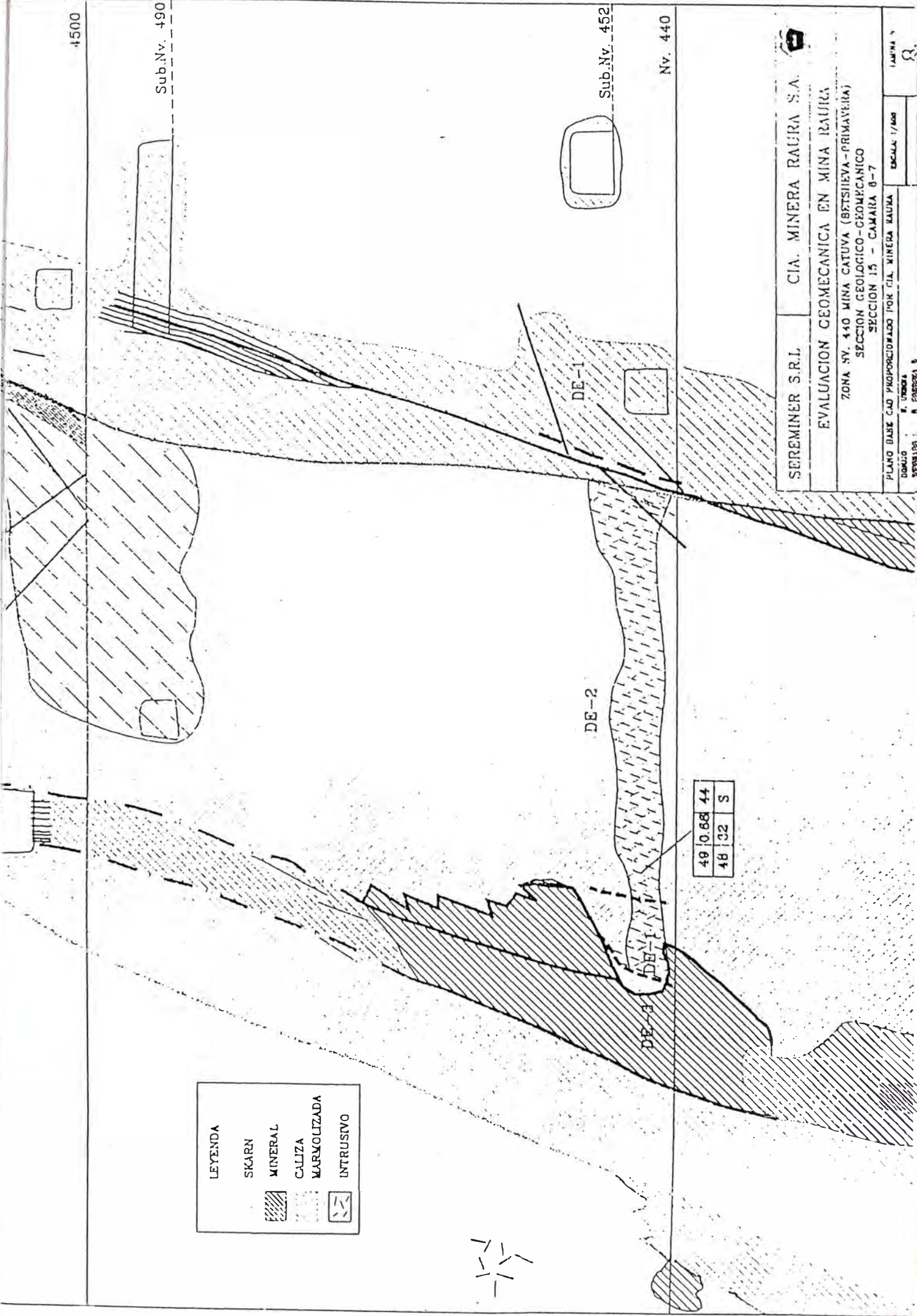
SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO

SECCION 11 - CAMARA 4

PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA

ESCALA: 1/500      PAG. 7A 1





LEYENDA

	SKARN
	MINERAL
	CALIZA
	MARMOUZADA
	INTRUSIVO

SEREMINER S.R.L.      CIA. MINERA RAURA S.A.

EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA

ZONA NV. 440 MINA CATUVA (BETSHEVA-PRIMAVEIRA)

SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO

SECCION 1.5 - CAMARA B-7

PLANO BASE CAO PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA

ENCALAJE: 1/400



ESCALA: 1/400

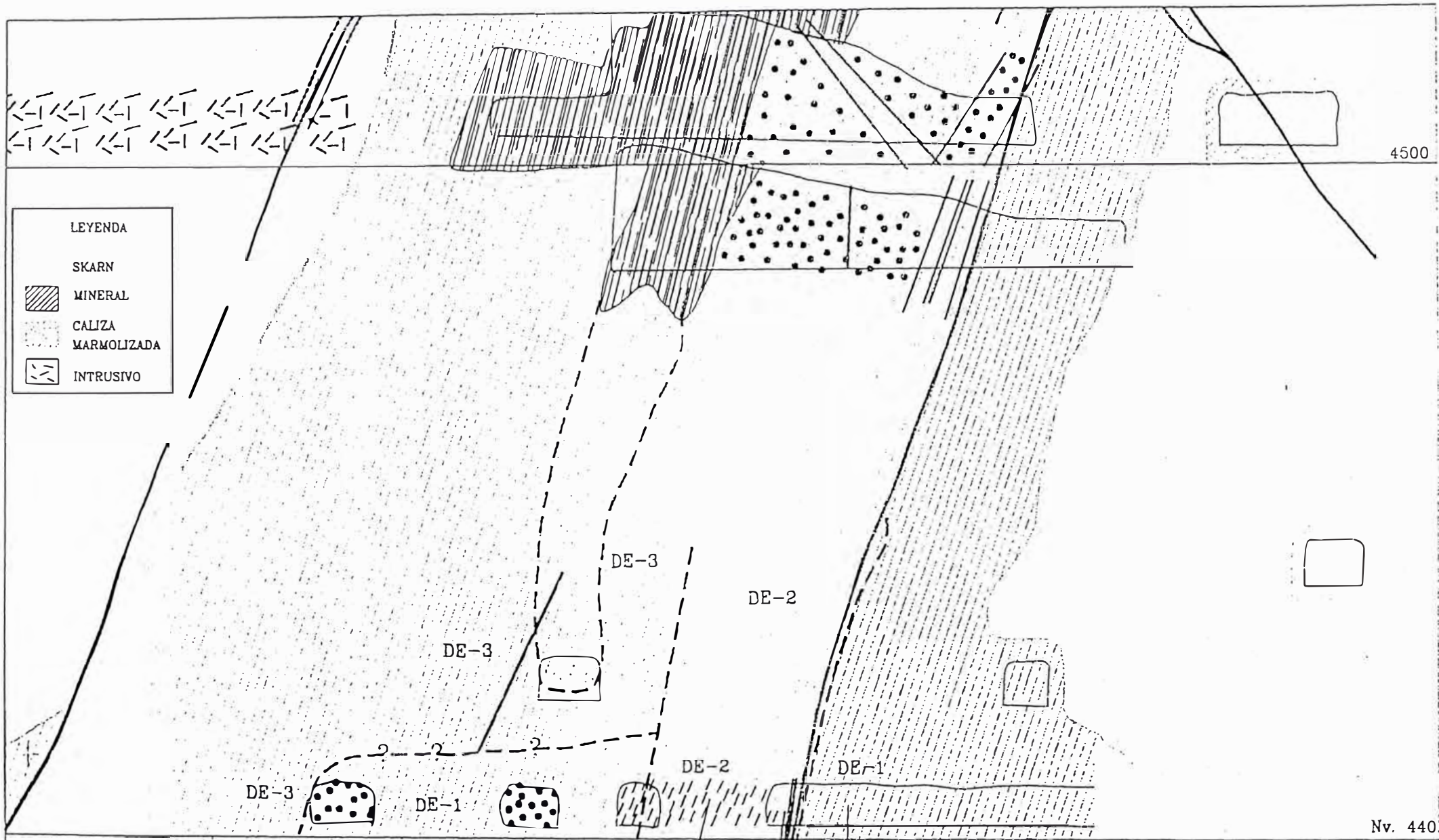
FECHA: 1/88

LAJINA: 3

4500

LEYENDA

- SKARN
-  MINERAL
-  CALIZA MARMOLIZADA
-  INTRUSIVO



Nv. 440

51	1	48
65	36	S

52	6	59
66	38	Cm

SEREMINER S.R.L

CIA. MINERA RAURA S.A.

EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA

ZONA Nv. 440 MINA CAUTIVA (BETSHEVA-PRIMAVERA);

SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO

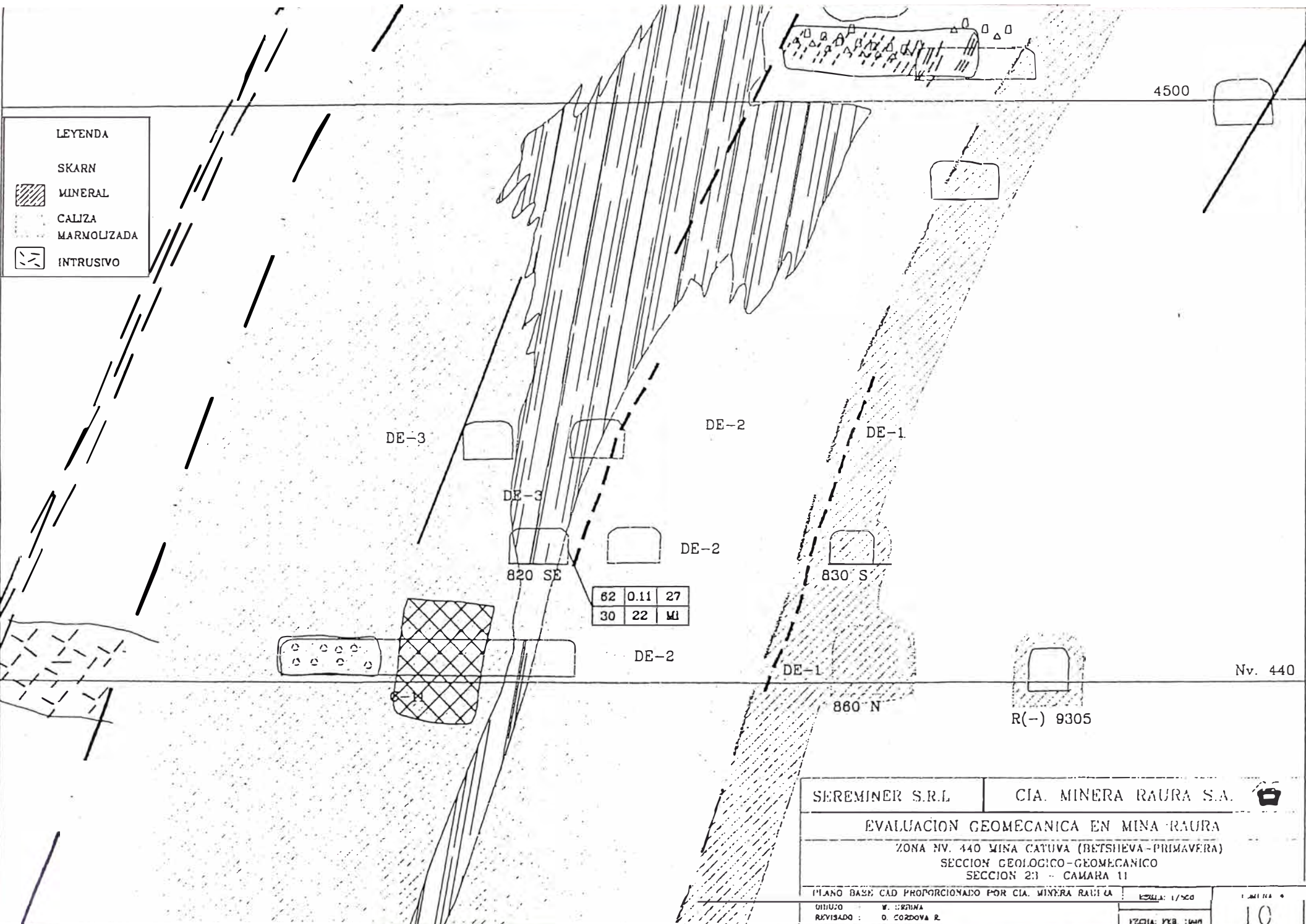
SECCION 19 - CAJARA 0

PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA

ESCALA: 1/50 0

LAMINA 3

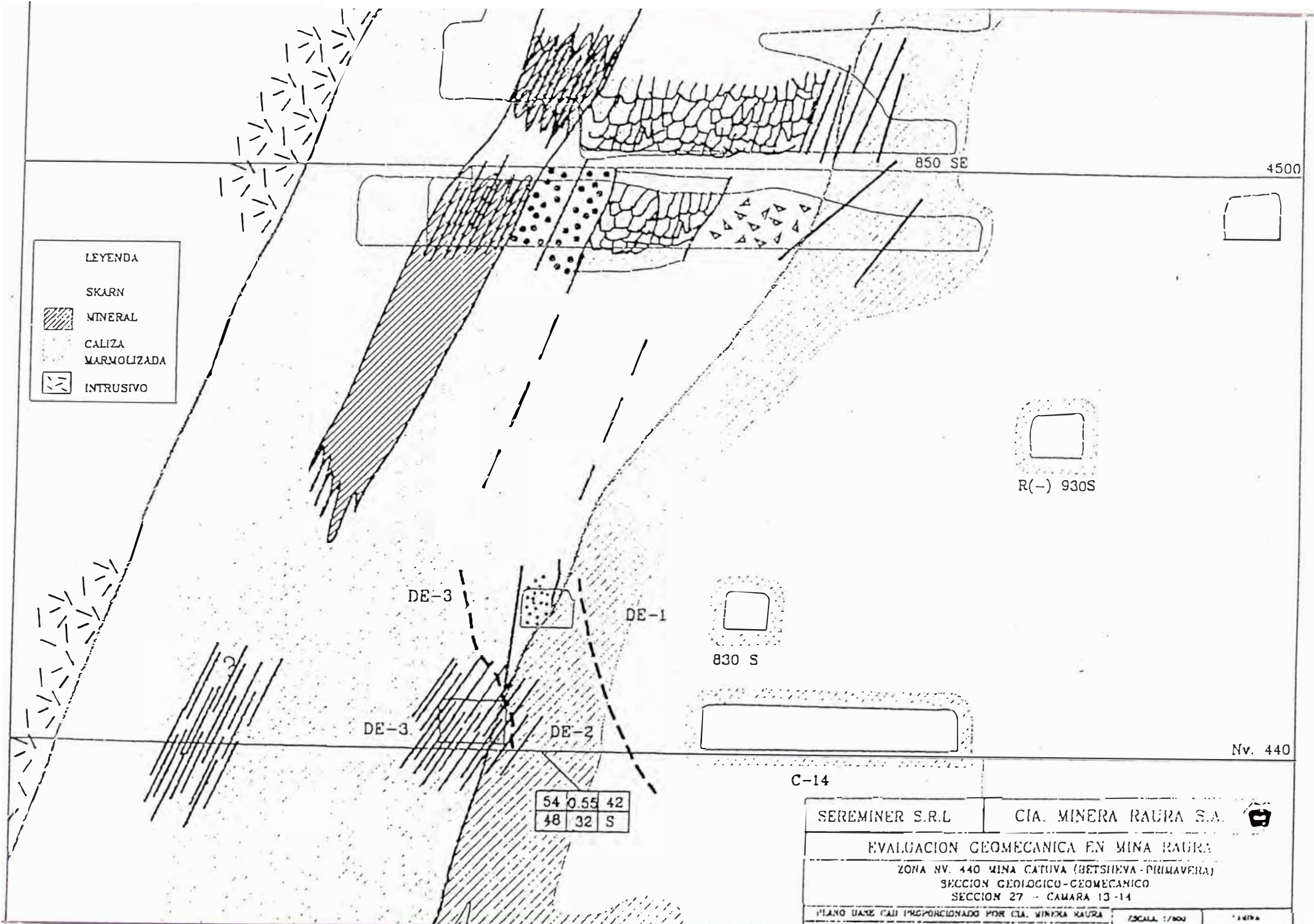
DISEÑO V. URBINA



SEREMINER S.R.L.	CIA. MINERA RAURA S.A.
EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA	
ZONA Nv. 440 MINA CATIVA (BETSHEVA-PRIMAVERA)	
SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO	
SECCION 23 - CAMARA 11	
PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA	
DISEÑO: V. SERINA REVISADO: O. CORDOVA R. APROBADO: H. FERRERA V.	ESCALA: 1/500 FECHA: FEB 1999
10	

LEYENDA

- SKARN
- MINERAL
- CALIZA MARMOLIZADA
- INTRUSIVO



R(-) 930S

830 S

Nv. 440

C-14

SEREMINER S.R.L	CIA. MINERA RAURA S.A.
EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA	
ZONA Nv. 440 MINA CATUVA (BETSHEVA - PRIMAVERA)	
SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO	
SECCION 27 - CAMARA 13-14	
PLANO BASE CUI PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA	ESCALA 1:500



