



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**INFRAESTRUCTURA DE TRANSPORTE PARA EXPLOTAR LAS RESERVAS
PROFUNDAS EN MINA EL SOLDADO.**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

JAIME RICARDO ESCOBAR HERNANDEZ

**PROFESOR GUIA:
RAUL LUIS CASTRO RUIZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS
WINSTON ROCHER ANDA**

**SANTIAGO DE CHILE
2016**

ACLARACIÓN.

El presente documento es una transcripción exacta del trabajo de Memoria de Título realizado por el autor en la mina El Soldado durante el año 1983, la que se presenta en esta edición confeccionada de acuerdo a la “Pauta para la Normalización de Memorias de Título o Tesis de Grado FCFM”.

Un ejemplar del documento original de esta Memoria de Título, se encuentra en la biblioteca digital de esta Facultad, motivo por el cual el autor optó por no modificar su contenido ni actualizar los valores económicos.

El propósito de esta presentación es regularizar la situación académica del autor para obtener, en forma excepcional, el Título de Ingeniero Civil de Minas.

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas

POR: Jaime Ricardo Escobar Hernández

FECHA: 31/05/2016

PROFESOR GUÍA: Raúl Luis Castro Ruiz

**INFRAESTRUCTURA DE TRANSPORTE PARA EXPLOTAR LAS RESERVAS
PROFUNDAS EN MINA EL SOLDADO.**

El presente estudio, realizado en la mina El Soldado el año 1983, tiene por finalidad entregar información técnica y económica para una eventual explotación de aquellos cuerpos mineralizados que profundizan por debajo del Nivel de Transporte Principal de la mina (Nivel -100, cota 730 m.s.n.m.). El conjunto de estos cuerpos, que en algunos casos profundizan hasta la cota 600 m.s.n.m., se denominan Reservas Profundas.

En este contexto, los objetivos principales de este estudio son:

1. Definir y cubicar las Reservas Profundas factibles de explotar.
2. Proyectar y evaluar la construcción de una infraestructura de transporte para la explotación de estas reservas.
3. Analizar el sistema de transporte de mineral a planta, determinando necesidades de equipos y costos de operación del sistema.

El estudio se desarrolla considerando que el transporte de mineral a planta se hará utilizando un sistema de cargador frontal y camiones, el cual deberá operar para una producción mina de 6.600 ton/día permitiendo un ritmo de alimentación a planta de 5.500 ton/día.

En él se establece una cubicación de $5,17 \times 10^6$ ton de mineral factible de explotar con una ley media de 1,95% de CuT, las que serían recuperadas en un período de 2,6 años.

Para explotar estas reservas se analizan dos alternativas de infraestructura de transporte. Estas son: construcción de una rampa versus construcción de un túnel. El resultado del estudio determina la conveniencia de construir esta última alternativa.

El análisis del sistema de transporte para la infraestructura elegida, determina la necesidad de contar con una flota de 8 camiones de 42 ton de capacidad y 2 cargadores frontales de 5 yd³, de obteniéndose un costo de operación del sistema de US\$ 0,926 ton.

El estudio concluye con la realización del proyecto de construcción de un túnel de transporte, de 5,5 x 4,5 m² de sección y 2.090 m de desarrollo, para el cual se determina un tiempo de construcción de 17 meses con una inversión total de US\$ $2,9 \times 10^6$.

Todos los valores monetarios están expresados en dólares americanos al cambio vigente en marzo de 1984 (1 US\$ = 89 CLP).

TABLA DE CONTENIDO.

INTRODUCCION.....	1
CAPITULO I.....	3
1. ANTECEDENTES GENERALES DE LA FAENA.....	3
1.1 Ubicación y Accesos.....	3
1.2 Propiedad.....	3
1.3 Clima.....	3
1.4 Recursos.....	3
1.4.1 Abastecimiento de Agua.....	3
1.4.2 Energía Eléctrica.....	4
1.5 Producción.....	4
CAPITULO II.....	6
2. ANTECEDENTES DEL YACIMIENTO.....	6
2.1 Geología General del Área.....	6
2.2 Características Geológicas del Yacimiento.....	6
2.2.1 Estructuras.....	6
2.2.2 Alteración.....	8
2.2.3 Vías de Mineralización.....	8
2.2.4 Intrusivos.....	8
2.2.5 Cuerpos Mineralizados.....	8
2.2.6 Mineralización.....	9
CAPITULO III.....	12
3. ANTECEDENTES SOBRE LA EXPLOTACION.....	12
3.1 Características Generales del Método de Explotación.....	12
3.2 Etapas de la Explotación.....	12
3.2.1 Exploración.....	12
3.2.2 Proyecto.....	12
3.2.3 Desarrollo y Preparación.....	14
3.2.4. Perforación y Tronadura.....	15
3.2.5 Extracción.....	17
3.2.6 Transporte de Mineral y Estéril.....	17

3.3 Tópicos Especiales.	19
3.3.1 Excavación de Galerías.	19
3.3.2 Excavación de Chimeneas.	19
3.3.3 Parque de Equipos.	20
3.3.4 Índices Operacionales.	20
CAPITULO IV	21
4. RESERVAS PROFUNDAS	21
4.1 Localización.	21
4.2 Cubicación.	22
CAPITULO V	24
5. DISEÑO INFRAESTRUCTURA DE TRANSPORTE	24
5.1 Alternativas Propuestas.	24
5.1.1 Sección de Excavación.	24
5.1.2 Criterios de Selección.	25
5.2 Análisis de Alternativas.	25
5.2.1 Alternativa 1: Construcción de Túnel.	25
5.2.2 Alternativa 2: Construcción de Chiflón.	32
5.3 Elección de Alternativa.	37
5.3.1 Resumen.	37
5.3.2 Análisis de Resultados.	37
5.3.3 Conclusiones.	38
CAPITULO VI	39
6. ANALISIS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE	39
6.1 Cálculo del Ciclo de Transporte.	39
6.1.1 Circuito Actual de Camiones con Mineral.	39
6.1.2 Circuito Proyectado de Camiones con Mineral.	41
6.1.3 Ciclo de Camiones con Mineral.	43
6.1.4 Ciclo de Camiones con Estéril.	46
6.1.5 Resumen Ciclo de Camiones.	47
6.2 Necesidades de Equipos.	48
6.2.1 Cargador Frontal.	48
6.2.2 Camiones.	50

6.2.3 Conclusiones.....	54
6.3 Costos de Operación del Sistema.....	54
6.3.1 Costo de Carguío.....	54
6.3.2 Costo de Transporte.....	55
6.3.3 Costo del Sistema de Transporte.....	56
6.4 Selección del Cargador.....	57
CAPITULO VII.....	59
7. PROYECTO CONSTRUCCION TUNEL DE TRANSPORTE.....	59
7.1 Generalidades.....	59
7.2 Método de Excavación.....	59
7.2.1 Perforación y Tronadura.....	60
7.2.2 Extracción de Marina.....	65
7.2.3 Ventilación.....	75
7.2.4 Fortificación.....	86
7.2.5 Servicios Generales.....	88
7.2.6 Botadero de Estéril.....	95
7.3 Organización del Trabajo.....	96
7.3.1 Etapas del Proyecto.....	96
7.3.2. Tiempo de Ejecución del Proyecto.....	102
7.4. Aspectos Económicos.....	104
7.4.1. Consideraciones Generales.....	104
7.4.2. Costos.....	104
7.4.3. Presupuesto de la Inversión.....	108
8. CONCLUSIONES.....	109
9. BIBLIOGRAFIA.....	110
ANEXO 1.....	112
1. COSTO HORARIO EQUIPOS SISTEMA DE TRANSPORTE.....	112
1.1 Costo Horario Cargador 4 yd ³	112
1.2 Costo Horario Cargador 5 yd ³	113
1.3 Costo Horario Camión 42 ton.....	114

ANEXO 2.....	116
2. COSTOS UNITARIOS CONSTRUCCION DE TUNEL.....	116
2.1 Costo de Perforación.....	116
2.2 Costo de Tronadura	118
2.3 Costo Extracción de Marina.....	119
2.4 Costo de Fortificación.....	120
2.5 Costo Red de Agua Industrial.	121
2.6 Costo Red de Aire Comprimido.	122
2.7 Costo de Ventilación.....	123
2.8 Costo de Acuñaadura.	124
2.9 Costo Electrificación.	125

INTRODUCCION.

El yacimiento de cobre “El Soldado” está localizado en la V Región, en la Cordillera de la Costa, Provincia de Quillota, distante 135 Km al Noroeste de la ciudad de Santiago. Sus pertenencias son de propiedad de la Cía. Minera Disputada de las Condes S.A., la cual posee también la mina Los Bronces y la fundición Chagres.

Durante el período de tiempo en se efectuó el presente estudio, (año 1983), en la mina El Soldado se concretó el “Proyecto 5.500 T.P.D.” el cual permitió aumentar la capacidad de tratamiento de la planta de 3.700 a 5.500 ton/día.

Asociado a este aumento de producción, en la mina se introducen innovaciones tecnológicas importantes, como ser el reemplazo del tradicional método de explotación mediante sub-niveles (Sub-level Stopping), por un método de mayor productividad y alta mecanización como es el de perforación larga de gran diámetro (L.B.H.); y se elimina el antiguo sistema de transporte de mineral mediante ferrocarril en interior mina y andarivel entre mina y planta, reemplazándolo por un sistema de cargador frontal y camiones de gran capacidad.

Esto último exigió construir un nuevo Nivel de Transporte para la mina, el cual de acuerdo a las condiciones de ese momento, se ubicó en la cota 730 m.s.n.m. (Nivel - 100) distante 100 m verticales por debajo del antiguo Nivel de Transporte Principal (Nivel±0).

Sin embargo, la información geológica disponible indica que algunos cuerpos mineralizados profundizan por debajo de este nuevo nivel, alcanzando en algunos casos hasta la cota 600 m.s.n.m. El conjunto de estos cuerpos mineralizados se denomina Reserva Profundas.

Por representar estos cuerpos una atractiva fuente de reservas minerales, la empresa considera necesario disponer de información técnica y económica para una eventual explotación de ellas, motivo por el cual se realiza el presente estudio, cuyos objetivos son:

- Definir y ubicar las Reservas Profundas factibles de explotar.
- Proyectar y evaluar la construcción de una infraestructura de transporte para la explotación de estas reservas.
- Analizar el sistema de transporte de mineral a planta, determinando necesidades de equipos y costos de operación del sistema.

Para la realización de éste estudio se han definido los siguientes criterios:

- La cubicación de reservas se hará para una ley de corte de 1,2% de CuT y deberán considerarse explotables sólo aquellos cuerpos mineralizados que posean una potencia media no menor a 20 m y una profundidad mínima de 30 m.

- Para el transporte a planta del mineral, se utilizará un sistema de cargador frontal y camiones de gran capacidad, el cual deberá operar para una producción mina de 6.600 ton/día, permitiendo una alimentación a Planta de 5.500 ton/día
- Al proyectar la excavación de labores mineras se deben considerar equipos similares a los actualmente utilizados en la mina.

El estudio desarrollado consta de 7 capítulos, cuyo contenido es el siguiente:

En los Capítulos I, II y III, se presentan antecedentes generales de la faena, del yacimiento y del método de explotación empleado en la mina, respectivamente.

El Capítulo IV contiene información resumida sobre las Reservas Profundas. La empresa no autorizó la divulgación de mayor información por considerarla de carácter reservado.

En el Capítulo V se desarrollan y analizan dos diseños de infraestructura de transporte para explotar éstas reservas. (Túnel v/s Rampa). La elección de la mejor alternativa se realiza en base a una comparación técnica y económica, considerando inversiones y costos de operación del sistema de transporte.

En el Capítulo VI se analiza en detalle el comportamiento del sistema de transporte para la alternativa elegida en el Capítulo V; determinando finalmente la necesidades de equipos y los costos de operación del sistema.

El estudio concluye con la realización de un Anteproyecto de Construcción de un Túnel de Transporte (Capítulo VII), el cual representa la infraestructura de transporte propuesta para la explotación de las Reservas Profundas.

CAPITULO I

1. ANTECEDENTES GENERALES DE LA FAENA

1.1 Ubicación y Accesos.

El yacimiento de cobre “El Soldado” está localizado en la V Región en la Cordillera de la Costa y su Nivel de Transporte Principal se ubica en la cota 730 m.s.n.m.

La mina “El Soldado” se encuentra ubicada en los terrenos del asentamiento El Melón en la comuna de Nogales, provincia de Quillota, distante 135 Km al Noroeste de la ciudad de Santiago, teniendo acceso a través de la carretera panamericana en un tramo de 121 Km (Fig. 1.1).

Desde la carretera y hasta la planta concentradora, distante 10 Km, existe un camino rural asfaltado. El acceso desde la planta hasta la mina se realiza a través de un camino ripiado de 4 Km de longitud con una pendiente máxima de 12%.

1.2 Propiedad.

La mina “El Soldado” y la planta concentradora El Cobre pertenecen a la Compañía Minera Disputada de las Condes S.A., que también es propietaria de la mina Los Bronces, planta San Francisco y fundición de Chagres.

Hasta 1972 la Compañía perteneció a la Société Minière et Metallurgique de Peñarroya, luego fue propiedad de la Empresa Nacional de Minería. En febrero de 1978, Exxon Corporation adquirió la mayoría de las acciones.

1.3 Clima.

La zona en el cual se encuentra el yacimiento, goza de un clima templado y seco, que permite trabajar ininterrumpidamente durante todos los días del año.

1.4 Recursos.

1.4.1 Abastecimiento de Agua.

El agua consumida en la planta es de 280 m³/h y el consumo del campamento es de aproximadamente 20 m³/h.

El abastecimiento de agua a la planta se realiza mediante 5 pozos, ubicados en las cercanías del pueblo El Melón, distante 9 Km, los cuales entregan 150 m³/h de agua fresca a la planta y 20 m³/h al campamento. Los 130 m³/h restantes se obtienen mediante la recuperación de aguas del tranque de relaves.

El consumo medio mensual de agua en la mina es de 6.000 m³. El abastecimiento se realiza a través de un estanque de almacenamiento con capacidad de 40.000 m³ (Pique Plan), formado por una zona de caserones ubicados en la cota 700 m s.n.m. El agua es bombeada a los distintos niveles para su uso industrial. El retorno de esas aguas y las aguas de lluvia mantienen el stock.

1.4.2 Energía Eléctrica.

El consumo de energía eléctrica en la planta es de 34,2 Kwh/ton y el de la mina es de 7,3 Kwh/ton.

La energía eléctrica es transmitida a la planta desde la subestación El Melón de Chilectra, a través de una línea de 44 KV, con capacidad de 20 MVA y largo 7 Km. En la subestación de la planta es transformada a 12 KV mediante dos transformadores en paralelo de 10 MVA cada uno, alimentando a planta, mina, tranque de relaves y servicios generales.

1.5 Producción.

La producción actual de la mina es de 3.700 ton/día de mineral con ley media de 1,7% de CuT. La producción de la planta es 190 ton/día de concentrado de cobre con una ley de 30% Cu fino.

PLANO DE UBICACION
YACIMIENTO EL SOLDADO

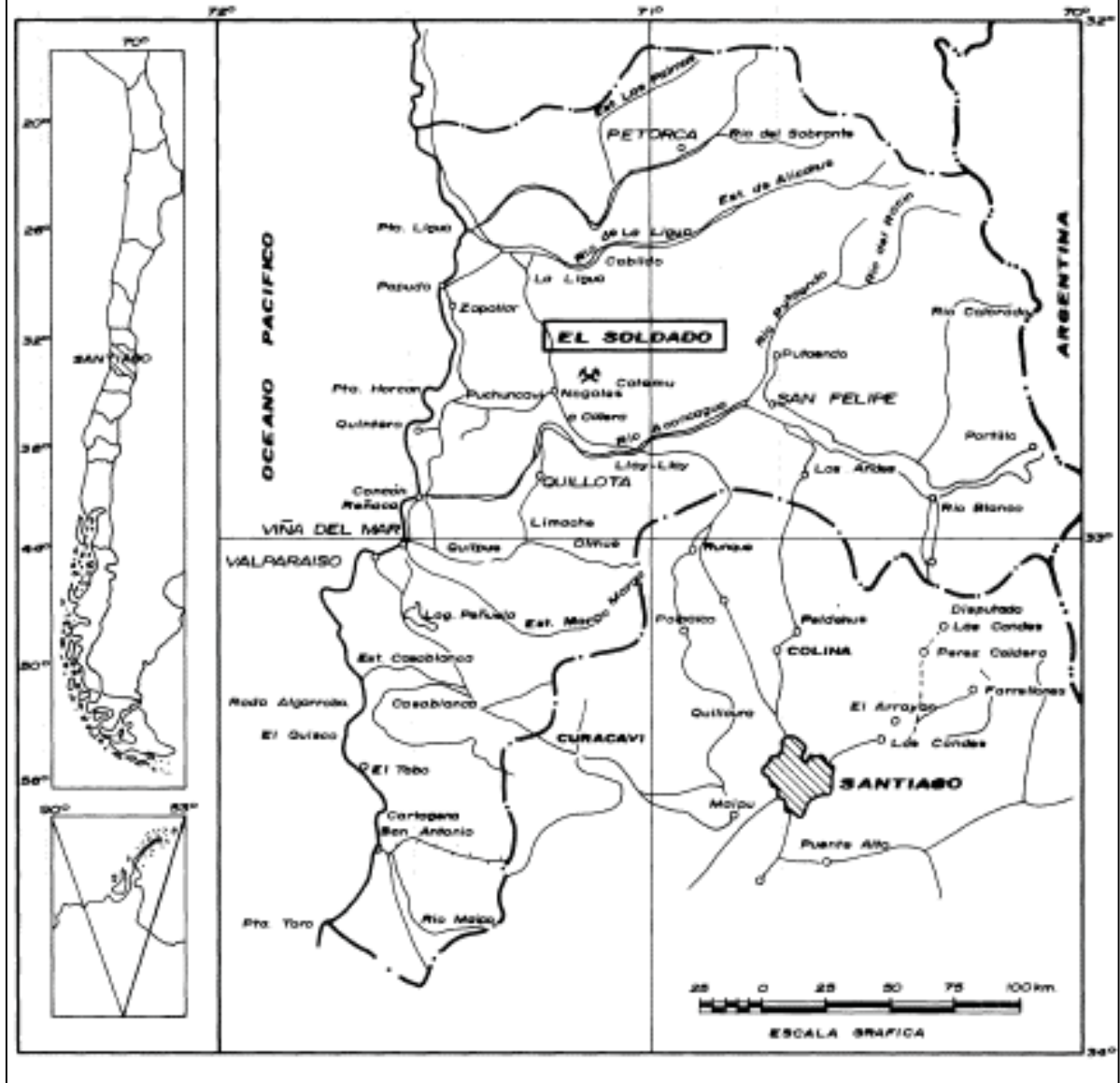


FIG. 1.1

CAPITULO II

2. ANTECEDENTES DEL YACIMIENTO

2.1 Geología General del Área.

La mina El Soldado, ubicada en el faldeo occidental de la cordillera de la Costa, está encajada en una serie de rocas de tipo volcánico-sedimentario, pertenecientes a la formación Lo Prado de edad Neocomiana Inferior, su parte oriental, que estructuralmente constituye su techo, pasa transicionalmente a la Formación Veta Negra, la occidental o base corresponde a la Formación Melón.

En el área de El Soldado se puede diferenciar tres unidades geológicas. (Fig. 2.1.).

- La Inferior, formada por rocas sedimentarias marinas tales como calizas y lutitas, corresponde a la Formación Melón.
- La Central, que es la transición de la anterior a una fase principalmente subáerea, donde andesitas, tobas y brechas volcánicas se intercalan con elementos calcáreos, que en la parte superior tiende a desaparecer, corresponde a la Formación Lo Prado.
- La Superior, constituida por andesitas (ocoitas) de fenocristales gruesos, que en su parte alta llevan intercalaciones de areniscas rojas tipo continental, corresponde a la Formación Veta Negra.

La Unidad Central, que tiene un espesor de 450 m es la que constituye la Unidad Geológica mineralizada de la mina El Soldado.

2.2 Características Geológicas del Yacimiento.

2.2.1 Estructuras

La serie de rocas de tipo volcánico-sedimentario, conforman un monoclinial de rumbo norte-sur, inclinado hacia el este en 35°, con estratos de tipo lenticular, que han sido instruidos por filones andesíticos. (Fig. 2.2.).

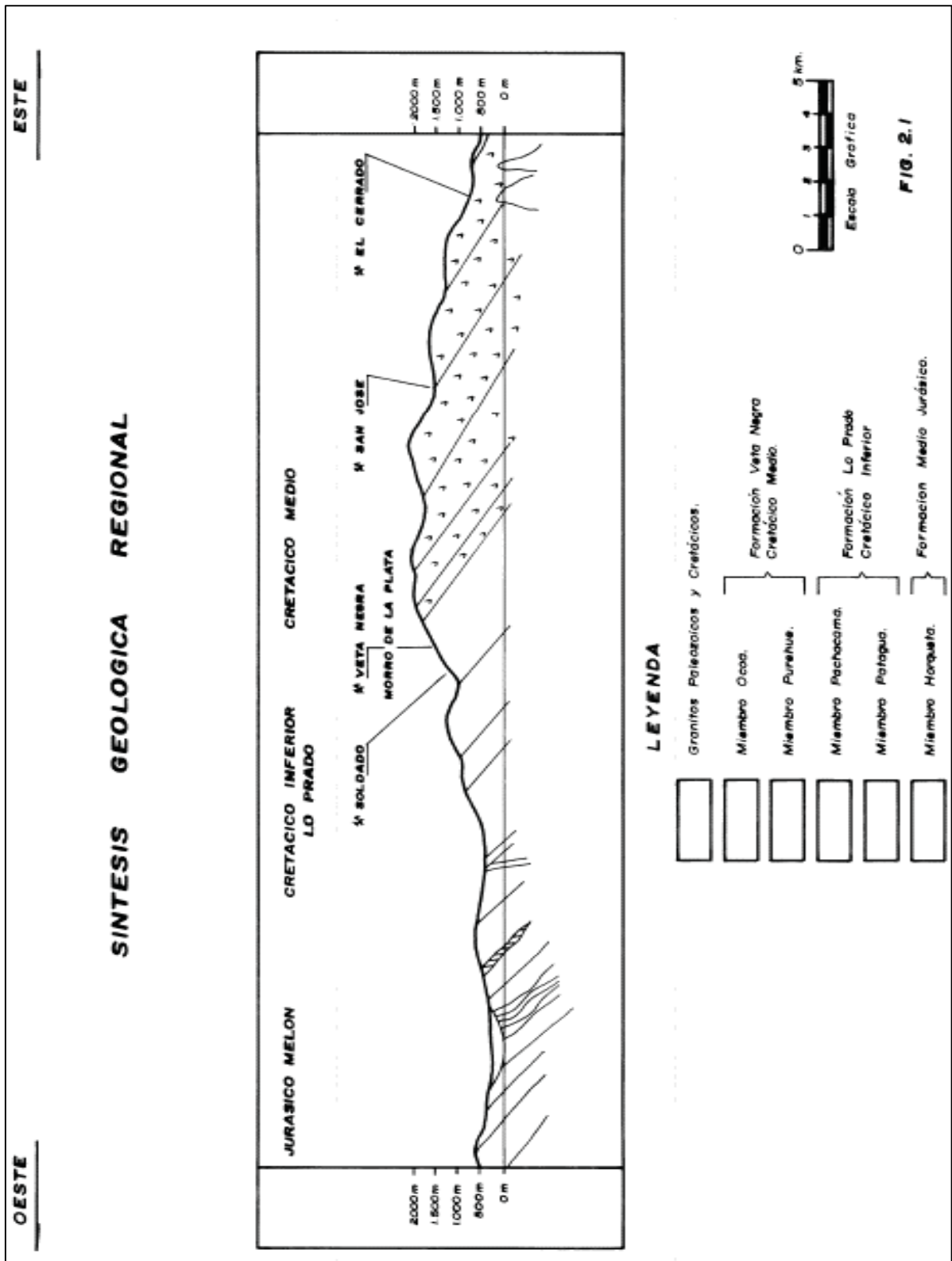


FIG. 2.1

2.2.2 Alteración.

Los elementos de la serie Central han sido, con posterioridad a los intrusivos andesíticos, alterados parcial o totalmente por mecanismos de carácter hidrotermal de baja temperatura (200°C) produciendo facies equivalentes a los minerales de alteración propilítica de los Porphyry Copper, dada la ocurrencia de Albita, Clorita, Epidota, Calcita y Sílice en las rocas afectadas.

