

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica**



**DISEÑO BASICO DE MINADO MANTO N° 1**  
**SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.**  
**Unidad Hualgayoc.**

**INFORME DE INGENIERIA**

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

**PRESENTADO POR:**  
*Ricardo Federico Segura Ederly*

**PROMOCION 1980-II**

**Lima - Perú.**  
**1 9 9 7**

## **AGRADECIMIENTO**

Tal vez una de las más importantes preocupaciones de todos los Padres en la educación de sus hijos, es lograr en ellos, personas de bien, que con disciplina, estudio, convicción y esfuerzo logren realizarse como profesionales. Este humilde informe de ingeniería va a permitir al suscrito optar el Título de Grado con mención en Ingeniería de Minas, llegando con ello hacerse realidad un sueño después de varios años de exigente dedicación. Pero todo esto no hubiera sido posible sin el apoyo permanente de mis Padres Federico y Lily, así como también de mi esposa Marina, que en todo momento me infundieron cariño y ánimo para seguir adelante. Por otro lado también quiero agradecer a Sociedad Minera Carolina que contribuyó significativamente en mi formación profesional gracias a las pautas y consejos del Ing. Carlos Villanueva Ortiz.

Muchas Gracias.

Ricardo

# INDICE

1.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	1
2.- INTRODUCCION	2
2.1.- Generalidades	2
2.2.- Operación Actual	2
3.-GEOLOGIA	5
3.1.- Generalidades	5
3.2.- Ubicación	5
3.3.- Accesibilidad	5
3.4.- Geografía	6
3.5.- Clima	6
3.6.- Estratigrafía	6
3.7.- Rocas Igneas	7
3.8.- Geología Histórica	7
3.9.- Geología Estructural	7
3.10.- Geología Económica	8
3.11.- Manto 1	8
3.11.1.- Mineralogía	8
3.11.2.- Alteraciones	8
3.11.3.- Paragénesis	8
3.12.- Controles de Mineralización	9
3.12.1.- Controles Estratigráficos	9
3.12.2.- Controles de Alteración	9
3.13.- Reservas de Mineral	9
4.- PARAMETROS GENERALES DE DISEÑO	10
4.1.- Producción	10
4.2.- Datos de la Operación	10
4.3.- Características del Manto 1	10
4.4.- Características Físicas del Mineral y Desmonte	10
4.5.- Método de Minado Seleccionado	11
4.5.1.- Corte y Relleno Ascendente en Cámaras y Pilares	11
4.5.1.1.- Preparaciones	11
4.5.1.2.- Explotación	11
5.- DESCRIPCION DEL METODO DE EXPLOTACION	13

5.1.- Selección del Método de Minado	13
5.2.- Definición y Exposición del Método de Explotación	14
5.3.- Accesos	14
5.3.1.- Acceso Principal	14
5.3.2.- Accesos Secundarios	16
5.4.- Flujo de la Explotación	16
5.5.- Secuencia de Explotación en un Tajeo Tipico	17
5.6.- Dimensiones del Tajeo	17
5.6.1.- Diseño de Paneles	18
5.6.2.- Diseño de Cámaras y Pilares	18
5.6.3.- Ubicación de los Echaderos de Mineral	18
5.6.4.- Ubicación de las Chimeneas de Relleno	19
5.7.- Número de Tajeos	19
5.8.- Perforación y Voladura	19
5.8.1.- Perforación	19
5.8.1.1.- Selección de Equipo	20
5.8.1.2.- Ciclo de Perforación	20
5.8.2.- Disparo	21
5.9.- Limpieza o Acarreo en el Tajeo	21
5.9.1.- Echaderos de Mineral	21
5.9.2.- Selección del Scooptram	21
5.9.3.- Ciclo de Limpieza	23
5.9.4.- Número de Cargadores	23
5.10.- Secuencia de Operaciones en Tajeos	23
5.11.- Relleno	23
5.11.1.- Definición del Problema	23
5.11.2.- Clase de Relleno	23
5.11.3.- Necesidad de Relleno	26
5.12.- Descripción de Operación de Relleno por el Sistema Glory Hole	27
<b>6.- ACARREO Y EXTRACCION DE MINERAL</b>	<b>29</b>
6.1.- Acarreo de Mineral	29
6.2.- Extracción con Locomotoras	30
6.3.- Extracción por el Nivel Alfa	33
<b>7.- SERVICIOS AUXILIARES</b>	<b>34</b>
7.1.- Ventilación	34
7.1.1.- Datos Básicos	34



7.2.- Aire Comprimido	34
7.3.- Energía Eléctrica	34
7.3.1.- Consumo	34
7.3.2.- Línea Eléctrica	35
7.3.3.- Agua	35
7.4.- Mantenimientos de los Equipos	36
8.- COSTOS DE OPERACIÓN	37
8.1.- Costo Perforación y Voladura	37
8.1.1.- Convencional	37
8.1.1.1.- Labor	37
8.1.1.2.- Materiales	37
8.1.1.3.- Equipo	38
8.1.1.4.- Energía	38
8.1.1.5.- Resumen Costo Unitario	38
8.1.2.- Método de Minado Propuesto	38
8.1.2.1.- Labor	39
8.1.2.2.- Materiales	39
8.1.2.3.- Equipo	40
8.1.2.4.- Energía	40
8.1.2.5.- Resumen Costo Unitario	
8.1.3.- Comparación de Costos Unitarios	40
8.2.- Acarreo de Mineral	40
8.2.1.- Calculo de Costo Horario del Scoop	40
8.2.2.- Comparación de Costos.	41
9.- INVERSION	42
10.- BIBLIOGRAFIA	43
11.- PLANOS	
1.- Plano de Ubicación	
2.- Plano Geológico del Manto 1	
3.- Sección Transversal Geológica E- 763,450	
4.- Sección Transversal Geológica E- 763,400	
5.- Sección Transversal Geológica E- 763,350	
6.- Sección Transversal Geológica E- 763,300	
7.- Sección Transversal Geológica E- 763,250	
8.- Sección Transversal Geológica E- 763,200	

- 9.-Sección Transversal Geológica E- 763,150
- 10.- Sección Transversal Geológica E- 763,100
- 11.- Diseño de Tolva
- 12.- Accesibilidad General de Minado
- 13.- Accesibilidad Principal a Superficie
- 14.- Accesibilidad Principal al Nivel Alfa
- 15.- Flujo de Explotación
- 16.- Plan de Tajeo Normal
- 17.- Plan de Tajeo con Buzamiento
- 18.-Secuencia de Minado
- 19.- Malla de Perforación - Cámaras
- 20.- Glory Hole.

## **1.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

- 1.1.- Las labores de Exploraciones y principalmente las de Desarrollos, que se están ejecutando en la Mina, están mostrando que en sus Mantos reconocidos hay evidente continuidad en la mineralización, no solo en el sentido de sus rumbos, sino también en el de sus buzamientos.**
- 1.2.- La consistencia, geometría, potencia y longitud de mineralización, permite la utilización del método de minado por el Sistema Trackless, con empleo de equipos de minado grande.**
- 1.3.- La aplicación de perforadoras hidráulicas montadas en Jumbos, es la mejor alternativa para superar los problemas de perforación actuales.**
- 1.4.- El método de minado que ha sido seleccionado es el Corte y Relleno Ascendente en Cámaras y Pilares, por ser versátil para la utilización de Jumbos Hidráulicos y Scoops Diesel, con una mayor recuperación de mineral, bajo costo de operación y cumpliendo estrictamente las normas vigentes en lo que ha seguridad, tanto de personal como de equipos se refiere.**
- 1.5.- La inversión en la adquisición del equipo consistente en dos Jumbos Hidráulicos y tres Scoops Diesel, incluyendo al que ya está en operación, se recuperará en un periodo de tres (03) años.**
- 1.6.- La necesidad del uso del relleno convencional para asegurar la explotación futura del Manto 2 y otros que han sido ya reconocidos. Asimismo se podría recuperar una mayor cantidad de mineral, al dejarse técnicamente pilares mas reducidos.**
- 1.7.- Para implementar el método de minado propuesto se sugiere terminar los dos tajeos piloto, recuperar todo el mineral posible y dejarlos totalmente rellenos para seguridad de las áreas vecinas.**
- 1.8.- Se debe preparar los análisis de costos de producción de Mina para que la supervisión pueda realizar una efectiva fiscalización de los mismos.**
- 1.9.- Establecidos los proyectos de Mina se debe diseñar el Sistema de Ventilación.**
- 1.10.- Es muy importante mejorar la presión del aire comprimido que llega a las labores de la mina, a un mínimo de 80 libras/pulg<sup>2</sup>, con el fin de mejorar la eficiencia de las perforadoras en actual trabajo.**

## **2.- INTRODUCCION**

### **2.1.- GENERALIDADES**

La Unidad Minera de Hualgayoc operada por la Sociedad Minera Carolina S.A. inicia sus primeros trabajos a principios del año 1982, tratando en una primera etapa de concentrar sus esfuerzos en lo que vendría a ser el Manto 2, la cual tuvo que dejarse de trabajar principalmente por : valor de mineral, costos operativos y seguridad minera. Por otro lado un segundo principal objetivo de la Empresa era el de reconocer el Manto 1, y es así que después de un trabajo perseverante y continuo se logra obtener ; como se podrá notar en la parte geológica del presente trabajo, un Balance de Reservas que a fines del primer semestre de 1985 arroja 360,440 T.M.S. Ag 6.85 Onz/TC, Pb 2.72 %, Zn 5.76 %, con un valor de mineral de US\$/TM 32.54.

Indudablemente podemos afirmar que la Mina aún se encontraba en la fase de exploración, desarrollo y preparación habiéndose iniciado la etapa de explotación en forma incipiente.

Una de las principales preocupaciones de la Mina era el SISTEMA DE EXPLOTACIÓN a utilizarse y naturalmente sus COSTOS OPERATIVOS. Este trabajo tuvo por finalidad atender estas necesidades entre otras, para lo cual se desarrollaron los siguientes temas :

2.1.1.- Descripción Geológica del Manto 1.

2.1.2.- Determinación de los Accesos Maestros.

2.1.3.- Establecimiento de los Parámetros del Método de Minado

2.1.4.- Determinación del Progreso de la Explotación

2.1.5.- Equipamiento Requerido

2.1.6.- Costos Operativos

### **2.2.- OPERACIÓN ACTUAL**

La producción de la Mina procede de las siguientes fuentes :

- Exploraciones : 6 %
- Desarrollos : 30
- Preparaciones : 18

- Explotación : 46
- Total : 100 %

Como se podrá notar la mayor proporción de mineral está saliendo de los avances, debiendo ser la tendencia a incrementar el mineral de la fase de explotación, con lo cual deben bajar los costos unitarios de minado.

Por otro lado debemos mencionar que la Concentradora incrementó su tratamiento a partir de Junio '85 a 500 TMS/Dia.

Todo el mineral producido en Arpón es almacenado en tolvas ubicadas en el nivel 3730, las cuales son alimentadas con la ayuda de un Scooptram JS-220, que a su vez limpia tanto de las labores de avances como de explotación, mineral que posteriormente es extraído a superficie por medio de una locomotora a batería de 3.5 Ton. BEV, para luego ser transportado en volquetes de 13 Ton., a la Planta Concentradora distante 5.3 Km. de la Mina.

En cuanto a la voladura, por la naturaleza, en general, suave del terreno, se usaban las dinamitas tanto pulverulentas como semigelatinas, como es el caso del Exadit 60 % y Semexa 65 % respectivamente.

El carguío se realizaba con un cargador frontal de bajo perfil de 3.5 yard<sup>3</sup> de capacidad, con motor diesel, refrigerado por aire.

Además la Mina disponía de todos los servicios auxiliares como son aire comprimido, agua de perforación, ventilación, etc.

En cuanto al personal que operaba en la Mina, lo resumimos en el siguiente cuadro :

**PERSONAL DE LA MINA**

- Empleados : 4
- Obreros Compañía : 24
- Contratistas : 68
- TOTAL : 96

El costo unitario vigente de la operación de minado de esos momentos era de US\$/TMS 10.29, sin considerar los costos por transporte de mineral y regalías, de acuerdo al siguiente detalle :

## **COSTO UNITARIO DE MINA \*\***

• Labor	1.16	US\$/TMS
• Exploraciones y Desarrollos	2.29	
• Preparaciones y Explotación	2.59	
• Fuerza Eléctrica	1.25	
• Servicios de Mina	1.22	
• Mantenimiento Activo Fijo	0.64	
• Depreciación	1.14	
<b>TOTAL GENERAL</b>	<b>: 10.29</b>	<b>US\$/TMS</b>

**\*\* Para una producción mensual de 9137 TMS.**

**El costo es razonable, si consideramos que la Mina está en pleno proceso de desarrollo y preparación, costo que debe de bajar a medida que se incremente la producción con mayor participación de los minerales provenientes de la explotación. Normalmente en operaciones similares el costo de operación directo de Mina debe fluctuar entre 6/8 US\$/TMS.**

### **3.- GEOLOGIA**

#### **3.1.- GENERALIDADES**

Las unidades de rocas del distrito minero de Hualgayoc van del Cretácico Inferior al reciente, siendo las más antiguas correlacionadas con el grupo Goyllarisquisga. Las rocas del Cretácico Medio a Superior están correlacionadas con los miembros Inca, Chulec y Pariatambo del Grupo Machay.

Un gran intrusivo, probablemente de dimensiones batolíticas, que están compuestas discontinuamente en el área del distrito, atraviesan las rocas sedimentarias. Este intrusivo es de naturaleza granodiorítica y diorítica asignándole una edad cretácica superior.

Las estructuras mineralizadas están emplazadas en las rocas sedimentarias como en las intrusivas. Los mantos y cuerpos de reemplazamiento están restringidos a los horizontes calcáreos. La mineralización está controlada por la litología de las rocas y por las condiciones estructurales de las mismas. Se puede diferenciar un block estructural al Sur del distrito en el que predomina la mineralización de plomo-zinc; un block central con mineralización de plomo con contenido de plata y un block al Norte en mineralización de cobre. Estos blocks están limitados por los ríos Hualgayoc y el Tingo

#### **3.2.-UBICACIÓN**

La Mina Carolina se encuentra situada en el Departamento de Cajamarca, Provincia y Distrito de Hualgayoc, a unos 40 Km. en línea recta al NW de la ciudad de Cajamarca y a 02 Km., del pueblo de Hualgayoc.

#### **3.3.-ACCESIBILIDAD**

La Mina es accesible a través de dos rutas :

- Vía Aérea : Que haciendo la ruta Lima - Cajamarca con 613 Km. es necesario ir por carretera afirmada 96 Km. para llegar a la Mina. Tiempo total 5.00 horas.

- **Vía Terrestre :** Con el recorrido Lima - Pacasmayo - Cajamarca de 841 Km. es necesario recorrer también los 96 Km. de carretera afirmada para llegar a la Mina. Tiempo total 15 horas.

### **3.4.-GEOGRAFIA**

La Mina se encuentra en el Flanco Oriental de la Cordillera Occidental, cerca de la divisoria continental. Los agentes modeladores de la región han sido la erosión glacial y fluvial, y aunque el hielo permanente ha desaparecido por completo de la zona, quedan algunas evidencias de que el área ha sido afectada por la glaciación.

La región es una amplia puna que ostenta en sus partes altas valles redondeados y de poca profundidad, y en sus cotas intermedias valles de poca pendiente, y en sus partes inferiores valles agudos y profundos en estado de poco desarrollo, que se han formado según el curso de las corrientes principales.

### **3.5.-CLIMA**

En general el clima es agradable con temperaturas y lluvias moderadas. Presenta dos estaciones bien marcadas, una de Abril a Setiembre , que es la época seca con precipitaciones raras y vientos fuertes, y la otra de Octubre a Marzo, que es la estación húmeda con precipitaciones frecuentes tanto sólidas como líquidas. Durante la estación seca los días son templados pero en la noche baja la temperatura llegando al punto de congelación. En la estación húmeda los días son mas frescos y las noches menos frías.

### **3.6.-ESTRATIGRAFIA**

En el Distrito minero de Hualgayoc se pueden distinguir dos secuencias sedimentarias bien definidas las cuales son

**3.6.1.-Areniscas-Lutitas.-**Las rocas sedimentarias mas antiguas de la región están expuestas principalmente en el cañón del río Hualgayoc, consistiendo en areniscas y lutitas interestratificadas con unos estratos delgados de calizas impuras o lutitas calcáreas. Los estratos de los diferentes tipos varían desde unos centímetros hasta varios metros de potencia. A esta secuencia se le ha reconocido como del Cretácico Inferior asignándosele edades del Aptiano al Albiano.



3.6.2.-Rocas Calcáreas.- Suprayacente a la secuencia de areniscas y lutitas, existe una potente serie de calizas con lutitas interestratificadas. La parte inferior de esta secuencia tiende a ser arcillosa mientras que en la parte superior se presentan calizas puras. Se le ha correlacionado como del Cretácico Superior con edades del Albiano al Turioniano

### 3.7.-ROCAS IGNEAS.

Las rocas ígneas de la zona ocurren a manera de stocks, sills y diques. Los stocks que son los cuerpos intrusivos mas extensos expuestos en el área, tienen afloramientos de varios kilómetros cuadrados. Las rocas ígneas son porfiríticas con matriz de grano fino a microcristalino, en textura y mineralogía son del tipo predominantemente diorítico con variaciones a granodiorítico. Los principales afloramientos de estas rocas se encuentran en los cerros Jesús, San José y Corona.

### 3.8.-GEOLOGIA HISTORICA

En las Eras Paleozoica y Mesozoica los Andes Peruanos fueron ocupados por un geosinclinal en el que se depositó una serie de sedimentos. Al final del Cretácico e inicios del Terciario, la zona fue levantada por movimientos orogénicos que causaron pliegues y fallas en los sedimentos, llegando a su fin la deposición marina y comenzando la deposición de clastos continentales y rocas volcánicas. Una segunda orogénesis en el Terciario plegó y falló nuevamente las rocas. Las masas batolíticas fueron emplazadas probablemente cerca del final de la segunda orogénesis siendo seguidas por la intrusión de numerosos stocks y cuerpos relacionados. Durante el Pleistoceno el área fue modelada por los glaciares, formándose potentes depósitos de material morrénico en los valles mayores. La erosión fluvial posterior ha modificado parte de estos valles.

### 3.9.-GEOLOGIA ESTRUCTURAL

El rasgo mas saltante es que las rocas sedimentarias han sido plegadas y también rotas por fallas de poco desplazamiento o por fracturas y disyunciones. El pliegue mas prominente es el que se observa en la parte superior de Arpón y Mecheros, este pliegue es asimétrico y casi monoclinial con suaves buzamientos al norte y buzamientos fuertes al sur del eje. Las fallas que se observan forman dos sistemas diferentes ; las fallas del sistema N-S que son las menos notorias, las mismas que no están mineralizadas y se encuentran principalmente en las rocas sedimentarias. Las fallas del segundo sistema son de rumbo

aproximado E-W con buzamientos al sur y mineralizadas en rocas sedimentarias y muy comúnmente en las rocas intrusivas. Los desplazamientos a lo largo de cada falla varían de centímetros a centenares de metros. Otro rasgo estructural saltante son las fracturas en las calizas, las mismas que son mas o menos verticales y ligeramente perpendiculares a los planos de estratificación que están íntimamente asociados a los óxidos que afloran en forma irregular.

### 3.10.-GEOLOGIA ECONOMICA

En la Mina Carolina se pueden reconocer dos tipos principales de mineralización : Vetas y Mantos. Las vetas presentan minerales de zinc y plomo con algo de plata posiblemente de origen hidrotermal, las que fueron depositadas en fracturas pre-existentes. Los minerales económicos que presentan los mantos son esfalerita, galena y sulfosales. La mineralización esta emplazada en estratos de rocas sedimentarias, preferentemente calcáreas formando un depósito de reemplazamiento masivo.

### 3.11.-MANTO 1

#### 3.11.1.-Mineralogía :

**Esfalerita.-** Se encuentra mayormente compacta, cristalizada, la rubía es mas abundante, también fina.

**Galena :** masiva y cristalizada posiblemente argentífera, asociada a la esfalerita.

**Pirita :** masiva y granulada.

**Calcita :** se encuentra con mayor frecuencia en vetillas angostas dentro de la roca caja.

**Baritina :** ocurre en cristales tabulares en forma aislada relleno de cavidades.

**3.11.2.-Alteraciones :** En las cajas techo y piso Argilitización. Silicificación y Marmolización en rocas calcáreas.

**3.11.3.-Paragénesis :** No se han hecho secciones pulidas pero en forma general se puede decir :

- El cuarzo y la pirita fueron los primeros minerales en depositarse originando la silicificación y piritización.

- Depositación de la esfalerita, primero la oscura luego la rubia.
- Depositación de la galena.
- La baritina y la calcita parecen ser posterior a los minerales sulfurados.

### 3.12.-CONTROLES DE MINERALIZACION

3.12.1.-Controles Estratigráficos :Dentro del paquete sedimentario se presentan estratos favorables de mineralización, de los cuales los mas importantes son los correspondientes al Manto 1 y Predilecta

3.12.2.-Controles de Alteración : Cerca a los mantos la recristalización va aumentando paulatinamente, la argilitización nos indica la cercanía de veta o manto, la silicificación sin aumento en los valores de plata.