LEYENDA

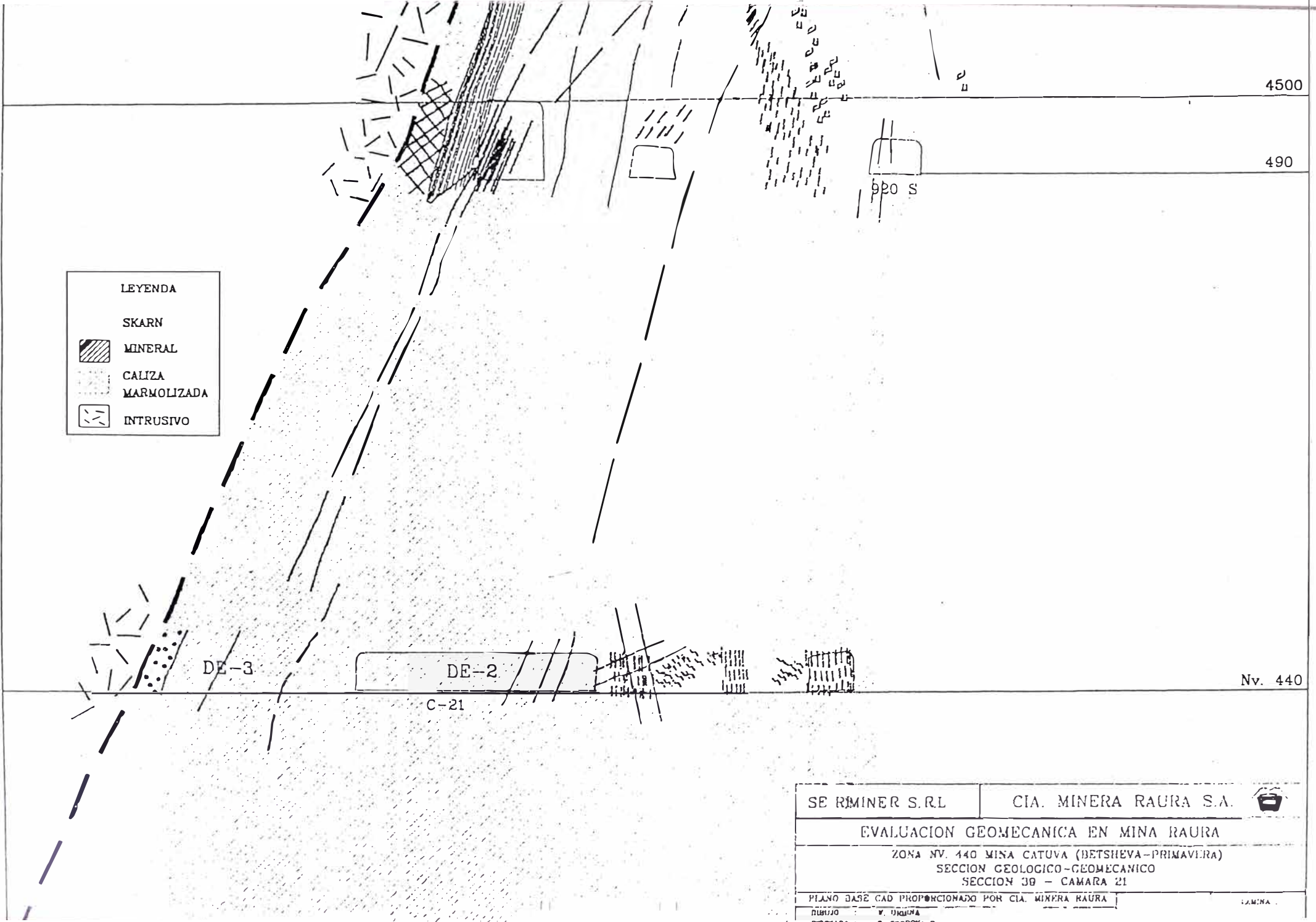
- SKARN
-  MINERAL
-  CALIZA MARMOLIZADA
-  INTRUSIVO

55	0.47	24
23	<10	MI




54	0.55	42
48	32	Cm

860 S

SER EMINRES.R.L	CIA. MINERA RAURA S.A.
EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA	
ZONA NV. 440 MINA CATUYA (DETSHEVA-PRIMAVERA)	
SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO	
SECCION 33 - CAMARA 17	
PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA	ESCALA 1/500
DEBIDO W. UROINA	LABOR