Dicha alteración está íntimamente ligada a la mineralización y es el primer indicador en la presencia de masas con concentración de sulfuros de cobre.

Esta alteración es selectiva en cuanto al tipo de roca, siendo las andesitas efusivas las más favorables. Está también subordinada por la estructura general de éstas, dado que es controlada por los contactos de los horizontes y sigue la estratificación formando masas alteradas en forma lenticular.

Estos lentes de alteración que pueden alcanzar una longitud de 800 m en dirección norte-sur, con un ancho máximo de 400 m y una altura de 80 m, en general presentan forma escalonada. (Fig. 2.2.).

Cuando son interceptados por fallas mineralizadas (vetas) forman volúmenes de alta ley donde sus ejes mayor y menor son horizontales y se ajustan apropiadamente al método de explotación por Sub-Level Stopping.

2.2.3 Vías de Mineralización.

Estas fisuras o vetas tienen un rumbo general norte-sur y se inclinan al oeste (casi perpendicular a la estratificación). Su espesor varía desde fracciones de milímetros alcanzando, localmente, potencias de hasta 3 m, su dirección es sinuosa y se diversifican ramificándose tanto en el plano horizontal como en el vertical. Están por lo general rellenos con calcita y sulfuros de cobre. Ocasionalmente forman brechas cementadas por calcita, cuando se entrecruzan dos sistemas de diferente dirección.

2.2.4 Intrusivos.

Existen dos tipos de filones andesíticos que controlan la mineralización y la alteración en sus flancos cuando son verticales o en su parte inferior cuando forman filones capa. Están impregnados con sulfuros y alterados levemente en zonas de fuerte diaclasamiento.

2.2.5 Cuerpos Mineralizados.

Los cuerpos mineralizados de alta ley, de formas nodulares, están esparcidos en toda el área del yacimiento, pero siempre condicionados por los siguientes factores:

- a) Alteración que es selectiva y afecta principalmente a las andesitas efusivas, donde el contenido en cobre es función directa de la intensidad de la alteración.
- b) Vías mineralizadoras (vetas-fallas) principalmente de dirección norte-sur, inclinados al oeste, donde el contenido en cobre es función del espesor de la fisura y/o de su densidad en la facturación y/o convergencia de dos o más sistemas de fractura de diferente dirección.

2.2.6 Mineralización.

Está formada por Bornita, Calcopirita y muy baja proporción de Calcosina primaria y Covelina. No existe enriquecimiento secundario notable. La oxidación, si está presente en los cuerpos superficiales, no profundiza más allá de los 35 m, formando carbonatos y sulfatos de cobre con leyes media de 4%, que están controlados por la fracturación.

Los sulfuros de cobre están acompañados por hematita en forma muy fina, especularita en agregados de cristales hasta 3 cm de longitud y pirita en baja proporción, también en cristales apenas visibles.

La mineralización en un 75% está constituida por diseminación muy fina que alcanza concentraciones de 2% Cu. El 25% está formado por vetas que alcanzan un máximo de 3 m de espesor. Cuando un sistema de dos o más direcciones se cruzan, forman zonas brechosas de leyes elevadas hasta un 3,5% Cu.

Las masas mineralizadas mientras mayores, son más ricas en ley, y en ellas se puede distinguir una zonación de sulfuros que está en función directa con el grado de alteración, principalmente sódica, a partir de un núcleo controlado por fallas mineralizadoras.

La zonación de sulfuros (Fig. 2.3.) es:

- El sector A, que corresponde al núcleo, presenta calcosina 10%, bornita 70%, calcopirita 20% y generalmente queda circunscrito a pocos metros de la fisura de alimentación. La alteración aquí es intensa, se caracteriza por presencia de albita y sílice en abundancia.
- El sector B, corresponde al halo que engloba al núcleo y está formado por bornita en un 40% y calcopirita en un 60%. La alteración es menos intensa, presentándose generalmente albita y clorita.
- El sector C, el que circunscribe al conjunto anterior, se caracteriza por la abundancia de calcopirita (70%) y ocasionalmente presencia de pirita. La alteración es incipiente y se caracteriza por la abundancia de clorita y calcita diseminada.

En esta zonación, A y B son los sectores cuyos valores medios son 2% Cu; en C estos valores decrecen rápidamente hasta 0,8% Cu.

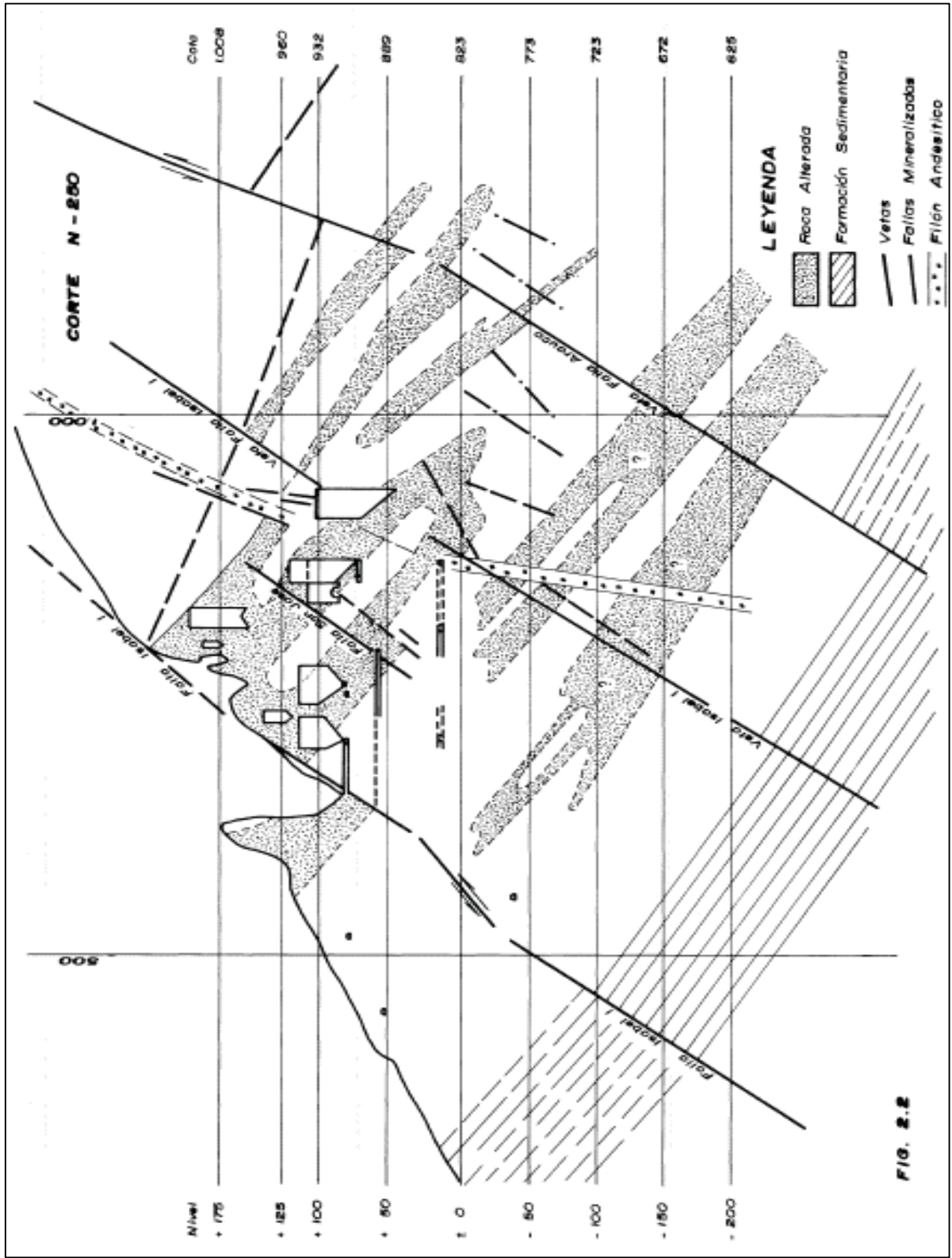


FIG 2.2

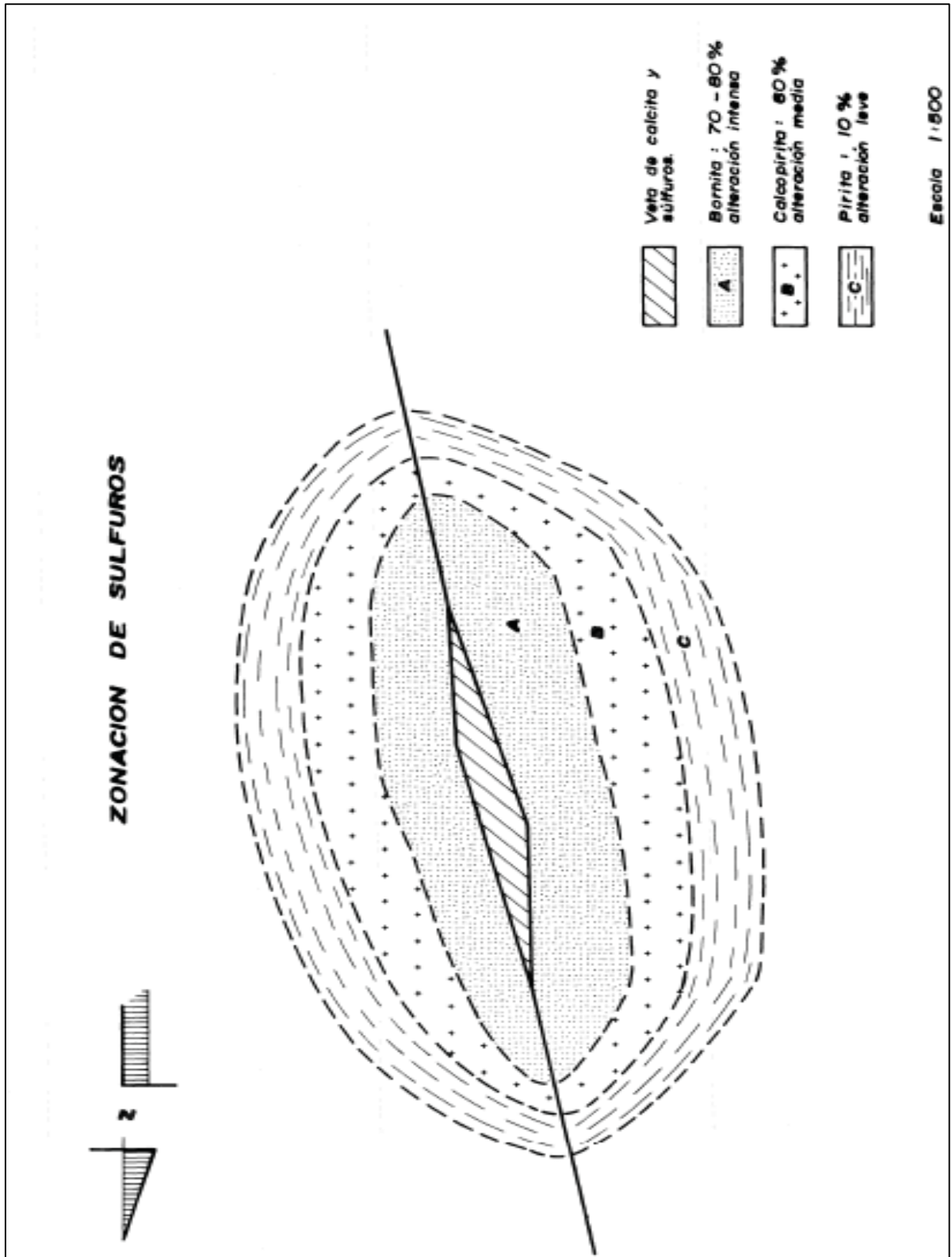


FIG. 2.3

CAPITULO III

3. ANTECEDENTES SOBRE LA EXPLOTACION.

3.1 Características Generales del Método de Explotación.

El actual sistema de explotación empleado en la mina El Soldado es un Sub-level Stopping con arranque mediante tiros largos de gran diámetro, extracción con equipo L.H.D., carguío con cargador frontal y transporte a planta utilizando camiones de gran capacidad.

El método consiste en la perforación de tipos verticales de gran diámetro, (6½"), desde galerías de perforación ubicadas en el techo del caserón, y la perforación de tiros radiales de pequeño diámetro, (2½"), desde una galería ubicada en la base del caserón, los que se truenan hacia una cara libre previamente construida. El mineral quebrado se recoge en una zanja o bote desde donde se extrae con equipo L.H.D. El mineral extraído es traspasado, a través de piques sin parrilla de control, hasta el Nivel de Transporte Principal donde es cargado mediante cargador frontal a camiones que lo transportan hacia el chancador primario. (Fig. 3.1.)

Esta variación del método convencional de "Sub-level Stopping" con perforación radial desde subniveles, se ha denominado método L.B.H. (Long Blast Hole).

3.2 Etapas de la Explotación.

El proceso de explotación se puede dividir en varias etapas secuenciales que van desde la exploración hasta la depositación del mineral en la tolva del chancador primario.

3.2.1 Exploración.

La exploración tiene por objeto delimitar cuerpos mineralizados susceptibles de explotar, utilizando una ley de corte convencional de 1,2% CuT. Esta delimitación se hace en base de sondajes con recuperación de testigos y polvo, en paradas radiales a distancias variables (25 y 12,5 m).

3.2.2 Proyecto.

Habiendo sido delimitado un cuerpo mineralizado, se hace sobre él, un proyecto de caserón que incluye los trazados en detalle de todas las galerías, chimeneas y rampas que permitirán su explotación completa, incluyendo las labores necesarias para ventilar los sectores de operación. En esta etapa se diseña desde la forma, sección y pendiente de las galerías hasta los diagramas de perforación de producción. Se incluyen aquí análisis de estabilidad de techos y pilares, estudios de ventilación, suministros, etc.

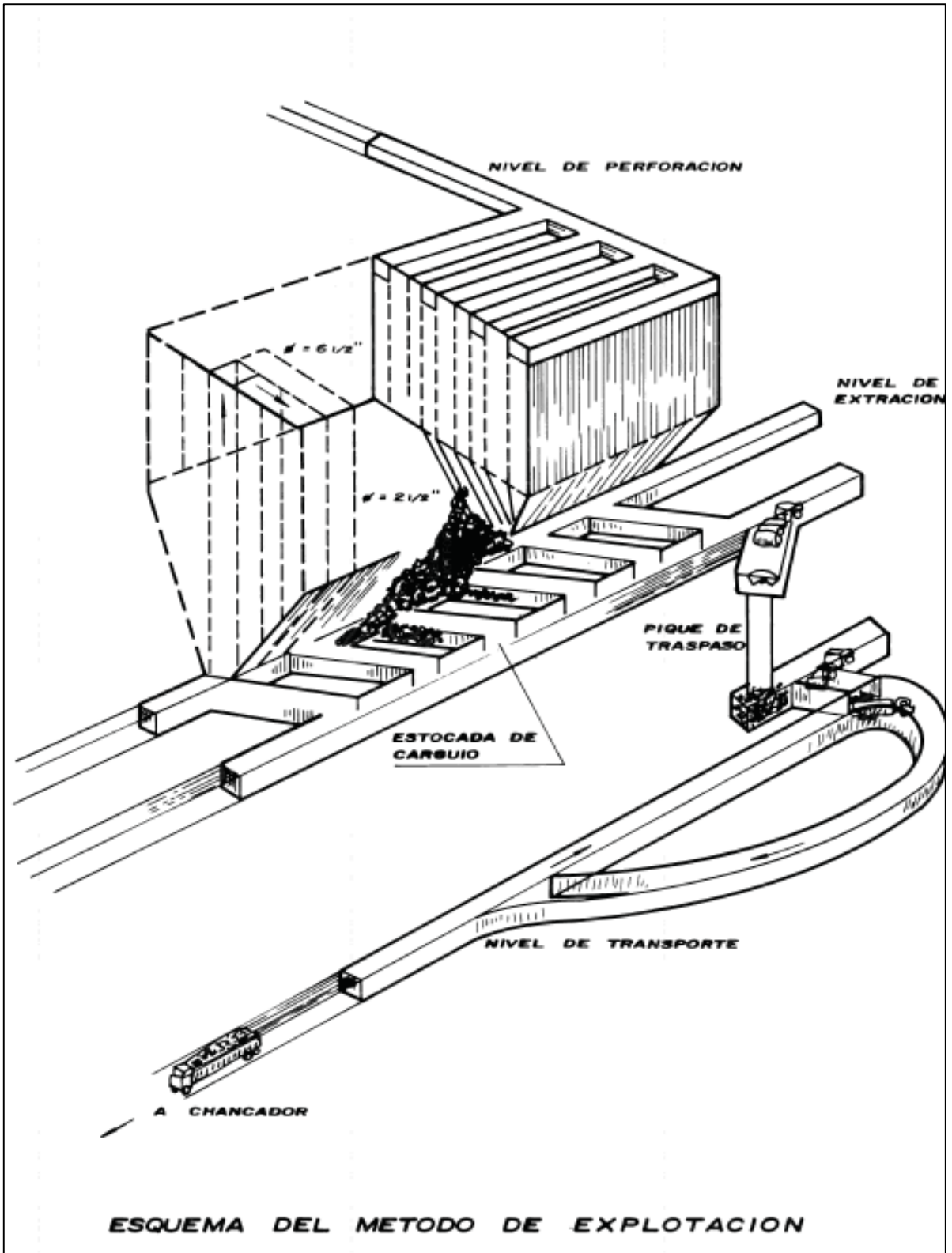


FIG. 3.1

3.2.3 Desarrollo y Preparación.

La etapa previa a la entrada en producción de un caserón es la excavación de todas las labores necesarias para llegar al sector (accesos), ventilarlo, perforarlo, extraer el mineral tronado, traspasar el mineral y transportarlo a la planta.

a) Accesos.

Se debe construir galerías y rampas que permitan llegar hasta los subniveles de perforación (techo) y extracción (base) del caserón. En la actualidad todos los subniveles están accesibles con galerías y/o rampas, lo que permite el uso de equipos de alta productividad en todos los niveles. La sección media de las labores de acceso es de 4,5 x 3,5 m².

b) Labores de Ventilación.

Todo proyecto de caserón contempla un circuito de ventilación que permita un trabajo seguro de hombres y máquinas. En cada nivel se construyen galerías y chimeneas que permitan ventilar adecuadamente los puntos de trabajo.

c) Sub-nivel de Perforación.

En el techo del caserón, se excavan una serie de galerías paralelas con el fin de perforar tiros verticales de gran diámetro. La sección media de estas galerías depende del espaciamiento de la malla de perforación de gran diámetro y de la necesidad de perforar al menos 2 tiros a lo ancho de la galería. Actualmente se construyen galerías de 5,5 x 4,0 m² de sección.

En la base del caserón se excava una galería para perforar tiros radiales de pequeño diámetro con el fin de construir la zanja recolectora del mineral quebrado.

d) Nivel de Producción.

Consiste de una galería de transporte que recorre la base del caserón con estocadas de extracción cada 15 m. Estas estocadas conectan la base de la zanja recolectora de mineral con la galería de transporte. Las estocadas de extracción y la galería de pala tienen como objetivo permitir el equipo L.H.D. extraer el mineral quebrado del caserón y transportarlo hasta los piques de traspaso.

e) Piques de Traspaso.

Estos piques permiten traspasar el mineral desde el nivel de extracción hasta el Nivel de Transporte Principal, sirviendo a la vez como acopios de mineral para el sistema de transporte.

f) Nivel de Transporte.

En el nivel de transporte se construyen galerías de 5,5 x 4,5 m² de sección que permitan el tránsito de camiones. Para el carguío se construyen estaciones de carguío y rotondas para la operación del cargador y camiones.

3.2.4. Perforación y Tronadura.

Una vez preparado el caserón se inicia su explotación comenzando con la perforación de los tiros de producción y luego su tronadura hacia una cara libre (corte).

La explotación del caserón tiene tres sectores bien definidos: (Fig. 3.2.)

- Corte inicial o cámara de compensación (slot).
- El sector L.B.H. del caserón.
- El "undercut" (U.C.).

a) El Corte.

Se llama corte a la primera cara libre necesaria para la tronadura de producción. Este corte se construye a partir de una chimenea de corte de aproximadamente 3 m de diámetro, la que se desquincha a todo lo ancho del caserón.

b) El sector L.B.H.

Se llama sector L.B.H. del caserón al sector que se perfora con tiros de 6½" de diámetro, en corridas, con una malla generalmente de 3,5 x 4,5 m.

El largo de los tiros L.B.H. varía, dependiendo del caserón, entre 40 y 60 m. Este sector representa un 82 a 85% del tonelaje del caserón.

La tronadura de estos tiros se hace utilizando la técnica del "deck delaying":

- Al tener que limitar a 100 Kg la cantidad de explosivo por retardo, para evitar los daños por vibraciones, se usa el retardo en cargas de 100 Kg (deck), separados entre sí por tacos de arena de 2 m de largo dentro del tiro.
- Los resultados de este tipo de tronadura son superiores a los obtenidos con la tronadura de abanicos en pequeño diámetro. Se obtiene una mejor fragmentación y un menor consumo global de explosivo.
- El carguío se hace en este caso por el nivel de perforación, usando ANFO y ANFO aluminizado y emulsión cuando hay tiros con agua.

c) El undercut (U.C.)

Se llama undercut al sector del caserón que forma la zanja recolectora (bote). El undercut se perfora desde la galería base del caserón con tiros en abanico de 2½" de diámetro.

Las corridas se distancian 1,5 m entre sí. El largo de estos tiros depende del ancho y conformación del caserón y varía entre 14 a 30 m.

Los abanicos se truenan con retardo tiro a tiro y entre corrida. El carguío se hace con ANFO y ANFO aluminizado mediante equipo neumático de carguío de explosivo a granel.

La iniciación de todos los disparos se hace con fulminantes no eléctricos (NONEL), los que son iniciados a su vez con fulminantes eléctricos.