### 3.13.-RESERVAS DE MINERAL

En el Manto 1 contamos con la siguiente Reserva de Mineral al 30 de Junio de 1985 :

#### RESERVAS DE MINERAL AL 30 DE JUNIO DE 1985.- MANTO 1

CLASE	CATEGORIA	T.M.S.	Ag(Onz/TC)	Pb(%)	Zn(%)	US\$/TM
Plata	Probado	177360	10.08	2.72	4.04	32.75
Plomo-Zinc	Probado+Probable	183080	3.72	2.73	7.42	32.32
<b>TOTAL GENERAL</b>		<b>360440</b>	<b>6.85</b>	<b>2.72</b>	<b>5.76</b>	<b>32.54</b>

## 4.- PARAMETROS GENERALES DE DISEÑO

### 4.1.- PRODUCCION

La producción mensual proyectada de la Unidad Hualgayoc, contemplaba 10,000 TMS de Julio a Diciembre de 1985, y 16,000 TMS a partir de Enero de 1986. La producción anual a partir de 1986 sería de 192,000 TMS.

### 4.2.- DATOS DE LA OPERACIÓN

- Dias de trabajo al año : 300
- Dias de trabajo por semana : 6
- Turnos por día : 2
- Horas por turno : 8
- Factor de operación : 80 %
- Minutos efectivos por hora : 48
- Horas efectivas de trabajo : 6.5
- Disponibilidad mecánica : 80 %
- Producción diaria de mineral 1985 : 400 TMS
- 1986 : 640 TMS
- Producción diaria de desmonte  
para relleno 1985 : 300 TMS
- 1986 : 480 TMS
- Relación de relleno mineral : desmonte : 1.00 : 0.75

### 4.3.- CARACTERISTICAS DEL MANTO 1

- Rumbo : N 60° W
- Buzamiento promedio : 25° - 30° SW
- Potencia promedio : 6m.
- Características del mineral de : plata : Duro y fracturado
- plomo-zinc : Suave y fracturado
- Características de las cajas : Suaves y no competentes
- piso : Caliza marmolizada
- techo : Caliza lutacea

### 4.4.- CARACTERISTICAS FISICAS DE MINERAL Y DESMONTE

- Peso específico del mineral seco de plata : 3.2 TM/M<sup>3</sup>
- plomo- zinc : 3.3 TM/M<sup>3</sup>
- Mineral in situ promedio

Peso específico mineral húmedo	: 3.25 TM/M <sup>3</sup>
Contenido de mineral	: 98 %
Contenido de humedad	: 2 %
• Mineral roto promedio	
Peso específico seco	: 2.5 TM/M <sup>3</sup>
Peso específico húmedo	: 2.55 TM/M <sup>3</sup>
Humedad mineral- desmonte	: 5 %

#### 4.5.- METODO DE MINADO SELECCIONADO

##### 4.5.1.- CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN CAMARAS Y PILARES

###### 4.5.1.1.- Preparaciones

- Rampas de Acceso Principal :
 

Sección	: 3 * 3 m
Gradiente	: +15% a -15%
Ubicación	: Desmonte
Longitud	: Variable
Peralte	: 2 %
Radio de curvatura	: 10 m
Distancia mínima al tajeo	: 10 m
- Rampas de Acceso Secundario :
 

Sección	: 3 * 3
Gradiente	: +15% a -15%
Ubicación	: Frente a entradas de ataque del tajeo
Longitud	: Alrededor de 30 m

###### 4.5.1.2.- Explotación

- Cámaras :
 

Mineral de plata, sección	: 6.5 * 3.0 m
Mineral de plomo- zinc, sección	: 5.5 * 3.0 m
- Pilares :
 

Mineral de plata, sección	: 2.5 m. de diámetro
Mineral de plomo-zinc	: 4.0 * 2.5 m.
- Corte en Tajeo de Plata
 

Area de frente	: 19.5 m <sup>2</sup>
Tonelaje por disparo	: 156 TMS

- **Corte en Tajeo de Plomo- Zinc**
  - Area de frente : 16.5 m<sup>2</sup>
  - Tonelaje por disparo : 136 m<sup>2</sup>
  
- **Producción Requerida**
  - Tajeo de Plata**
    - mes : 5,800 TMH
    - día : 232 TMH
    - disparos por día : 2
  
  - Tajeo de Plomo-Zinc**
    - mes : 4,700 TMH
    - día : 188 TMH
    - disparos por día : 2
  
- **Equipo**
  - Jumbo hidráulico de un brazo : 2
  - Velocidad de penetración : 1.0 m/min.
  - Barras cónicas 11' : 1,000 m de vida útil
  - Broca de 45 mm : 200 m de vida útil
  
- **Explosivos y Accesorios**
  - Exadit 45% : 8" x 1 1/8
  - Semexa 60% : 8" x 1 1/8
  - Fulminantes : No 6
  - Mecha de seguridad : Famesa
  - AN-FO : En estudio
  - Factor de carga : 0.25-0.30
  
- **Limpieza**
  - Scoop diesel 2.2 yard<sup>3</sup> : 2
  - Rendimiento teórico : 62 TM/Hora
  - Rendimiento efectivo : 38 TM/Hora
  - Distancia máxima : 75 m
  - Velocidad scoop cargado : 4.5 Km./Hora
  - Velocidad scoop vacío : 6.5 Km./Hora

## **5.- DESCRIPCION DEL METODO DE EXPLOTACION**

### **5.1.- SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO**

Al buscar la explotación tecnológicamente efectiva de un yacimiento, es indudable que las características físicas y estructurales del mineral y del manto, como asimismo la extensión en longitud y ancho de la mineralización, relacionadas con la profundidad, son las que imponen el sistema de minado óptimo

En el capítulo de Geología, se dan las características del mineral, además las cajas son suaves e incompetentes. Sin entrar en la enumeración académica de los métodos de explotación, el factor limitante para seleccionar el método de minado es principalmente el poco espesor del manto, y el valor relativamente bajo del mineral. Por tales razones, quedan eliminados varios métodos de alto rendimiento y recuperación de mineral con altos costos de operación como por ejemplo : conjuntos de cuadros, corte y relleno con relleno hidráulico/hidroneumático, subniveles, corte y relleno descendente, acumulación dinámica, etc.

Planteado el problema de esta manera, el minado en este tipo de yacimiento, debe ser de ALTO RENDIMIENTO AL MÁS BAJO COSTO, pudiendo ser explotado únicamente por tres métodos :

**Cámaras y Pilares sin relleno  
Corte y Relleno Ascendente con Relleno Convencional  
Corte y Relleno Ascendente en Cámaras y Pilares**

El método de Cámaras y Pilares sin relleno, equivaldría a dejar mas del 40 % del mineral en pilares como sostenimiento, desperdiciando el mineral del manto con malos resultados económicos.

El Corte y Relleno Ascendente con Relleno Convencional para nuestra realidad tiene la gran desventaja de que la Caja Techo es inestable, ya que en los pilotajes que se han realizado estas no soportan áreas abiertas mayores a 50 m<sup>2</sup>.

Consideramos que un método que concilia, la mayor recuperación de mineral, y que garantiza la estabilidad de la caja techo, sería el CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN CAMARAS Y PILARES usando el relleno convencional ya sea provenientes de los avances mina como de las chimeneas de relleno (Glory Hole). Con este sistema esperamos lograr la máxima recuperación de mineral el cual esperamos estar muy cerca al 85

**%, el mismo que puede ser mejorado a medida que se progresa en el control de los parámetros de minado.**

## **5.2.- DEFINICION Y EXPOSICION DEL METODO DE EXPLOTACION.**

**El método seleccionado se basa en el minado de diferentes tramos horizontales o pisos de mineral en sentido ascendente, dejando pilares de sostenimiento temporal y rellenando el corte anterior como sostenimiento definitivo, hasta una altura distante del techo del tajeo de 0.5 m.**

**El minado de mineral continua piso por piso en una serie de cortes horizontales, hasta la terminación del bloque de mineral. En el diagrama de la Fig. 18 se aprecia la secuencia gráfica del método de minado propuesto.**

**La perforación será horizontal a partir del crucero de ataque para perforar primero las cámaras, reducir los pilares y perforar los cortes sucesivos del tajeo. En este tipo de perforación horizontal es importante disponer de suficientes frentes a fin de cumplir el programa de producción ; esta es una de las razones por la que se recomienda el uso de Jumbos electrohidráulicos de un brazo para conseguir capacidad de perforación alta.**

**La limpieza del tajeo se efectuará con cargadores frontales de bajo perfil (Scooptram JS-220), que cargaran el mineral del disparo y lo depositaran en los respectivos echaderos de mineral, de donde será evacuado por medio de una locomotora a superficie.**

**Además cada batería de tajeos contará con una chimenea de relleno, que también ayudará a la ventilación, con intervalos no mayores de 75 m. de acuerdo al diseño del scoop.**

**Los servicios de cables eléctricos, tuberías de aire comprimido y agua serán llevados por las mismas rampas de acceso, debidamente implementados.**

## **5.3.- ACCESOS.**

### **5.3.1.- Acceso Principal**

**Para facilitar la aplicación del método de minado propuesto debemos considerar la ejecución de una vía principal, de preferencia en roca estéril o mineral de baja ley, que de acceso a**



cada una de las áreas de explotación, superficie y los futuros niveles de la mina.

Estamos considerando las siguientes labores de acceso principal ( Ver plano No 12) :

**a.- Rampa A**

Sección : 3.0 \* 3.0

Longitud : 82 m.

Gradiente : 41 m. con -15%, 41 m. con +15%

Esta vía se iniciará partiendo de la galería principal de extracción del nivel 3730 con una gradiente de -15%, hasta colocarse a 40 m. debajo del referido nivel, continuando desde los 41 m. de longitud con gradiente positiva a fin de comunicar a la rampa 310

**b.- Rampa B**

Sección : 3.0 \* 3.0

Longitud : 63 m.

Gradiente : +2%

El objeto de esta rampa es comunicar a la R-145E con la R.400-2W sobre mineral de zinc de baja ley.

**c.- Rampa C**

Sección : 3.0 \* 3.0

Longitud : 71 m.

Gradiente : - 15%

Comunica la R-230 con el extremo W de la R-146W, sobre mineral de baja ley.

**d.- Rampa D**

Sección : 3.0 \* 3.0

Longitud : 462 m.

Gradiente : +15%

Del subnivel 230 subirá hasta la chimenea 250, donde comunicará al manto 2 ; de este punto se desarrollará la rampa sobre el manto a fin de explotarlo, hasta la chimenea 310, para luego comunicar a superficie. Ver plano No 13.

#### **e.- Rampa E**

**Sección : 3.0 \* 3.0**

**Longitud : 611 m.**

**Gradiente : -15%**

Con el diseño propuesto, esta rampa bajara con 15% de gradiente, en forma paralela al potente clavo mineralizado de la veta Perené, del mismo modo nos permitirá explorar cualquier manto que pudiera existir entre los niveles Arpón y Alfa. Ver plano No 14

#### **5.3.2.- Accesos Secundarios**

Desde el acceso principal y de acuerdo al flujo de la explotación se desarrollaran los accesos secundarios con el objeto de dividir el Manto 1 en unidades de explotación o tajeos.

#### **5.4.- FLUJO DE LA EXPLOTACION**

Para alcanzar la producción de 10500 TMH de minerales entre plata y plomo-zinc es suficiente con mantener en explotación un tajeo en cada tipo de mineral, por consiguiente debemos de visualizar dos flujos principales de explotación (Ver plano No 15), el primero de Este a Oeste, desde el límite de la propiedad con Colquirrumi ; y el segundo de Oeste a Este, desde la comunicación de las rampas con el nivel Arpón.

Dada la ocurrencia de mineralización y la ubicación de los accesos diseñados, así como la conveniencia de concentrar los servicios en áreas definidas, la explotación, tanto de uno como de otro tipo de mineral debe hacerse desde un extremo hacia el centro o hacia el acceso troncal.

Antes de entrar a una explotación ordenada del Manto 1, desde los límites ya reconocidos, debemos de terminar la explotación de los tajeos 360 (Plata) y 350 (Plomo-Zinc), con corte y relleno ascendente, hasta el límite superior de la mineralización, dejando rellenas y aseguradas totalmente estas dos áreas ; paralizar por el momento la preparación de los tajeos vecinos, e iniciar de inmediato la preparación de los tajeos según flujo de explotación sugerido.

La explotación de mineral de plomo-zinc debe iniciarse con el panel de tajeos del extremo Este ( Blocks probados # 1 y # 3), para avanzar hacia el Oeste ( Ver plano No 15) con la explotación del Block No 2, seguido del No 7. Simultáneamente con la operación localizada en estos últimos blocks se debe extraer mineral del block probado No 1 de Zinc. Los

bloques probados de plomo-zinc números 4,5 y 6 serían extraídos en conjunto con los bloques adyacentes de plata.

La secuencia de la explotación de mineral de plata se inicia en el extremo Oeste con el block No 4, al que seguiría el No 3 y el No 2; el sector minado tanto en el block No 2 como en el No 1 deberá ser convenientemente explotado y rellenado, como indicamos líneas mas arriba, además los accesos deben ser habilitados con anterioridad a la llegada de la explotación a las mencionadas zonas.

#### 5.5.- SECUENCIA DE EXPLOTACION EN UN TAJEO TIPICO.

Determinada la forma del cuerpo a minar y establecida la distribución del mismo en tajeos se abre un acceso secundario a partir del acceso troncal. Desde el acceso secundario se desarrollan los frentes de ataque que correspondan a los cortes longitudinales del tajeo. Para el óptimo rendimiento de la labor de acarreo estas aberturas no deben tener gradientes superiores a 12 %.

La apertura de las labores debe, en lo posible avanzar en forma descendente para poder aplicar el método de explotación integral en retirada.

La secuencia de la explotación se observa en la Fig. No 18, en la que apreciamos la preparación del tajeo como acceso secundario en el recuadro No I. En el recuadro II se muestra el avance de la explotación comenzando desde el sector bajo y avanzando hacia el otro frente.

Habiéndose explotado el mineral en las cámaras de comunicación, y mientras se avanza en el tercer frente de ataque, se desquincha el techo del acceso secundario y se rellena el espacio dejado por el corte del primer frente de ataque; además se rellena el piso del acceso secundario para dar frente al segundo corte del primer frente de ataque, tal como se puede ver en el recuadro IV.

En el recuadro V apreciamos la ejecución del segundo corte del segundo frente de ataque, labor que coincide con la finalización del relleno del tercer frente de ataque.

La secuencia continua mostrando la gran flexibilidad del sistema, en el que siempre se debe ejecutar todo tipo de actividad, es decir; rotura, acarreo y relleno.

#### 5.6.- DIMENSIONES DEL TAJEO

Al igual que en la selección del método de minado, las características físicas y estructurales del mineral, y el diseño de la mina influyen en determinar las dimensiones del tajeo

Para obtener una efectiva distribución de pilares y mayor facilidad de operación, el panelado debe ser en lo posible, de trazo rectangular, ya que en todo caso los límites de la mineralización económica, nos determinará las dimensiones reales de los tajeos.

Además de los tamaños de los tajeos, se debe tomar en cuenta su orientación, sobre todo en el Manto 1, que presenta variaciones en su buzamiento. El equipo de perforación (Jumbos) y de carguío (Scoops) montados sobre llantas es eficiente si opera, en la horizontal o inclinado hasta un máximo de 12 % de gradiente, que correspondería a las cámaras y transversales sobre los pilares de un manto de 10° de buzamiento (Fig. No 16)

Aunque menos recomendable, los cortes principales pueden ser oblicuos a los transversales hasta en 120° con lo que es posible minar mantos de hasta 13° de buzamiento (Fig. 17).

#### 5.6.1.- Diseño de Paneles.

En general, mientras las áreas a explotar lo permitan, los tajeos deben disponerse en Paneles para su explotación ordenada. Los tajeos se deben delimitar mediante galerías que, aunque asciendan con la explotación se deben permanecer abiertas, principalmente, como conductos de ventilación.

Considerando accesos de 3.0 m. de ancho y los parámetros de tajeo ya señalados, la cantidad de mineral que queda como pilares alcanza a 19 % en los tajeos de plomo-zinc y de 12 % en los tajeos de plata, con un promedio general de 15%.

#### 5.6.2.- Diseño de Cámaras y Pilares.

El diseño de cámaras y pilares varía según el tipo de mineral en que se aplica. En el caso de las áreas de plomo-zinc, las cámaras son de 5.5 m. y los pilares de 4.0 x 2.5 m. Para las zonas de plata las cámaras son de 6.5 m. y los pilares de 2.5 m. de diámetro.

#### 5.6.3.- Ubicación de los Echaderos de Mineral.

Sería conveniente ubicar los futuros echaderos a distancias no mayores de 75 m. del centro de los tajeos, pues hasta esta distancia es donde se obtiene la mayor eficiencia por diseño de modelo de scooptram en actual operación (JS-220).

#### 5.6.4.- Ubicación de las Chimeneas de Relleno.

Aplicaríamos los mismos criterios que se han establecido para el caso de los echaderos de mineral.

#### 5.7.- NUMERO DE TAJEOS.

Las necesidades de producción de mineral nos darán la cantidad de tajeos que debemos operar. Teniendo en consideración que para el segundo semestre 1985 debemos producir en promedio mensualmente 10,500 TMH con la siguiente participación :

Mineral de Ag.	: 5,800 TMH
Mineral de Pb-Zn.	: 4,700 TMH
Total	:10,500 TMH

Por otro lado teniendo en consideración los parámetros de diseño establecidos, obtenemos los siguientes resultados :

Sección promedio	: 18 m <sup>2</sup>
Longitud de disparo	: 2.5 m.
Peso Específico	: 3.25
Producción por Disparo	: 146 TMH
Producción por Día	: 584 TMH
No de días	: 18
% de tiempo Disponible	: 72

Normalmente con un Jumbo Hidráulico de 1 brazo y usando scoops de 2.2 yard.<sup>3</sup> para la limpieza de mineral, podemos lograr 2 perforaciones por guardia ; es decir, 4 perforaciones por día en dos tajeos diferentes, de lo que deducimos, la necesidad de contar con una labor de explotación en cada tipo de mineral para cumplir con el programa propuesto, y en calidad de stand-by dos tajeos preparados, uno en cada tipo de mineral por algún imprevisto.

#### 5.8.- PERFORACION Y VOLADURA.

##### 5.8.1.- Perforación.

El método de explotación seleccionado implica que la perforación de producción debe ser HORIZONTAL, lo que ayuda y facilita a poder utilizar el mismo equipo en las preparaciones.

#### 5.8.1.1.- Selección de Equipo.

Solamente con Jumbos hidráulicos de 1 brazo o neumáticos de 2 brazos se puede realizar dos perforaciones por guardia, como lo exige el método de minado.

El Jumbo neumático de dos brazos para trabajar eficientemente necesita aprox. 1,200 PCM a una presión de 100 Lb/pulg.<sup>2</sup> en el frente de trabajo, lo que equivale a que el compresor entregue aire a la presión de 130 Lb/pulg.<sup>2</sup>, que no es fácil de lograr, y por otro lado la vibración que producen estos jumbos provocaría un mayor desprendimiento de las paredes de los taladros, lo que dificultaría mucho la operación.

Los jumbos hidráulicos de 1 brazo, consumen entre un 30 a 40 % menos de energía instalada, que los neumáticos. El costo del equipo hidráulico es algo mayor que el neumático, pero la inversión total es menor considerando las inversiones que se tienen que realizar por efectos de tuberías y compresoras.

Con respecto al ambiente de trabajo, con las perforadoras hidráulicas se disminuye el ruido, poca vibración, mayor velocidad de penetración con regulación automática de acuerdo a la naturaleza del terreno, mayor presión de barrido, no hay mezcla de aceite con aire que ocasiona neblinas y contamina, y finalmente por sus dimensiones menores es más fácil para su traslado e instalación.

Por lo expuesto podemos concluir que el equipo seleccionado para el método de minado propuesto es el Jumbo Hidráulico de 1 brazo.

La cantidad de jumbos requeridos está dado igualmente por las necesidades de avances y producción, en nuestro caso y para el programa propuesto se requerirán dos jumbos, uno para las preparaciones y otro para la explotación.

#### 5.8.1.2.- Ciclo de Perforación.

En la tabla II se muestra el ciclo de perforación con un jumbo hidráulico de 1 brazo, de la cual se deduce que se pueden efectuar dos disparos por guardia o cuatro por día.

#### 5.8.2.- Disparo.

Por las condiciones del terreno se puede continuar utilizando una combinación de Semexa 60 % para el corte y Exadit 45 % para los demás taladros.

En vista que los taladros serán de 45 mm. de diámetro, los cartuchos de dinamita serán de 1 1/8" y de 8" de longitud. En el futuro previas pruebas se podría utilizar explosivos a granel.

Atendiendo a la estadística actual el Factor de Potencia es de 0.52 Kg./TMH, que con la mejora del trazo y la consiguiente experimentación se debe reducir a 0.25- 0.30 Kg./TMH.

#### 5.9.- LIMPIEZA O ACARREO EN EL TAJEO.

Sin entrar en detalles, la limpieza o acarreo de los frentes de trabajo se debe realizar como hasta ahora ; es decir, con equipo L.H.D. de bajo perfil sobre llantas ( Scooptram JS-220 ).

##### 5.9.1.- Echaderos de Mineral

Los scoops realizaran la limpieza del mineral de los frentes disparados a los echaderos de mineral, desde donde la locomotora del nivel Arpón, extraerá el mineral a superficie. (Ver plano No 11)

##### 5.9.2.- Selección del Scooptram.

Los cargadores frontales de bajo perfil se pueden elegir ya sea accionados con motor eléctrico o diesel.

Tres ventajas fundamentales tienen los cargadores frontales eléctricos: 1) bajo costo de consumo de energía eléctrica en comparación al consumo de petróleo. 2) no hay contaminación del medio ambiente, y 3) menor requerimiento de ventilación.

Sin embargo no se puede pasar por alto la gran flexibilidad de los cargadores diesel, los cuales se pueden llevar a cualquier lugar de la mina, sin necesidad de instalaciones eléctricas.