LEYENDA

- SKARN
-  MINERAL
-  CALIZA MARMOLIZADA
-  INTRUSIVO

4500

490

DE-3




DE-2

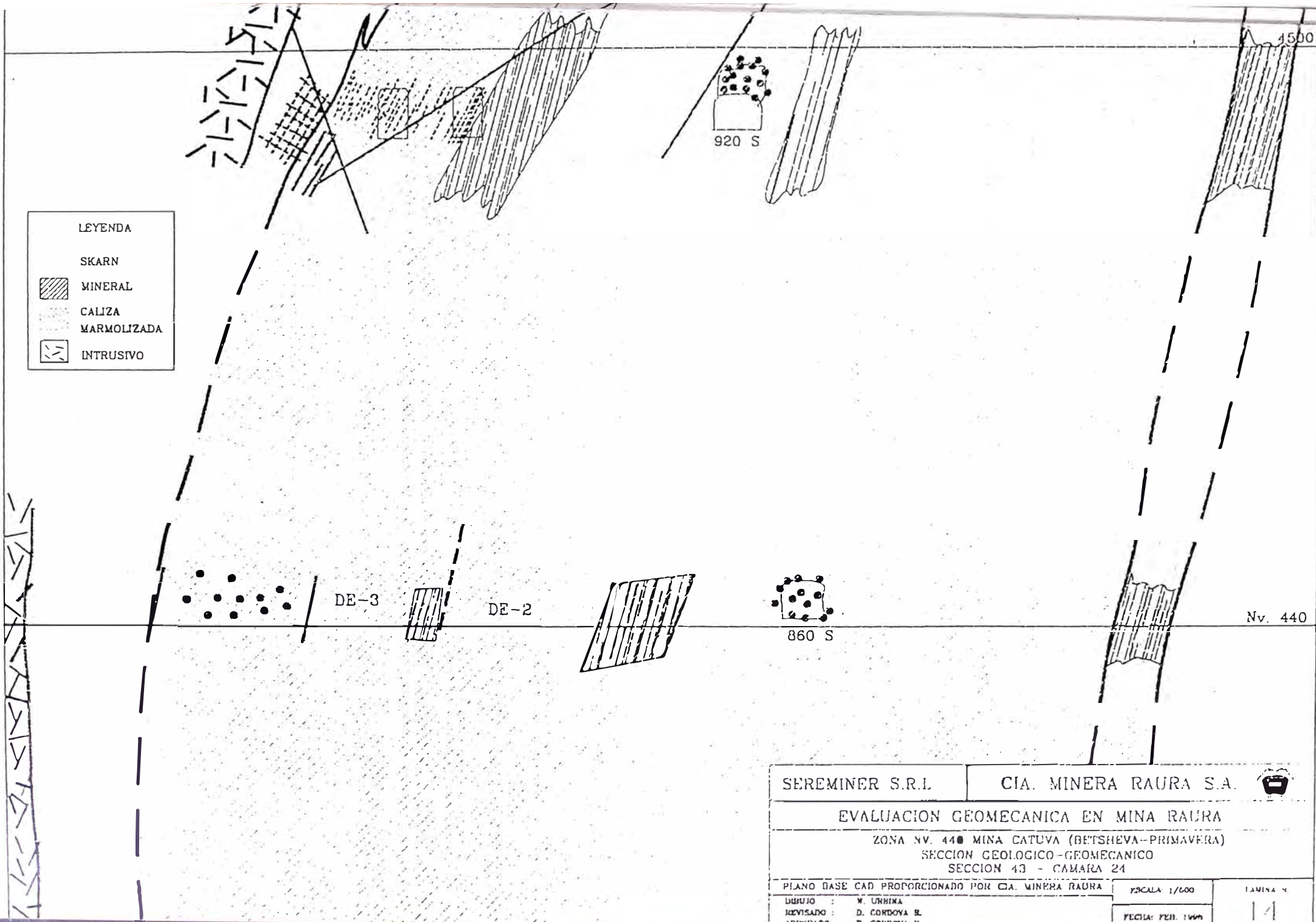
C-21

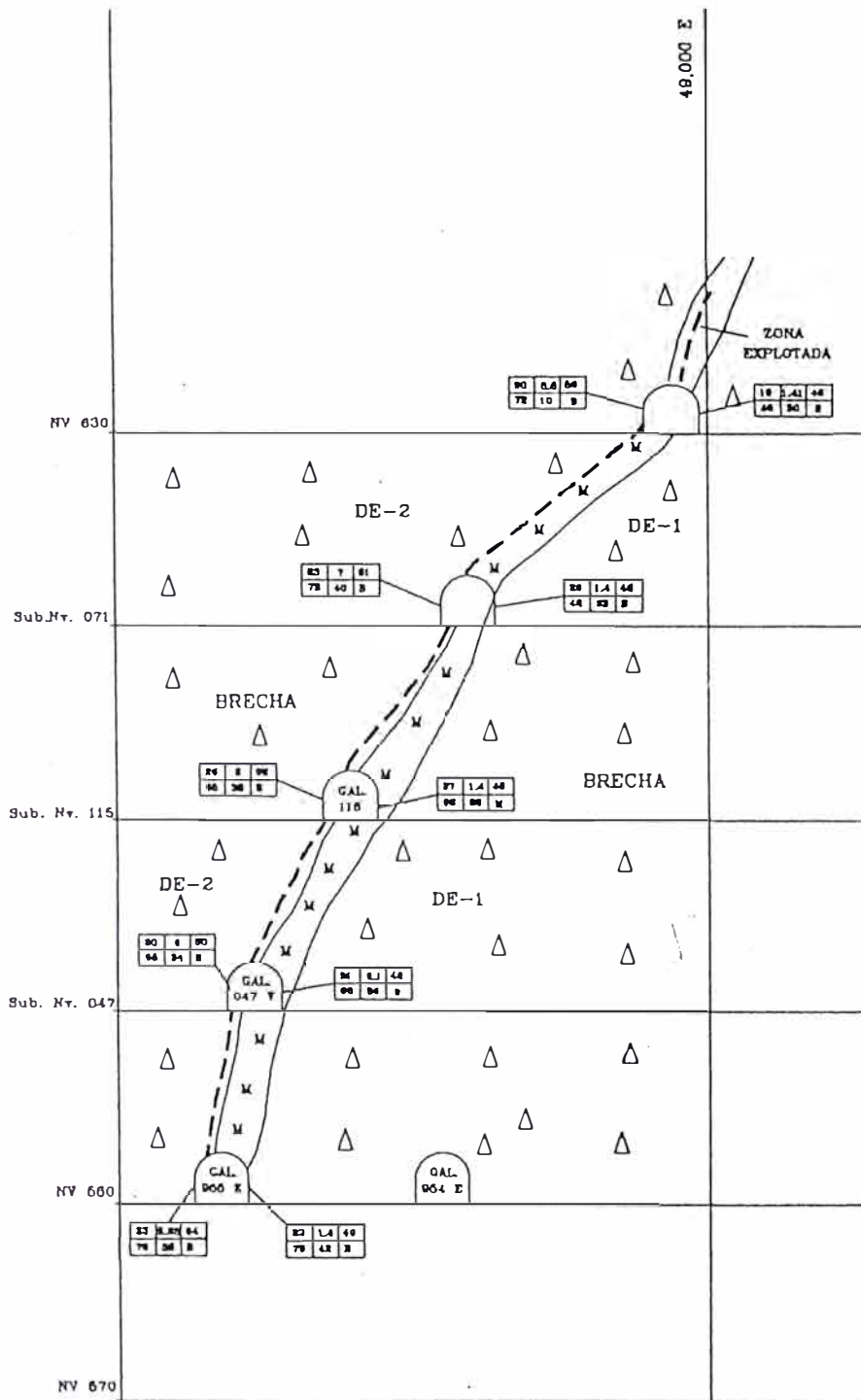
S 060 S

Nv. 440

SE RIMINER S.R.L	CIA. MINERA RAURA S.A.
EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA	
ZONA NV. 440 MINA CATUVA (BETSHEVA-PRIMAVERA)	
SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO	
SECCION 30 - CAMARA 21	
PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA	
ELABORADO	W. UNGER
REVISADO	A. GONZALEZ

- LEYENDA
- SKARN
  -  MINERAL
  -  CALIZA MARMOLIZADA
  -  INTRUSIVO





LEYENDA	
	BRECHA
	YETA
DE	DOMINIO ESTRUCTURAL
---	LMITE DE DOMINIO ESTRUCTURAL

SEREMINER S.R.L.	CIA. MINERA RAURA S.A.
EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA	
ZONA NV. 440 MINA CATUYA (BETSHEVA-PRIMAVERA)	
SECCION GEOLOGICO-GEOMECANICO	
SECCION TRANSVERSAL	
PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA. MINERA RAURA	
DIBUJO : V. USINCHA REVISADO : D. CORRECHA R. APROBADO : D. CORRECHA R.	ESCALA: 1/500 FECHA: FEB. 1998
LÁMINA N. <b>20</b>	