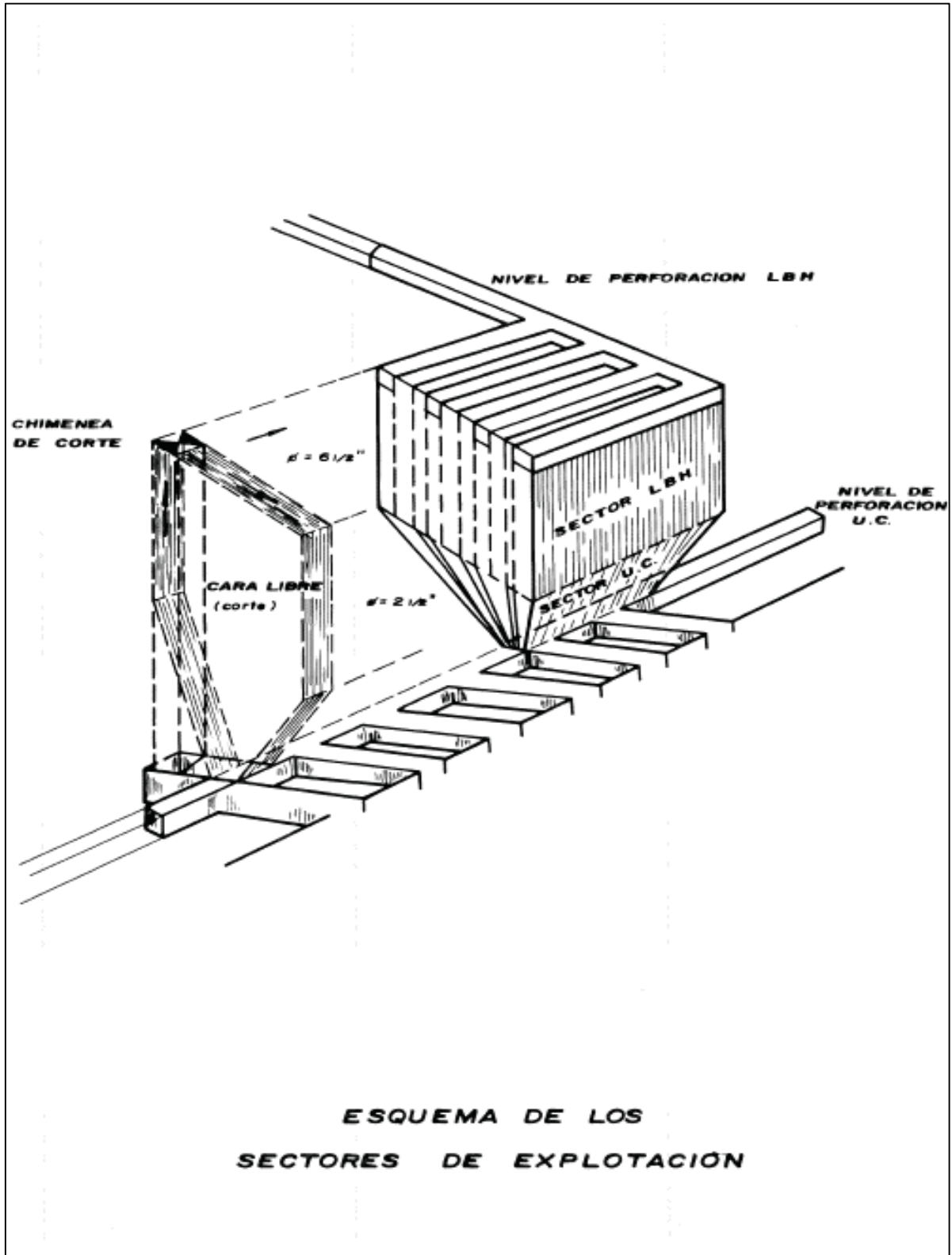


FIG. 3.2

3.2.5 Extracción.

Se llama extracción a la operación de extraer el mineral desde los caserones y transportarlo hasta los piques de traspaso. También se incluye en esta operación la reducción secundaria del sobre tamaño.

La extracción se hace íntegramente con equipo L.H.D. de 8 yd³ de capacidad. El equipo L.H.D. carga el mineral en la estocada de extracción, lo transporta por las galerías de pala y lo descarga en los piques de traspaso.

El sobre tamaño se transporta hasta la estocada de cachorro donde se reduce con cachorros o martillo picapiedras.

Durante el periodo de ejecución de este estudio se empezaron las pruebas para la extracción de mineral con equipo L.H.D. de 13 yd³ de capacidad.

3.2.6 Transporte de Mineral y Estéril.

La etapa final del proceso de explotación corresponde al transporte.

El mineral traspasado desde los niveles de extracción cae por gravedad a través de piques hasta el nivel de transporte. En este nivel un cargador frontal de 5 yd³ lo carga y deposita sobre camiones de 42 ton. Para esta operación se ha construido una infraestructura especial de galerías y piques de traspaso, denominadas "rotondas". (Fig. 3.3.)

Los camiones transportan el mineral a través de un túnel de 4,5 x 5,5 m² de sección, que desde la rotonda Arauco hasta el portal, tiene una longitud de 1.230 m. Desde el portal hasta la plataforma de descarga en la planta, existe un camino ripiado, con un ancho variable entre 7,5 y 12 m y un recorrido de 3.740 m con una pendiente máxima de 12%.

El estéril proveniente de marinas es traspasado al nivel de transporte a través de piques especiales. Este material se carga y transporta hacia el botadero aproximadamente 500 m de la boca del túnel de acceso a la mina.

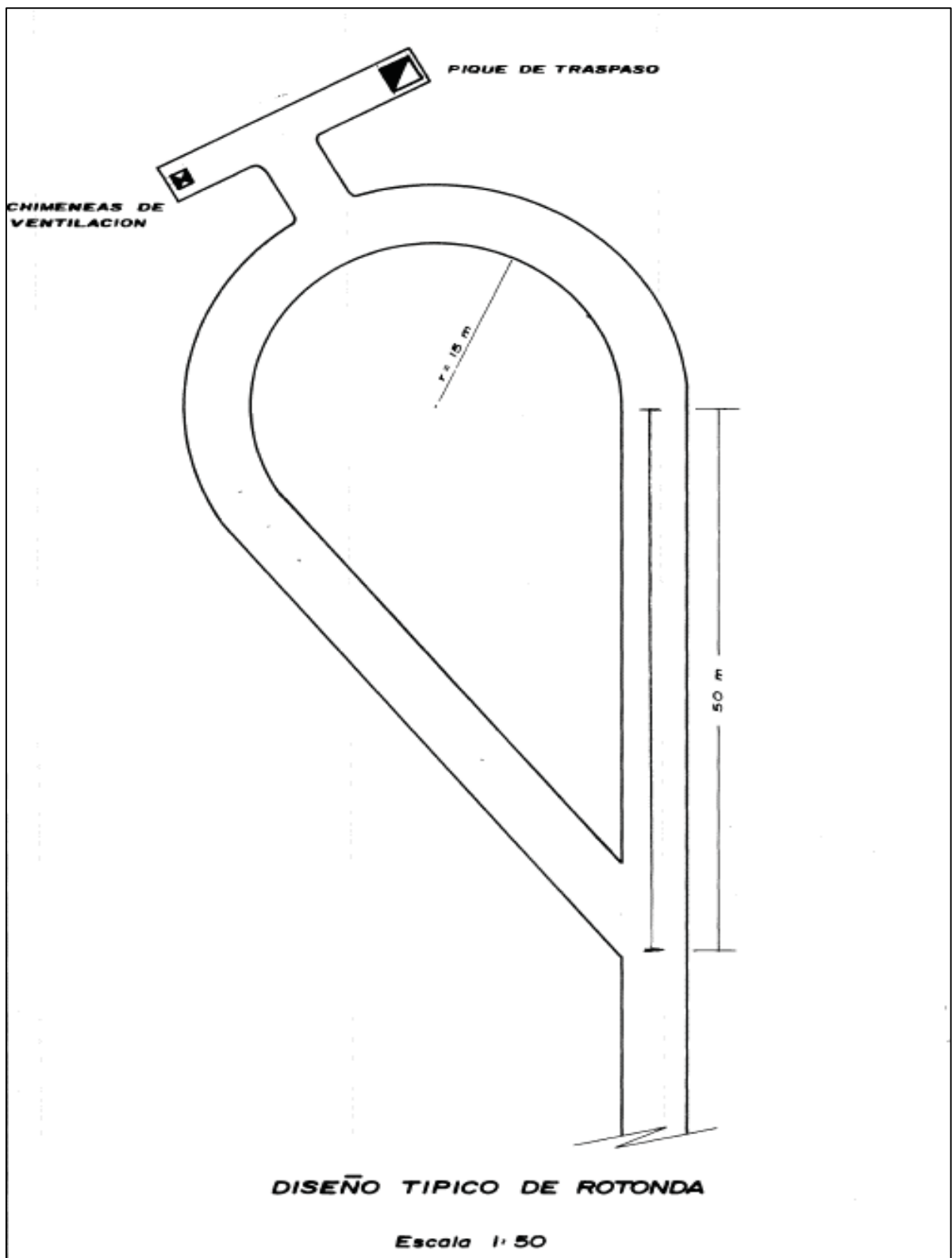


FIG. 3.3

3.3 Tópicos Especiales.

3.3.1 Excavación de Galerías.

Todas las galerías se construyen actualmente de la manera siguiente:

- Perforación con equipo Jumbo de dos brazos, electrohidráulico, equipado con perforadoras hidráulicas que perforan un número variable de tiros paralelos de 4 m de largo y 41 mm de diámetro.
- Los tiros se perforan con un diagrama de tiros paralelos y se cargan con ANFO, ANFO aluminizado y dinamita, iniciándose el disparo con fulminantes no eléctricos. El carguío del explosivo se hace mediante un equipo dotado de dos cargadores JET-ANOL y un canastillo móvil para su manejo. Cada disparo consigue un avance de 3,5 m en promedio.
- La marina estéril se extrae con equipo L.H.D. y se transporta hasta los piques de marina. En los sectores que no existe pique para marina, el estéril se carga sobre camión minero de 20 ton (bajo perfil) y se transporta al exterior.

3.3.2 Excavación de Chimeneas.

Todas las chimeneas se excavan actualmente con un método llamado V.C.R. (Vertical Crater Retreat).

Este método aprovecha las características de la tronadura tipo cráter con carga concentrada para romper a una cara libre horizontal (hacia abajo). La construcción de la chimenea consiste en:

- Perforación de 4 tiros de 6½" de diámetro en las esquinas de un cuadrado de 2,5 m de lado hasta romper al nivel inferior, con un tiro central de las mismas características.
- Carguío con ANFO aluminizado o emulsión (20 a 25 Kg por tiro) todos los tiros según una disposición previamente diseñada. Este carguío se efectúa desde el nivel superior tapando los tiros con un taco de madera. La carga queda a una distancia de 1,0 a 1,5 m de cara libre inferior.
- Tronadura con retardo tiro a tiro de las cargas. El material quebrado cae al nivel inferior donde se extrae con equipo L.H.D.

Con este sistema se consigue un avance de 2,0 a 2,5 m por disparo, quedando una chimenea de más de 3 m de diámetro.

3.3.3 Parque de Equipos.

a) Avances.

03 Jumbos electrohidráulicos de dos brazos.

Rendimiento : 250 m perforados/turno

02 L.H.D. de 8 yd³.

Rendimiento : 500 ton/turno

b) Producción.

03 perforadoras D.T.H.

Rendimiento : 30 a 35 m/turno

01 perforadora radial (hidráulica)

Rendimiento : 120 m/turno

c) Extracción.

02 L.H.D. de 8 yd³.

Rendimiento : 950 ton/turno.

d) Transporte Mina-Planta.

Su ejecución esta entregada a contratista. El parque de equipos consta de:

6 camiones tolva de 42 ton

2 cargadores frontales de 5 yd³.

Rendimiento : 4.500 – 5.000 T.P.D.

3.3.4 Índices Operacionales.

- Productividad avances	1,6	M/HT
- Productividad perforación 6½"	30	M/HT
- Productividad perforación 2½"	120	M/HT
- Índice de perforación 6½"	35	ton/m
- Índice de perforación 2½"	6	ton/m
- Consumo de explosivo 6½"	320	gr/ton
- Consumo de explosivo 2½"	350	gr/ton.
- Consumo de explosivo tronadura secundaria	5	gr/ton.

CAPITULO IV

4. RESERVAS PROFUNDAS

El estado de conocimiento actual de las zonas inferiores al Nivel de Transporte (Nivel -100), permite identificar en ellas reservas sólo en calidad de recursos geológicos.

La información geológica disponible consiste en un conjunto de perfiles geológicos cada 100 m orientados en dirección Norte-Sur, entre las coordenadas N +500 a N -100 y E -200 a E +1200. Además se dispone de plantas de los niveles -50 y -100. Todos estos planos están confeccionados en escala 1:1000.

En base a esta información se confeccionaron plantas geológicas cada 25 m entre las cotas 700 m.s.n.m. (Nivel -100) y 575 m.s.n.m. (Nivel -255).

Los caserones se diseñaron sobre las interpretaciones geológicas de estas secciones y plantas. La delineación del contorno de los caserones se hizo considerando una ley de corte de 1,2 % Cu.

4.1 Localización.

Las zonas que presentan cuerpos mineralizados de importancia para el estudio, corresponden a las zonas inferiores de California, Santa Clara y Valdivia Sur.

En estas zonas se distinguen cuerpos de interés que profundizan entre 35 y 130 m bajo el Nivel -100, presentando en la mayoría de los casos una fuerte inclinación, variando ésta entre 45° y 66° medidos desde la horizontal.

El detalle de estos cuerpos y sus características geométricas se presentan en la tabla siguiente:

Cuerpo	Profundidad Media * (m)	Potencia Media (m)	Inclinación ()°
CI - 1	55	30	90
CI - 2	90	35	57
SCI - 1	100	20	45
VSI - 1	35	20	50
VSI - 2	130	45	66
VSI - 3	130	45	90

(*) Medida desde el Nivel -100

CI : California Inferior

SCI : Santa Clara Inferior

VSI : Valdivia Sur Inferior

4.2 Cubicación.

La estimación de reservas se realizó en base a la cubicación de los posibles caserones de explotación. Según la geometría de los cuerpos y para una ley de corte de 1,2% CuT, se diseñaron y cubicaron 6 grandes caserones.

El detalle de esta cubicación se presenta en la tabla siguiente:

Caserón	Tonelaje (ton)	Ley Media (% CuT)
CI – 1	611.469	3,15
CI – 2	1.071.630	1,36
SCI – 1	552.960	1,95
VSI – 1	276.264	1,75
VSI – 2	949.904	1,69
VSI – 3	1.368.752	2,08
Sub-total	4.830.979	1,95
PVSI 2/ 3 *	335.610	1,95
Total	5.166.589	1,95

(*) Se considera factible la explotación del pilar entre caserones VSI 2 y VSI 3 (PVSI 2/3)

En la Fig. 4.1. se muestra la ubicación de los caserones diseñados, agrupados según la cota de sus techos y bases.

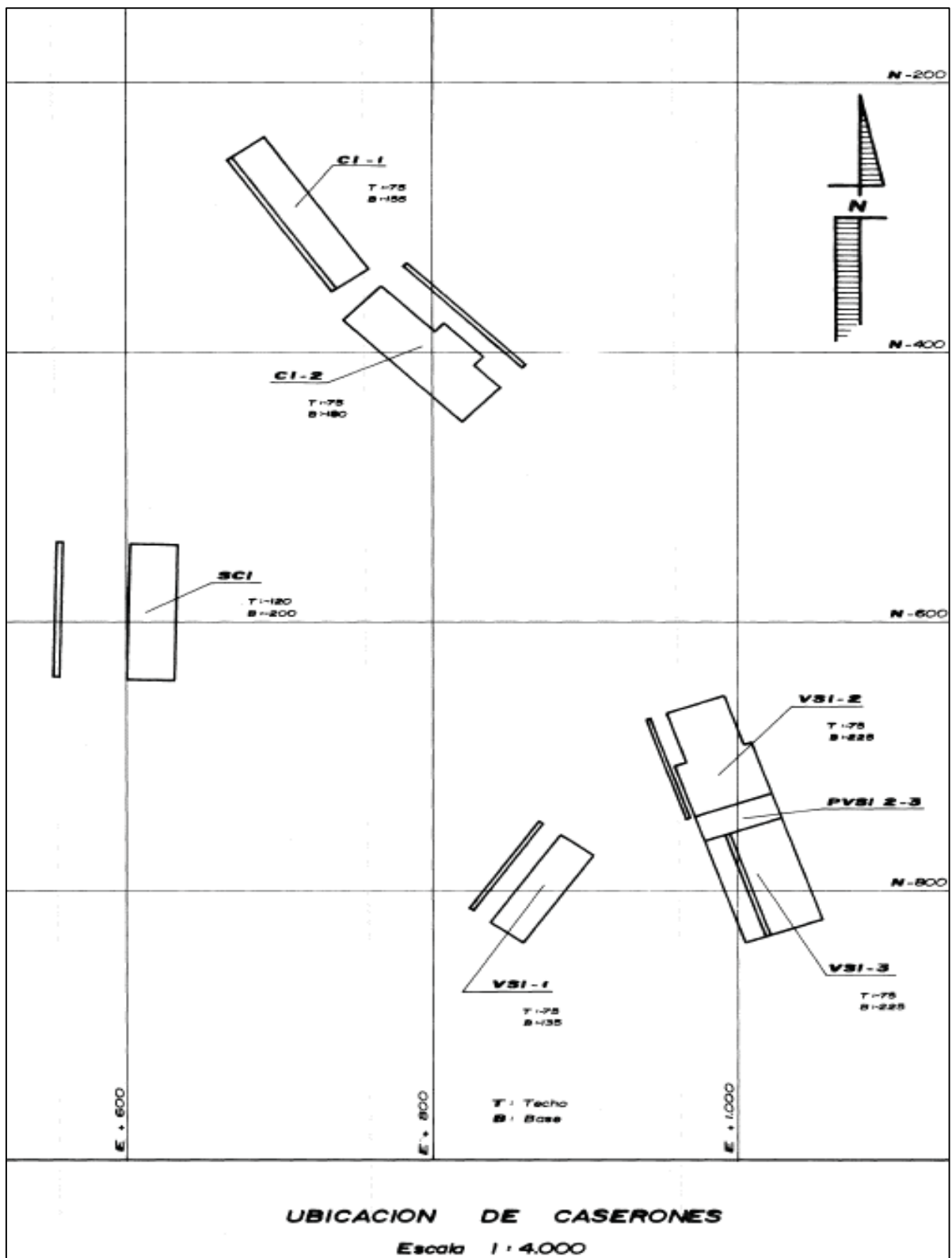


FIG. 4.1

CAPITULO V

5. DISEÑO INFAESTRUCTURA DE TRANSPORTE

5.1 Alternativas Propuestas.

Considerando que el transporte a planta del mineral proveniente de la explotación de estas reservas se hará mediante camiones de 42 ton de capacidad, es que para ello se estudian las siguientes alternativas:

Alternativa 1: Construir un túnel en una cota tal que se ubique por debajo del caserón más profundo.

Alternativa 2: Construir un chiflón desde el nivel -100, con una pendiente máxima de 7%, que conecte las bases de todos los caserones por explotar.

En ambas alternativas se incluye, además de la construcción del túnel o chiflón, la construcción de rotondas para carguío, piques para traspaso de mineral, chimeneas para ventilación de rotondas y puntos de cruce para camiones.

5.1.1 Sección de Excavación.

La sección de excavación para la construcción de cualquiera de las dos alternativas propuestas, queda definida por las dimensiones del equipo de transporte que circulará por ella, y la capacidad del equipo perforador para perforar en una sola posición.

El presente estudio contempla la utilización, para el transporte de mineral, de camiones idénticos a los actualmente en uso en faena, los cuales tienen las siguientes dimensiones:

Alto : 3,5 m

Ancho: 2,5 m

Para perforar la frente se utilizará un equipo perforador Atlas Copco, modelo BOOMER H-115, electrohidráulico, de dos brazos, el cual es capaz de perforar una sección de 6 m de ancho por 4,5 m de alto desde una sola posición.

Conciliando ambos factores se elige una sección de excavación de 5,5 m de ancho por 4,5 m de alto. La elección de estas dimensiones está avalada, además, por el conocimiento práctico de la situación, pues el actual Nivel de Transporte posee una sección similar, la que permite una correcta operación del sistema de transporte de mineral.

5.1.2 Criterios de Selección.

La conveniencia de elegir una de las alternativas propuestas será analizada desde un punto de vista económico, considerando el monto de la inversión y el costo de operación del sistema de transporte.

Para comparar ambas alternativas se considera, además, el costo que representa la construcción de las labores de acceso a los caserones. Por estas se entiende: acceso al Nivel de Perforación o techos del caserón, acceso a sub-nivel de perforación cuando el caserón es muy extenso en profundidad, y acceso al nivel de scoop o base del caserón.

La inclusión de este aspecto en la comparación de las alternativas se debe a que la longitud total de estas labores de acceso no es igual para ambas alternativas, siendo esta longitud menos para el caso de la alternativa 2. Lo anterior es debido principalmente a que la longitud del acceso a la base de un caserón depende de la distancia de separación entre éste y el Nivel de Transporte. La alternativa 2 es favorable debido a que el chiflón puede diseñarse de tal forma que esta distancia de separación sea la óptima requerida.

Los costos utilizados en este estudio han sido estimados en base a los costos de construcción que se tienen en faena y ajustados a las características propias de construcción de una infraestructura de transporte.

5.2 Análisis de Alternativas.

5.2.1 Alternativa 1: Construcción de Túnel.

5.2.1.1 Diseño de Infraestructura.

En la Fig. 4.1 se muestra la ubicación de los caserones diseñados para este proyecto, agrupados según la cota de sus techos y bases.

Para la explotación de estos caserones se diseñó un conjunto de galerías, rotondas de carguío y piques de traspaso de mineral, lo cual se muestra en el plano JE-01.

El túnel se ubicó en cota de acuerdo a la siguiente premisa:

El Nivel de Transporte debe ubicarse por debajo del nivel base o nivel de producción de los caserones, a una distancia tal que permita asegurar una capacidad de stock de mineral en los piques de traspaso, suficiente para permitir una operación continua y expedita del equipo L.H.D. en el nivel de producción, independiente en grado importante del sistema de transporte principal.

De acuerdo a lo anterior el túnel se ubicó 25 m por debajo de la base del caserón más profundo, Este valor corresponde a la distancia mínima según la cual se diseñan los caserones en la explotación actual pues permite construir tolvas para acopiar hasta 4.000 ton de mineral.

Para favorecer el escurrimiento de las aguas hacia superficie, el túnel se ha diseñado con una pendiente promedio de 1% ascendente hacia el interior.

Las rotondas se ubicaron de tal modo que el pique de traspaso de mineral quede situado a una distancia razonable de la base de los caserones que vaciarán a él, de manera de obtener una productividad L.H.D. que asegure la producción requerida.

Resumiendo, la ubicación en cota del túnel y rotondas es:

Sector	Cota (m.s.n.m.)
Portal del Túnel	560
Rotonda SCI	575
Rotonda CI	577
Rotonda VSI	580

Los piques para traspaso de mineral tienen la siguiente ubicación:

Pique	Coordenadas	
	N	E
SCI	- 530	+ 565
CI	- 345	+ 770
VSI	- 775	+ 955

5.2.1.2 Desarrollos Requeridos.

La infraestructura diseñada requiere la construcción de las labores siguientes:

a) Túnel de acceso.