## TABLA II

### PERFORACION

<b>Ancho promedio de cámaras**</b>	
En mineral de plata	: 6.5 m.
En mineral de plomo-zinc	: 5.5 m.
Promedio	: 6.0 m.
<b>Altura de corte</b>	: 3.0 m.
<b>Diámetro del taladro</b>	: 45 mm.
<b>Longitud de perforación</b>	: 3.2 m.
<b>Avance promedio por disparo ( 80% eficiencia)</b>	: 2.5 m.
<b>No de taladros promedio por disparo</b>	: 30
<b>Velocidad de penetración</b>	: 1.0 m/min.
<b>Ciclo de Perforación ( Tiempo en minutos)</b>	
<b>Traslado Jumbo***</b>	: 10 min. aprox.
<b>Instalación Jumbo</b>	: 10 min.
<b>Posesionar el brazo</b>	: 5 min.
<b>Cambio de barreno</b>	: 1 min.
<b>Perforar 30 taladros</b>	: 100 min.
<b>Desinstalar jumbo</b>	: 10 min.
<b>Imprevistos 10 %</b>	: 14 min.
<b>Duración de la perforación</b>	: 150 min.
<b>Carguío de explosivos</b>	: 30 min.
<b>Tiempo Total Perforación y Voladura</b>	: 3.00 Horas.

**\*\* Usando barrenos de 11' de longitud  
Solo con jumbos hidráulicos se puede lograr 2 perforaciones de 2.5 m.  
por guardia.**



### 5.9.3.- Ciclo de Limpieza

En la tabla III se muestra el ciclo de operación para un scoop diesel de 2.2 yard.<sup>3</sup>

### 5.9.4.- Número de Cargadores.

De acuerdo a la tabla III un scoop será suficiente para limpiar los 4 disparos que se realizaran durante un día de operación en los tajeos ; sin embargo es conveniente disponer de dos scoops mas para atender a las labores de avances y relleno de tajeos, con una disponibilidad mecánica no menor del 80 % para lograr una eficiente operación de Mina.

## 5.10.- SECUENCIA DE OPERACIONES EN TAJEOS

El método propuesto permite establecer un ciclo de 3 operaciones básicas : Perforación, Voladura y Acarreo, como se aprecia en la tabla IV, realizada en forma simultánea y en 4 frentes diferentes.

Estas operaciones unitarias han sido programadas de tal manera que permiten que dos ciclos se realicen por día y por labor, en dos cámaras en cada tajeo, tomando en consideración dos guardias de 8 horas, con un trabajo efectivo de 6.5 horas por turno.

## 5.11.- RELLENO

### 5.11.1.- Definición del Problema.

No obstante que el Manto 1 presenta apenas una potencia promedio de 6 m., podría ser explotada por cámaras y pilares en retirada, abandonando las labores vacías sin rellenar, pero la ubicación del Manto 2 y otros a partir de los 18 m. de altura, nos obliga a no dejar espacios vacíos, teniendo la necesidad de usar relleno convencional, lo que incluso nos ayudará en el diseño al dejar menos mineral en pilares. Ahora bien no usamos relleno hidráulico, ni hidroneumático, por el alto costo de implementación y el bajo valor del mineral.

### 5.11.2.- Clase de Relleno.

En consecuencia, el equipo en actual operación es perfectamente adecuado en diseño, modelo y capacidad para los niveles de operación proyectados.

### TABLA III

#### LIMPIEZA DEL TAJEO

Volumen roto por disparo	: 45 M <sup>3</sup>
Longitud máxima de acarreo	: 75 M
Factor de carga	: 75 % de la cuchara
Capacidad de la cuchara	: 1.68 M <sup>3</sup>
Volumen útil de la cuchara	: 1.26 M <sup>3</sup>
No de cucharones por disparo	: 38

#### Ciclo de Operación

Carga del cucharón	: 0.4
Maniobra de carga	: 0.3
Viaje cargado	: 1.0
Descarga	: 0.4
Maniobra vacío	: 0.1
Viaje regreso vacío	: 0.7
Imprevistos 10%	: 0.3
Duración del ciclo	: 3.2

#### Limpieza del disparo

Desate y limpieza	: 10.0
Tiempo limpieza disparo	: 121.6
Tiempo de espera	: 8.4
Imprevistos 10 %	: 15.0

TOTAL : 155.0

TIEMPO LIMPIEZA TAJEO : 2.5 Horas.

**\* TABLA IV**

**SECUENCIA DE OPERACIONES EN TAJEOS**

**PRIMERA GUARDIA**

<b>HORARIO</b>	<b>TAJEO No 1</b>	<b>TAJEO No 2</b>
8 : 00 - 8 : 15	Entrada personal	Entrada personal
8 : 15 - 9 : 00	Seguridad	Seguridad
9 : 00 - 11 : 30	Perforación 1 <sup>ra</sup> cámara	Limpieza 1 <sup>ra</sup> cámara
11 :30- 12 : 00	Disponible	Disponible
12 :00- 01 :00	Almuerzo	Almuerzo
1 : 00 - 1 : 15	Regreso a labor	Regreso a labor
1 : 15 - 3 : 45	Perforación 2da cámara	Limpieza 2da cam.
3 : 45 - 4 : 45	Carguío y chispeo	Disponible
4 : 45 - 5 : 00	Salida labor	Salida labor

**SEGUNDA GUARDIA**

Se repite la secuencia pero mientras en el Tajo No 1 se limpia los disparos, en el Tajo 2 se perfora las dos cámaras.

La alternativa mas conveniente es el uso de relleno convencional, constituidos por el material procedente de los avances, ya sea este en mineral pobre o desmante, así como de material detritico de superficie, teniendo en cuenta que la distancia a ser transportados estén dentro de un costo que pueda soportar la operación.

### 5.11.3.- Necesidad de Relleno.

Actualmente en la Mina se produce desmante proveniente de los avances, ya sea sobre material estéril o minerales de baja ley, el cual podemos anotar en el siguiente cuadro :

#### PRODUCCIÓN DE DESMONTE. MINA ARPON

MES'85	M3	T.M.H.
Enero	1,034	2,738
Febrero	1,269	2,919
Marzo	1,392	3,201
Abril	1,183	2,721
Mayo	1,077	2,476
Junio	723	1,662
<b>TOTAL</b>	<b>6,678</b>	<b>15,717</b>
PROMEDIO	1,113	2,620

Nota : No se ha considerado el desmante producido en el nivel Alfa.

Asumiendo que sensiblemente se continúe produciendo una cantidad similar de desmante en la Mina Arpón, podemos determinar la siguiente necesidad de relleno mensual.

Producción de Tajeos	: 10,500 TMH
Volumen	: 3,230 M <sup>3</sup>
Relación Mineral - Desmante	: 1 / 0.75
Necesidad de Relleno	: 2,423 M <sup>3</sup>

Producción Actual de Relleno	1,113 M <sup>3</sup>
Déficit	1,310 M <sup>3</sup>

Por lo tanto habría la necesidad de producir 1,310 M<sup>3</sup> de desmonte en superficie para cubrir las necesidades de operación.

Este déficit de relleno puede ser cubierto de dos maneras

- a.- Producción de desmonte por el método de los Glory - Hole, sobre las mismas chimeneas de relleno, que consiste en desquinchar la boca de las chimeneas en su comunicación en la superficie, y, descolgar por la misma el material desbrozado al fondo de la Mina. Este sistema es muy conveniente económicamente, porque evita el transporte de material desde otros puntos de la superficie, y,
- b.- Procedente del desbroce del posible tajo abierto para explotar el Manto No 4.

#### 5.12.- DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN DE RELLENO POR EL SISTEMA GLORY- HOLE.

Este método de remoción de materiales fue originalmente diseñado para la explotación de Mantos superficiales de gran espesor.

El material removido y/o roto desquinchado se mueve por gravedad hacia una chimenea por una superficie inclinada semejante a un embudo. Este método adaptado para el abastecimiento de relleno a labores mineras, cuyo material es sistemáticamente removido debe llegar al tajo en relleno de la manera mas directa posible. Si este material debe ser transferido de la base de la chimenea, su eficiencia ( y costo) se reducirán al buen empleo y capacidad del equipo que sirva de medio de transferencia. La tecnología del Glory-Hole nos obligará a un control de la inclinación del piso que no deberá ser tan elevada que ponga en riesgo al personal que trabaja en la producción del material

Con un ángulo entre 35<sup>o</sup> - 40<sup>o</sup> es la inclinación mas aparente con mínimo riesgo para el personal y que el material caiga hacia la chimenea.(Ver plano No 20)

Un factor limitante en la elección del método es el grado de fragmentación que se pueda tener en la rotura, entre los fragmentos la mayor no debe superar en tamaño a una tercera parte del ancho de la chimenea.

La remoción del material dentro de la chimenea debe ser bastante dinámica para evitar atracamientos, originado muchas veces por la naturaleza del material como por la presencia de agua u otras sustancias.

El diseño de la malla de perforación, como la secuencia del disparo en la rotura del material son de sumo cuidado y deben ser controlados para obtener una buena fragmentación. El equipo de remoción en superficie puede ser en este caso en las dos formas mas usuales y disponibles ; un tractor cualquiera que sea su tamaño, puede arrastrar enormes volúmenes de relleno regulando las cantidades y separando los fragmentos mayores para su rotura a menor diámetro. La inclinación del piso en este caso se reduciría hasta por debajo del 20 %. Un segundo tipo muy fácil de emplear es el winche de rastrillo, sea neumático o eléctrico, utilizado por su versatilidad y bajo costo. Es recomendable evitar en lo posible el ingreso de agua en la chimenea, normalmente como medida de seguridad.

## **6.- ACARREO Y EXTRACCION DE MINERAL.**

### **6.1.- ACARREO DE MINERAL.**

Como es de conocimiento el acarreo con equipo pesado tiene una importancia vital en las operaciones mineras y su buen empleo es determinante para lograr una eficiencia máxima y conseguir su productividad y producción requeridas. Nuestras observaciones se han limitado a las condiciones de operatividad actuales cuyo análisis de sus tiempos y movimientos nos conducen a sugerir que los operadores de Mina deberán tener sumo cuidado en los controles minuciosos de sus Parámetros y Variables, para alcanzar los resultados y objetivos propuestos.

**Parámetros.-** Factores de variación en la producción del equipo, los cuales serían

- Tiempo de carguío
- Tiempo de recorrido del frente al echadero (ida)
- Tiempo de vaciado de la carga
- Tiempo de recorrido de retorno vacío
- Capacidad de la cuchara
- Tonelaje roto por disparo
- Tiempo de paradas por averías.

**Variables :**

**Distancia de Movimiento.-** Esta es la principal variable del trabajo del equipo, en un anexo se mostrará los efectos de la distancia sobre la producción del equipo

**Condiciones de la Labor.-** Es importante considerar el estado de la vías de recorrido del equipo, como la seguridad de las zonas de carguío, los cuales tienen sus efectos dentro de la producción del equipo.

Asimismo cabe recalcar que dentro de los parámetros, algunos de ellos dependen de la supervisión, como el de mantener las vías en buen estado, que harán posible reducir los tiempos de recorrido de ida como el de retorno del equipo, del mismo modo un buen entrenamiento al operador reducirá el tiempo de carguío como el cuidado de la máquina para lograr disminuir los sobre- esfuerzos que incidirán en la vida del equipo como de los neumáticos, cuyo costo es elevado. El volumen de mineral disponible luego de los disparos es

importante para reducir los tiempos de perdida en cambios de labor para lo que se sugiere entrar en franca explotación de tajos, y así aprovechar el equipo.

Un buen mantenimiento del equipo permitirá tener mejor disponibilidad del mismo para reducir perdidas por paradas intempestivas que dejarán un buen margen de utilización de la máquina.

Considerando que el equipo tiene un valor de utilización horaria de US\$ 23.3, y con los promedios de producción de 5 días podemos calcular que su incidencia sobre el costo de una tonelada de mineral están en US\$ 1.04 que relativamente es alto, debiendo esto reducirse al rango de US\$ 0.3 - 0.4, que según la experiencia es factible y económicamente favorable para la operación.

Tenemos conocimiento que un segundo scoop de las mismas características está por llegar, por lo que aseguramos que la producción programada de 10,000 TMS entre Julio y Diciembre '85 será suficientemente cubierta, así como la disponibilidad y utilización del equipo debe mejorar por el hecho de tener mayor tiempo los equipos para su mantenimiento, favoreciendo asimismo el stock de mineral disponible para una extracción rápida por locomotoras.

Por el incremento del tonelaje de mineral y movimiento de desmonte cuando se entre en franca explotación en un rango superior a las 20,000 TMS y un segundo scoop dedicado a desarrollos cada vez mas distantes, será necesario contar con un tercer scoop, dándonos seguridad en lograr el objetivo de las 16,000 TMS.

## 6.2.- EXTRACCION CON LOCOMOTORAS.

Un programa de mejora de la línea decauville nos conduciría a lograr mayor volumen de extracción, por lo que sugerimos que la acción sea tomada de inmediato, esto nos permitiría incrementar la velocidad de los recorridos de salida como de retorno del convoy incrementándose el número de viajes por guardia.

Como segundo aspecto a superar deberá ser la espera de mineral a ser alimentada en las tolvas, esto debido principalmente por las limitaciones de la capacidad del scoop por los diferentes factores que afectan se producción, podemos mencionar : distancias, poco volumen a cargarse en los frentes, labores en diferentes áreas, incrementar áreas de explotación.



En orden de importancia señalaremos que las tolvas deberán ser mejoradas ya que su diseño actual no es favorable para el carguío, produciéndose apelmazamientos en las jetas por su poca pendiente, así como por el agua que traen y la calidad del mineral, esto es factor de perdida. Acompañamos al presente un diseño de tolva con este objetivo. ( Ver plano No 11)

Las herramientas de chuteo deberán hacerse en herrería.

La exigencia a los motoristas en la limpieza debajo de las tolvas, luego del carguío de cada viaje reducirá algunas perdidas por derrames de mineral.

El carguío de los carros en su máxima capacidad favorecerá mayor volumen de extracción subiendo tal vez el factor de 1.3 Ton/Carro a 1.4 o 1.5 Ton/Carro.

Los siguientes cuadros nos muestran algunas posibles mejoras que se pueden lograr con las acciones tomadas y mencionadas en párrafos anteriores y en esto cabe mencionar que nos reducimos a 7 horas de extracción.

#### RECUPERACION DE PERDIDAS

	Viaje	Carros	Ciclo	TMH/Hr.	Prod/Gda	Prod/Dia
2 min	1	13	32	31.7	221.9	443.8
4 min	1	13	30	33.8	236.6	473.2

#### RECUPERACION DE PERDIDAS E INCREMENTO DE VELOCIDAD.

	Viaje	Carros	Ciclo	TMH/Hr.	Prod/Gda	Prod/Dia
Perder 2min Vel 1 min transp Vel 1 min retorn	1	13	30	33.8	236.6	473.2
Perder 4 min. Vel 1 min transp Vel 1 min retorn	1	13	28	36.2	253.5	507.1

**RECUPERACION DE PERDIDAS, GANANCIA DE PESO POR VOLUMEN CARGADO, E INCREMENTO DE VELOCIDAD.**

	<b>Viaje</b>	<b>Carros</b>	<b>Ciclo</b>	<b>TMH/Hr.</b>	<b>Prod/Gda.</b>	<b>Prod/Dia</b>
Peso 1.4 TMH/Carro						
Perd. 2 min.						
Vel. 2 min.transp.						
Vel. 2 min.retorno.	1	13	30	36.4	254.8	509.6
Peso 1.4 TMH/Carro						
Perdida 4						
Vel. 2	1	13	28	39	273	546
Peso 1.5						
Perdida 2						
Vel. 2	1	13	30	39	273	546
Peso 1.5						
Perdida 4						
Vel. 2	1	13	28	41.8	292.6	585.2

Con un programa de producción de 10,000 TMS/Mes, de Julio a Diciembre '85 y 26 días/mes de extracción, o sea 385 TMS/día, podemos deducir que nuestra infraestructura permite largamente sea cubierto este objetivo.

Asimismo para un programa de 16,000 TMS/Mes que debe trazarse para el período Enero - Diciembre '86, con una tercera guardia también será cubierto este objetivo.

Cabe recalcar que las mejoras en la infraestructura de los medios de extracción son determinantes y que conducirán a lo siguiente:

- Conservación de equipo
- Reducción o anulación de sobretiempos
- Mayor tonelaje de extracción por guardia
- Confianza de cumplir con cuotas dentro de las guardias normales permitiendo mas tranquilidad a los operadores mina y mejorar su planeamiento.

### **6.3.- EXTRACCION POR EL NIVEL ALFA.**

**El proyecto de extracción de mineral por el túnel Alfa tiene trascendencia inmensurable por lo que su pronta puesta en operación nos conduciría a los siguientes beneficios**

- **Reducción de la distancia de transporte**
- **Mejor disponibilidad de mineral**
- **Nos permitirá trabajar áreas nuevas**
- **Mejor ventilación**
- **Mayor flexibilidad operativa incidiendo en los costos**
- **Reducción de costos de extracción y transporte**

**Asimismo debemos adecuar las condiciones actuales de desarrollo del nivel Alfa para locomotoras de mayor peso, superiores a 6 Ton, cuyo convoy deberá ser de carros de volteo continuo de 80 pies<sup>3</sup> que nos dará flexibilidad a lograr tonelajes superiores a 20,000 TMS/Mes.**

## 7.- SERVICIOS AUXILIARES

### 7.1.- VENTILACION.

Como la unidad de Hualgayoc es una Mina en plena etapa de preparación, actualmente es difícil de establecer que labores podemos usar para encausar la ventilación, y si esta ventilación será forzada o natural.

Sin embargo, podemos establecer algunos parámetros básicos, que nos permitan adecuar la ventilación a medida que progresa el desarrollo de la Mina, a sus necesidades futuras.

El principio general de flujo debe ser : Niveles principales de extracción  
- Rampas de acceso principal - Accesos secundarios - Tajeos - Chimeneas de ventilación.

#### 7.1.1.- Datos Básicos.

El personal promedio en operación de minado son 30 hombres, incluyendo servicios generales, exploración y desarrollo, contratistas, etc. En el cuadro que acompañamos mas adelante realizamos un calculo donde se pueden determinar necesidades para un producción mensual de 16,000 TMS.

### 7.2.- AIRE COMPRIMIDO

El método propuesto, no requiere de equipo adicional para generar aire comprimido. Con la actual producción de aire comprimido de 3,400 CFM es suficiente para operar equipos neumáticos, aunque sería importante mejorar la presión de aire, tanto en la salida como en las labores.

### 7.3.- ENERGIA ELECTRICA

#### 7.3.1.- Consumo

Equipo	Cantidad	KW Instal.	KW Absov	Hrs. Año	KW-Hr.
Jumbo Hid.	2	150	120	1,200	144,000
Ventilador	2	160	128	3,600	460,800
Alum. Tajo	200 puntos	10	8	4,000	32,000
Varios		10	8	4,000	32,000
<b>TOTAL</b>		<b>330</b>	<b>264</b>	<b>12,800</b>	<b>668,800</b>

## VOLUMEN DE AIRE REQUERIDO.-PCM.

### PERSONAL

Descripción	Cons.Unit.	Cons. Tot.
30 Hombres	200	6000

### EQUIPO

Máquinas	Cantidad	HP Instal.	Simultaneidad	HP Trabajo
Jumbo Hid.	2	140	0.3	42
ScoopDiesel	3	420	0.9	378
CamiónServ	1	82	0.9	70
Camioneta	1	82	0.9	70
Total				560
Consumo Unitario.				120
Consumo Total.				67,200

### RESUMEN TOTAL

### PCM

Personal	6,000
Maquinaria	67,200
Variables 30%***	21,800
<b>TOTAL</b>	<b>95,000</b>

\*\*\* Existen algunas variables como filtraciones, coeficiente de fricción, pérdidas, etc., que no pueden ser medidas ni controladas, asignándole aprox. 30%.

Consumo Promedio Diario : 2.230 KW-Hr.

### 7.3.2.- Línea Eléctrica

En este sistema de minado es muy importante instalar luz eléctrica en los tajos y accesos principales para mejorar el ambiente de trabajo y seguridad del personal.

### 7.3.3.- Agua

**Debemos mejorar la provisión del agua de perforación para la mina, considerando que el jumbo hidráulico tiene un consumo unitario promedio de 8 galones por minuto.**

#### **7.4.- MANTENIMIENTO DE LOS EQUIPOS**

**La utilización eficiente del equipo propuesto hace imperativo que tengan un mantenimiento oportuno.**

**Los Jumbos hidráulicos y los Scoops recibirán mantenimiento en interior mina ; estas unidades al inicio y al término de cada perforación y limpieza de un frente de trabajo, deberán ser engrasados y revisados.**

**Se debe estudiar el ingreso del combustible a interior Mina por medio de tuberías, para abastecer directamente a los equipos en el taller subterráneo.**

## 8.- COSTOS DE OPERACIÓN

### 8.1.- COSTO PERFORACION Y VOLADURA

En toda operación minera este costo es el de mayor incidencia, por este motivo hemos creído conveniente realizar un análisis comparativo de costos entre la perforación y voladura convencional, como actualmente se desarrolla en la unidad minera, y la del método de minado propuesto

#### 8.1.1.- CONVENCIONAL

Normalmente para una cámara de 6 x 3 m. se perforan 40 taladros de aprox. 4.5' de longitud, obteniendo un avance de 1.10 m. (80 % eficiencia de disparo), lo que nos da aprox. 64 TMH de mineral disparado.