Longitud Portal-rotonda	VSI	:	1.940 m
Acceso a rotonda	CI	:	150 m
Total		:	2.090 m

b) Rotonda.

Cada rotonda tiene una longitud de 200 m y las estocadas de carguío 45 m.

Rotonda	VSI	:	245 m
Rotonda	CI	:	245 m
Rotonda	SCI	:	200 m
Total		:	690 m

c) Piques de Traspaso.

Se construyen desde la base del caserón hasta el Nivel de Transporte.

Pique	SCI	:	50,5 m
Pique	CI	:	58,5 m
Pique	VSI	:	20,5 m
Total		:	129,5 m

d) Chimeneas para ventilación.

En cada rotonda se construye una chimenea para ventilación, de igual longitud que el pique de traspaso.

Total	:	129,5 m
-------	---	---------

e) Cruzamientos para camiones.

Se estima la construcción de un punto de cruce cada 300 m. La longitud de cada cruce es de 30 m y se desquincha en una sección de 5,5 x 4,5 m². Según diseño se requieren 6 cruzamientos.

Total	:	180 m
-------	---	-------

En forma resumida, la cantidad de labores a desarrollar según la infraestructura diseñada es:

Labor	Sección (m ²)	Longitud Total (m)
Túnel acceso	5,5 x 4,5	2.090
Rotonda	5,5 x 4,5	690
Piques traspaso	Variable	129,5
Chimeneas Ventilación	3 x 3	129,5
Cruzamientos	5,5 x 4,5	180

5.2.1.3 Distancia de Transporte.

El circuito de transporte se compone de una parte subterránea y otra en superficie. La parte subterránea se desarrolla a través de un túnel y tiene una longitud variable dependiendo de la rotonda. Desde el portal del túnel hasta el punto de descarga en la planta, el trayecto por superficie tiene una longitud de 2.340 m con una pendiente promedio de 7%.

El detalle se muestra en la tabla siguiente:

Desde	Tramo Subterráneo (m)	Distancia Total (m)
Rotonda SCI	1.480	3.820
Rotonda CI	1.700	4.040
Rotonda VSI	1.940	4.280

5.2.1.4 Acceso a Caserones.

En los planos JE-02 y JE-03 se muestran las labores diseñadas para el acceso a los caserones.

El plano JE-02 que corresponde al Nivel-75, muestra el acceso a los techos de los caserones ubicados en el mismo nivel.

El plano JE-03 muestra el acceso a las bases y subniveles de perforación de los caserones desde la infraestructura diseñada. A través de estas labores se comunica el túnel proyectado con el Nivel-100.

La sección de estas labores es de 4,5 x 3,5 m² y se construyen con una pendiente máxima de 15%.

El detalle de las labores diseñadas se muestra en el cuadro 5.1.

En resumen, la longitud de labores de acceso que se requiere construir es:

Galerías	:	1.775 m
Rampas	:	1.035 m
Chiflones	:	240 m
Longitud Total	:	3.050 m

CUADRO 5.1.

Secuencia de salida	Caserón	Acceso		Longitud (m)	Observación
		Desde Nivel	Hasta Nivel		
1	SCI	- 100	- 120	135	Chiflón (-15%)
		- 120	- 120	60	
		- 255	- 200	375	Rampa (+ 15%)
		- 200	- 200	95	
2	CI -2	- 75	- 75	85	
		- 200	- 190	70	Rampa (+ 15%)
		- 190	- 190	80	
		- 190	- 160	210	Rampa (+15%)
		- 160	- 155	35	Rampa (+15%)
		- 155	- 155	30	
3	CI -1	- 120	- 135	105	Chiflón (-15%)
		- 135	- 135	135	
		- 190	- 190	70	
4	VSI -2	- 75	- 75	350	
		- 160	- 150	70	Rampa (+15%)
		- 150	- 150	430	
		- 250	- 225	170	Rampa (+15%)
5	VSI -3*				
6	VSI -1	- 75	- 75	40	
		- 150	- 135	105	Rampa (+15%)
		- 135	- 135	205	
		- 135	- 135	195	
	Conexión				

(*) Accesos desde VSI-2

5.2.1.5 Inversiones Estimadas.

5.2.1.5.1 Costo de Alternativa 1.

a.- Costo de construcción del túnel.

Para estimar el costo de construcción del túnel, se tomó como referencia el costo de construcción de galerías de sección similar, el cual fue ajustado a las características propias de construcción de un túnel de transporte. El valor estimado es 700 US\$/m.

Costo túnel : (2.090 x 700): US\$ 1.463.000

b.- Costo de construcción de rotondas.

Se construyen de igual sección que el túnel por lo que se asume un costo de construcción similar.

Costo rotonda : (690 x 700) : US\$ 483.000

c.- Costo de construcción de piques de traspaso.

Se construye en primer lugar una chimenea V.C.R. de 3,0 m de diámetro y luego se desquincha. El costo de construcción de un pique de 30 m² (5 x 6) se estima en 350 US\$/m.

Costo piques : (129,5 x 350): US\$ 45.325

d.- Costo de construcción de Chimeneas de Ventilación.

El valor de construcción de una chimenea de 3 x 3 m² es 260 US\$/m.

Costo Chimeneas : (129,5 X 260) : US\$ 33.670

e.- Costo de construcción de cruzamientos.

El costo de desquinchar una labor de 5,5 x 4,5 m² se estima en 340 US\$/m.

Costo cruzamiento : (180 x 340) : US\$ 61.200

En forma resumida, las inversiones en esta alternativa son:

Construcción de túnel	:	1.463.000	US\$
Construcción de rotondas	:	483.000	US\$
Construcción de piques	:	45.325	US\$
Construcción de chimeneas	:	33.670	US\$
Construcción de cruzamientos	:	61.200	US\$
Costo Total	:	2.086.195	US\$

5.2.1.5.2 Costo construcción accesos.

Las labores de acceso a casarones, que se construyen con una sección estándar de 4,5 x 3,5 m², tienen un costo de construcción como se indica a continuación:

Galerías	:	350	US\$/m
Rampa	:	350	US\$/m
Chiflones	:	380	US\$/m

El costo de construir la totalidad de estas labores es:

Galerías	:	(1.775 x 340):	603.500	US\$
Rampas	:	(1.035 x 340):	351.900	US\$
Chiflones	:	(240 x 380):	91.200	US\$
Costo Total	:		1.046.600	US\$

5.2.1.6 Costo de Operación Sistema de Transporte.

Para comparar ambas alternativas se estimó el costo de significa transportar el mineral desde la salida de la rotonda VSI hasta el punto de descarga en la planta.

Los tiempos de viaje se han determinado en base a cronometrajes realizados en el actual sistema de transporte y para esta alternativa son:

	Con carga	Vacío
Viaje por túnel	4,6	4,3
Viaje por superficie	12,3	6,6
	16,9	10,9

Por lo tanto, el tiempo efectivo de utilización de un camión por concepto de viaje es 27,8 min.

Bajo estas condiciones, el rendimiento efectivo de un camión es:

$$\eta_e = \frac{42 \times 60}{27,8} = 90,7 \text{ ton/h efectivas}$$

Considerando que el costo horario del camión a utilizar se estimó en 39,52 US\$/h efectivas (Anexo I) entonces el costo de transportar a planta una tonelada de mineral según esta infraestructura resulta:

$$\text{Costo de Transporte} : \frac{39,52}{90,7} = 0,436 \text{ US\$/ton}$$

5.2.2 Alternativa 2: Construcción de Chiflón.

5.2.2.1 Diseño de Infraestructura.

En el plano JE-04 se muestra el diseño del chiflón con las correspondientes rotondas de carguío y piques de traspaso de mineral. Para la ubicación de estas labores se han usado los mismos criterios considerados para el diseño de la alternativa 1.

El chiflón se ha diseñado con una pendiente de 7%, la cual permitiría a los camiones transportar su capacidad nominal. Las rotondas se diseñaron sin pendiente.

Al igual que la alternativa 1, la infraestructura diseñada considera la construcción de 3 rotondas de carguío. La ubicación en cota de estas rotondas se detalla en el cuadro siguiente:

Rotonda	Cota (m s.n.m.)
CI	605
SCI	615
VSI	580

Los piques tienen la siguiente ubicación:

Pique	Coordenadas	
	N	E
SCI	- 535	+ 580
CI	- 330	+ 770
VSI	- 770	+ 945

5.2.2.2 Desarrollos Requeridos.

La infraestructura diseñada requiere la construcción de las siguientes labores:

a) Chiflón.

Hasta rotonda VSI : 2.250 m

Acceso rotonda CI	:	70 m
Acceso rotonda SCI	:	50 m
Total	:	2.370 m

b) Rotondas.

Se construyen 3 rotondas, cada una de 245 m de longitud total incluyendo la estocada de carguío.

Longitud Total	:	735 m
----------------	---	-------

c) Piques de Traspaso.

Pique SCI	:	20,5 m
Pique CI	:	20,5 m
Pique VSI	:	20,5 m
Total	:	61,5 m

d) Chimeneas de Ventilación.

Al igual que en la alternativa 1, se construye una chimenea por rotonda.

Total	:	61,5 m
-------	---	--------

e) Cruzamientos para camiones.

Se construyen cada 300 m, con lo cual se requieren 8 cruzamientos de 30 m cada uno.

Longitud Total	:	240 m
----------------	---	-------

Resumiendo, la cantidad de labores requeridas es:

Labor	Sección (m ²)	Longitud (m)
Chiflón	5,5 x 4,5	2.370
Rotondas	5,5 x 4,5	735
Piques Traspaso	Variable	61,5
Chimenea Ventilación	3,0 x 3,0	61,5
Cruzamientos	5,5 x 4,5	240

5.2.2.3 Distancia de Transporte.

Según este diseño, la parte subterránea del circuito se compone de un tramo por chiflón, y un recorrido de 400 m por túnel (Nivel -100). El recorrido a través del chiflón es variable y depende de la rotonda que se considere.

Desde el portal del túnel -100 hasta el punto de descarga en la planta, el trayecto por superficie tiene una longitud de 3.740 m con una pendiente promedio de 8,5%.

La distancia de transporte desde las distintas rotondas hasta el punto de descarga en la planta se presenta en la tabla siguiente:

Desde	Recorridos Subterráneos		Distancia Total (m)
	Por Chiflón (m)	Total (m)	
Rotonda SCI	1.870	2.270	6.010
Rotonda CI	1.740	2.140	5.880
Rotonda VSI	2.250	2.650	6.390

5.2.2.4 Acceso a Caserones.

Las labores de acceso diseñadas según esta infraestructura se muestran en el plano JE-05. Para el acceso al nivel de perforación de los caserones que tienen techo en el Nivel-75 se conserva el diseño realizado para la alternativa 1, lo cual se muestra en el plano JE-02.

El detalle de estos accesos se muestra en el cuadro 5.2.

En resumen, las labores a construir según esta infraestructura son:

Galerías	:	1.220 m
Rampas	:	330 m
Chiflones	:	135 m
Longitud Total	:	1.685 m

CUADRO 5.2

Secuencia de salida	Caserón	Accesos		Longitud (m)	Observación
		Desde Nivel	Hasta Nivel		
1	CI -1	- 75	- 75	85	Chiflón (-15%)
		- 135	- 155	135	
		- 155	- 155	35	
2	CI -2	- 135	- 135	150	
		- 190	- 190	160	
3	SCI	- 120	- 120	50	Rampa (+15%)
		- 225	- 200	170	
4	VSI - 3	- 75	- 75	340	Rampa (+15%)
		- 150	- 150	170	
		- 247	- 225	160	
5	VSI – 2 *				
6	VS1 - 1	- 75	- 75	50	
		- 135	- 135	180	

(*) Acceso desde VSI – 3

5.2.2.5 Inversiones Estimadas.

5.2.2.5.1 Costo de Alternativa 2.

Costo de Construcción del chiflón.

Para estimar el valor de construcción del chiflón se tomó como base el valor de construcción del túnel. Este valor fue modificado considerando los siguientes factores:

Existe un costo adicional por desagüe, pues se requiere la utilización de bombas que envían el líquido a estocadas de desagüe, construidas cada 200 m aproximadamente.

El transporte de marinas, realizado mediante camiones, tiene un costo mayor, pues existe aumento de consumo de combustible ya que éstos subirían cargados.

La velocidad de avance en la construcción de un chiflón es menor que en la construcción de un túnel, lo que se traduce en un mayor costo por mano de obra, arriendos, etc., aumentando el costo total.

De acuerdo a lo anterior, el costo de construcción del chiflón se estimó en 800 US\$/m.

El costo de construcción de piques de traspaso, chimeneas de ventilación y cruzamientos se consideró igual al estimado en alternativa 1.

Las inversiones requeridas según esta infraestructura son:

Construcción chiflón	(2.370 x 800):	1.896.000 US\$
Construcción rotondas	(735 x 800) :	588.000 US\$
Construcción piques	(61,5 x 340) :	20.910 US\$
Construcción chimeneas	(61,5 x 260) :	15.990 US\$
Construcción cruces	(240 x 340) :	81.600 US\$
Total	:	2.602.500 US\$

5.2.2.5.2 Costo Construcción Accesos.

Se consideran los mismos valores utilizados en la alternativa 1.

El costo Total de construcción es:

Galerías	(1.220 x 340):	414.800 US\$
Rampas	(330 x 340):	112.200 US\$
Chiflones	(135 x 380):	51.300 US\$
Total	:	578.300 US\$

5.2.2.6 Costo de Operación Sistema de Transporte.

Para determinar el tiempo de viaje de un camión se ha supuesto que por el chiflón éstos se moverán a 8 Km/h subiendo con carga y a 15 Km/h bajando vacíos.

Bajo estas condiciones se ha determinado los siguientes tiempos de viaje:

	Con Carga	Vacío
Tiempo Viaje por chiflón (min)	16,9	9,0
Tiempo Viaje por túnel -100 (min)	0,9	0,9
Tiempo Viaje por superficie (min)	20,5	10,6
Tiempo de Total Viaje (min)	38,3	20,5

Entonces, el tiempo total de viaje de un camión (ida y retorno) resulta igual a 58,8 min, por lo tanto, el rendimiento efectivo de un camión para esta infraestructura es:

$$\eta_e = \frac{42 \times 60}{58,8} = 42,9 \text{ ton/h efectivas.}$$

Considerando que según esta alternativa los camiones deberán subir cargados por un chiflón, se espera que tengan un mayor consumo de combustible, el cual se estima en un 30% adicional. Debido a esto, el costo horario del camión resulta igual a 41,35 US\$/h efectivas. (No se ha considerado el mayor desgaste del equipo).

Por lo tanto, el costo efectivo de transportar a planta una tonelada de mineral según esta alternativa es:

$$\text{Costo de Transporte} = \frac{41,35}{42,90} = 0,96 \text{ US\$/ton}$$

5.3 Elección de Alternativa.

5.3.1 Resumen.

El análisis efectuado entrega los siguientes valores:

	Alternativa 1	Alternativa 2
Inversión (US\$)	2.086.195	2.602.500
Costo Construcción de Accesos (US\$)	1.046.600	578.300
Distancia media de transporte a Planta (m)	4.047	6.094
Costo de Operación (*) (US\$/ton)	0,436	0,96

(*) Corresponde al costo efectivo sólo por concepto de camiones.

5.3.2 Análisis de Resultados.

Sobre la Inversión.

Desde el punto de vista de la inversión, la alternativa 1, Construcción de Túnel, es la más conveniente, pues requiere de una inversión menor, permitiendo una economía de US\$ 516.305 con respecto a la construcción de la alternativa 2. Las principales razones que explican esta diferencia son:

- El costo unitario de construcción de un túnel es menor que el costo de construcción de un chiflón.

- El Total de labores que es necesario desarrollar según la alternativa 1, construcción túnel y rotondas, es menor que la requerida según la alternativa 2, considerando chiflón y rotondas.

Sobre el Costo de Construcción de Accesos.

La longitud de las labores de acceso a caserones, principalmente el acceso al nivel de producción o nivel scoop, depende de la ubicación del Nivel de Transporte. Debido a esto, la alternativa 2 requiere construir una menor longitud de labores de acceso a caserones con respecto a la alternativa 1, lo que representa una economía de US\$ 468.300 en el costo de construcción de la totalidad de estas labores.

Sobre la Operación.

La alternativa 1 es favorable debido al menor recorrido de los camiones, que significa una disminución de 2.047 m en la distancia media de transporte. Se suma a esto el hecho que evita la subida de los camiones cargados por el chiflón, eliminando, además, gran parte del camino por el exterior en que los camiones deben bajar cargados en un tramo que tiene pendiente de hasta 12% y obligar a una baja velocidad de circulación.

Lo anterior se traduce en un menor costo efectivo de operación del sistema de transporte para la alternativa 1, equivalente a 0,524 US\$/ton.

Asumiendo que esta diferencia entre los costos efectivos de transporte representa el orden de magnitud de la diferencia que existirá entre los costos totales de operación del sistema de transporte (incluyendo la operación de carguío), se infiere entonces que, para el total de reservas a recuperar ($5,17 \times 10^6$ ton), la alternativa 1 permitiría un menor gasto total por concepto de transporte de mineral a planta equivalente a $2,7 \times 10^6$ US\$.

5.3.3 Conclusiones.

La alternativa 1, Construcción de Túnel, es la más conveniente pues requiere de una inversión menor y además permite tener un menor costo de operación del sistema de transporte.

A pesar que la alternativa 2, Construcción de Chiflón, permite una economía de US\$ 468.300 en el costo total de construcción de labores de acceso a caserones, esta cantidad no compensa la mayor inversión requerida por construcción del chiflón.

En consecuencia, de las infraestructuras alternativas estudiadas para la extracción a superficie del mineral proveniente de la explotación de las Reservas Profundas, se recomienda la construcción de un túnel, cuyo portal estaría ubicado en la cota 560 m.s.n.m. (Nivel -270), en el sector El Peral.

En el capítulo 7, se calcula en forma detallada el costo de construcción de esta infraestructura.

CAPITULO VI

6. ANALISIS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

6.1 Cálculo del Ciclo de Transporte.

Para analizar el ciclo de transporte de mineral según la infraestructura diseñada, se tomaron como base algunos cronometrajes realizados en el sistema actual.

6.1.1 Circuito Actual de Camiones con Mineral.

El circuito actual de camiones se compone de una parte subterránea y otra en superficie. La parte subterránea se desarrolla a través de un túnel de 5,5 x 4,5 m² de sección. Desde el portal y hasta 700 m al interior, el túnel está pavimentado y el resto, hasta la rotonda Arauco, tiene una pista de grava en una longitud de 530 m. El trayecto por superficie tiene una longitud de 3.750 m con pendiente variable.

En el cuadro 6.1., se detalla el circuito actual de camiones con mineral. El perfil del circuito, considerando la rotonda Arauco, (R.A.), se muestra en la Fig. 6.1.

Los cronometrajes realizados permitieron medir las velocidades en los diferentes tramos. Estas son variables y tienen un rango que va de los 8,6 (Km/h), en los sectores de fuerte pendiente y bajando con carga, hasta 32,0 (Km/h), en camino horizontal y sin carga. El detalle de estas mediciones se muestra en el cuadro 6.2.

CUADRO 6.1.

Tramo de	a	Distancia (Km)	Pendiente (%)	Observación
Ruta Interior				
R.A.	I	0,53	- 0,31	Zona de grava Zona de pavimento
I	P	0,70	- 0,37	
Total		1,23		
Ruta Exterior				
P	1	0,20	+ 0,3	Salida del portal
1	2	1,35	- 13,0	Camión cargado baja
2	3	1,45	- 8,5	Camión cargado baja
3	4	0,40	- 1,3	Camión cargado baja
4	5	0,35	+ 4,7	Camión cargado sube
Total		3,75		

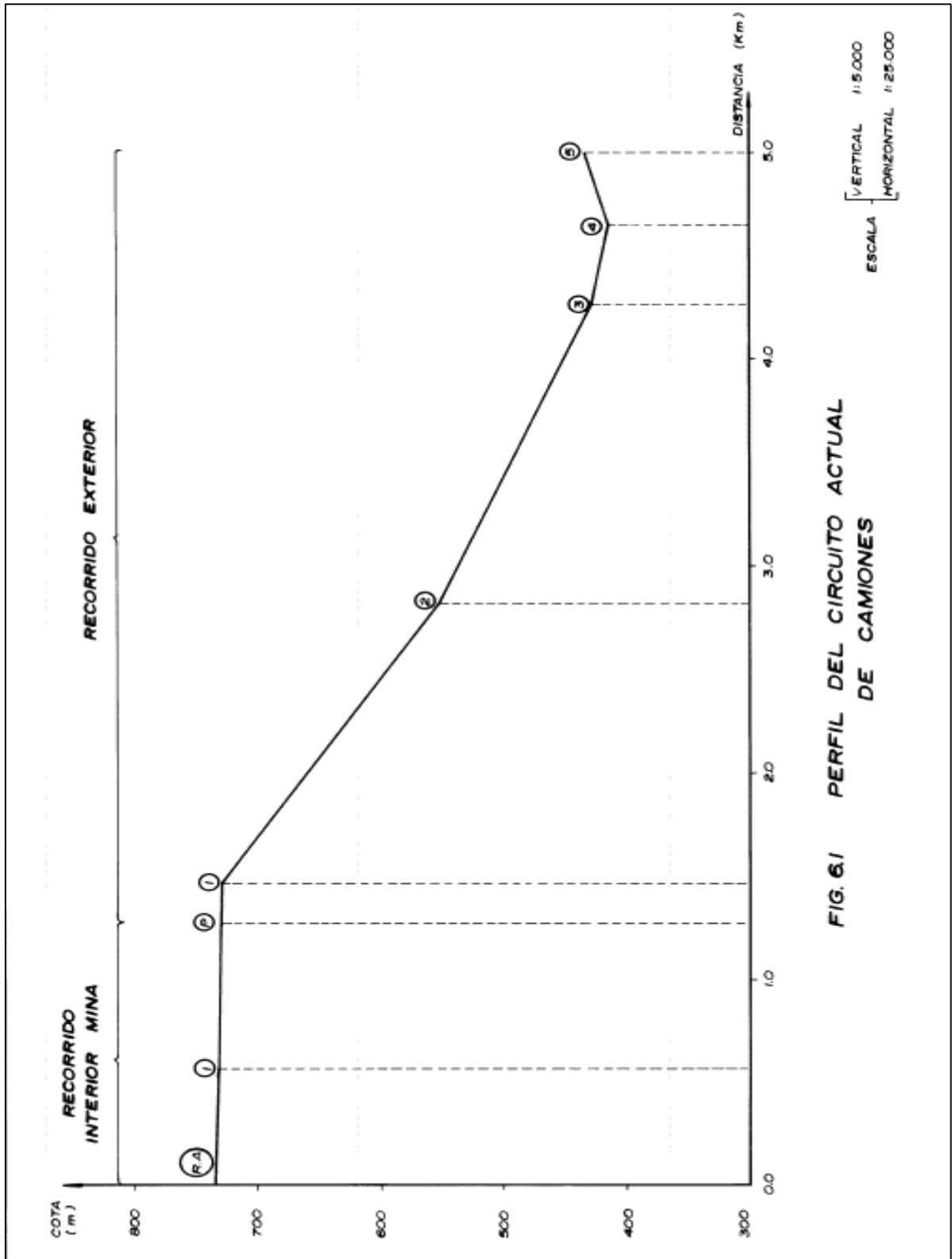


FIG. 6.1 PERFIL DEL CIRCUITO ACTUAL DE CAMIONES

FIG. 6.1

CUADRO 6.2.

Tramo	Velocidad (Km/h)	
	Cargado	Vacío
Ruta Interior		
Rotonda	4,4	5,0
R.A. I	25,6	27,3
I P	27,4	28,0
Ruta Exterior		
P 1	10,2	13,5
1 2	8,6	17,2
2 3	11,0	25,6
3 4	30,0	32,0
4 5	18,5	26,3

Referente a las operaciones de carguío y descarga se cronometraron los siguientes tiempos:

- Ubicación en rotonda : 0,33 min
- Maniobras para carguío : 0,33 min
- Ciclo del cargador : 0,70 min/baldada
- Carguío (8 baldadas) : 5,6 min
- Salida de rotonda : 0,95 min
- Maniobras para descarga : 1,33 min
- Descarga : 1,80 min

6.1.2 Circuito Projectado de Camiones con Mineral.

El perfil del circuito projectado se muestra en la Fig. 6.2. En él se ha considerado el caso de la rotonda Valdivia Sur Inferior, que es la rotonda projectada más distante del portal. Para el resto de las rotondas, cambia la longitud del tramo interior mina, manteniéndose invariable el tramo en superficie.

El circuito projectado tiene en común con el circuito actual el tramo final de 2,4 Km de longitud. Además, el tramo interior mina tendrá características similares al actual. Si consideramos además que el tipo de camiones que se proyecta utilizar es similar a los actualmente en uso, resulta entonces totalmente lícito utilizar las mediciones hechas en el circuito actual para calcular el circuito projectado.

En el cuadro 6.3. se esquematiza el circuito proyectado de camiones, considerando el caso de la rotonda Valdivia Sur Inferior.

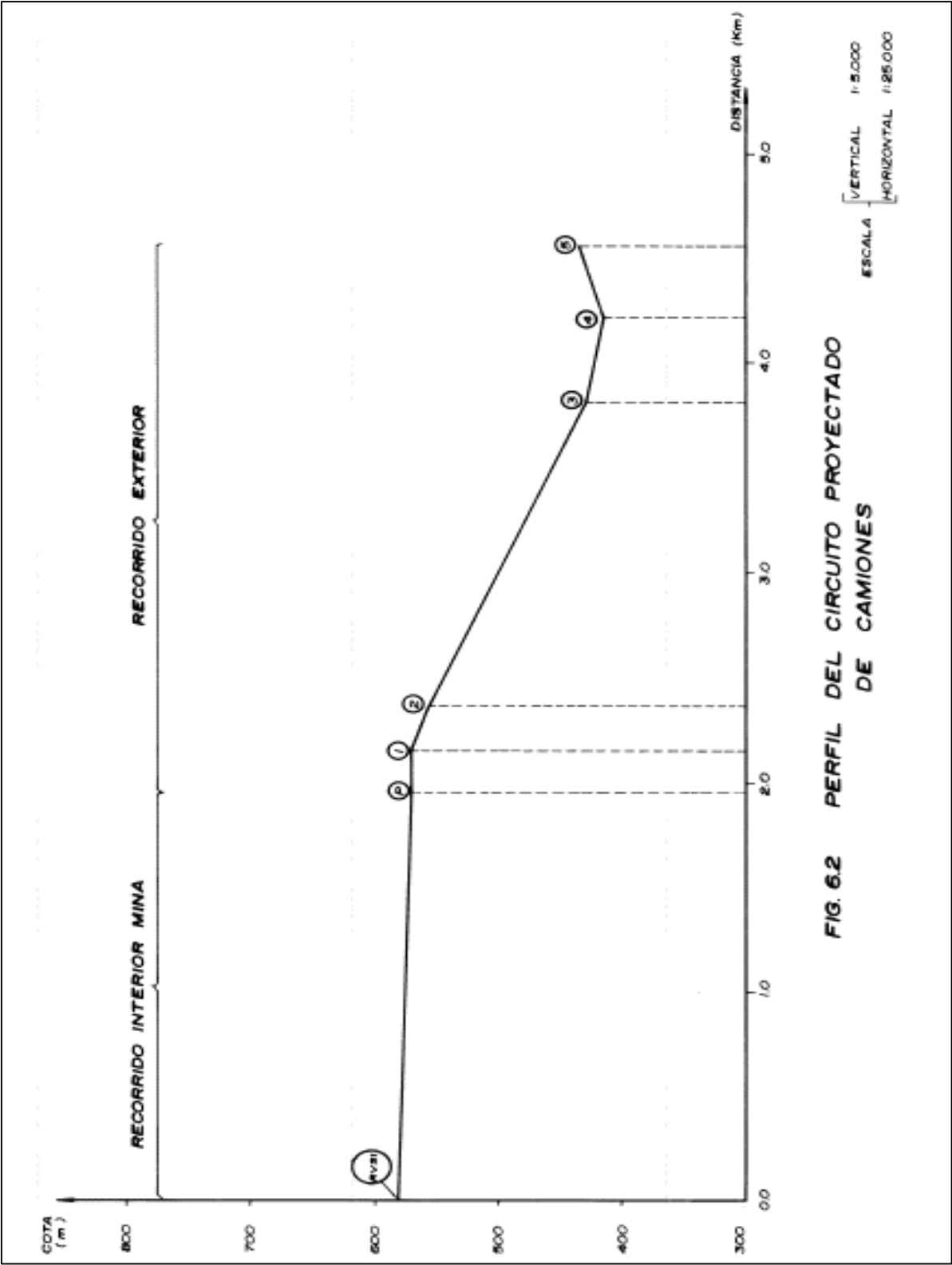


FIG. 6.2 PERFIL DEL CIRCUITO PROYECTADO DE CAMIONES

FIG. 6.2

CUADRO 6.3.

Tramo de a	Distancia (Km)	Pendiente (%)	Observación
Ruta Interior R. VSI P	1,95	- 1,0	Zona de grava
Ruta Exterior P 1	0,20	± 0	Salida del portal
1 2	0,20	-13,0	Camión cargado baja
2 3	1,45	- 8,5	Camión cargado baja
3 4	0,40	- 1,3	Camión cargado baja
4 5	0,35	- 4,7	Camión cargado sube
Total	2,60		

6.1.3 Ciclo de Camiones con Mineral.

6.1.3.1 Tiempo de Viaje.

Teniendo como antecedentes el ciclo actual de camiones, se estimó el tiempo de viaje para un camión de 42 ton.

En el cuadro 6.4. se muestra las velocidades y los tiempos de viaje esperados para los distintos tramos del circuito.

CUADRO 6.4

Tramo de a	Velocidad (Km/h)		Tiempo (min)	
	Cargado	Vacío	Cargado	Vacío
Ruta Interior RVS P	25,6	27,3	4,6	4,3
Ruta exterior P 1	11,0	14,0	1,1	0,9
1 2	8,6	17,2	1,4	0,7
2 3	11,0	25,6	7,9	3,4
3 4	30,0	32,0	0,8	0,8
4 5	18,5	26,3	1,1	0,8

En forma resumida, se tiene los siguientes tiempos de viaje:

- Recorrido en superficie:

Viaje Portal – Planta	:	12,3 min
Viaje Planta – Portal	:	6,6 min

- Recorrido subterráneo:

Rotonda VSI – Portal	:	4,6 min
Portal – Rotonda VSI	:	4,3 min

Para el resto de las rotondas proyectadas se esperan los siguientes tiempos de viaje por interior mina:

- Rotonda CI – Portal	:	3,8 min
- Portal – Rotonda CI	:	3,6 min
- Rotonda SCI – Portal	:	3,6 min
- Portal – Rotonda SCI	:	3,3 min

6.1.3.2 Tiempo de Carguío.

Este tiempo dependerá del tipo de cargador utilizando. Por lo tanto, es imprescindible determinar cuál es la mínima capacidad del cargador que es necesario disponer.

El ritmo de producción considera una alimentación a planta de 5.500 T.P.D. lo que significa una producción mina de 6.600 ton/día.

Ritmo de producción	:	6.600 (ton secas/día)
% de humedad	:	2,4%
Rendimiento necesario	:	6.758 (ton húmedas/día)
Peso específico esponjado	:	1,6 (ton/m ³)

Pérdidas operacionales por turno estimadas en el sistema de carguío:

- Cambio de turno	:	20 min
- Colación	:	50 min
- Revisión máquina	:	5 min
- Abastecimiento	:	10 min
- Traslados	:	5 min
Sub-Total		90 min
- Otras pérdidas (10%)	:	9 min
- Interrupción del ciclo	:	20 min
Total Perdidas	:	119 min

Tiempo efectivo del cargador	:	$8 \times 60 - 119 = 361$ (min/turno)
	:	6,02 (h/turno)
	:	18,06 (h/día)
Ciclo del cargador	:	0,70 (min/baldada)
Ciclo/hora efectiva	:	$60/0,70$ (ciclo/h efect.)
Rendimiento requerido	:	$6758/18,06 = 374$ (ton/h.efect.)
Carga/ciclo	:	$374/86 = 4,35$ (ton/ciclo)
Volumen/ciclo	:	$4,35/1,6 = 2,72$ (m ³ /ciclo)
Factor de llenado	:	90%
Volumen del balde	:	3,0 (m ³) = 3,9 (yd ³)
Necesidad mínima	:	4,0 (yd ³)

Luego, el tiempo de carguío de un camión de 42 toneladas con un cargador de 4,0 yd³ será:

Nº de baldadas	:	$42/4,4 = 9,6 = 10$
Tiempo carguío	:	$10 \times 0,70 = 7,0$ (min)

El sistema actual utiliza un cargador de 5 yd³ de capacidad, el cual carga un camión con 8 baldadas en 5,6 min.

6.1.3.3 Resto de Tiempo.

Los otros tiempos que componen el ciclo se consideran idénticos a los cronometrados en el sistema actual. Estos son:

- Ubicación en rotondas	:	0,33 min
- Maniobras para carguío	:	0,33 min
- Salida de rotonda	:	0,95 min
- Maniobras para descarga	:	1,33 min
- Descarga	:	1,80 min

La duración total del ciclo es variable dependiendo de la rotonda que se considere, sin embargo existe un tiempo básico que es común para todas. Este tiempo básico considera todos los tiempos del ciclo excepto el tiempo de viaje por interior mina.

El tiempo básico del ciclo, considerando cargador de 4,0 y 5,0 (yd³) es (en minutos):

	4,0 yd³	5,0 yd³
Ubicación en rotonda	0,33	0,33
Ubicación para carguío	0,33	0,33
Salida de rotonda	0,96	0,96
Maniobras de descarga	1,33	1,33
Descarga	1,8	1,8
Sub-Total	4,75	4,75
Carguío	7	5,6
Sub-Total	11,7	10,35
Viaje Portal-Planta	12,3	12,3
Viaje Planta-Portal	6,6	6,6
Tiempo Básico	30,65 (min)	29,25 (min)

La duración total del ciclo, para las distintas rotondas es:

Rotonda	Tiempo total del ciclo (min)	
	4,0 (yd ³)	5,0 (yd ³)
Valdivia Sur Infer.	39,6	38,2
California Inferior	38,1	36,7
Santa Clara Infer.	37,6	36,2

6.1.4 Ciclo de Camiones con Estéril.

El botadero de estéril, ubicado en la quebrada El Carmen, tiene acceso desde el túnel proyectado a través de un camino ripiado de 970 m de longitud con una pendiente promedio de 7% en ascenso hacia el botadero.

Para el trayecto en superficie las velocidades medias supuestas son de 15 (Km/h) subiendo cargado y 20 (Km/h) en bajada y sin carga.

El resto de los tiempos que componen el ciclo se han obtenido en base a los cronometrajes hechos en el sistema actual.

El tiempo básico del ciclo, considerando cargador de 4 y 5 yd³ es:

	4 yd³	5 yd³
Ubicación en rotonda	0,33	0,33
Ubicación para carguío	0,33	0,33
Salida de rotonda	0,96	0,96
Maniobras de descarga	0,5	0,5
Descarga	1,8	1,8
Sub-Total	3,92	3,92
Carguío	7	5,6
Sub-Total	10,92	9,52
Viaje Portal-Planta	3,88	3,88
Viaje Planta-Portal	2,9	2,9
Tiempo Básico	17,70 (min)	16,30 (min)

Para las distintas rotondas, la duración total del ciclo es:

Rotonda	Tiempo total del ciclo (min)	
	4 (yd ³)	5 (yd ³)
Valdivia Sur Inf.	26,6	25,2
California Inf.	25,1	23,7
Santa Clara Inf.	24,6	23,2

6.1.5 Resumen Ciclo de Camiones.

Para las distintas configuraciones se determinaron los siguientes tiempos de ciclo de camiones, (en minutos):

Con cargador de 4.0 (yd³).

Mineral		Estéril	
Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
37,6	39,6	24,6	26,6

Con cargador de 5.0 (yd³).

Mineral		Estéril	
Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
36,2	38,2	23,2	25,2

6.2 Necesidades de Equipos.

Se determina a continuación los requerimientos de cargador y camiones que son necesarias para el carguío y transporte del mineral hasta la planta y del estéril hasta el botadero que existirá en la quebrada El Carmen.

Se consideró el sistema actual existente, es decir, carguío de camiones de 42 ton con cargadores frontales sobre neumáticos en rotondas en interior mina.

La producción anual de la mina, para una alimentación a planta de 5.500 TPD es:

Mineral	:	1.980.000 ton secas
Estéril	:	220.000 ton secas
Total	:	2.200.000 ton secas

La humedad promedio del material es 2,4% con lo cual la cantidad de material a transportar es:

Mineral	:	2.028.000 ton húmedas
Estéril	:	225.000 ton húmedas
Total	:	2.553.000 ton húmedas
Días hábiles - año	:	300

6.2.1 Cargador Frontal.

Los rendimientos efectivos se han determinado en base a los cronometrajes realizados en la operación actual y las pérdidas operacionales en estimaciones.

El tamaño mínimo del cargador debe ser de 4,0 (yd³), pero se consideró también uno de 5,0 (yd³), similar al actual.

El ciclo del cargador de 5 (yd³) medido es de 0,70 (min/baldada), luego el rendimiento efectivo resulta:

Capacidad del cargador (yd ³)	:	5,0	4,0
Carga por ciclo (ton)	:	5,5.	4,4
Ciclo por hora	:	86	86
Rendimiento efectivo (ton/hr)	:	473	378

Para calcular el rendimiento por hora de operación, se consideraron las pérdidas operacionales ya mostradas en el punto 6.1.3.2., con lo cual se obtiene un tiempo efectivo de carguío de 6,02 (h/turno).

Se tiene, entonces, un factor operacional de $6,02/8 = 0,75$; con la cual el rendimiento del cargador resulta:

Capacidad del cargador (yd ³)	:	5,0	4,0
Rendimiento (ton/h operación)	:	355	284

Horas de Operación Necesarias.

- Cargador de 4,0 yd³:

$$\frac{2.253.000}{284} = 7.933 \text{ (h operación/año)}$$

- Cargador de 5,0 yd³:

$$\frac{2.253.000}{355} = 6.347 \text{ (h operación/año)}$$

Horas Disponibles.

Considerando una disponibilidad física de 75% para los equipos, se tiene:

$$300 \times 24 \times 0,75 = 5.400 \text{ (h disponibles/año)}$$

Parque Equipos Requerido

Cargador de 4 yd³:

$$\text{Número de cargadores} : \frac{7.933}{5.400} = 1,47 \approx 2$$

$$\text{Utilización} : \frac{7.933}{2 \times 5.400} = 100 = 73,5\%$$

Cargador de 5 yd³:

$$\text{Número de cargadores} : \frac{6.347}{5.400} = 1,18 \approx 2$$

$$\text{Utilización} : \frac{6.347}{2 \times 5.400} = 100 = 58,8\%$$

La utilización es baja y la justificación de tener equipo de 5 yd³ sólo puede ser válida desde un punto de vista económico, análisis que se hará más adelante.

En forma resumida, los parámetros estimados y calculados son:

Capacidad del cargador (yd ³)	:	4,0	5,0
Rendimiento efectivo (ton/h)	:	378	473
Factor operacional (%)	:	75	75
Rendimiento operacional (ton/h)	:	284	355
Horas necesarias/año	:	7.933	6.347
Horas disponibles por cargador/año	:	5.400	5.400
Numero de cargadores requeridos	:	2	2
Utilización (%)	:	73,5	58,8

6.2.2 Camiones.

Se consideró la utilización de camiones equivalentes en capacidad a los que se tiene actualmente en operación, (42 ton).

El rendimiento de un camión es función de la distancia de transporte, la cual es variable dependiendo de la ubicación de la rotonda de carguío y del tipo de material a transportar, ya sea mineral o estéril.

El ciclo de camiones, tanto para el transporte de mineral como para el estéril, para las diferentes rotondas y considerando cargadores de 4 y 5 yd³, se muestra en el cuadro 6.5.

CUADRO 6.5.

Rotonda	Cargador 4,0 yd ³		Cargador 5,0 yd ³	
	Mineral	Estéril	Mineral	Estéril
VSI	39,6	26,6	38,2	25,2
CI	38,1	25,1	36,7	23,7
SCI	37,6	24,6	36,2	23,2

Para calcular el rendimiento por hora de operación se han estimado las siguientes pérdidas operacionales:

Cambio de turno	:	20 min
Colación	:	50 min
Revisión máquina	:	5 min
Abastecimiento combustible	:	10 min
Interrupción del ciclo	:	20 min
Esperas por cargador y cruces	:	15 min
Total	:	120 min

Por lo tanto el factor operacional es:

$$\frac{(8 \times 60 - 120)}{8 \times 60} = 0,75$$

Para el caso del estéril, en que la distancia de transporte es menor, se prevé un aumento en el tiempo de esperas. Se estima que este tiempo se incrementará en un 50%, en relación al supuesto en el transporte de mineral.

Luego, el factor operacional para el caso de transporte de estéril es:

$$\frac{(8 \times 60 - 128)}{8 \times 60} = 0,73$$

A modo de ejemplo, en el caso de la rotonda VSI, el ciclo de un camión con mineral considerando un cargador de 4,0 yd³ es de 39,6 min, con lo cual el rendimiento por hora efectiva resulta:

$$\eta_e = \frac{42}{\frac{(39,6)}{60}} = 63,6 \text{ (ton/h efectiva)}$$

El rendimiento operacional es, entonces:

$$\eta_o = 0,75 \times 63,6 = 47,7 \text{ (ton/h operación)}$$

Para el caso del estéril, el ciclo estimado es de 26,6 min. Luego:

$$\eta_e = \frac{42}{\frac{(26,6)}{60}} = 94,7 \text{ (ton/h efectiva)}$$

$$\eta_o = 0,73 \times 94,7 = 69,2 \text{ (ton/h operación)}$$

En el cuadro 6.6. se presenta los rendimientos operacionales esperados para los camiones según las diferentes rotondas y considerando cargadores frontales de 4 y 5 yd³ de capacidad.

CUADRO 6.6.

Rotonda	Cargador 4,0 yd ³		Cargador 5,0 yd ³	
	Mineral	Estéril	Mineral	Estéril
VSI	47,7	69,2	49,5	73,0
CI	48,6	73,3	51,5	77,6
SCI	50,3	74,8	52,2	79,3

Horas de Operación Necesarias:

En el cálculo de las horas de operación se utilizan valores ponderados de rendimientos. Esta ponderación se hace en base al porcentaje de material, del total de las reservas, que será extraído por cada rotonda y de la proporción mineral – estéril.

Los factores de ponderación se muestran en las tablas siguientes:

Rotonda	Total de Mineral a extraer (ton secas)	Factor de Ponderación (%)
SCI	552.900	10,7
CI	1.683.099	32,6
VSI	2.930.530	56,7

Tipo de Material	Extracción Anual (ton secas)	Factor de Ponderación (%)
Mineral	1.980.000	90
Estéril	220.000	10

Ponderando según el porcentaje de material a extraer por cada rotonda, se obtienen los siguientes rendimientos:

Tipo de Material	Rendimiento de Transporte (ton/h operación)	
	Cargador 4 yd ³	Cargador 5 yd ³
Mineral	48,3	50,5
Estéril	71,1	75,2

Ponderando estos valores según el tipo de material a extraer, se obtiene:

Capacidad de cargador (yd ³)	4,0	5,0
Rendimiento (ton/hora operación)	50,6	53,0

Por lo tanto, las horas de operación anual necesarias son:

Con cargador de 4 yd³:

$$\frac{2.253.000}{50,6} = 44.526 \text{ (h operación/año)}$$

Con cargador de 5 yd³:

$$\frac{2.253.000}{53,0} = 42.510 \text{ (h operación/año)}$$

Horas Disponibles

La disponibilidad física para la flota de camiones se estima en 75%. Esto significa que un camión puede tener:

$$300 \times 24 \times 0,75 = 5.400 \text{ (h disponibles/año)}$$

Parque Equipos Requerido

El número de camiones que se requiere es:

Con cargador de 4,0 yd³:

$$\text{Número de camiones} : \frac{44.526}{5.400} = 8,3 = 9$$

$$\text{Utilización} : \frac{44.526}{9 \times 5.400} \times 100 = 91,6\%$$

Con cargador de 5 yd³:

$$\text{Número de camiones} : \frac{42.510}{5.400} = 7,9 = 8$$

$$\text{Utilización} : \frac{42.510}{8 \times 5.400} \times 100 = 98,4\%$$

Obtener una utilización tan alta es difícil, sin embargo, antes de decidir disponer de un noveno camión, (que significaría tener una utilización de 87,5%), sería necesario analizar las siguientes alternativas:

- Los eventuales déficit puntuales de transporte pueden ser recuperados con trabajos en días domingos.
- Un adecuado sistema de señalización y control de tráfico en el túnel puede permitir un aumento en el rendimiento de los camiones.
- Un adecuado sistema de mantención mecánica puede aumentar la disponibilidad física de los equipos, aumentando las horas de reservas, disminuyendo la utilización.

6.2.3 Conclusiones.

Para extraer a superficie el material proveniente de la explotación de las Reservas Profundas, a un ritmo de 5.500 TPD y utilizando el sistema cargador-camión, se requieren, en la operación de carguío, dos cargadores frontales que tengan un balde de 4 yd³ como mínimo. La conveniencia de utilizar cargador de 5 yd³, del cual también se necesitan dos, debe analizarse desde un punto de vista económico, análisis que se hará más adelante.

Para el transporte de material, utilizando camiones de 42 ton, se requiere, dependiendo del cargador utilizando, la siguiente dotación:

- 9 camiones, si el carguío se realiza mediante cargador de 4 yd³, con una utilización para la flota de 91,6%.
- 8 camiones, si se emplea cargador de 5 yd³, con una utilización de 98,4% la cual puede disminuir con adecuados sistemas de mantención y señalización. Eventuales déficit de transporte pueden recuperarse con trabajos de días domingos.

6.3 Costos de Operación del Sistema.

No se dispone de estadísticas sobre consumos y costos de operación del actual sistema de transporte, pues éste es realizado por un contratista. Los costos de operación que se utilizan han sido calculados en base a información técnica extraída de manuales y costos de faena.