El costo unitario está dado por las siguientes actividades (US\$) :

##### 8.1.1.1.- Labor.

Ocupación	Cant.	Salario	Leyes Sociales	Total
Perforista	2	10	90%	38.00
Ayudante	2	9.5	90%	36.10
TOTAL				74.10
<b>Costo Unitario.-US\$/TMH</b>				<b>1.16</b>

##### 8.1.1.2.- Materiales.

###### a.- Barrenos

Vida útil	:	1,200'
Longitud perforada	:	4.5'
Número de taladros	:	40
Precio barreno	:	US\$ 85.00
Costo disparo	:	US\$ 12.75
Costo Unitario	:	US\$/TMH 0.20

###### b.- Explosivos

Dinamita Exadit	:	US\$ 22.00
-----------------	---	------------

Fulminantes No 6	:	US\$ 2.8
Guía de Seguridad	:	US\$ 2.5
Costo Disparo	:	US\$ 30.30
Costo Unitario	:	US\$ 0.47

**c.- Otros Materiales**

Varios	:	US\$ 4.3
Costo Unitario	:	US\$ 0.07

**d.- Resumen**

Total Materiales	:	US\$ 47.35
Costo Unitario	:	US\$/TMH 0.74

**8.1.1.3.- Equipo**

Vida útil perforadoras	:	80,000 pies
Longitud perforada	:	4.5'
Número de taladros	:	40
Precio perforadora+mantenimiento.	:	US\$ 6000
Costo disparo	:	US\$ 13.50
Costo Unitario	:	US\$ 0.21

**8.1.1.4.- Energía**

Costo por disparo	:	US\$ 40.00
Costo Unitario	:	US\$/TMH 0.63

**8.1.1.5.- Resumen Costo Unitario**

Labor	:	US\$/TMH 1.16
Materiales	:	0.74
Equipo	:	0.21
Energía	:	0.63
Imprevistos 10%	:	0.18
<b>COSTO UNITARIO</b>	:	<b>US\$/TMH 2.92</b>

**8.1.2.- METODO DE MINADO PROPUESTO**



Con un Jumbo Hidráulico se perforan taladros de 10.5 pies de longitud, con una malla de 30 taladros para un frente de 6.0 x 3.0 m. de sección, con una producción de 146 TMH por disparo.

#### 8.1.2.1.- Labor

Ocupación	Cant.	Salario	Ley. Soc.	Total
Operador Jumbo	0.5	12.50	90%	11.88
Ayudante Oper.	0.5	10.00	90%	9.50
Disparador	0.5	10.00	90%	9.50
Ayudante Disp.	0.5	9.50	90%	9.03
Costo Disparo				39.90
<b>Costo Unitario.-US\$/TMH</b>				<b>0.27</b>

#### 8.1.2.2.- Materiales

##### a.- Barrenos

Vida útil	:	1,500'
Longitud perforada	:	315'
Precio barreno	:	US\$ 105.00
Costo disparo	:	US\$ 22.05
Costo Unitario	:	US\$/TMH 0.15

##### b.- Explosivos

Dinamita	:	US\$ 26.00
Fulminantes	:	US\$ 2.10
Guía Seguridad	:	US\$ 8.28
Costo Disparo	:	US\$ 36.38
Costo Unitario	:	US\$/TMH 0.25

##### c.- Otros Materiales

Varios	:	US\$ 5.84
Costo Unitario	:	US\$/TMH 0.04

##### d.- Resumen

Costo Unitario Materiales :	US\$/TMH 0.44
-----------------------------	---------------

### 8.1.2.3.- Equipo

Vida útil Jumbo Hidráulico	:	30,000 Horas
Perforadora Jumbo	:	100,000 pies
Precio F.A.S. Jumbo completo	:	
+ mantenimiento	:	US\$ 412,500
Costo por Hora	:	US\$ 13.75
Costo por Disparo	:	US\$ 34.38
Costo Unitario	:	\$/TMH 0.24

### 8.1.2.4.- Resumen Costo Unitario

Labor	:	\$/TMH 0.27
Materiales	:	0.44
Equipo	:	0.24
Energía	:	0.06
Imprevistos 10%	:	0.08
<b>COSTO UNITARIO TOTAL</b>	:	<b>\$/TMH 1.09</b>

### 8.1.3.- COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS

Convencional	:	US\$ 2.92
Método Propuesto	:	US\$ 1.09
		US\$ 1.83

El costo unitario con perforación hidráulica resulta 63% mas barato que la perforación convencional.

## 8.2.- ACARREO DE MINERAL

### 8.2.1.- Calculo del Costo Horario del Scoop

Vida útil del scoop	:	20,000 Horas
Precio scoop + repuestos	:	US\$ 187,500
Costo valor equipo	:	US\$/Hora 9.40
Costo combustible, lubricantes	:	US\$/Hora 4.40
Costo llantas	:	US\$/Hora 4.00
Costo mantenimiento	:	US\$/Hora 3.00
Operador	:	US\$/Hora 0.40
Imprevistos 10%	:	US\$/Hora 2.10
Costo Horario	:	US\$/Hora 23.30

## 8.2.2.- COMPARACION DE COSTOS

### Convencional :

**Producción horaria** : 22.3 TMH/Hora  
**Costo Unitario** : US\$/TMH 1.04

### Método propuesto :

**Producción horaria** : 58.4 TMH/Hora  
**Costo unitario** : US\$/TMH 0.40

**DIFERENCIA** : US\$/TMH 0.64

**El costo unitario de acarreo es 62 % mas bajo con el Método Propuesto, consiguiendo una alta eficiencia del equipo.**

## 9.- INVERSION

La puesta en marcha de la operación con el equipo de alta capacidad que se está recomendando implica la ejecución de un programa de inversiones en el que se haga una proyección del plazo de retorno del capital aportado.

Las adquisiciones y los montos a invertirse son :

- Jumbo Hidráulico de 1 brazo (02) : US\$ 360,000
- Scoop Diesel de 2.2 yard.<sup>3</sup> (03) : US\$ 375,000
- TOTAL INVERSION : US\$ 735,000

El retorno de la inversión sería :

En el capítulo de costos se calculó los costos unitarios de minado tanto en el caso de utilizar equipo neumático como electrohidráulico en la perforación. El costo de explotación usando equipo neumático se ha calculado en US\$/TMH 2.92, mientras que con equipo electrohidráulico este alcanza a US\$/TMH 1.09. Considerando una producción mensual de 16,000 TMH, EL ahorro mensual y a su vez retorno mensual de capital ascendería a US\$ 29,280. Considerando 16 % de interés anual del capital (1.34 % mensual), calcularíamos el Tiempo durante el cual se paga el capital total invertido.

$$R = E [ i ( 1+ i)^n ] [ (1+ i)^n -1]^{-1}$$

donde :

- R = Flujo mensual de retorno. US\$ 29,280
- E = Capital invertido. US\$ 735,000
- i = Interés sobre capital en US\$.- 1.34 % mes
- n = Plazo de retorno del capital en meses.

Hechos los cálculos obtenemos : 32 meses ; es decir, 2 años 8 meses.

## **10.- BIBLIOGRAFIA**

**Estudio Preliminar de Minado de los Mantos.- CENTROMIN PERU S.A.-  
Unidad San Cristóbal.- Ing. Americo Bejarano.- 1982**

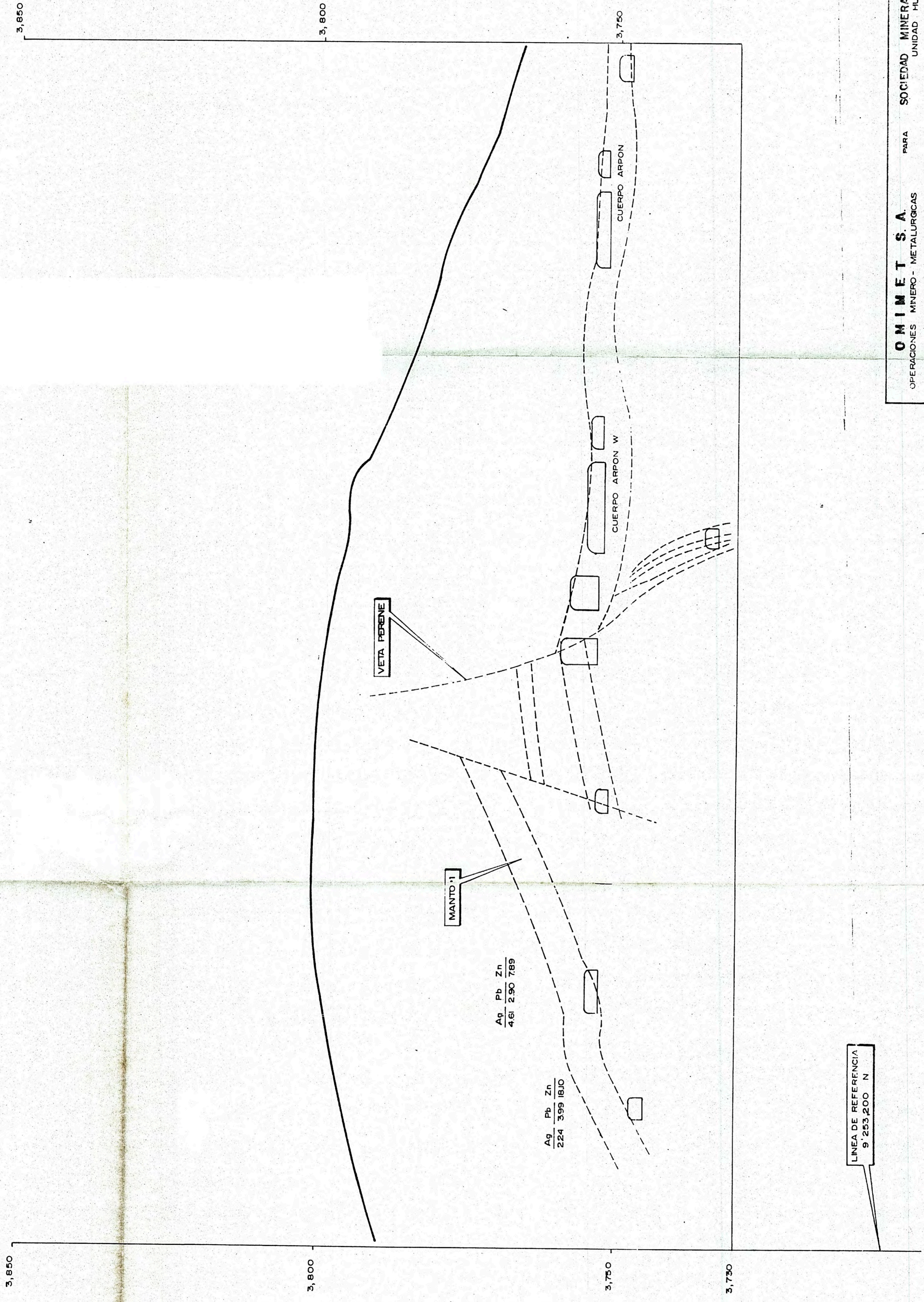
**Estudio Preliminar de Minado Manto No 1.- Sociedad Minera Carolina  
S.A.- Unidad Hualgayoc .- OMIMET S.A.- 1985.**

**Evaluación Geológica Distrito Hualgayoc.- Ing. Cosme Vargas B.- 1984.**

**Informe Anual Superintendencia General.- Sociedad Minera Carolina S.A..-  
Ing. Jorge Chavez O.- 1984.**

**PLANOS**





<b>OMIMET S.A.</b>		PARA <b>SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.</b>	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS		UNIDAD HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA
DISEÑO	F. LEON		
DIBUJO	M. BRAGA Y AB.		
REVISADO			
APROBADO			
SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA		E 753-400	
PROYECTO N°		LÁMINA	
OM-85-021		FIGURA 3	
		ESCALA	
		1/500	

LINEA DE REFERENCIA  
9 253.200 N

VETA PERENE

MANTO 1

Ag Pb Zn  
461 250 789

Ag Pb Zn  
224 399 1610

CUERPO ARRON

CUERPO ARRON W

*Handwritten signature*



3,850

3,850

3,800

3,800

3,750

3,750

3,730

3,730

VELTA FERENE

Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn
3.78	0.97	3.55	3.93	0.72	3.25	2.28	1.64	6.4

Ag	4.93
Pb	2.54
Zn	2.94

Ag	Pb	Zn
5.14	3.33	12.96

MANTO I

MANTO II

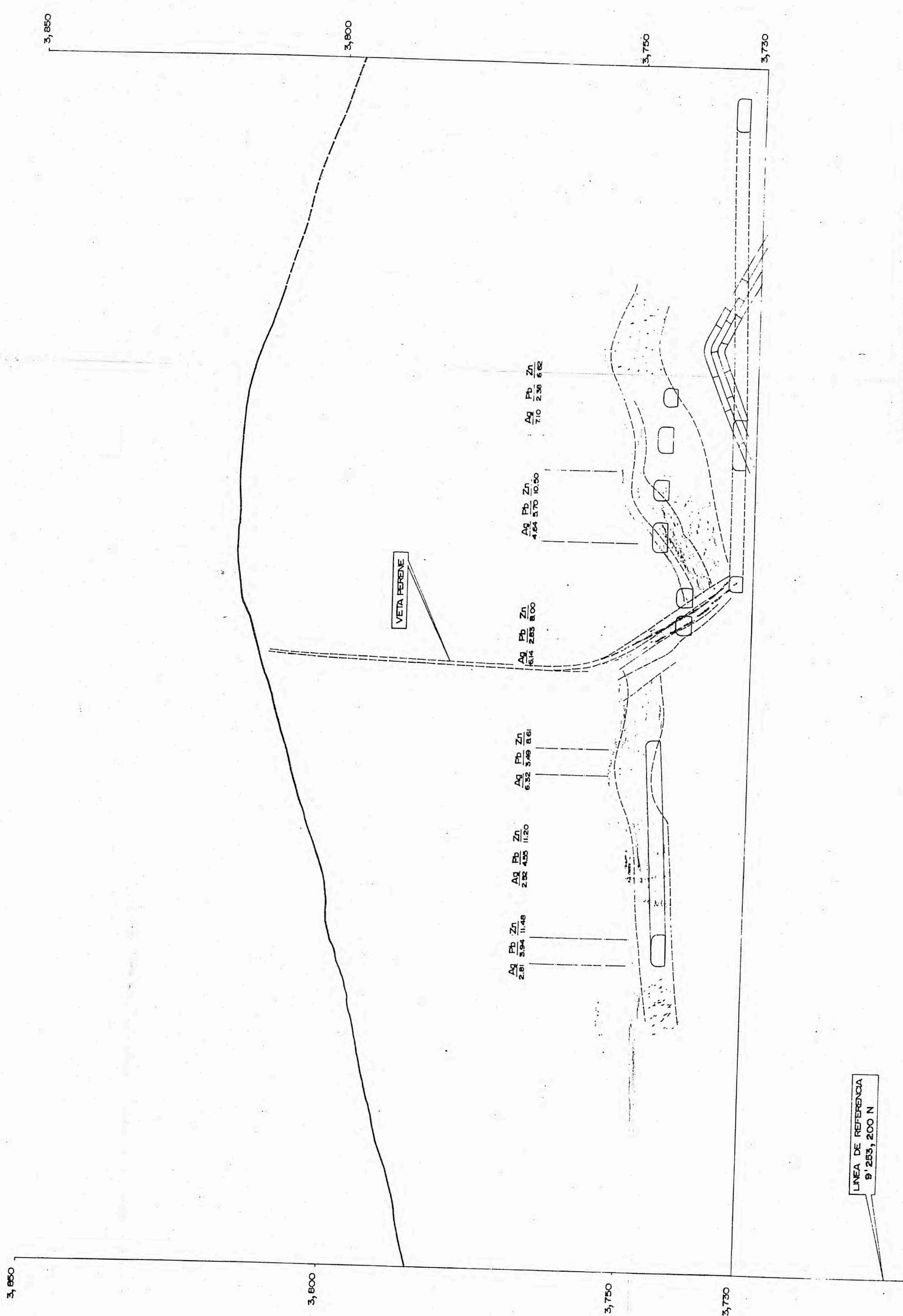
CUERPO ARRÓN

LÍNEA DE REFERENCIA  
9' 253,200 N

<b>OMIMET S.A.</b>				PARA <b>SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.</b>	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS				UNIDAD HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA E 763400	
DISEÑO	F. LEON				
DIBUJO	J. UTIA y AIB				
REVISADO					
APROBADO				PROYECTO N°	LAMINA
				OM - 85 - 021	FIGURA 4
				ESCALA	
				1/500	
					<b>4</b>

3

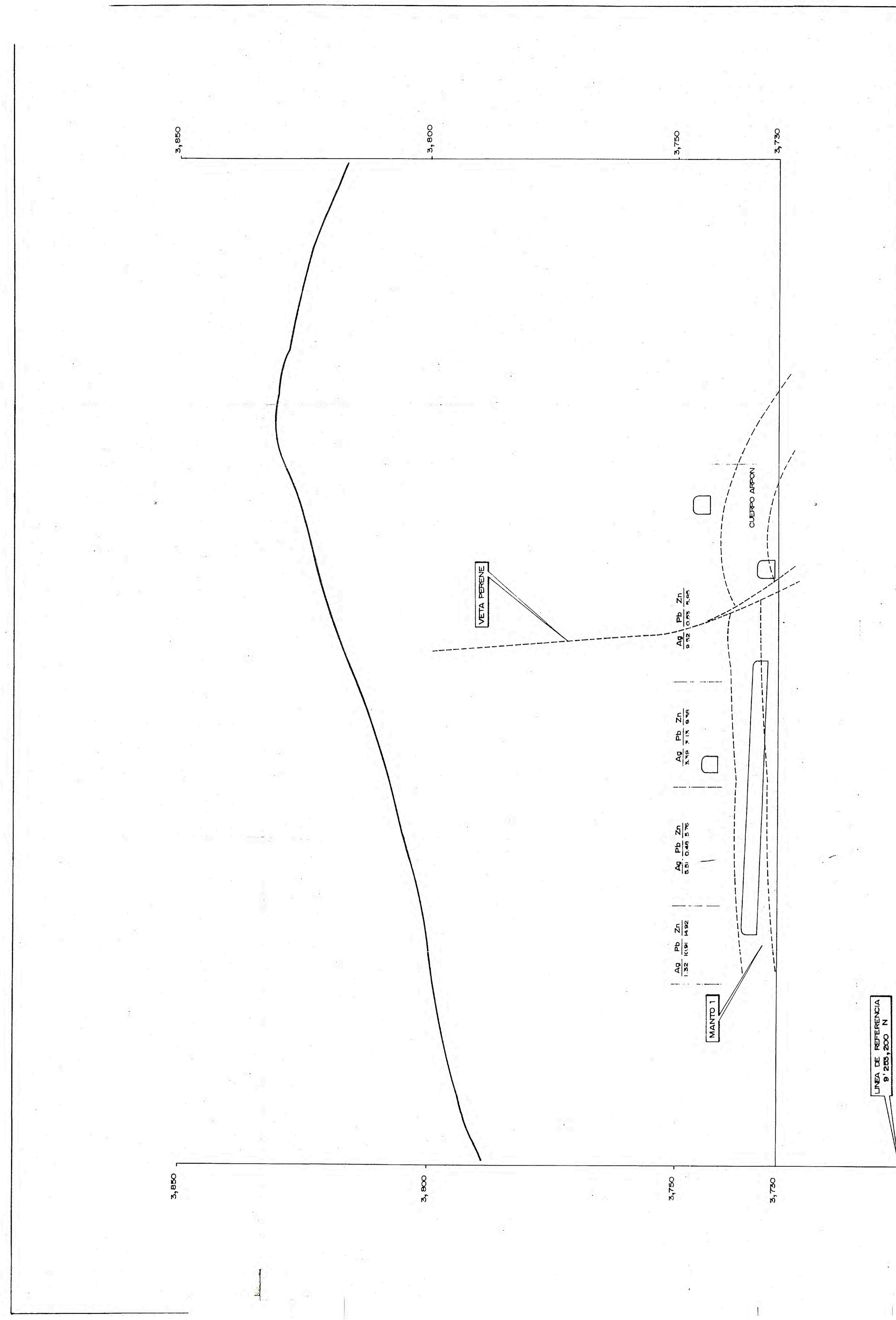




4

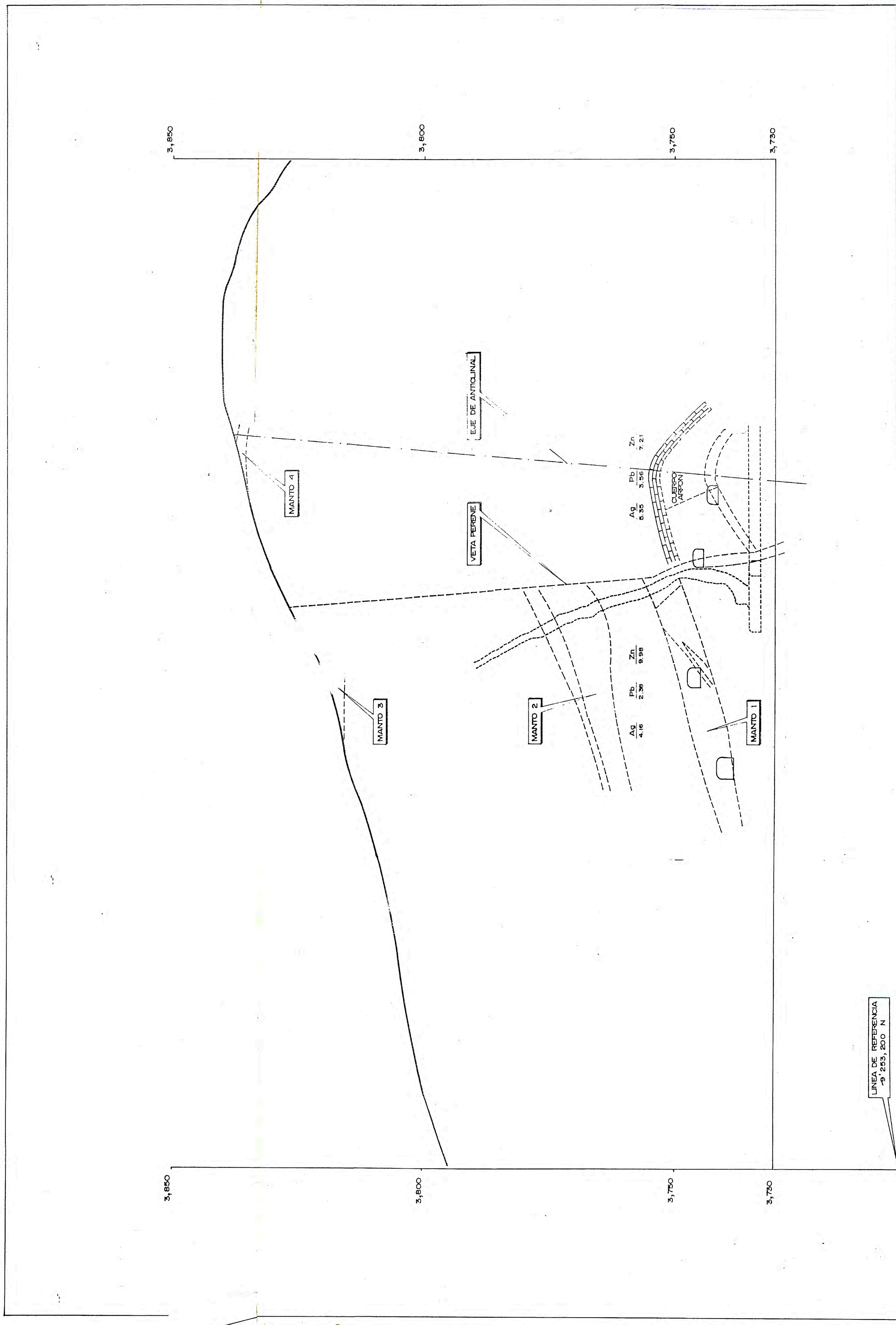
<b>OMIMET S.A.</b>		PARA		SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.	
OPERACIONES MINERO-METALURGICAS		UNIDAD		HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	PROYECTO N°	ESCALA
DISEÑO	F. LEON			OM-85-021	1/500
DIBUJO	J. UTIA			FIGURA 5	
REVISADO				LAMINA	
APROBADO				SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA	
				E 763 8500	
				FIGURA 5	
				ESCALA	
				1/500	
				5	