6.3.1 Costo de Carguío.

Se calculó el costo de carguío para un cargador de 4 yd³ y para un cargador de 5 yd³, tomando como modelos cargadores Caterpillar 966-D y 980-C, respectivamente.

a) Cargador de 4 yd³

Valor adquisición (sin neumáticos) = US\$ 198.000

Costo Horario:

Capital : 11,74 US\$/h

Operación (*) : 29,44 US\$/h

Total : 41,18 US\$/h

(*) Factor operacional : 75 %

Costo por Tonelada:

Indirecto : 0,041 US\$/ton

Directo : 0,104 US\$/ton

Total : 0,145 US\$/ton

b) Cargador de 5 yd³

Valor adquisición (sin neumáticos) = US\$ 246.000

Costo Horario:

Capital : 18,23 US\$/h

Operación (*) : 33,92 US\$/h

Total : 52,15 US\$/h

(*) Factor operacional : 75 %

Costo por Tonelada:

Indirecto : 0,051 US\$/ton

Directo : 0,096 US\$/ton

Total : 0,147 US\$/ton

6.3.2 Costo de Transporte.

Se calculó para un camión minero equivalente en capacidad a los actualmente en uso, para los casos de utilizar cargador de 4 yd³ y 5 yd³ respectivamente.

Los siguientes parámetros se utilizan para calcular el costo unitario de transporte:

	Cargador 4 yd ³		Cargador 5 yd ³	
	Mineral	Estéril	Mineral	Estéril
Rendimiento (ton/h)	48,3	71,1	50,5	75,2
Factor Operacional (%)	75	73	75	73

Valor adquisición (sin neumáticos) : US\$ 250.000

Costo Horario (US\$/h)

Indirecto	:	11,88	11,88	11,06	11,06
Directo	:	29,64	28,85	29,64	28,85
Total	:	41,52	40,73	40,70	39,91

Costo por Tonelada (US\$/ton)

Indirecto	:	0,246	0,167	0,219	0,147
Directo	:	0,614	0,406	0,587	0,384
Total	:	0,860	0,572	0,806	0,531

6.3.3 Costo del Sistema de Transporte

Resumiendo, el costo por tonelada, (US\$/ton), del sistema de carguío y transporte es:

		Cargador 4 yd ³		Cargador 5 yd ³	
		Mineral	Estéril	Mineral	Estéril
Carguío					
Directo	:	0,104	0,104	0,096	0,096
Indirecto	:	0,041	0,041	0,051	0,051
Total		0,145	0,145	0,147	0,147
Transporte:					
Directo	:	0,614	0,406	0,587	0,384
Indirecto	:	0,167	0,167	0,219	0,147
Total	:	0,861	0,573	0,806	0,531

Carguío Transporte.					
Directo	:	0,718	0,510	0,683	0,480
Indirecto	:	0,208	0,208	0,270	0,198
Total	:	0,926	0,718	0,953	0,678
Total Ponderado:	:	0,905		0,926	

Factor de Ponderación	Mineral	:	90%
	Estéril	:	10%

6.4 Selección del Cargador.

Se ha determinado que utilizando cargador de 4 yd³, del cual se necesitan 02 unidades, se satisface los requerimientos de carguío para las condiciones del estudio. Sin embargo, el estudio se ha realizado considerando, además, la utilización del cargador de 5 yd³, que es el tipo de cargador que se utiliza en el sistema actual y del cual también se necesitan 02 unidades.

La conveniencia de seguir utilizando cargadores de 5 yd³ o reemplazarlos por cargadores de 4 yd³ se analiza desde un punto de vista económico.

El cargador de mayor capacidad permite un costo de operación menor, directo, indirecto y total. Sin embargo, para comparar ambas alternativas sólo se considera el directo.

La diferencia en el costo directo es:

- En mineral : $(0,718 - 0,683) = 0,035$ US\$/ton.
- En estéril : $(0,510 - 0,480) = 0,030$ US\$/ton.

El menor gasto anual, utilizando cargador de 5 yd³ es:

- Mineral : $2.028.000 \times 0,035 = 70.980$ US\$
- Estéril : $225.000 \times 0,030 = 6.750$ US\$
- Total : US\$ 77.730

Para una producción anual de 1.980.000 ton las reservas se agotarían en 2,6 años. Por lo tanto, el menor gasto operacional total, para una tasa de descuento anual de 15% es:

$$VPN_{15} = 158.720 \text{ US\$}$$

La adquisición de cargadores de 5 yd³ requiere de una mayor inversión pero su utilización permite que la flota de transporte opere con un equipo menos.

La diferencia en la inversión es:

- Cargadores	:	2 (246.000 – 198.000)	= +	96.000 US\$
- Camión	:		= -	250.000 US\$
		Total	= -	154.000 US\$

Por lo tanto, la utilización de equipo de carguío de 5 yd³ permite una inversión menor de US\$ 154.000.

El menor gasto total que se produce al utilizar equipo de carguío de 5 yd³ es:

Inversión	:	US\$	154.000
Operación	:	US\$	158.720
TOTAL	:	US\$	312.720

Por lo tanto, para la operación de carguío de mineral se recomienda la utilización de equipo de 5 yd³ frente a similar de 4 yd³.

CAPITULO VII

7. PROYECTO CONSTRUCCION TUNEL DE TRANSPORTE

7.1 Generalidades.

En este capítulo se analiza en detalle el desarrollo de la alternativa seleccionada en el capítulo “Diseño de Infraestructura de Transporte”, (Capítulo 5).

La alternativa seleccionada corresponde a “Construcción de Túnel”, el cual tiene su portal en la cota 560 m.s.n.m., (Nivel-270). El diseño de esta infraestructura se muestra en el plano JE-01.

El túnel tendrá una sección de excavación de 5.5 x 4.5 m² y se construirá con una pendiente de 1%, ascendente hacia el interior, para favorecer el escurrimiento de las aguas hacia superficie.

El túnel tiene una longitud de 1940 m hasta la rotonda VSI y un desvío de 150 m hacia la rotonda CI.

El proyecto no incluye la construcción de las labores anexas al túnel como ser rotondas de carguío, piques de traspaso, etc.

Para la puesta en servicio el túnel deberá contar con una carpeta de rodado, canaletas para desagüe, sistema de alumbrado, comunicación y control de tráfico.

El proyecto se desarrolla considerando que se ejecutará con recursos propios de la mina, aprovechando maquinaria disponible en faena, una organización ya formada y la experiencia del personal en trabajos similares.

Para la realización de aquellos trabajos que requieren de maquinarias y experiencia no disponibles en faena, como ser la construcción de la carpeta de rodado, electrificación del túnel, etc., se considera la utilización de servicios de contratistas.

7.2 Método de Excavación.

Para la excavación del túnel se emplea el método convencional de perforación y tronadura, el cual ofrece las siguientes ventajas:

- No es necesario efectuar inversiones en equipos ya que se cuenta con ellos en faena.
- No tiene restricciones en cuanto a la dureza de la roca y hay amplia experiencia y dominio del método.
- Con una buena planificación y los equipos adecuados puede conseguirse altas velocidades de avance.

- Este método ofrece muchas variantes según el equipo que se emplee en las etapas de perforación, carguío y transporte.

7.2.1 Perforación y Tronadura.

a) Equipo de Perforación.

La frente se perforará con un equipo Atlas Copco, modelo BOOMER H-115, montado sobre neumáticos, de accionamiento eléctrico, equipado con dos perforadoras hidráulicas COP 1032 HD. Se perforarán tiros de 4,0 m de longitud y 41 mm de diámetro.

Las características técnicas del equipo son:

- Potencia real (2 motores)	:	65 KW
- Consumo agua (2 perforadoras)	:	90 l/min
- Presión de trabajo	:	5.0 bars.

b) Diagrama de Perforación.

El diagrama propuesto (Fig.7.1.) está diseñado en base al diagrama que se utiliza en faena para correr galerías de sección similar. Lo anterior se asume considerando que la roca presenta características geomecánicas similares a la roca donde se aplica el diagrama original.

Para obtener una sección de excavación uniforme y evitar la sobre-excavación se aplica la técnica del disparo controlado o Smooth-Blasting.

Las características del diagrama de perforación son:

Sección de excavación	:	5,5 x 4,5 m ²
Diámetro del tiro	:	41 mm
Longitud de perforación	:	4,0 m
Nº de tiros	:	69
Total de metros perforados	:	276 m
Avance estimado (90%)	:	3,6 m
Volumen arrancado	:	89 m ³
Tonelaje removido	:	240 ton
Perforación específica	:	3,1 m/m ³

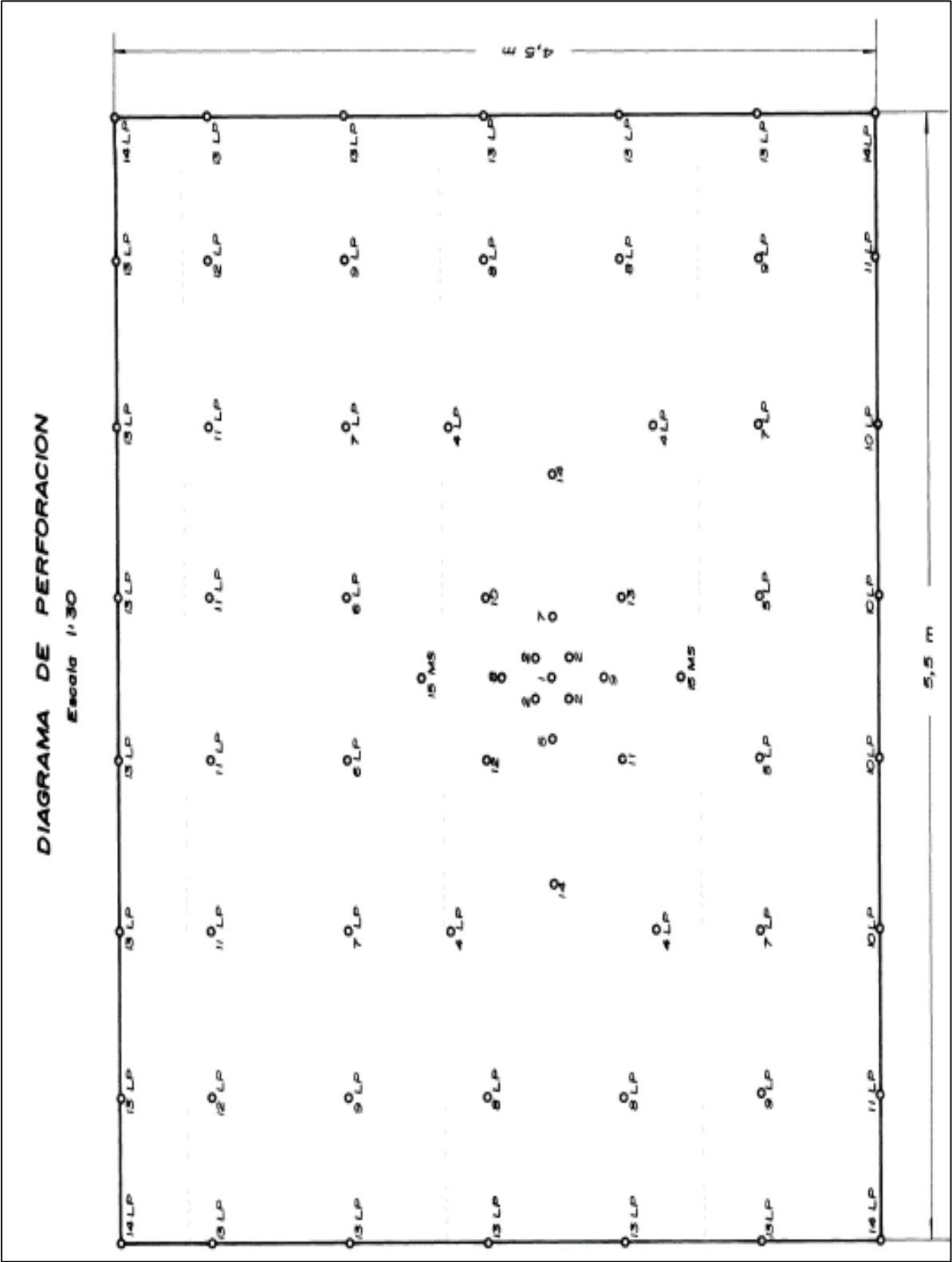


FIG. 7.1

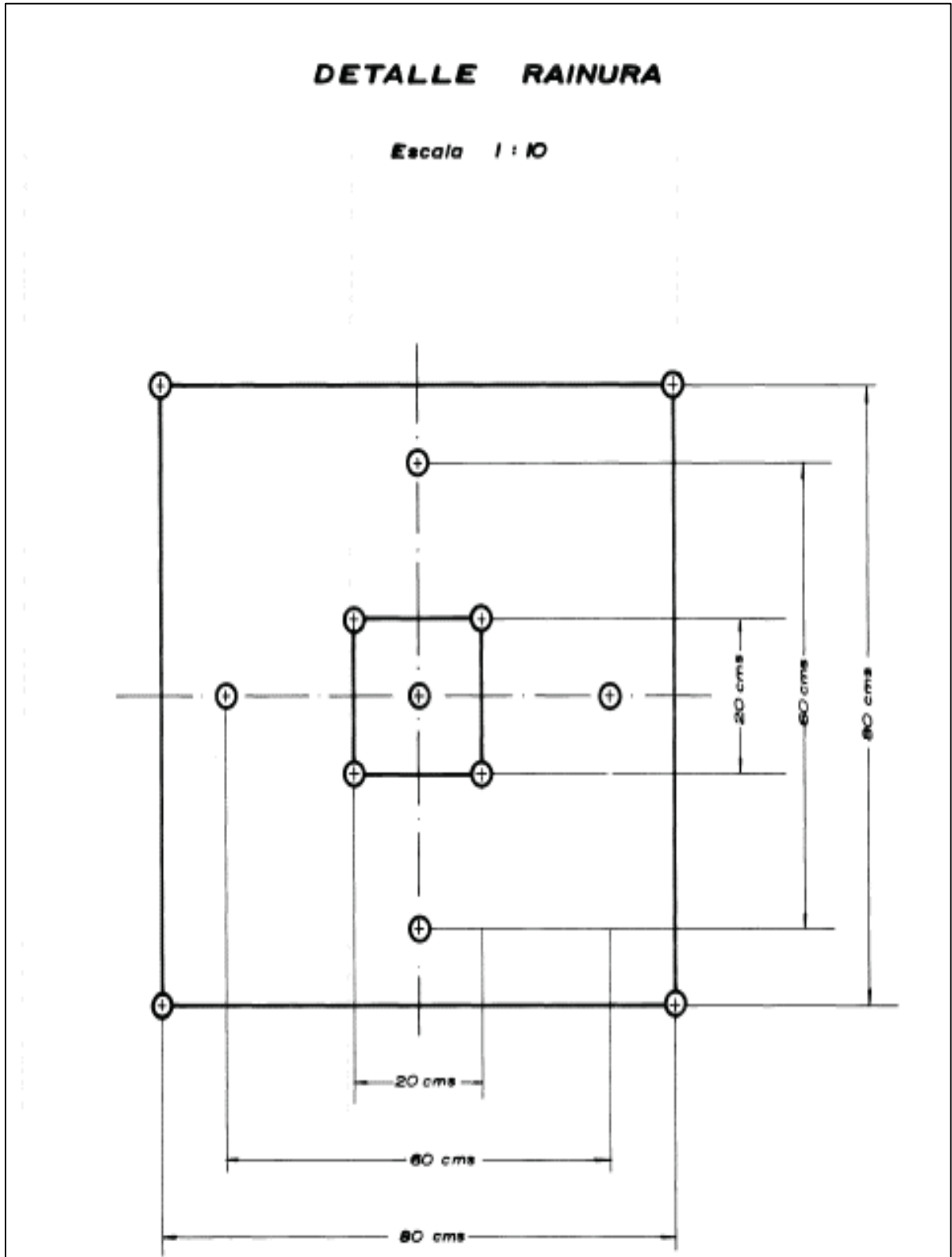


FIG. 7.1(a)

c) Tronadura.

Los explosivos a usar serán dinamitas Amón Gelatina 60%, Tronex N° 1, Tronex N° 2-TA, Anfo y Anfo-8. El Tronex N° 2-TA se utiliza para cargar los tiros de contorno, sin considerar las zapateras. El uso de Anfo está restringido en zonas húmedas debido a su característica higroscópica.

Para iniciar los tiros se usarán fulminantes NONEL de retardo corto y retardo largo. Para iniciar todo el conjunto se usarán dos fulminantes eléctricos.

Para asegurar la detonación de todo el explosivo contenido en los tiros de contorno se agregará al cebo un cordón detonante.

En la Tabla N° 7.1. se muestra en detalle de distribución y consumo de explosivos por disparo.

En forma resumida, el consumo de elementos explosivos por disparo es:

I T E M	C O N S U M O		
	Unidades	m	Kgs.
Amon.Gel.(1¼x8")	69	-	14,6
Tronex 1 (1¼x8")	342	-	70,1
Tronex 2-TA.(¾ x8")	126	-	13,2
Anfo	-	-	64,4
Anfo - 8	-	-	52,0
Fulm.Nonel	69	-	-
Fulm.Elect.	2	-	-
Primacord	-	130	-
Cable Eléctrico	-	50	-

El esquema de carguío de la frente entrega, para la carga específica, un índice de 908 gr/ton referido A.G. 60%.

El tiempo medio que se emplea en faena en la perforación de una frente de iguales características, con idéntico equipo y en condiciones similares es de 4,5 h.

Para el carguío de los tiros, el cual se realiza con ayuda de cargadores neumáticos JET-ANOL, conexiones y tronadura se emplean 1,7 h en promedio.

Por lo tanto, en la perforación y tronadura de un disparo se emplean 6,2 h en promedio.

Tabla N° 7.1

RETARDOS			EXPLOSIVOS									
NUMEROS		CANTIDAD	A.G. (1 1/4" X 8") CARTUCHOS		T - 1 (1 1/4" X 8") CARTUCHOS		ANFO - 8 KILOGRAMOS		ANFO KILOGRAMOS		T - 2TA (3/4" X 18") TUBOS	
MS	LP		POR TIRO	TOTAL	POR TIRO	TOTAL	POR TIRO	TOTAL	POR TIRO	TOTAL	POR TIRO	TOTAL
1	-	1	1	1	18	18	-	-				
2	-	4	1	4	2	8	-	-				
5	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
7	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
8	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
9	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
10	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
11	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
12	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
13	-	1	1	1	5	5	2,6	2,6				
14	-	2	1	2	5	10	2,6	5,2				
15	-	2	1	2	5	10	2,6	5,2				
-	5	2	1	2	5	10	2,6	5,2				
-	6	2	1	2	5	10	2,6	5,2				
-	7	4	1	4	5	20	-	-	2,6	10,4		
-	8	4	1	4	5	20	-	-	2,6	10,4		
-	9	4	1	4	5	20	-	-	2,6	10,4		
-	10	4	1	4	5	72	-	-	2,6	10,4		
-	11	4	1	4	2	8	-	-	3,8	15,2		
-	11	2	-	2	18	36	-	-	-	-		
-	12	2	1	2	2	4	-	-	3,8	7,6		
-	13	16	1	16	-	-	-	-			7	112
-	14	2	1	2	18	36	-	-			-	-
-	14	2	-	2	-	-	-	-			7	14
-	4	4	1	4	5	20	2,6	10,4				
		69		69		342		52		64,4		126

CARGA EQUIVALENTE : 217,90 Kg. De A.G. 60%

7.2.2 Extracción de Marina.

7.2.2.1 Equipos.

Para evacuar a superficie el material producto de cada tronadura es necesario disponer de un equipo de extracción adecuado.

La experiencia en faena indica que el equipo apropiado para la extracción de marinas en este tipo de labores es un equipo montado sobre neumáticos; pues permite, debido a su gran movilidad y flexibilidad, el acceso a todo lo ancho de la frente para limpiar y cargar, pudiendo además trasladarse de una frente a otra cuando se llevan varias frentes alternadas.

Existe una gran variedad de estos equipos y la adopción de uno u otro depende principalmente de dos factores: de la sección y la longitud de la labor.

Para el carguío de material en frentes de estas dimensiones se recomienda el uso de polas cargadoras frontales.

Considerando que la longitud media para el transporte de marinas es 1220 m, (el botadero de estéril se ubica a 250 m de la boca del túnel), el equipo apropiado para realizar la operación de transporte es camión minero.

En consecuencia, el sistema cargador-camión es el sistema de extracción de marinas adecuado para esta situación.

7.2.2.2 Método de Extracción.

Para operar con este sistema de extracción de marinas se utiliza el Método de Carga y Acarreo. Este método consiste en ir construyendo “nichos” de marina cada cierto intervalo de túnel, de tal forma que el camión se estaciona en uno de estos nichos, la pala llena la cuchara en la frente y se dirige al nicho donde vacía la carga sobre el camión.

La aplicación directa de este método presenta los siguientes inconvenientes:

- El cargador frontal no es una máquina que trabaje en forma eficiente en la operación de acarreo, por lo que para obtener buenos rendimientos de él, es necesario que los nichos sean excavados a intervalos de distancia pequeños. Esta condición implica que se debe construir una gran cantidad de nichos a lo largo del túnel, lo cual encarecería la construcción de éste.
- La Perforación de la frente se realizará con equipo hidráulico de gran capacidad y velocidad de perforación, el cual necesita una rápida evacuación de la saca tronada para poder desarrollar toda su potencialidad. Considerando que la longitud media de transporte es 1220 m, se prevé que el despeje de la frente se realizaría en forma lenta, por lo que se desaprovecharía la potencialidad del equipo perforador.

Con el propósito de minimizar o evitar la ocurrencia de estos inconvenientes, se proyecta la implantación de un método combinado de extracción de marinas.

Este método se desarrolla en dos etapas y consiste en:

- Extraer la marina de la frente mediante equipo L.H.D., vaciándola en nichos de acumulación de marinas, (Vaciado a Nichos).
- Desde los nichos de acumulación de marina, ésta se extrae a superficie utilizando el sistema cargador-camión. (Extracción a Superficie).

Este método ofrece las siguientes ventajas comparativas en relación al método de Carga y Acarreo:

- Hace independiente el tiempo de despeje de la frente del equipo de transporte de mineral.
- El despeje de la frente se realiza en forma más rápida, permitiendo un mejor aprovechamiento del equipo de perforación.
- Permite construir un número menor de nichos, debido a que el equipo L.H.D. puede acarrear material a distancias mayores que el cargador frontal obteniendo iguales o mejores rendimientos.
- Los nichos para acumulación de marina pueden construirse para almacenar la saca de más de un disparo, permitiendo que el sistema cargador-camión opere en forma independiente del equipo L.H.D.

La selección de este método tiene una justificación más bien técnica que económica.

7.2.2.3 Vaciado a Nichos de Marina.

Las razones expuestas anteriormente concluyeron que esta operación será realizada con equipo L.H.D.

En faena se dispone de equipo SCHOPF L-182 de 8 yd³ de capacidad con el cual se realiza la extracción de marinas de avances y desarrollos. Asumiendo el empleo de este equipo, se determina a continuación la ubicación de los nichos de marina.

La ubicación de los nichos de marina está sujeta a las condiciones siguientes:

- Cada disparo produce 246 ton húmedas de marina.
- Para un mejor aprovechamiento de la potencialidad del equipo perforador, lo que se consigue con una rápida evacuación de la saca, se impone que el tiempo de despeje de la frente no sea superior a 2,5 h.