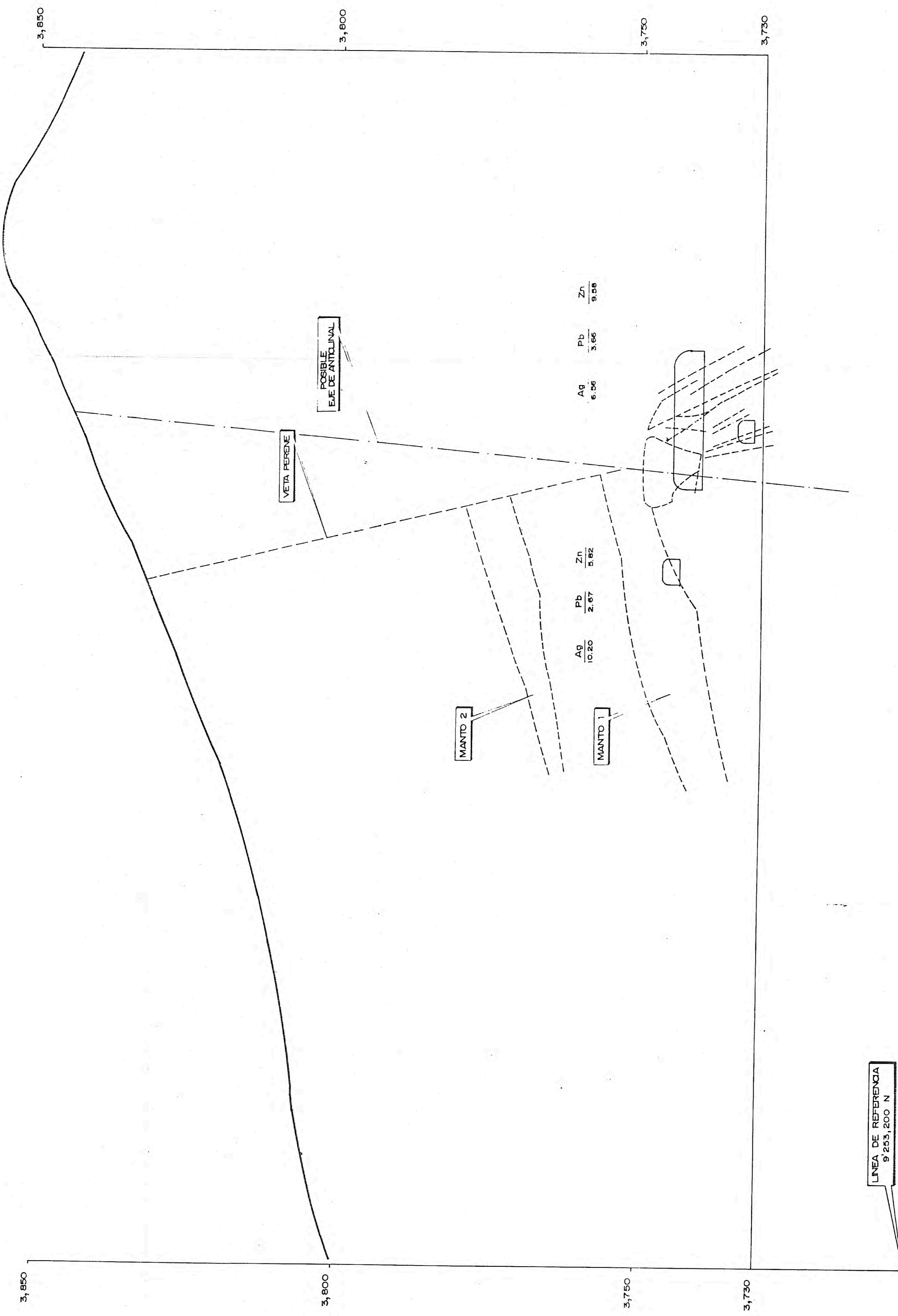
<b>OMIET S.A.</b>		PARA		SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS		UNIDAD		HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA		
DISENO	F. LEON				
DIBUJO	J. LITA / Alb.B				
REVISADO					
APROBADO					
				PROYECTO N°	LAMINA
				OM-85-021	FIGURA 6
				ESCALA	
				1 / 500	
				E 763 900	
				SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA	
				6	





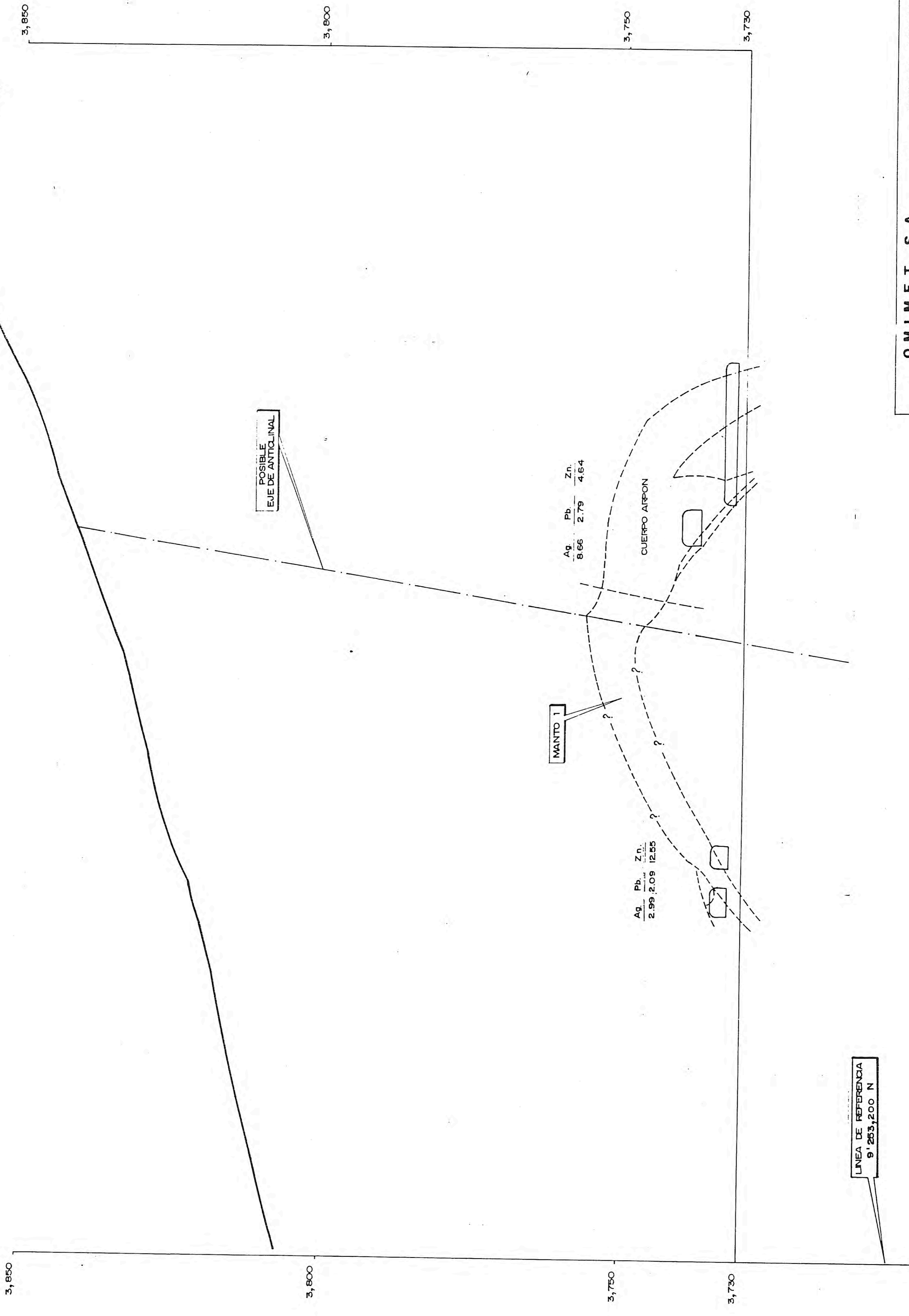
OMIMET S.A.		PARA		SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS		UNIDAD		HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA		
DISEÑO	F. LEON				
DIBUJO	J. UTIA				
REVISADO					
APROBADO					
				PROYECTO N°	ESCALA
				OM-85-021	FIGURA 7 / 500
				SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA	7
				E 7633 250	





<b>OMIMET S.A.</b>		PARA		SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS		UNIDAD		HUALGATOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA	
DISEÑO	F. LEON			E 763 200	
DIBUJO	J. UTA Y AIBB			PROYECTO N°	LAMINA
REVISADO				OM. 85-021	FIGURA B
APROBADO					ESCALA 1/500





POSIBLE EJE DE ANTICLINAL

MANTO 1

Ag Pb Zn  
8.66 2.79 4.64

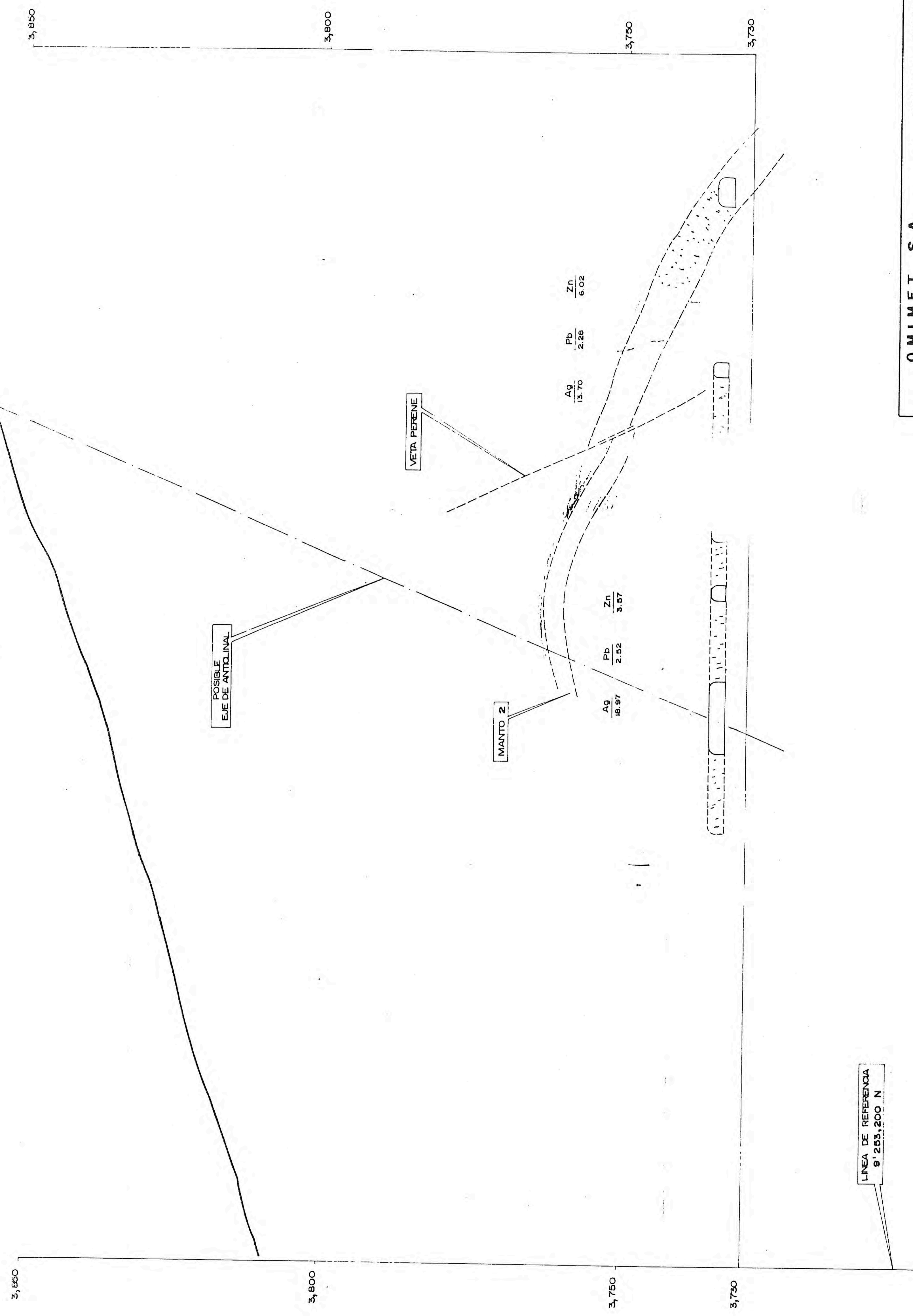
Ag Pb Zn  
2.99 2.09 12.55

QUERRO ARRON

LINEA DE REFERENCIA  
9'253,200 N

<b>OMIET S.A.</b>		PARA		SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.	
OPERACIONES		MINERO - METALURGICAS		UNIDAD HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA		
DISEÑO	F LEON				
DIBUJO	J UTTA, A/B				
REVISADO					
APROBADO					
				PROYECTO N°	ESCALA
				OM-85-021	FIGURA 9 1/500
				SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA	
				E 763 150	


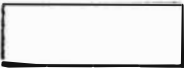
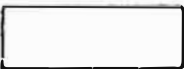
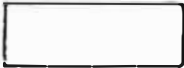




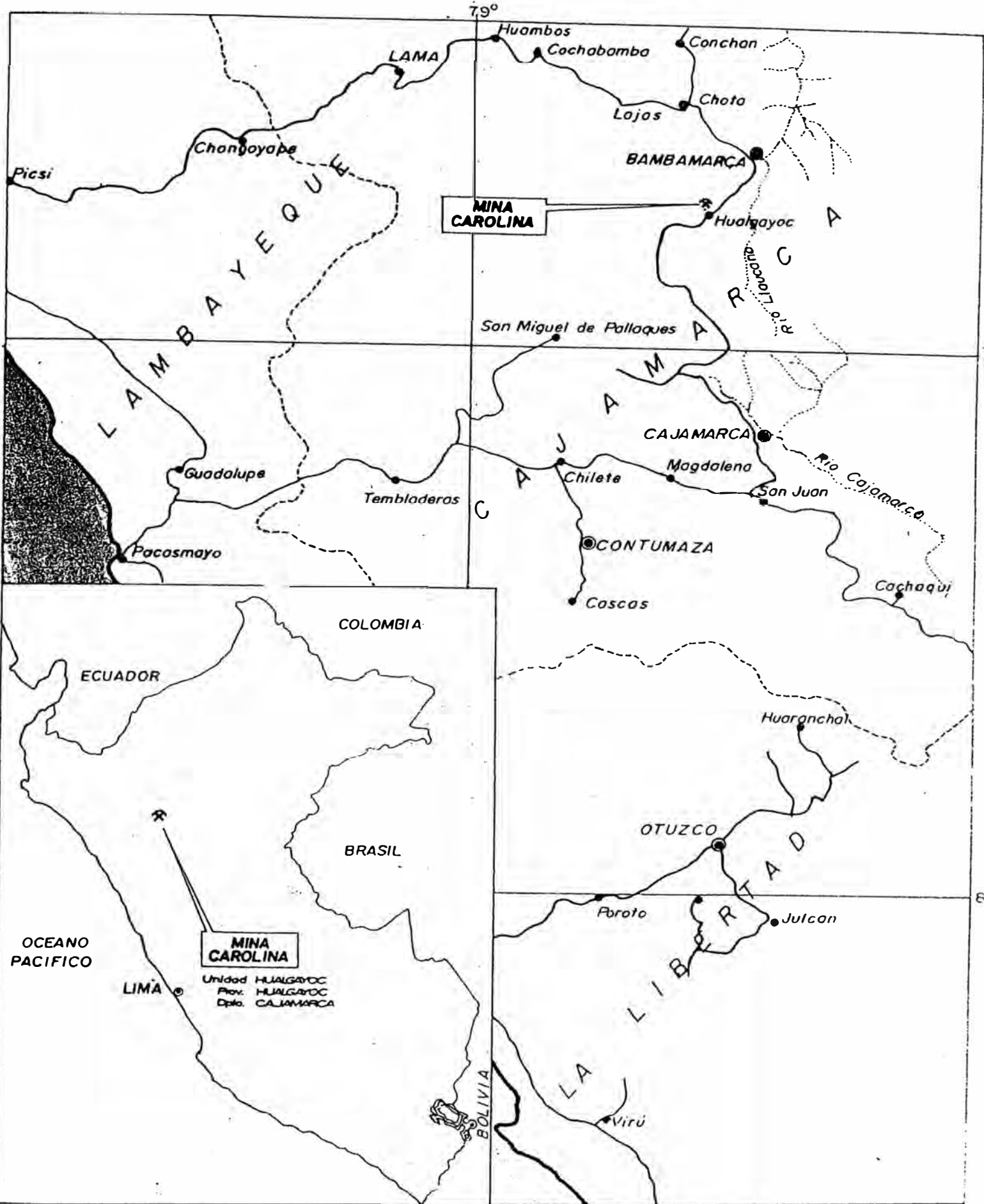


<b>OMIMET S.A.</b> OPERACIONES MINERO - METALURGICAS		PARA <b>SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.</b> UNIDAD HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA
DISEÑO	F. LEÓN		
DIBUJO	J. UTIA		
REVISADO			
APROBADO			
PROYECTO: N° OM-85-021		LAMINA FIGURA 10	
		ESCALA	1/500
		FIGURA	10

**SECCION TRANSVERSAL GEOLOGICA**  
**E 763 100**

LEYENDA PLANO GEOLOGICO Y SECCIONES  
TRANSVERSALES

	MINERAL DE ZINC DE BAJA LEY
	MINERAL DE PLOMO - ZINC
	MINERAL DE PLATA
	MINERAL DE BAJA LEY AG.PB.
	CALIZA FRESCA
	CALIZA MÁRMOLIZADA O RECRISTALIZADA



**OMIMET S.A.**

OPERACIONES MINERO-METALURGICAS

PARA

**SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.**  
UNIDAD HUALGAYOC

ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	PLANO DE UBICACION		
DISEÑO	E. ZAPATA			PROYECTO N°	LAMINA	ESCALA
DIBUJO	J. UTIA					
REVISADO				OM - 85 - 021	FIGURA 1	1 / 100,000
APROBADO						1