De acuerdo a lo anterior, la distancia de separación entre nichos de marina se determina a partir de las expresiones siguientes:

$$R = \frac{3600}{T} \times C \times K_1 \times K_2 \quad (1)$$

$$T = f \times \left(t_c + t_d + t_m + \frac{2D}{V} \right) \quad (2)$$

Donde:

- R : Rendimiento del Scoop (ton/h)
- C : Capacidad del balde (m³)
- K₁ : Densidad del material esponjado (ton/m³)
- K₂ : Coeficiente de llenado del balde
- 3600 : Constante de conversión de horas a segundos.
- T : Tiempo Total del ciclo del Scoop (seg)
- f : Coeficiente que contempla las demoras. por imprevistos (10% de T).
- t_c : Tiempo de carga (seg)
- t_d : Tiempo de descarga (seg)
- t_m : Tiempo de maniobras (seg)
- V : Velocidad media del Scoop (m/seg)
- D : Distancia de acarreo (m)

En la extracción de marina, el equipo considerado emplea los siguientes tiempos:

- t_c : 50 seg
- t_d : 20 seg
- t_m : 40 seg
- V : 10 Km/h
- K₂ : 0,8

Además se tiene:

- C : 6 m³
- K₁ : 1,65 ton/m³
- f : 1,1

El rendimiento requerido para el equipo es:

$$R = \frac{240}{2,5} = 98,4 \text{ ton/h}$$

Reemplazando estos valores en las ecuaciones (1) y (2) se obtiene:

$$D = 210 \text{ m}$$

Este valor representa la distancia media de transporte del equipo. La distancia máxima de separación entre nichos corresponde al doble de este valor, es decir 420 m. Utilizando un valor conservador, los nichos se construirán separados cada 300 m.

Por lo tanto, para la construcción del túnel se deben habilitar 6 nichos, en cada uno de los cuales se proyecta acumular la marina de dos disparos, es decir, cada nicho debe construirse para almacenar 480 ton secas de material.

7.2.2.4 Extracción a Superficie.

El material acumulado en los nichos de marina será transportado a superficie por medio de camiones mineros los que serán cargados mediante cargador frontal. El tiempo de evacuación de este material no debe exceder a un turno de operación del sistema.

Capacidad del Camión

Las condiciones para dimensionar el equipo de transporte son:

- Ritmo	:	480 ton secas/turno
- Humedad promedio	:	2,4%
- Rendimiento requerido	:	492 ton hum/turno
- Peso específico esponjado	:	1,65 ton/m ³
- Distancia media de transporte	:	1.220 m
- En túnel	:	970 m
- Superficie	:	250 m

Se estiman las siguientes pérdidas operacionales, por turno, en el sistema de transporte:

- Entrada y salida de turno	:	40 min
- Colación	:	50 min
- Revisión maquina	:	5 min
- Interrupción del ciclo	:	10 min
Sub-Total	:	105 min
- Imprevistos (10%)	:	10 min
Total	:	115 min

Por lo tanto, el tiempo efectivo de operación del equipo de transporte es $(480 - 115) = 365$ min (6,08 h/turno).

Ciclo del Camión

- Tiempo de Viaje.

Se asume las siguientes velocidades en el tráfico de camiones:

Con carga	:	15 Km/h
Vacío	:	20 Km/h

Por lo tanto, el tiempo de viaje de un camión es:

Con carga	:	4,9 min
Vacío	:	3,7 min

Tiempo de Carguío

Este tiempo dependerá del tipo de cargador utilizado, el cual se determina en base a la capacidad del camión, que es lo que se está calculando. Por lo tanto, se impone, de acuerdo a antecedentes operacionales, un tiempo máximo de carguío de 4,0 min.

Resto de Tiempos

Estos tiempos también se estiman en base a antecedentes operacionales.

- Ubicación para carguío	:	1,0 min
- Maniobras para descarga	:	0,5 min
- Descarga	:	0,8 min
Total	:	2,3 min

El ciclo estimado es:

- Ubicación para carguío	:	1,0 min
- Carguío	:	4,0 min
- Viaje cargado	:	4,9 min
- Viaje sin carga	:	3,7 min
- Maniobras y descarga	:	1,3 min
Sub-Total	:	14,9 min
- Imprevistos (10%)	:	1.5 min.
Total	:	16.4 min.

Según lo anterior se tiene:

- Ciclos/turno : $\frac{365}{16,4} = 22,3 \approx 22$
- Carga/ciclo : $\frac{492}{22} = 22,4 \text{ ton/ciclo}$
- Volumen/ciclo : $\frac{22,4}{1,65} = 13,6 \text{ m}^3/\text{ciclo}$
- Factor de llenado : 0,9
- Volumen de tolva : $\frac{13,6}{0,9} = 15,1 \approx 15 \text{ m}^3$

Por lo tanto, para la extracción de marinas se requiere un camión con una capacidad mínima de tolva de 15 m³.

Capacidad del Cargador

La capacidad del cargador se determina en base a la duración del ciclo de carguío, el que en nuestro caso se supuso no mayor a 4,0 min.

De acuerdo a esto y a información técnica consultada en Manual Caterpillar, se tiene:

- Ciclo de carguío : 4,0 min
- Ciclo del cargador : 0,65 min/ciclo

(Valor estimado según catálogo Caterpillar)

- N° ciclos/camión : $\frac{4,0}{0,65} = 6,2 \approx 6$
- Carga/ciclo : $\frac{22,4}{6} = 3,7 \text{ ton/ciclo}$
- Volumen/ciclo : $\frac{3,7}{1,65} = 2,24 \text{ m}^3/\text{ciclo}$
- Factor de llenado : 0,9
- Volumen de cuchara : $\frac{2,24}{0,9} = 2,5 \text{ m}^3 (3,3 \text{ yd}^3)$

Por lo tanto, un cargador con un balde de 3½ yd³ satisface los requerimientos de carguío.

Elección de Equipos.

Del análisis anterior se concluye que para la etapa “Extracción a superficie” en la extracción de marinas, se requieren los siguientes equipos:

- 1 camión minero de 2 yd³
- 1 cargador frontal de 3½ yd³

En faena no se dispone de estos equipos, por lo cual sería necesario comprarlos o arrendarlos.

La alternativa de compra de estos equipos se elimina, pues requiere una alta inversión, (camión US\$ 220.000; cargador US\$ 150.000), la que no se justifica por la corta duración de la obra.

La modalidad de arriendo, alternativa aceptada, consiste en entregar a contratistas la ejecución íntegra de esta operación. En faena existen antecedentes sobre la ejecución, por parte de contratista, de este tipo de trabajos. De acuerdo a estos antecedentes esta operación se realizaría utilizando un camión roquero de 25 ton y un cargador frontal de 3½ yd³.

El costo de este servicio, de acuerdo a valores vigentes, se estima en:

Carguío	:	20	¢ /ton
Transporte	:	70	¢ /ton
Total	:	90	¢ /ton

De acuerdo a esto, y considerando que en la construcción del túnel, rotondas, nichos de marina y piques de traspaso se removerán aproximadamente 200.000 ton de material; el costo total de esta operación se estima en US\$ 180.000, cifra muy inferior comparada con la necesaria para adquirir los equipos requeridos

7.2.2.5 Nichos de Marina.

El material producto de cada disparo será retirado de la frente por un scoop, el cual lo trasladará y acumulará en unas cavidades previamente construidas para este fin, denominadas “nichos de marina”. Desde estos nichos y hacia superficie el material será evacuado mediante el sistema cargador-camión.

Las dimensiones de estos nichos se determinan en base a las condiciones siguientes:

- Cada nicho debe almacenar el material producto de dos disparos, es decir, su capacidad debe ser de 300 m³.

- El acumular material con scoop permite obtener una altura máxima de acopio de 2,5 m.
- El ángulo de talud de la saca acumulada es 37°.
- Una vez construido el túnel, los nichos de marina serán utilizados como puntos de cruce de camiones, por lo cual, la longitud de éstos no debe ser inferior a 25 m.

Una cavidad de 4,5 x 5,5 m² de sección y 30 m de longitud satisface estos requerimientos.

En la Fig. 7.2. se muestra la disposición de uno de estos nichos, esquematizándose la etapa “vaciado a nicho”.

Para una operación eficiente del sistema cargador-camión, es necesario construir una estocada que permita posicionar el camión en forma correcta para la operación de carguío. Las dimensiones requeridas para esta estocada son:

Largo	:	10 m
Sección	:	5 x 3,5 m ²

En la Fig. 7.3. se esquematiza la operación de evacuación a superficie del material tronado.

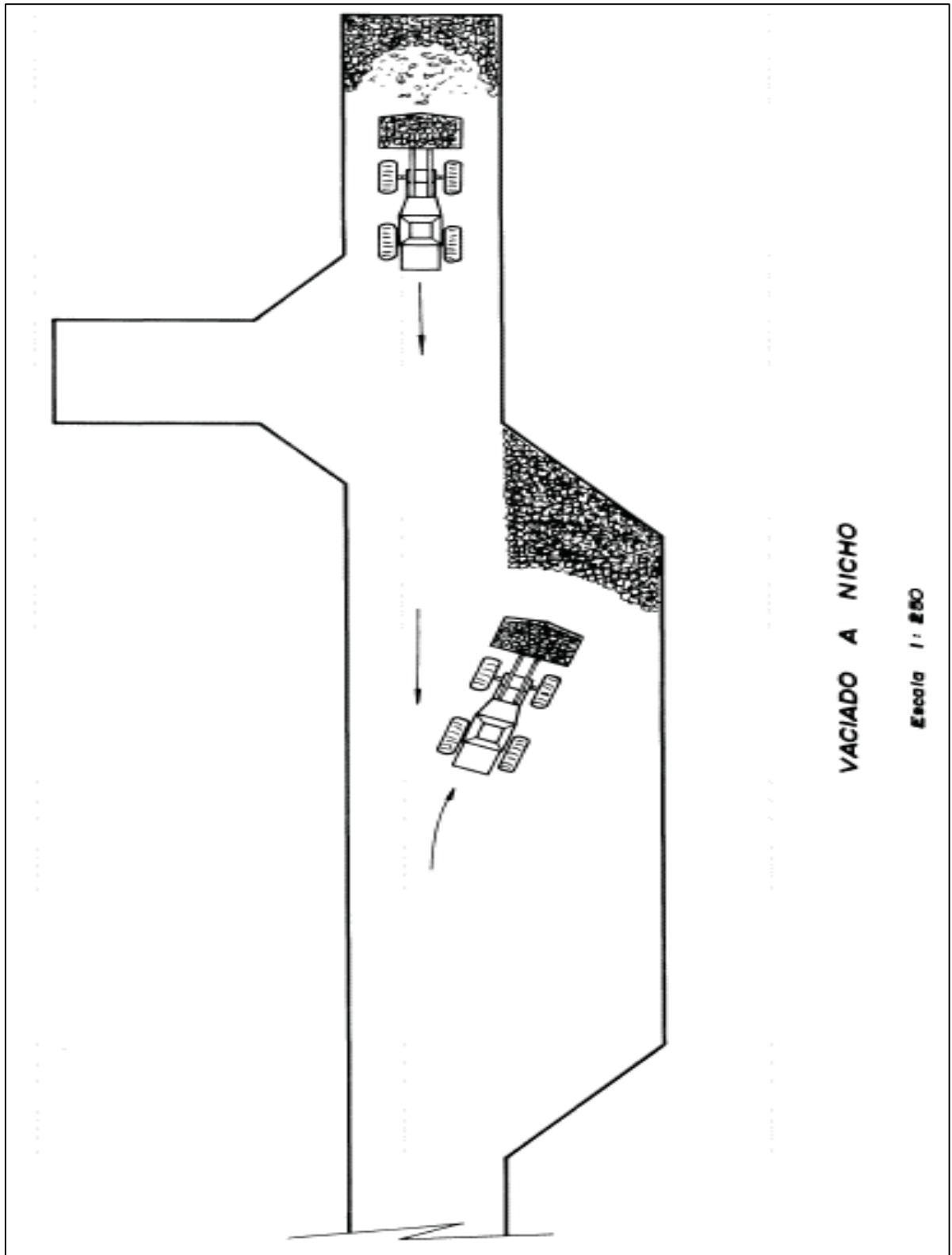
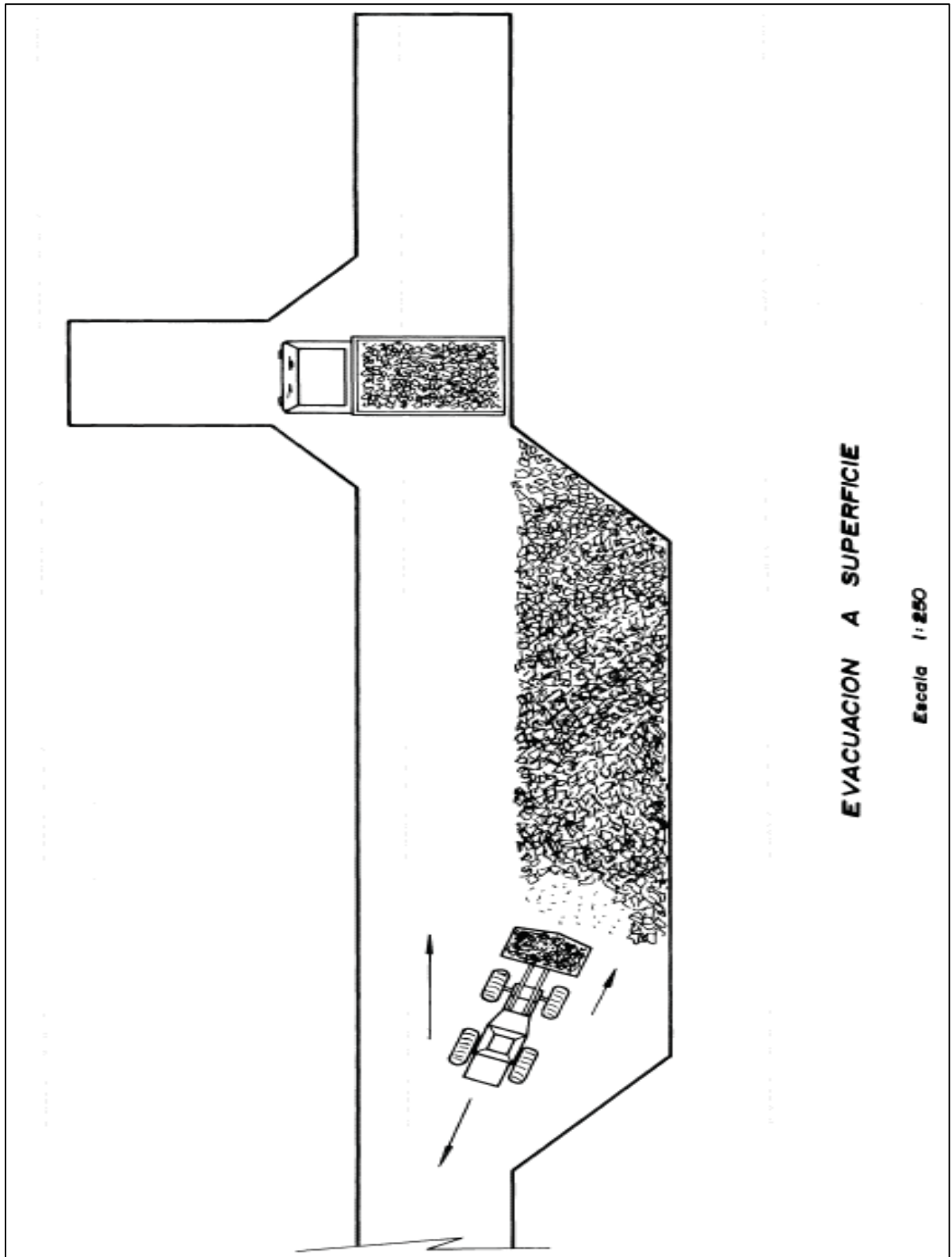


FIG. 7.2



EVACUACION A SUPERFICIE

Escala 1:250

FIG. 7.3

7.2.3 Ventilación

7.2.3.1 Caudal Necesario

La determinación del caudal de aire necesario para la ventilación del túnel durante la etapa de construcción se realiza en base al mayor consumo requerido por las necesidades que a continuación se indican:

- Mantener la cantidad de oxígeno necesario para el personal que opera dentro de él.
- Disminuir la concentración de polvo en suspensión.
- Diluir, a índices permisibles, la concentración de gases producidos por la tronadura con explosivos y por el equipo con motor diesel.

a) Aire Fresco por Persona

El Reglamento de Seguridad Minera establece, para las minas subterráneas, que en los puntos donde trabaje personal, la atmosfera deberá purificarse por medio de una corriente de aire puro, cuyo caudal no podrá ser inferior a 3 ms cúbicos por minuto (106 CFM) por cada persona del total que trabaja en su interior.

Considerando que el máximo número de personas trabajando simultáneamente será de 8, el caudal mínimo necesario es:

$$Q_{\min} = 8 \times 106 = 848 \text{ CFM}$$

b) Polvo en Suspensión

Existen varios criterios al respecto. Algunos autores norteamericanos recomiendan un índice de 50 CFM por pié cuadrado de sección (538 CFM/m²). Otro criterio recomienda que, para minas metálicas, el aire debe moverse a una velocidad mínima de 18 m/min.

De acuerdo al primer criterio, el caudal mínimo necesario es:

$$Q_{\min} = 538 \times 5,5 \times 4,5$$

$$Q_{\min} = 13.300 \text{ CFM}$$

Según el segundo criterio se requiere un caudal mínimo de:

$$Q_{\min} = V_{\min} \times S$$

$$Q_{\min} = 18 \times 5,5 \times 4,5$$

$$Q_{\min} = 445,5 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{\min} = 15.700 \text{ CFM}$$

Por razones de mayor seguridad se acepta el último valor calculado.

c) Gases de Tronadura

En la tronadura con explosivos, los gases tóxicos liberados son, principalmente, CO y NO₂, cuyas concentraciones máximas permisibles son:

CO : 40 p.p.m.

NO₂ : 4 p.p.m.

La cantidad de NO₂ generado puede considerarse despreciable frente a la cantidad de CO producido.

Se estima que la detonación de 1 Kg. de explosivo genera:

Explosivo	Producción de CO (m3)
ANFO	0,03
DINAMITAS	0,04

El consumo de material explosivo por disparo es:

ANFO : 116,4 Kg.

DINAMITAS : 97,9 Kg.

Por lo tanto, el volumen de gases tóxicos liberados en un disparo es:

$$V_o = 116,4 \times 0,03 + 97,9 \times 0,04$$

$$V_o = 7,41 \text{ m}^3$$

Se asume que los gases tóxicos se propagan a una distancia de 100 m y que es este volumen la concentración de ellos es uniforme.

El caudal de aire requerido para ventilar la frente se calcula con la expresión siguiente:

$$Q = \frac{V}{t} \times \ln = \frac{V_o}{C_o V}$$

Donde:

- Q : Caudal de aire requerido, m³/min
V : Volumen de aire contaminado, m³
Vo : Volumen de gases tóxicos liberados, m³
Co : Concentración permisible de gases tóxicos.
t : Tiempo de ventilación, min

Para un tiempo de ventilación de 30 min se tiene:

$$Q = \frac{2.475}{30} \ln \frac{7.41}{\frac{40}{10^6} \times 2.475}$$

$$Q = 356 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q = 12.600 \text{ CFM}$$

d) Equipo Diesel

En la construcción del túnel se ocupará maquinaria diesel para la extracción de marina.

El equipo considerado está compuesto por 01 L.H.D. SCHOFF de 8 yd³, 01 camión roquero de 25 ton y 01 cargador frontal de 3½ yd³; los cuales no operarán en forma simultánea; haciéndolo de la manera siguiente:

- El L.H.D. operará sólo y durante 2,5 h
- El cargador y el camión operarán simultáneamente y durante un turno.

Según lo anterior, el caudal de aire necesario se determina en base al mayor requerimiento entre el L.H.D. y el sistema cargador-camión.

La expresión que permite calcular los requerimientos de aire es:

$$Q = q \times P \times k$$

Donde:

- Q : Caudal requerido, CFM
q : Índice de caudal por HP diesel: CFM/HP
P : Potencia nominal del motor, HP

K : Coeficiente de potencia. (Estos equipos alcanzan su potencia peak en los instantes de carga o en labores con mucha pendiente, desarrollando en promedio entre 75 y 85% de su potencia nominal).

Equipo L.H.D.

El equipo considerado, SCHOPF modelo L-182, viene equipado con un motor F10L- 413 W de 230 HP de potencia. Los fabricantes recomiendan un índice de 100 CFM/HP.

Utilizando un factor de potencia de 85% se tiene:

$$Q = 230 \times 100 \times 0,85$$

$$Q = 19.550 \text{ CFM.}$$

Sistema Cargador – Camión.

Se ha considerado la utilización de un camión roquero de 25 ton, con motor de 260 HP y un cargador de 3½ yd³, con motor de 155 HP.

Por no disponer de información sobre requerimientos de ventilación para estos equipos, se asume un índice de caudal de 100 CFM/HP. Considerando un coeficiente de potencia de 90% para el cargador y 80% para el camión, se tiene:

$$\text{- Cargador: } Q = 155 \times 100 \times 0,9$$

$$Q = 13.950 \text{ CFM}$$

$$\text{- Camión : } Q = 260 \times 100 \times 0,8$$

$$Q = 20.800 \text{ CFM}$$

$$Q \text{ Total} = 13.950 + 20.800$$

$$Q \text{ Total} = 34.750 \text{ CFM.}$$

Esta cifra es considerablemente mayor que la requerida por el equipo L.H.D; por lo tanto, debido a la utilización de equipo diesel se requiere un caudal aproximado de 35.000 CFM.

e) Caudal Necesario

El caudal total de aire que se requiere para ventilar el túnel durante la etapa de construcción corresponde al necesario para diluir los gases producidos por los equipos con motores diesel, más el necesario para disminuir la concentración de polvo en suspensión, pues estos efectos se producen simultáneamente durante la extracción de marinas.

Según lo anterior se tiene:

$$\begin{aligned} Q_{\text{Total}} &= Q_{\text{Diesel}} + Q_{\text{Polvo}} \\ Q_{\text{Total}} &= 35.000 + 15.700 \\ Q_{\text{Total}} &= 50.700 \text{ CFM} \\ Q_{\text{Total}} &\approx 50.000 \text{ CFM} \end{aligned}$$

En una labor donde trabaja personal, la velocidad de la corriente de aire está reglamentada a un máximo de 150 m/min. De acuerdo con lo anterior, el caudal máximo permitido para esta labor es:

$$\begin{aligned} Q_{\text{max}} &= V_{\text{max}} \times S \\ Q_{\text{max}} &= 150 \times 24,75 \\ Q_{\text{max}} &= 3.713 \text{ m}^3/\text{min} \\ Q_{\text{max}} &= 130.000 \text{ CFM} \end{aligned}$$

Se puede concluir por lo tanto que con un caudal de 50.000 CFM se cumple satisfactoriamente con los requerimientos de ventilación.