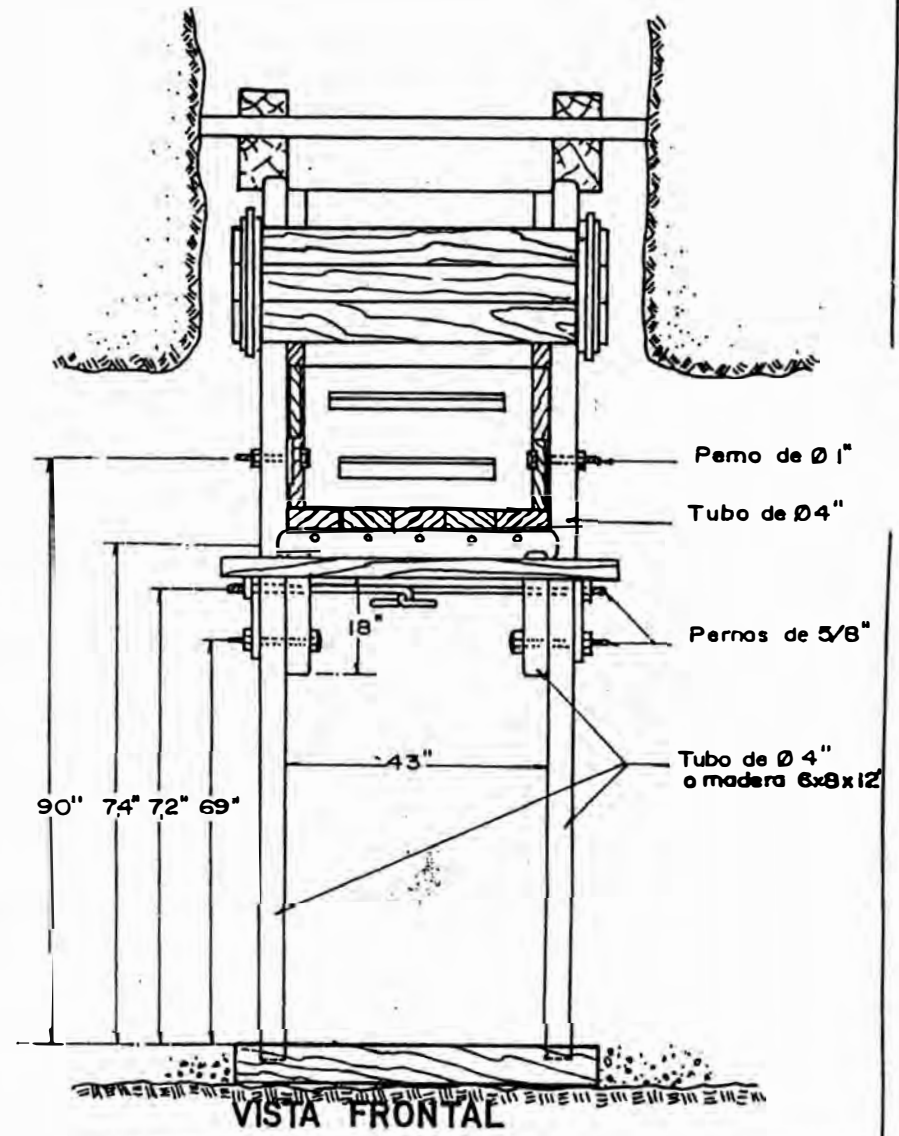
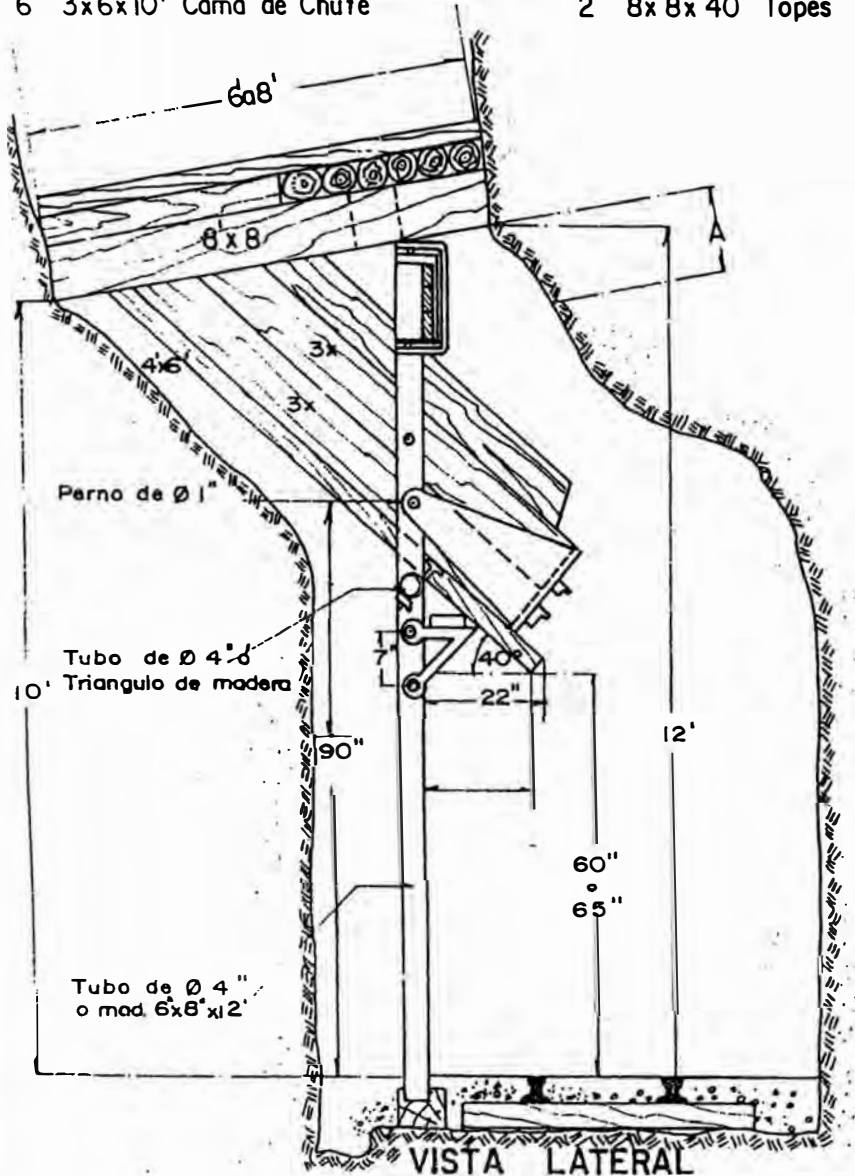


# ENMADERADO DE LOS CHUTES

## MEDIDAS Y DESCRIPCION POR CHUTE:

- |   |         |               |   |         |               |     |         |                     |
|---|---------|---------------|---|---------|---------------|-----|---------|---------------------|
| 2 | 8x8x10' | Sombreros     | 6 | 3x6x10' | Alas de Chute | 2   | 3x6x10' | Contra tope         |
| 2 | 6x8x12' | Postes        | 1 | 3x6x5'  | Muerto        | 3   | 3x6x6'  | Tabla de compuerta. |
| 1 | 8x8x40' | Caballote     | 2 | 3x6x6'  | Soporte en V  | 15, | Ø 6x10' | Cama de redondos.   |
| 6 | 3x6x10' | Cama de Chute | 2 | 8x8x40' | Topes         |     |         |                     |

SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.  
UNIDAD-HUALGAYOC

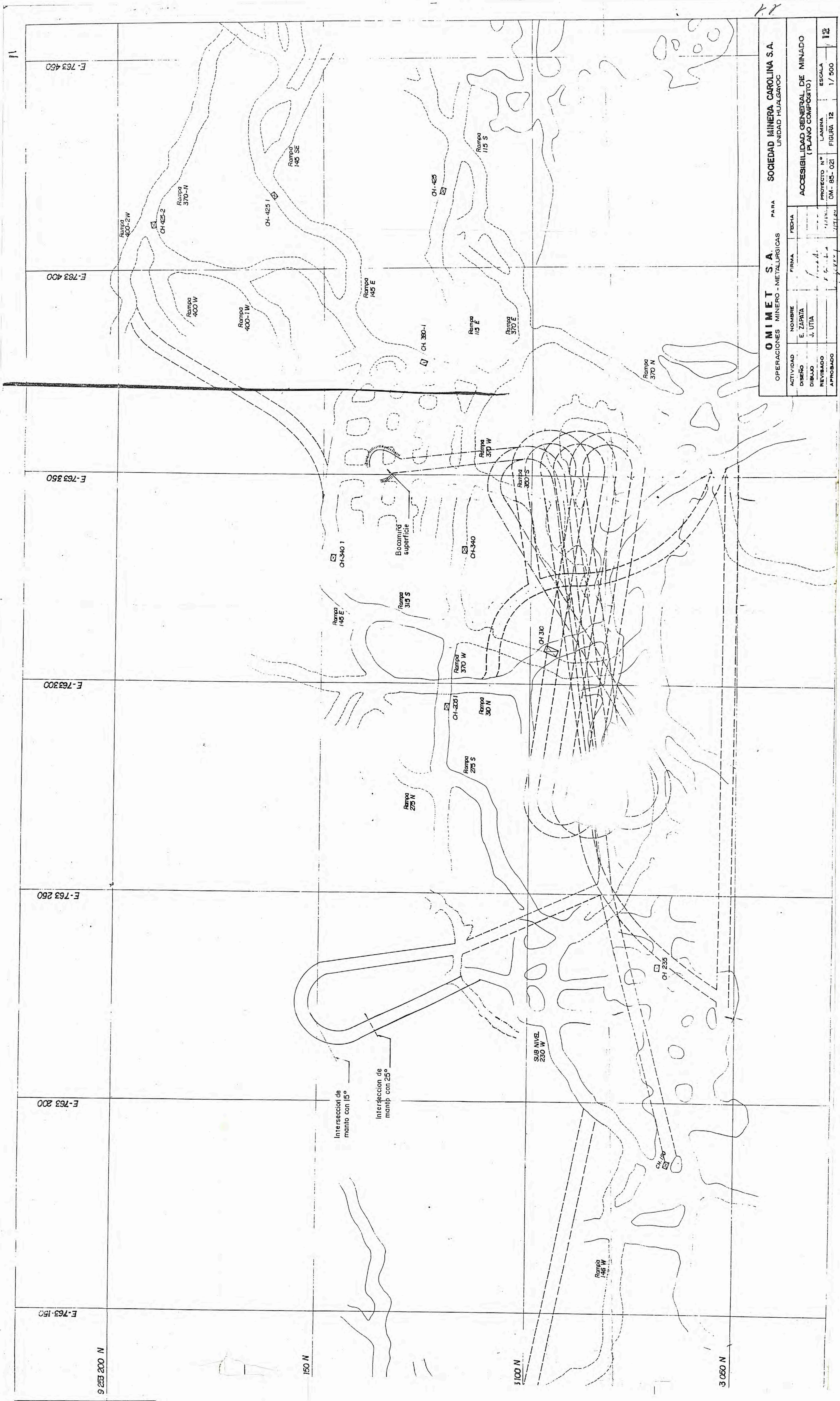


ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA
DISEÑO	M. BRAGA		
DIBUJO			
REVISADO			
APROBADO			

PROYECCION <sup>o</sup>	LAMINA	ESCALA
CM-85-021	FIGURA II	3/8" = 1"

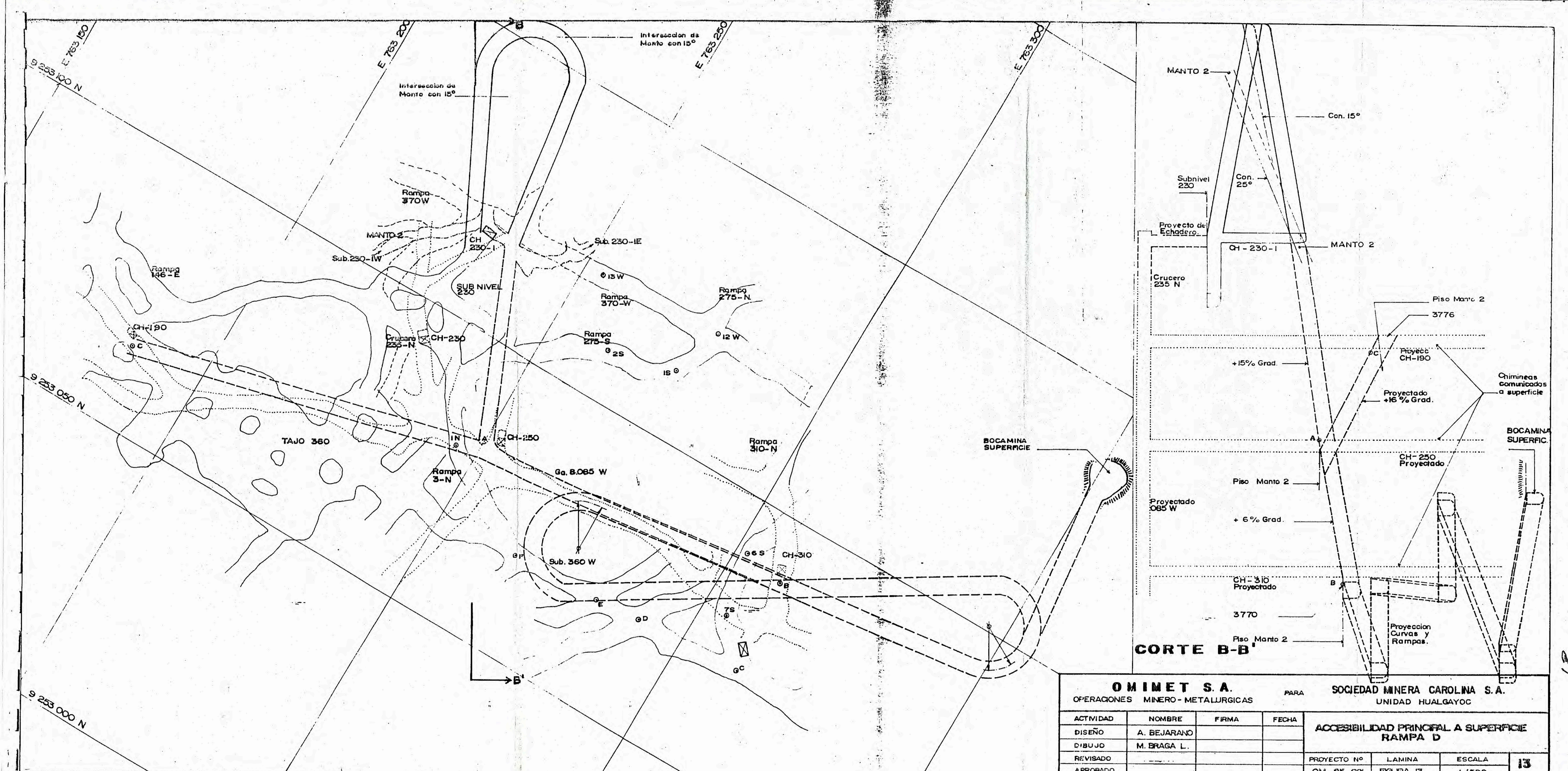
DISEÑO DE TOLVA





<b>OMIMET S.A.</b>		<b>SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.</b>	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS		PARA UNIDAD HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	FECHA	ACTIVIDAD	FECHA
DISEÑO	1/1/11	DISEÑO	1/1/11
DIBUJO	J. ZAPATA	DIBUJO	J. ZAPATA
REVISADO	J. UTA	REVISADO	J. UTA
APROBADO		APROBADO	
ACCESIBILIDAD GENERAL DE MINADO (PLANO COMPARTO)		ACCESIBILIDAD GENERAL DE MINADO (PLANO COMPARTO)	
PROYECTO N° OM-85-021		PROYECTO N° OM-85-021	
LÁMINA FIGURA 12		LÁMINA FIGURA 12	
ESCALA 1/500		ESCALA 1/500	





**OMIMET S.A.** PARA **SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.**  
 OPERACIONES MINERO-METALURGICAS UNIDAD HUALGAYOC

ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	ACCESIBILIDAD PRINCIPAL A SUPERFICIE RAMPA D			
DISEÑO	A. BEJARANO			PROYECTO N°	LAMINA	ESCALA	13
DIBUJO	M. BRAGA L.			CM-85-C21	FIGURA 13	1/500	
REVISADO							
APROBADO							

12





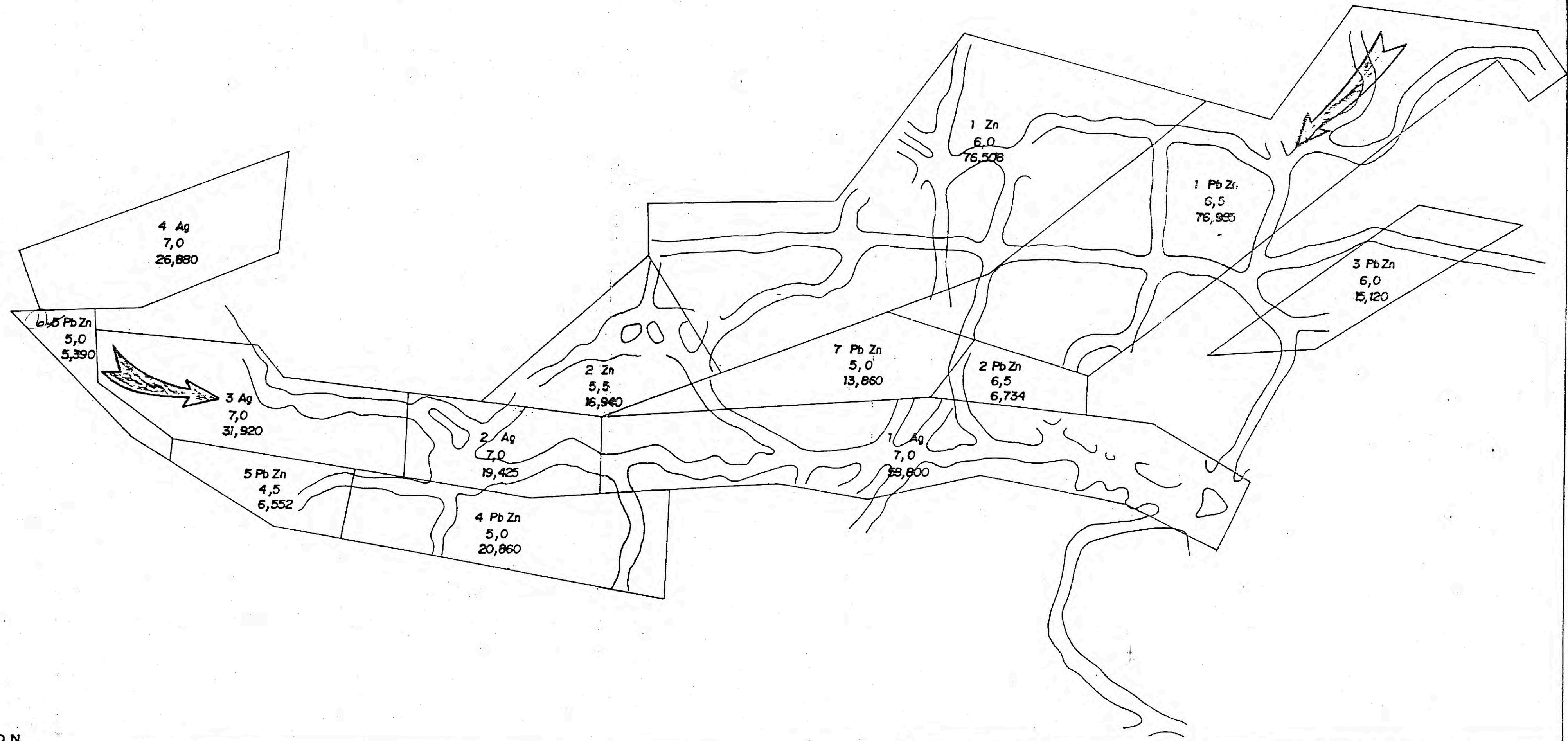


753,050 E

753,450 E

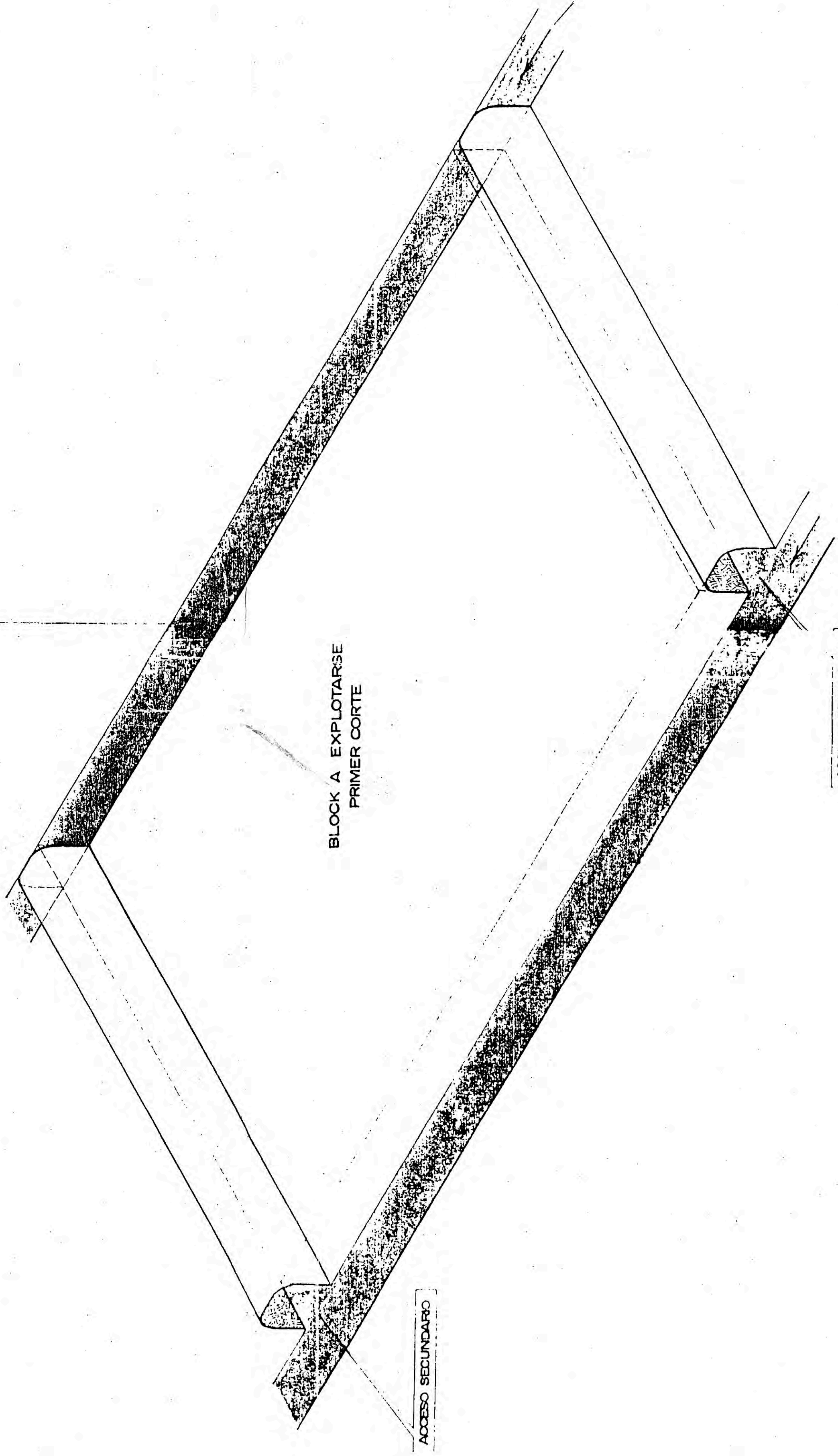
9' 253,200 N

9' 253,000 N

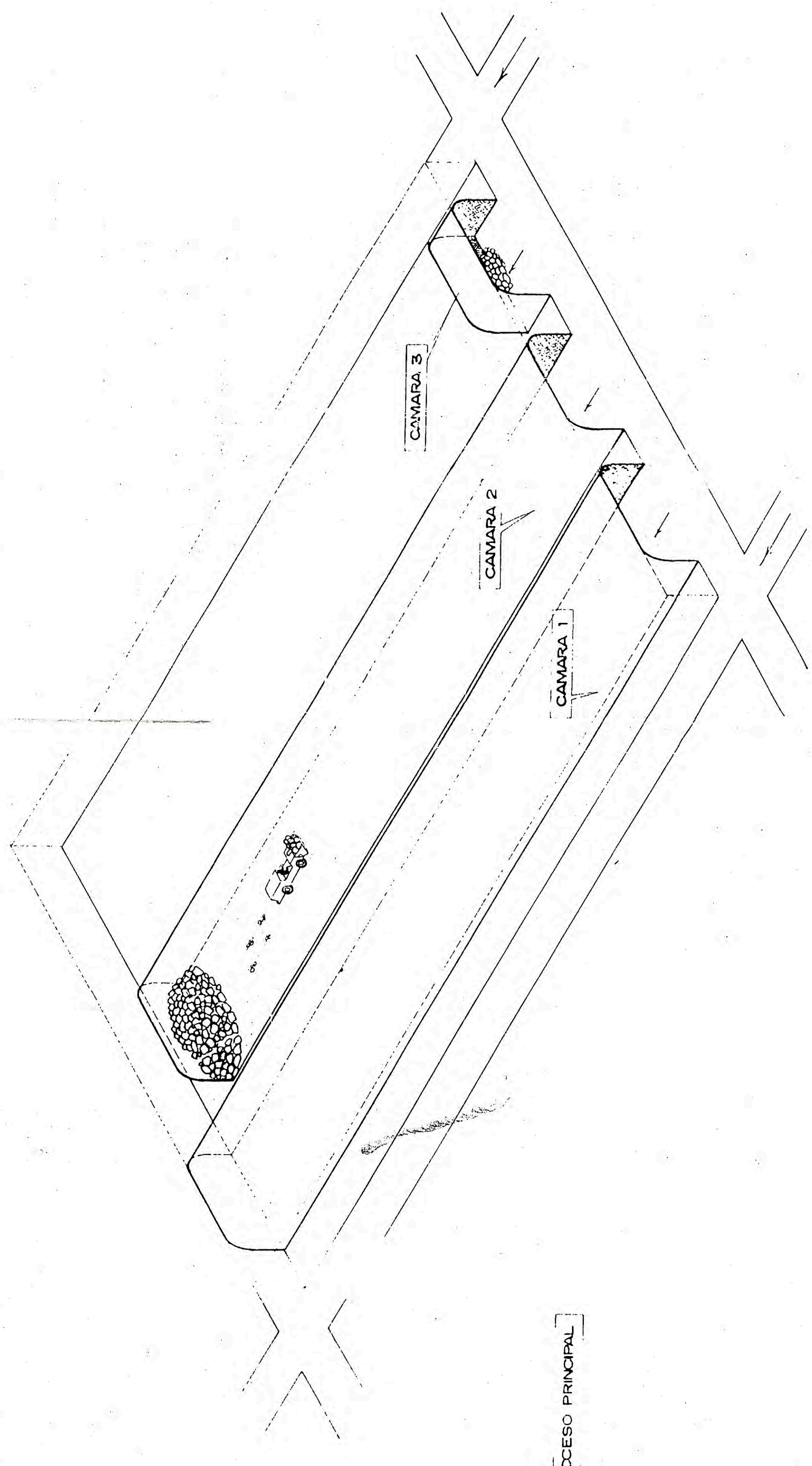


<b>OMIMET S.A.</b>				PARA <b>SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.</b>	
OPERACIONES MINERO - METALURGICAS				UNIDAD HUALGAYOC	
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	<b>FLUJO DE EXPLOTACION</b> ( PLANO DE CUBICACION )	
DISEÑO	E. ZAPATA				
DIBUJO	J. UTIA				
REVISADO				PROYECTO N°	LAMINA
APROBADO				OM-85-021	FIGURA 15
				ESCALA	1 / 1000
					<b>15</b>

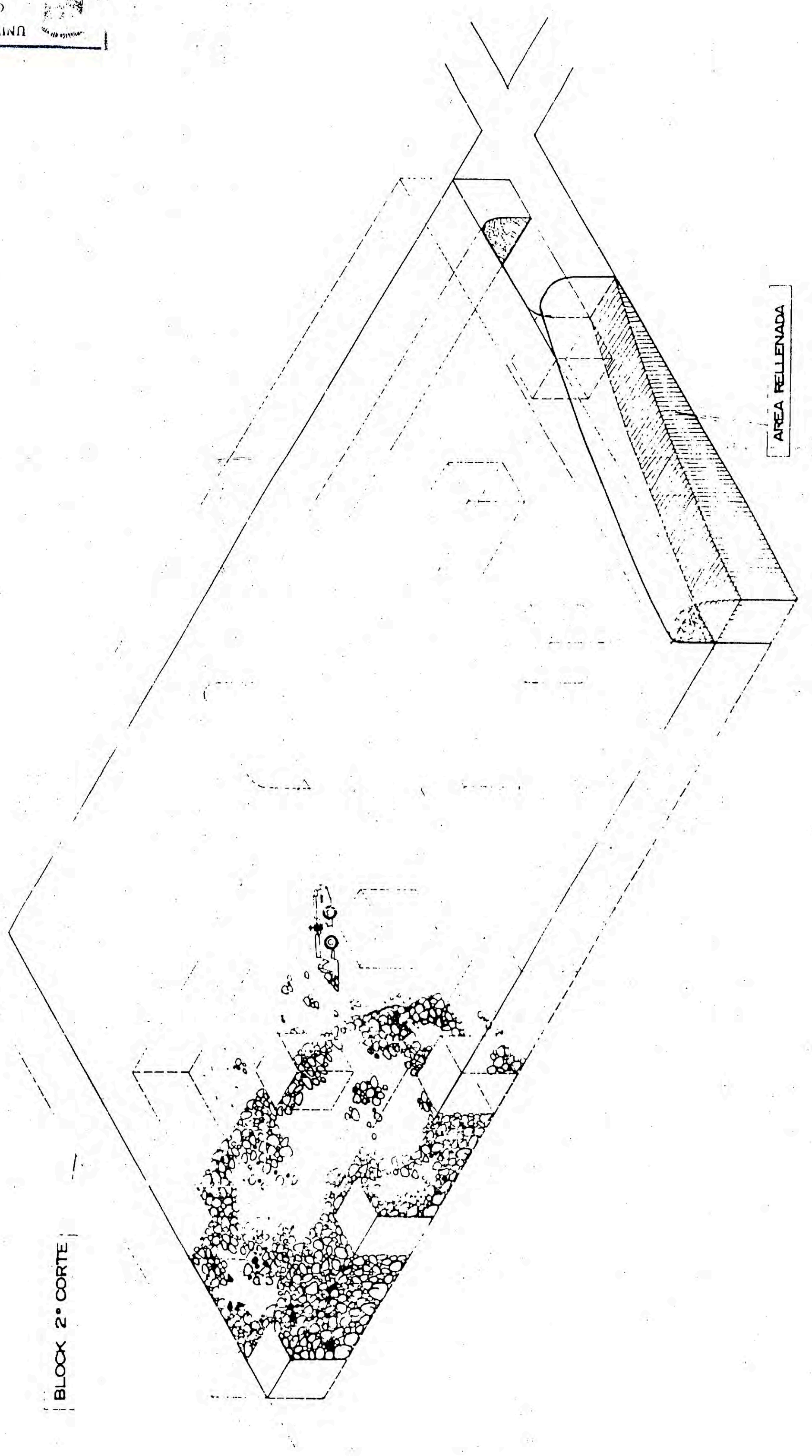




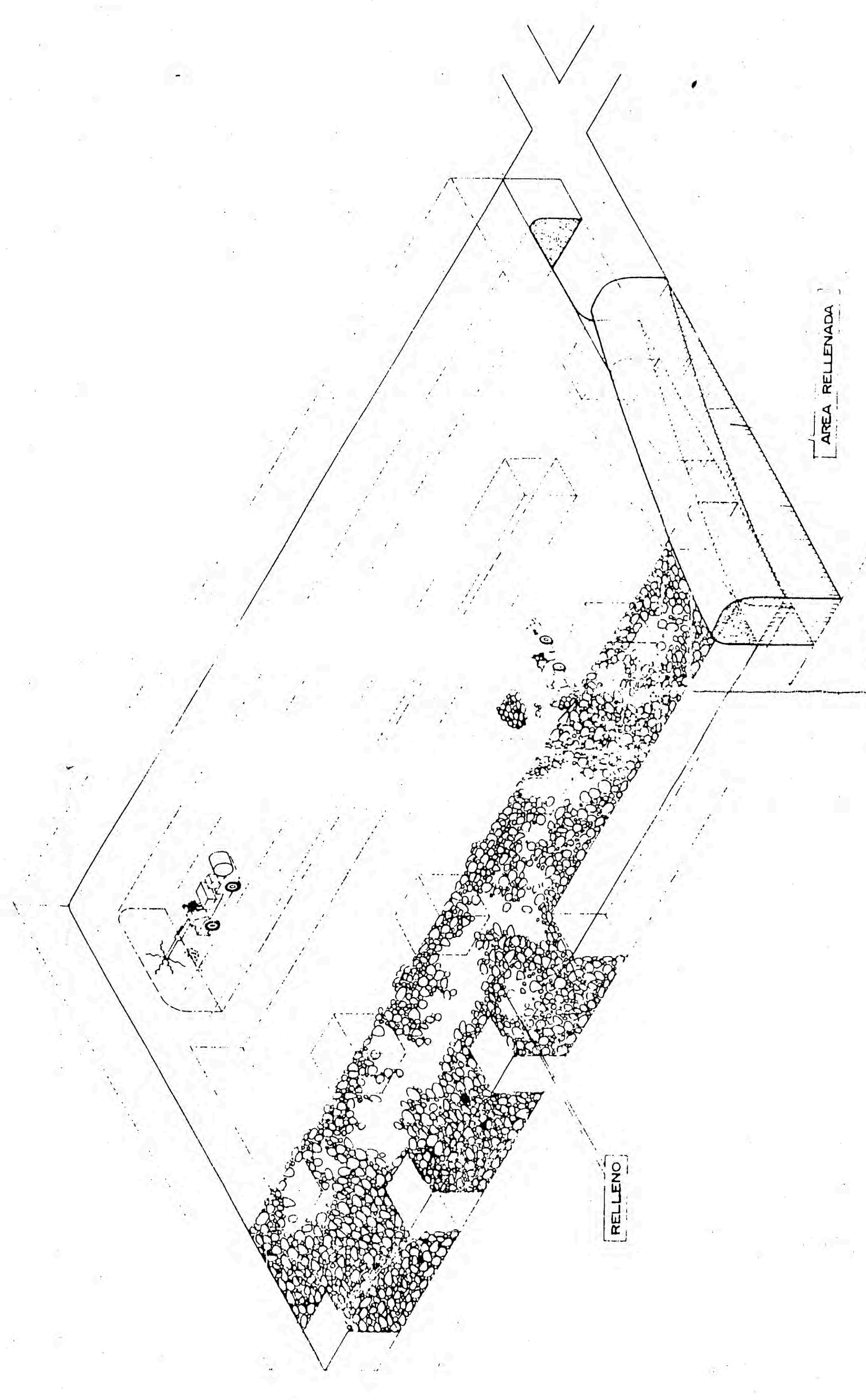
I BLOCK A EXPLOTARSE : PRIMER CORTE



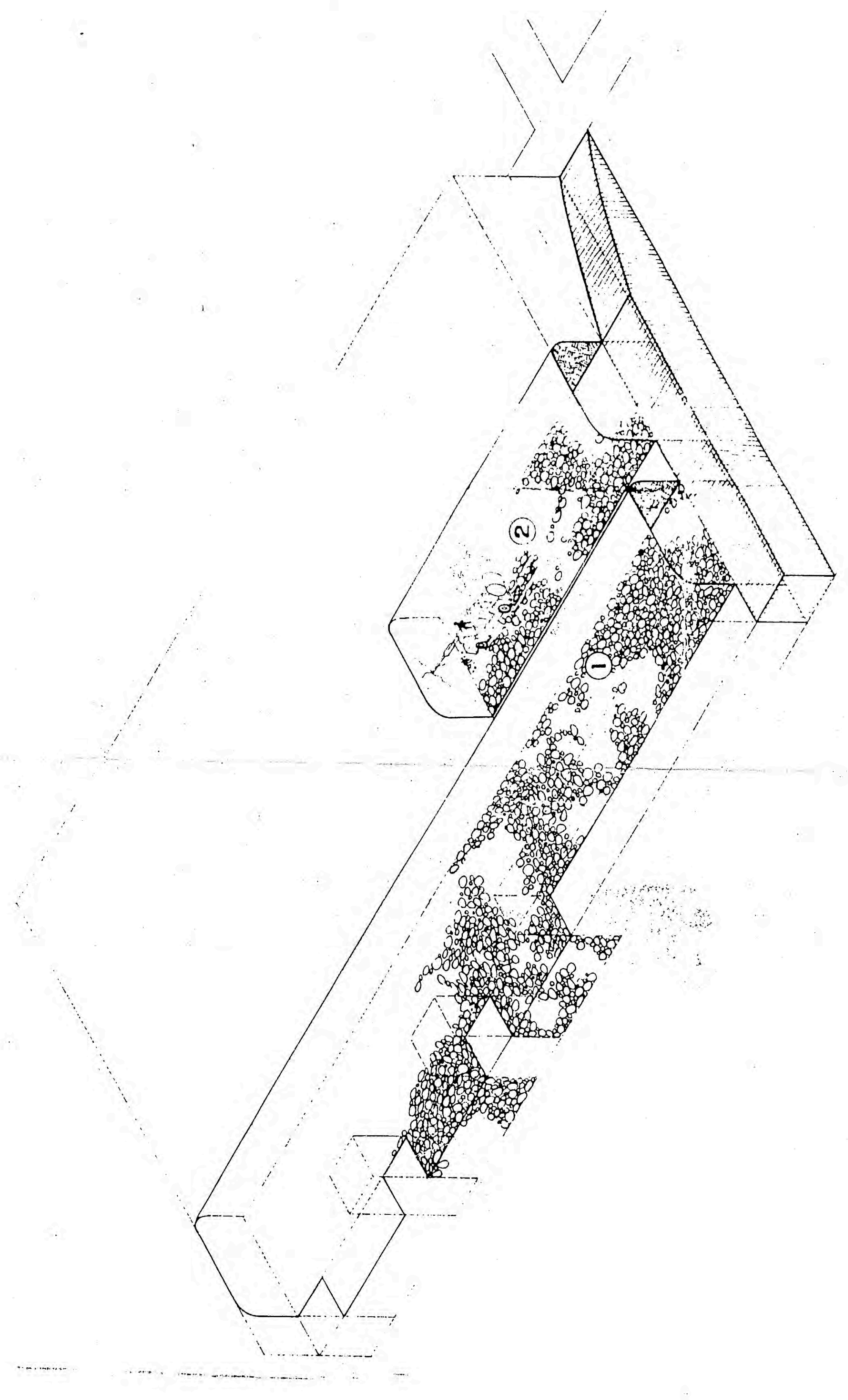
II AL FINAL DE APERTURA DE CAMARA 1



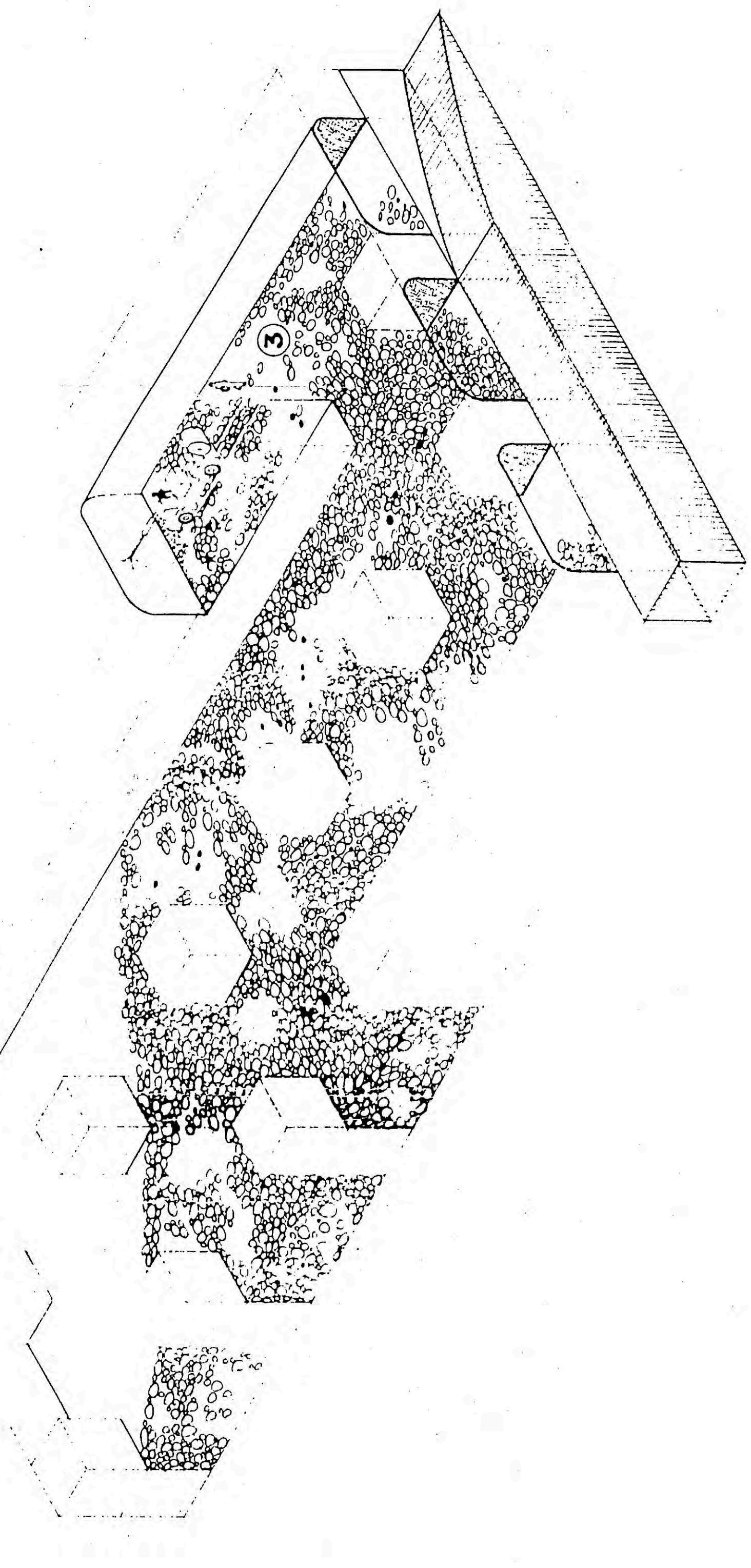
III ESTADO DE TAJEO HASTA EL REALCE



IV ESTADO DE TAJEO HASTA RELLENO COMPLETO DE CAMARA 1

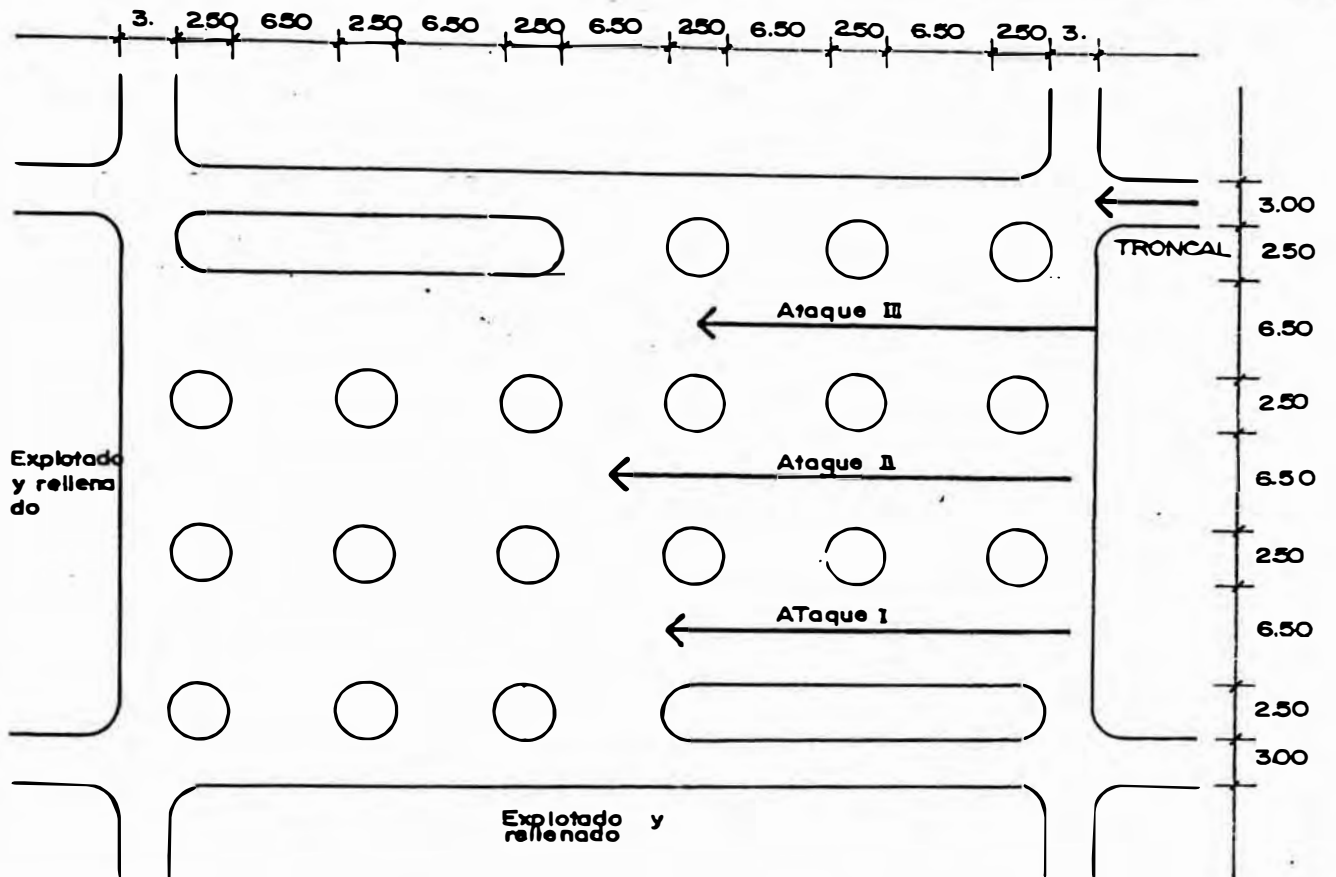


V DESARROLLO DEL SEGUNDO CORTE CAMARAS 1 y 2

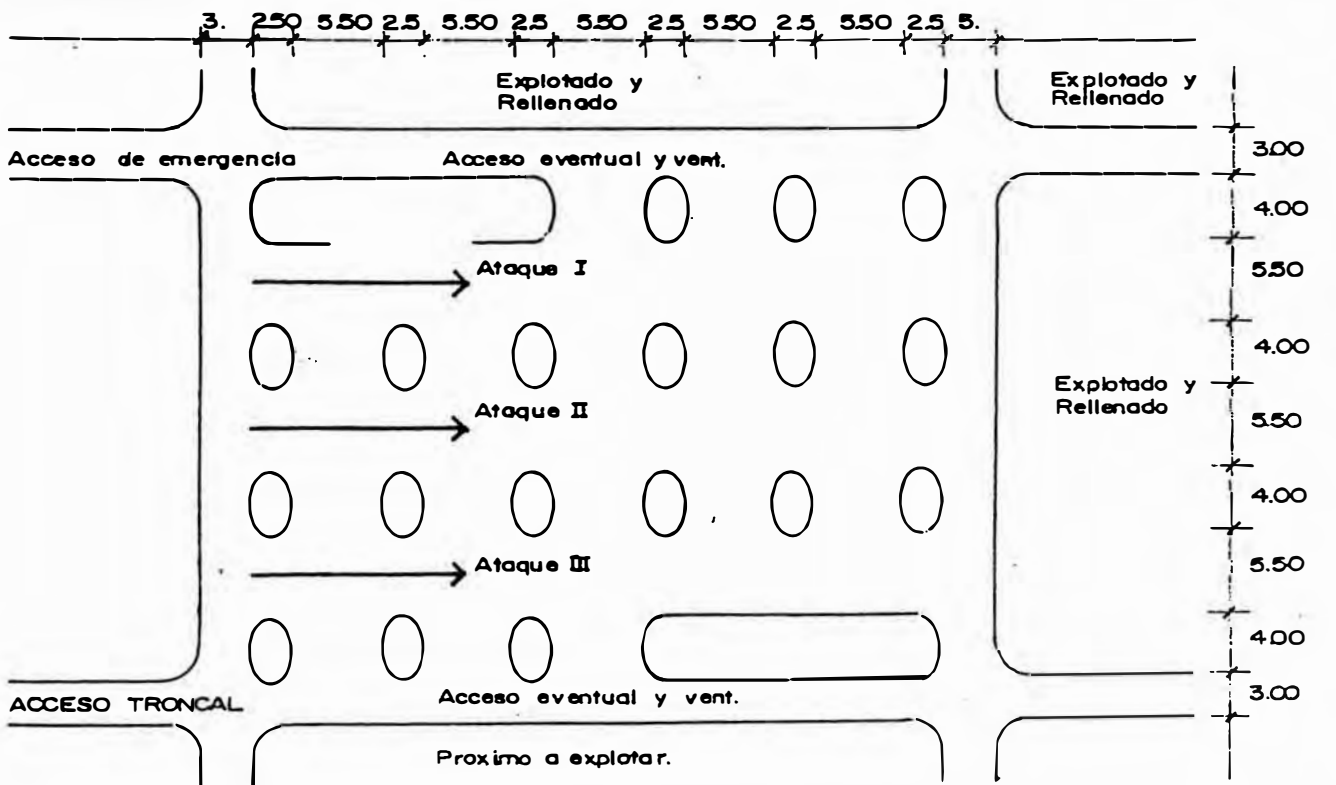


VI DESARROLLO DEL SEGUNDO CORTE CAMARA 3





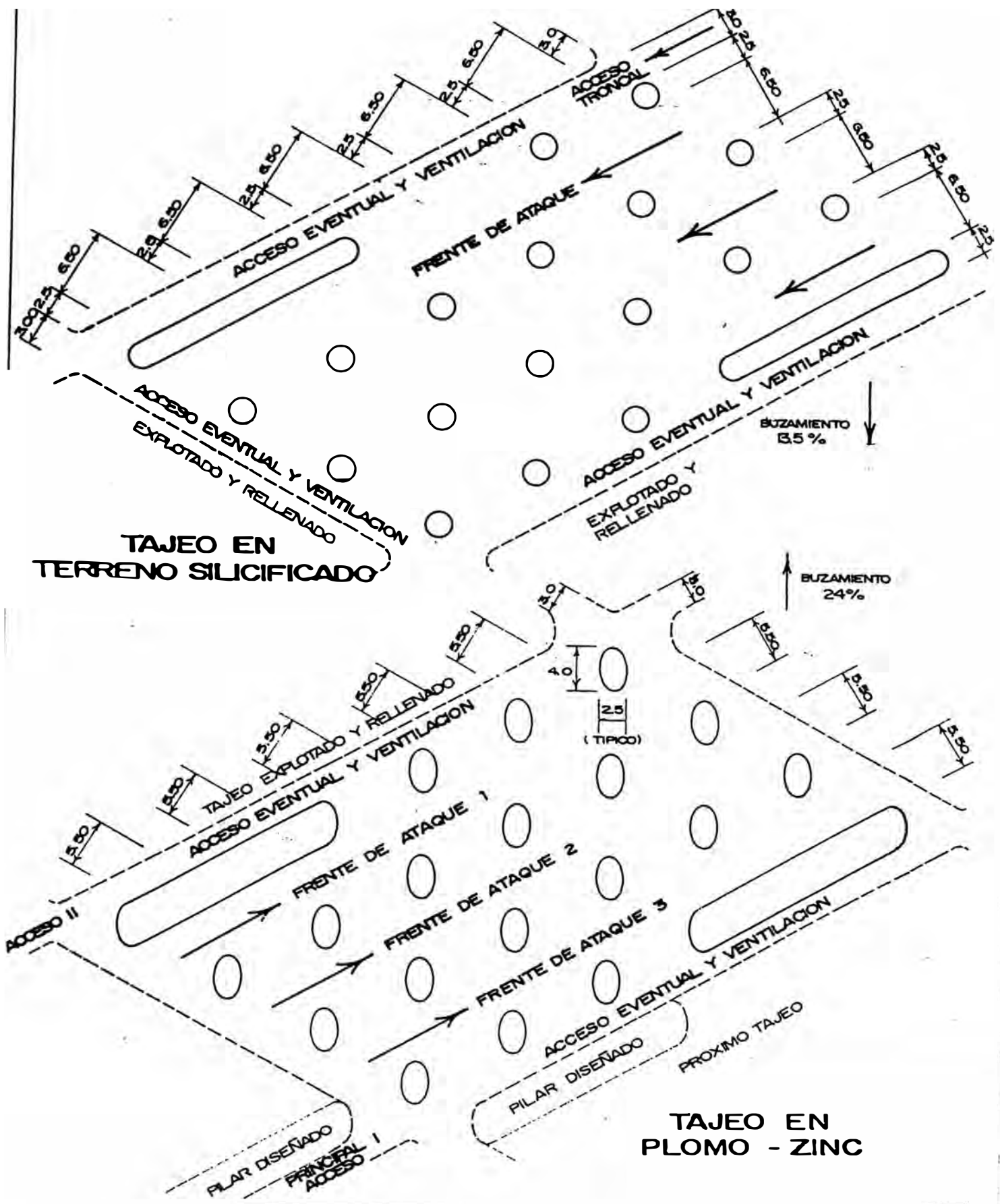
### TAJEO EN TERRENO SILICIFICADO



### TAJEO EN PLOMO-ZINC

SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.  
UNIDAD-HUALGAYOC

ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	PLAN DE TAJEO NORMAL		
DISEÑO	E. ZAPATA			PROYECTO N°	LAMINA	ES CALA
DIBUJO	M. BRAGA					
REVISADO				OM - 85 - 021	FIGURA 16	1/5000
APROBADO						16

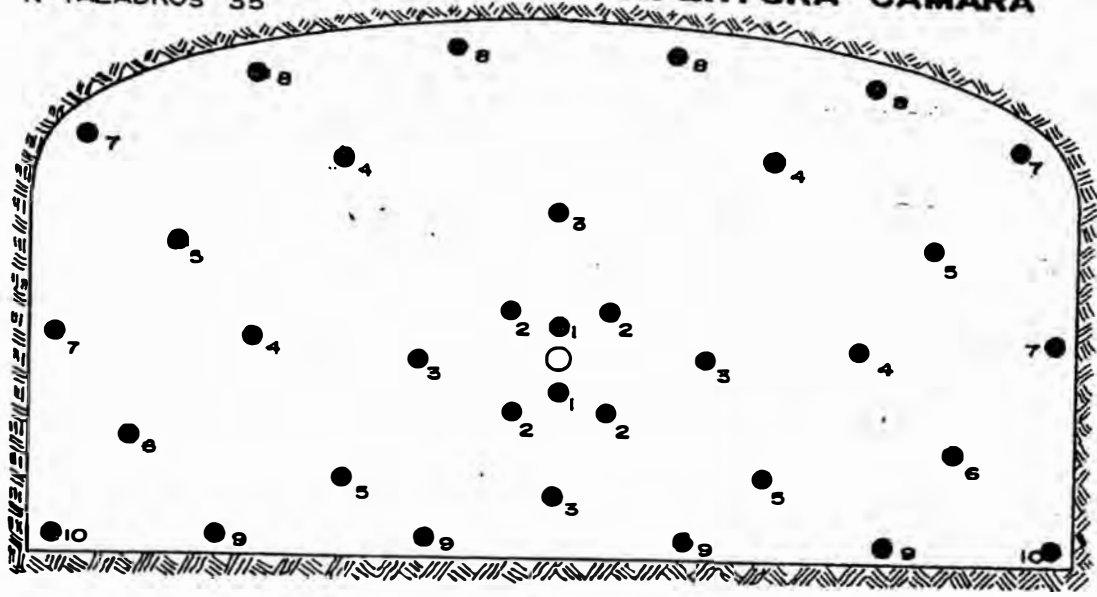


SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.  
UNIDAD-HUAL GAYOC

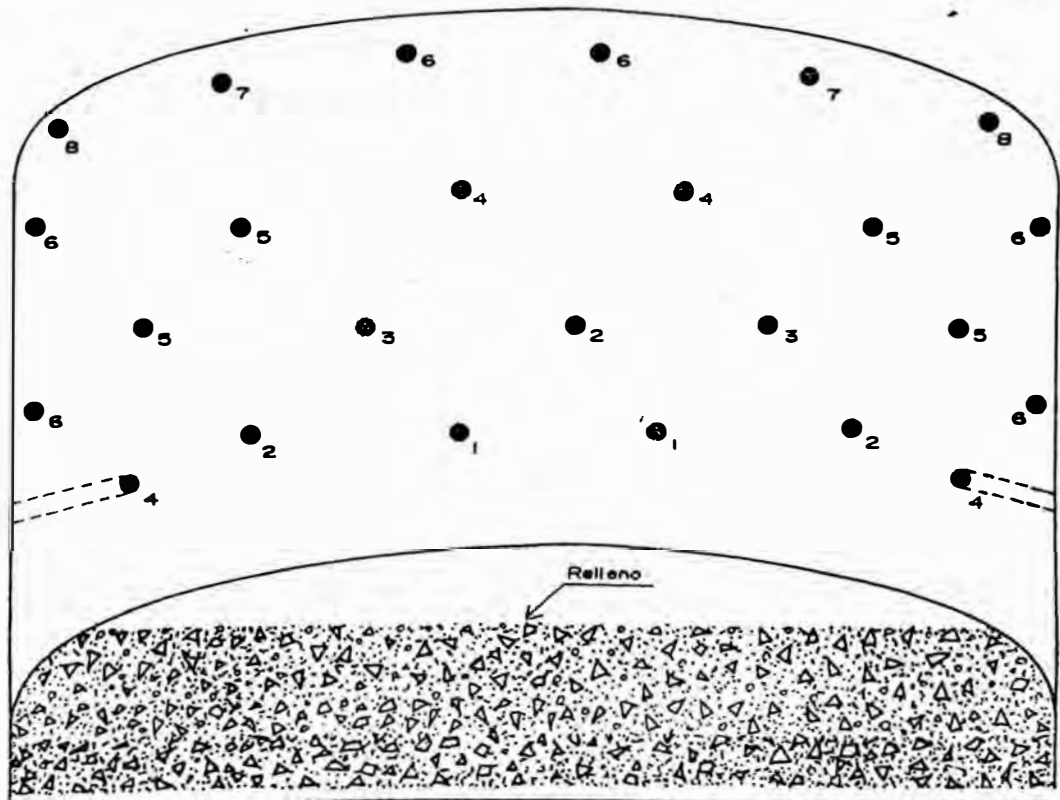
ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	PLAN DE TAJEO CON BUZAMIENTO		
DISEÑO	E. ZAPATA					
DIBUJO	J. UTIA					
REVISADO				PROYECTO N°	LAMINA	ESCALA
APROBADO				OM-85-021	FIGURA 17	1 / 500



**MALLA DE PERFORACION APERTURA CAMARA**  
 Nº TALADROS 35

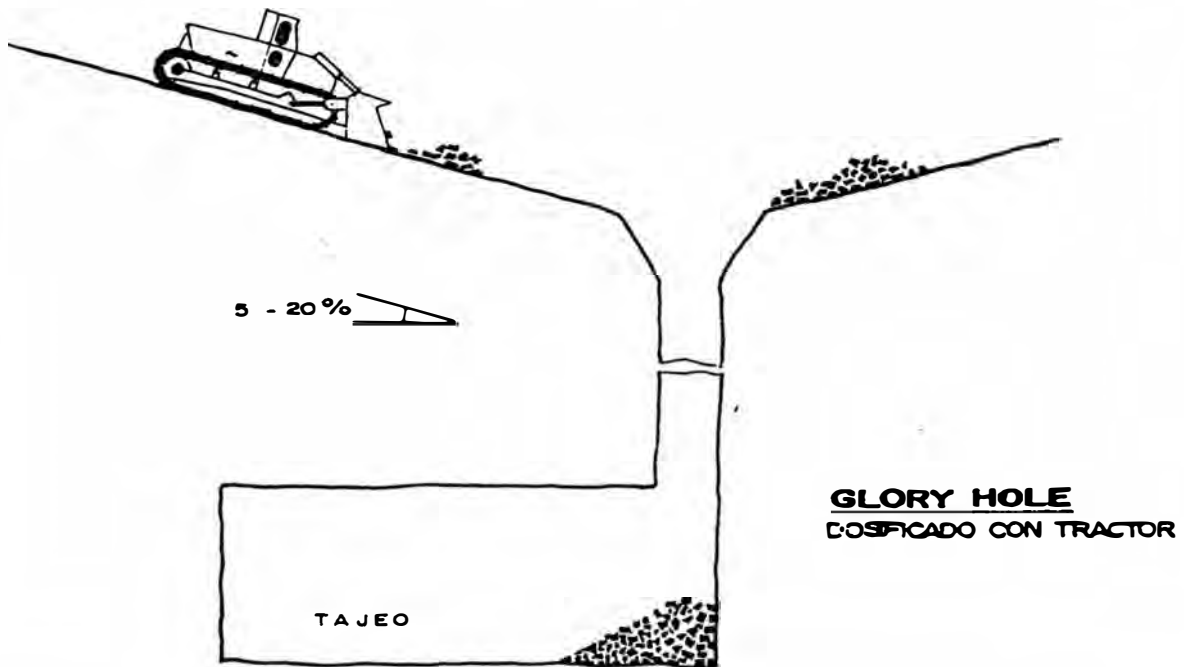
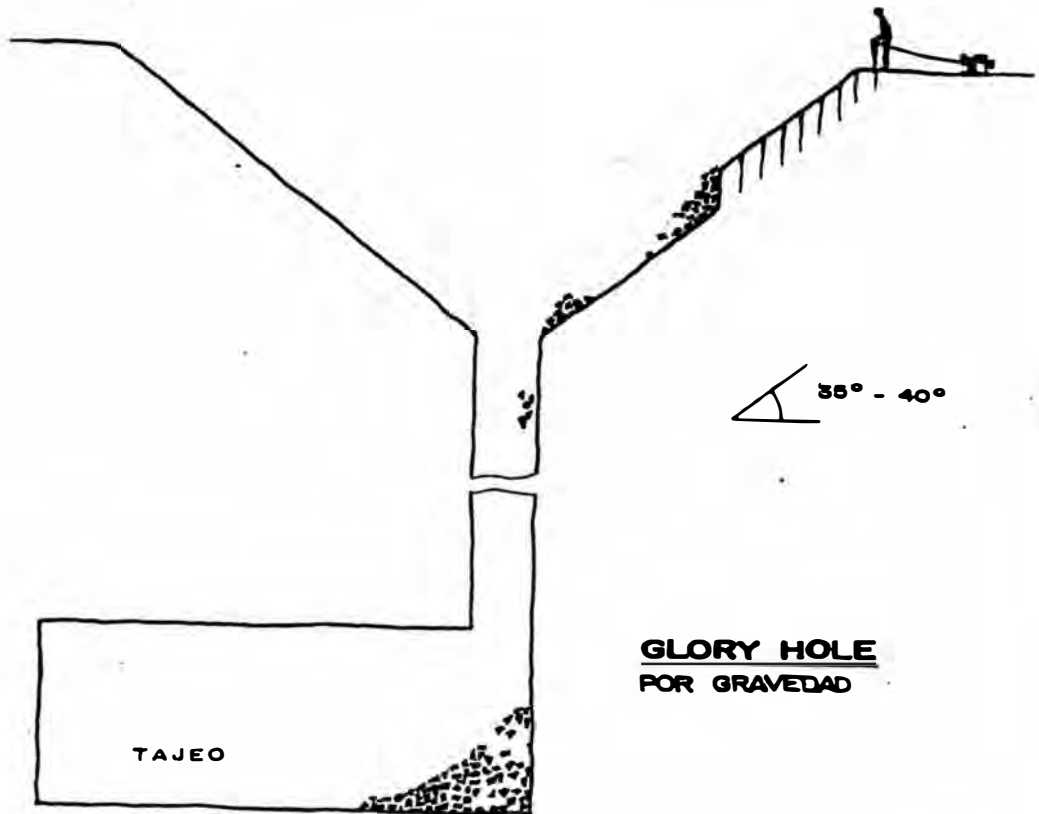


**MALLA PERFORACION DE CAMARA**  
 Nº TALADROS 25



SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.  
 UNIDAD-HUAL GAYOC

ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	MALLA DE PERFORACION - CAMARAS		
DISEÑO	A. BEJARANO			PROYECTO Nº	LAMINA	ESCALA
DIBUJO	M. BRAGA					
REVISADO				OM-85-021	FIGURA 19	1/500
APROBADO						



**SOCIEDAD MINERA CAROLINA S.A.**  
UNIDAD-HUAL GAYOC

ACTIVIDAD	NOMBRE	FIRMA	FECHA	GLORY HOLE : POR GRAVEDAD Y DOSIFICADO CON TRACTOR		
DISEÑO	Jorge Huamán			PROYECTO N°	LAMINA	ESCALA
DIBUJO	José Uta					
REVISADO				OM-85-021	FIGURA 19	3/8
APROBADO						