7.2.3.2 Sistema de Ventilación

Para ventilar labores de este tipo se aplica un sistema de ventilación combinado, donde la ventilación principal es del tipo aspirante y se completa con una ventilación soplante, cuya finalidad se limita sólo a mover el aire contenido entre la frente y el punto de aspiración. Este volumen de aire no puede ser aspirado en forma directa pues la boca de aspiración de la manga debe ubicarse entre 30 y 40 m de la frente de tal forma que no sea dañada por los trozos de material proyectados por el disparo, mientras que el efecto de aspiración desaparece delante de la boca a una distancia muy corta; entre 1 y 2 m.

Para aplicar este sistema se precisan dos ductos de ventilación, cada uno provisto de su respectivo ventilador, El ventilador soplante puede ser poco potente e incluso ser reemplazado por un inyector de aire.

La manga soplante puede ser corta y de pequeño diámetro, lo que facilita el avance cerda de la frente. La manga aspirante puede ser de gran diámetro puesto que no molesta en los trabajos de avance de la frente y no hay peligro que sea dañada por los disparos.

7.2.3.3 Elección del Ducto.

Un criterio para la selección del diámetro del ducto es que a mayor diámetro menor pérdida de carga, sin embargo este criterio se contrapone con las limitaciones de espacio propias de las condiciones de trabajo, Se debe por lo tanto conciliar ambos criterios en un punto intermedio. En este caso, un ducto rígido de 1000 mm de diámetro satisface la situación.

Los fabricantes de ductos de ventilación, tomando en cuenta las características propias del material, han construido ábacos, tal como el de la Fig. 7.4., los que permiten encontrar, para un ducto de cierto diámetro, la relación entre el caudal de aire y la pérdida de carga por unidad de longitud del ducto.

Entrando al ábaco con el caudal de 50.000 CFM (1420 m³/min) y con el diámetro del ducto de 1000 mm, se determina una pérdida de carga de 0,65 mm de H₂O por m de longitud equivalente.

Adicional a los 1940 m de ducto se consideran 60 m por conceptos de caídas de presión en conexiones, curvas, etc., con lo cual se obtiene una longitud equivalente de 2000 m. Por lo tanto la máxima caída de presión será de 1300 mm de H₂O.

Debido a la altura la densidad del aire varía y por lo tanto su peso; a mayor altura más liviano es el aire. La tabla de la Fig. 7.5. entrega la corrección por densidad para distintas alturas.

El túnel proyectado se ubica en la cota 570 m s.n.m. Para esta altura se tiene un factor de corrección de 0,93; con lo que se obtiene una caída de presión corregida de:

$$\frac{1300}{0,93} = 1398 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Esto significa que los ventiladores deben seleccionarse para una depresión total de 1398 mm H₂O (55,0 pulgadas de H₂O).

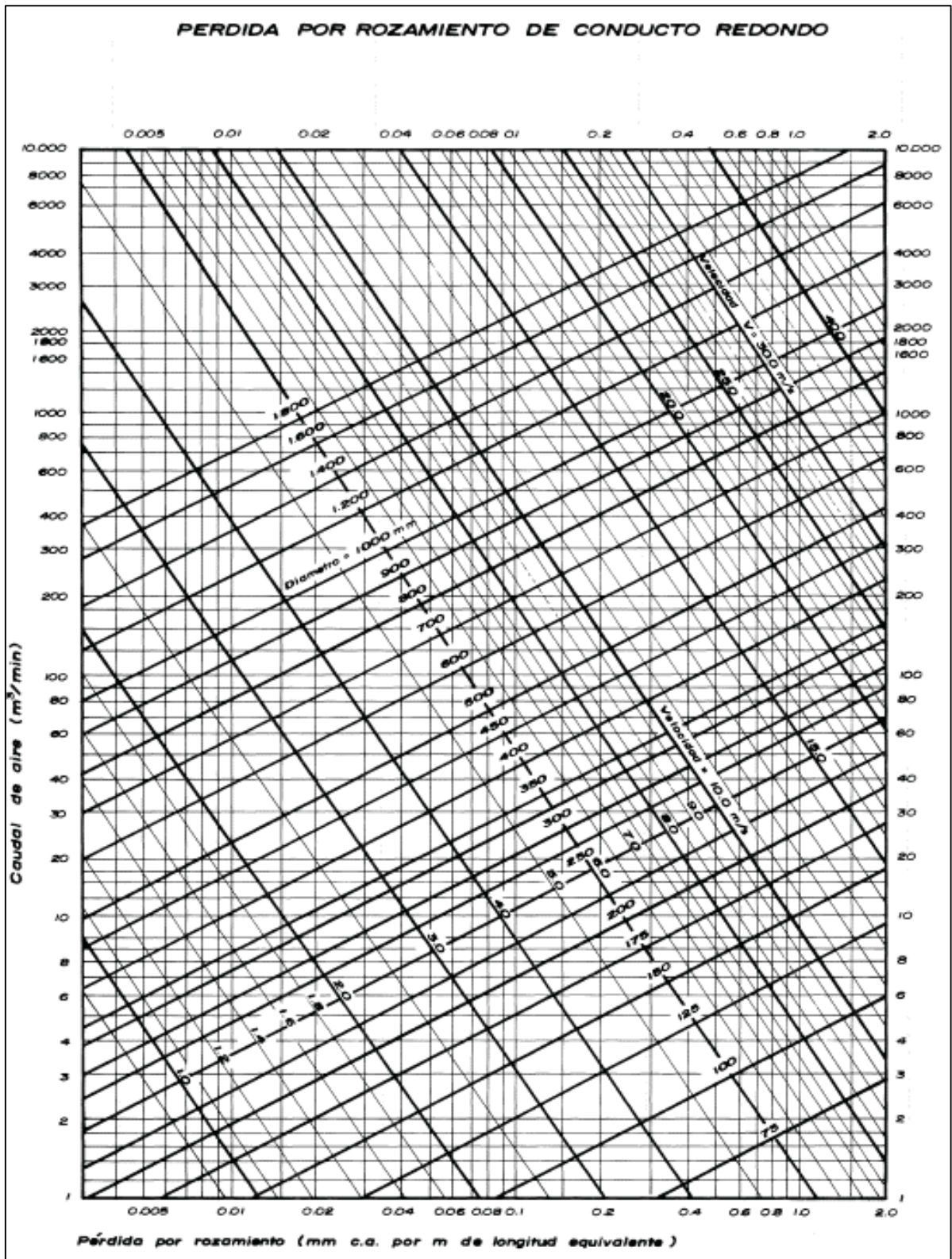


FIG. 7.4

TEMP AIRE EN °F	ALTURA EN PIES SOBRE EL NIVEL DEL MAR												
	0	500	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000	4500	5000	5500	6000
	PRESIÓN BAROMETRICA EN PULGADAS												
	29.92	29.38	28.86	28.33	27.82	27.31	26.81	26.32	25.84	25.36	24.89	24.43	23.98
70	1.000	.981	.965	.947	.930	.913	.896	.880	.864	.848	.832	.817	.799
100	.946	.928	.913	.896	.880	.864	.848	.832	.817	.802	.787	.773	.756
125	.906	.889	.874	.858	.843	.827	.812	.797	.783	.768	.754	.740	.724
150	.869	.852	.839	.823	.808	.793	.779	.765	.751	.737	.723	.710	.694
175	.835	.837	.806	.791	.777	.762	.748	.735	.721	.708	.695	.682	.667
200	.803	.788	.775	.760	.747	.733	.719	.707	.694	.681	.668	.656	.642
225	.773	.758	.746	.732	.719	.706	.693	.680	.668	.656	.643	.632	.618
250	.747	.733	.721	.707	.695	.682	.669	.657	.645	.634	.622	.610	.597
275	.721	.707	.696	.683	.671	.658	.646	.634	.623	.611	.600	.589	.576
300	.697	.684	.673	.660	.648	.636	.625	.613	.602	.591	.580	.569	.557

UNIDAD BASE CONSIDERADA AIRE DE DENSIDAD = 0,075 LIB/PIE 3 AL NIVEL DEL MAR (PRESION BAROMETRICA 29.92") EQUIVALENTE A AIRE SECO A 70 ° F

FIG. 7.5

7.2.3.4 Elección del Ventilador.

Para el sistema aspirante cuyo ducto tendrá una longitud máxima de 1940 m, se instalarán ventiladores en serie.

Determinados el caudal y la depresión, y seleccionado el ducto, se debe elegir los ventiladores que entreguen un caudal de 50.000 CFM y una depresión total de 55,0 pulgadas de H₂O considerando además que el diámetro del ventilador no difiera mucho del diámetro del ducto.

Bajo estas condiciones se selecciona un ventilador axial JOY-AXIVANE serie 1000 modelo 36-14-2920 cuya curva característica se muestra en la Fig. 7.6. De ella se desprende que para un caudal de 50.000 CFM, el ventilador operando con aspas en posición N° 1 permite una depresión de 5,4 pulgadas con una potencia de 70 BHP (≈ 50 KW).

Ubicación de Ventiladores.

La distancia de separación entre dos ventiladores sucesivos se obtiene de la siguiente expresión.

$$D = \frac{\Delta P}{(p + p_o)}$$

Donde:

- D : Distancia entre dos ventiladores sucesivos, en m.
 ΔP : Depresión que entrega el ventilador, en mm de agua.
P : Pérdida de carga en el ducto, en mm/m de ducto.
 p_o : Caídas de presión en conexiones, curvas, etc. (se asume 5% de p), mm/m.

Se tiene entonces:

$$D = \frac{5,4 \times 25,4}{0,65 + 0,03} = 202$$

$$D = 200 \text{ m}$$

Por lo tanto los ventiladores deben instalarse cada 200 m por lo cual, para una longitud de 1940 m se necesitan 10 ventiladores.

En la Fig. 7.7. se muestran las curvas características de los ventiladores seleccionados instalados en serie y en el mismo diagrama las curvas características del ducto para distintas longitudes.

Con este diagrama se obtiene gráficamente los resultados anteriormente calculados.

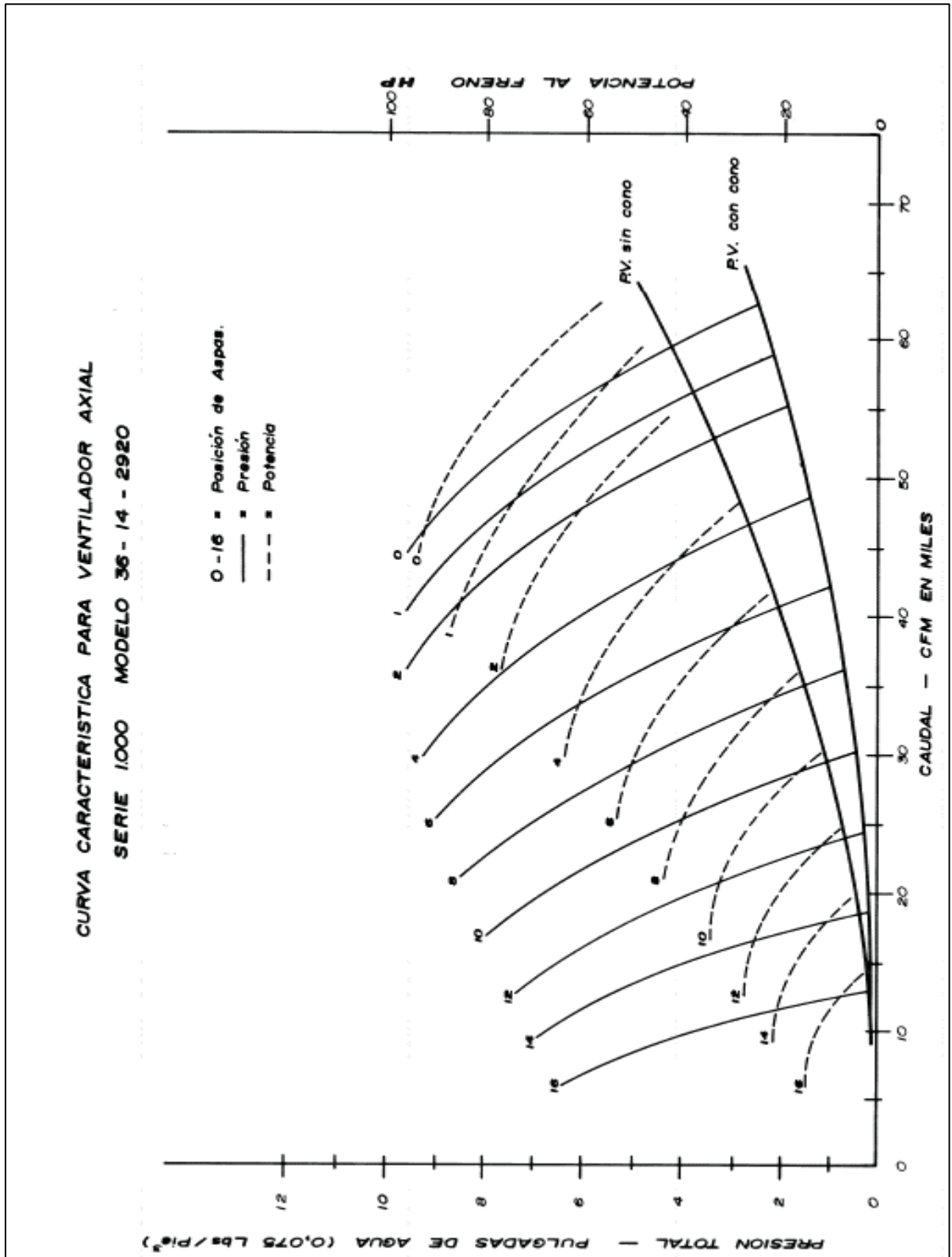


FIG. 7.6

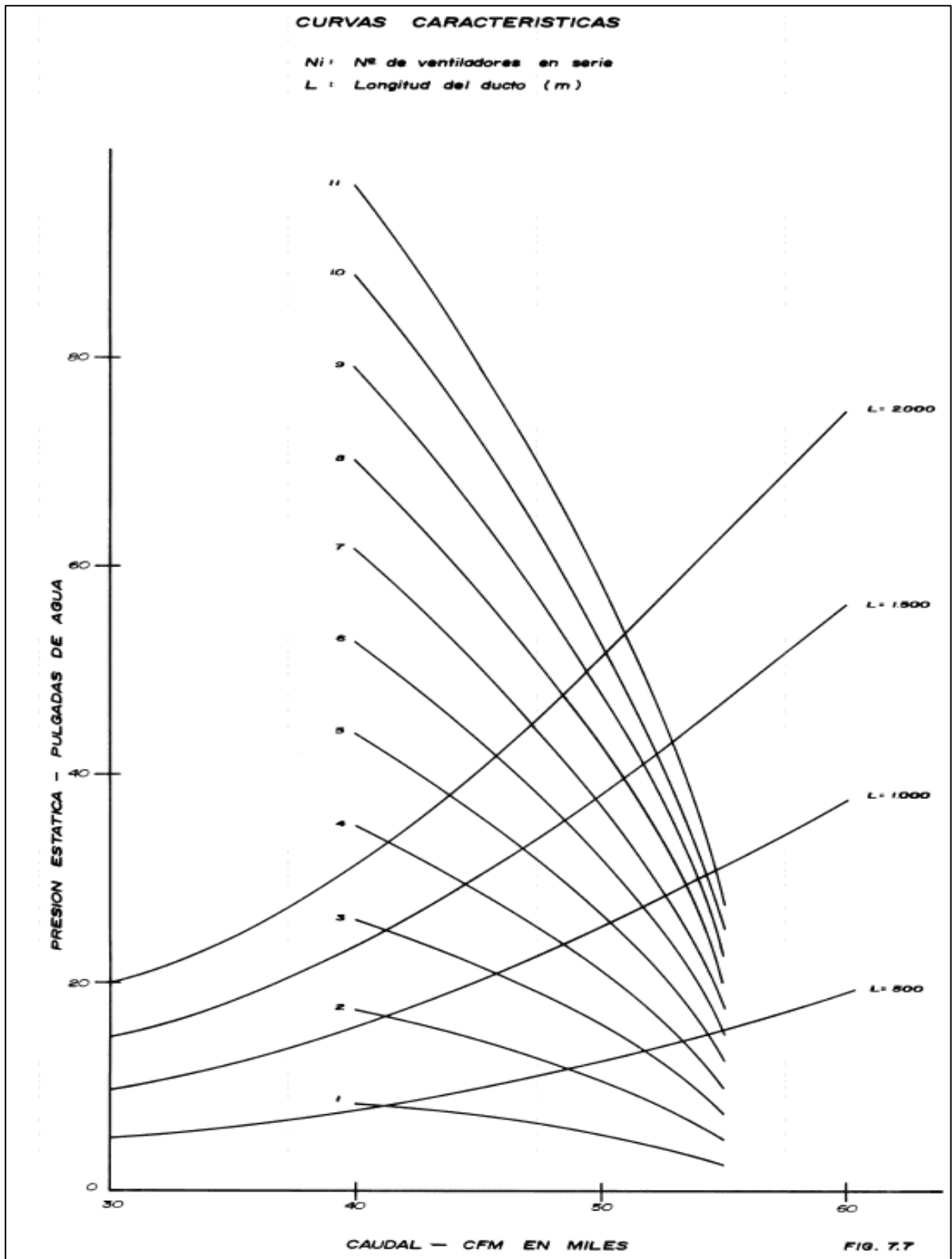


FIG. 7.7

7.2.4 Fortificación.

Al realizar una excavación subterránea, el efecto sumado de:

la presencia de fallas y diaclasas,
la redistribución de los esfuerzos internos,
las vibraciones producidas por las tronaduras,

provocan, dependiendo principalmente de:

el tipo y calidad de la roca,
la magnitud y dirección de los esfuerzos,
el diagrama de disparo utilizado,
la forma y dimensiones de la labor;

inestabilidad de la masa rocosa que circunda la labor excavada, la que se manifiesta generalmente, como desprendimiento, o tendencia a éste, del material rocoso ubicado dentro de esta zona.

En general, la masa rocosa que tiende a desprenderse es la que se ubica sobre el techo y la parte alta de las paredes de la labor. Este material se denomina sobrecarga.

Para evitar el desprendimiento de este material se aplican técnicas que permiten sostener o fortificar la labor. Dependiendo del tamaño y forma de la masa rocosa a soportar, podemos dividir estas fortificaciones en:

- Fortificaciones Superficiales.
- Fortificaciones Mayores.

Las fortificaciones superficiales son aquellas que se calculan y diseñan en base al tamaño de los bloques de roca susceptibles de desprenderse.

Las fortificaciones mayores son aquellas que se calculan y diseñan en base al peso de roca a soportar o sostener.

En el caso particular de la mina El Soldado, la calidad de la roca permite que, en la construcción de galerías y labores similares, se requiere aplicar, principalmente, fortificación del tipo superficial.

Los requerimientos de fortificación se determinan en función de la sobrecarga. Algunos autores presentan relaciones empíricas con las cuales es posible determinar, en una primera aproximación, el tipo de fortificación requerida.

Proctor & White ("Rock Tunneling Whit Steel Support"), establece una estimación, para distintas calidades de roca, de la cantidad de sobrecarga generada en función del ancho de la labor a construir. Propone, además, el tipo de fortificación a utilizar para las distintas situaciones.

De acuerdo a esta clasificación, para la roca de la mina El Soldado, definida como roca con fracturamiento moderado, la fortificación con pernos de anclaje y malla se considera adecuada.

En el caso particular de El Soldado, donde la sobrecarga equivale en promedio el 15% del ancho de la labor, la fortificación de galerías se realiza con tubos de fricción del tipo Split-Set de 6 y 7 pies de longitud, insertos en una perforación de 37 mm de diámetro, complementados con malla tipo bizcocho.

Asumiendo que la fortificación del túnel proyectado se hará con los elementos antes escritos, se calcula a continuación la malla y se determina las necesidades de fortificación.

7.2.4.1 Cálculo de la Malla.

La fortificación mediante tubos de fricción y malla se utiliza para evitar el desprendimiento de bloques de rocas menores. La malla de fortificación se determina en base al tamaño de los bloques inestables y no en base al peso a soportar, ya que en general la capacidad de soporte de éstos es varias veces mayor que la carga a soportar.

Según Proctor & White, la malla de fortificación se determina según los siguientes criterios:

- El espaciamiento entre tubos no debe ser mayor que tres veces la dimensión media del bloque de roca susceptible de desprenderse, con referencia al espaciamiento entre grietas.
- El largo del tubo debe ser aproximadamente igual al 25% de la dimensión libre (luz) de la labor excavada.

a) Espaciamiento entre tubos.

En la construcción de galerías con iguales características, el tamaño medio de los bloques de roca que se desprenden es de 40 cm aproximadamente.

De acuerdo al criterio de fortificación se tiene:

$$\begin{aligned} & \text{Espaciamiento entre tubos (d)} \\ D & = 3 \times 0,4 = 1,2 \text{ m} \end{aligned}$$

b) Longitud del tubo.

La sección real de excavación es aproximadamente 5,8 x 4,7 m², por lo que la longitud del tubo (1) es:

$$L = 0,25 \times 5,8 = 1,45 \text{ m}$$

Como la longitud de los tubos está estandarizada, se usarán tubos de 6 pies, es decir, 1,8 m.

Por lo tanto, la fortificación del túnel se hará con tubos de fricción de 1,8 m de longitud, distribuidos en una malla de 1,2 x 1,2 m², complementados con una malla tipo bizcocho.

c) N° de tubos por metro de avance.

H : Ancho de la labor : 5,5 m

d : Distancia entre tubos : 1,2 m

n : N° de tubos a lo ancho de la labor

$$n = \frac{H}{d} = \frac{5,5}{1,2} = 4,6 \approx 5$$

N : N° de tubos por m de avance

$$N = \frac{n}{1,2} = \frac{5}{1,2} = 4,17 \text{ tubos/m avance}$$

7.2.4.2 Necesidades de Fortificación.

No es posible determinar “a priori” la longitud de túnel que será necesario fortificar; sin embargo se puede estimar, en base a algún criterio, un valor aproximado.

En forma rigurosa lo adecuado sería estimar este valor en base a información geomecánica, la cual en nuestro caso es escasa y por lo tanto de poca utilidad. Debido a esto se aplica un criterio práctico, basado en la proporción de galerías que han sido fortificadas del total de las galerías construidas en El Soldado.

Según antecedentes de faena, de la longitud total de galerías construidas, aproximadamente el 30% de éstas han tenido que fortificarse.

De acuerdo al criterio empleado, el túnel deberá fortificarse en un tramo equivalente a 630 m de longitud. Se supone incluidas en esta aproximación, eventuales fortificaciones mayores.

7.2.5 Servicios Generales.

7.2.5.1 Energía Eléctrica.

Los principales centros de consumo de energía eléctrica durante la etapa de construcción del túnel son:

Perforación

Boomer	:	65 KW
Roof-bolter	:	35 KW

Ventilación

El sistema de ventilación propuesto se compone de 10 ventiladores de 50 KW cada uno, los cuales se irán instalando en serie a medida que avance la construcción del túnel.

El consumo de energía aumenta a medida que se construye el túnel, según se muestra en la tabla siguiente:

TRAMO DE TUNEL (m)	CONSUMO ENERGIA (KW)		
	Perforación	Ventilación	Total
0 - 200	100	50	150
200 - 400	100	100	200
400 - 600	100	150	250
600 - 800	100	200	300
800 - 1000	100	250	350
1000 - 1200	100	300	400
1200 - 1400	100	350	450
1400 - 1600	100	400	500
1600 - 1800	100	450	550
1800 - 1940	100	500	600

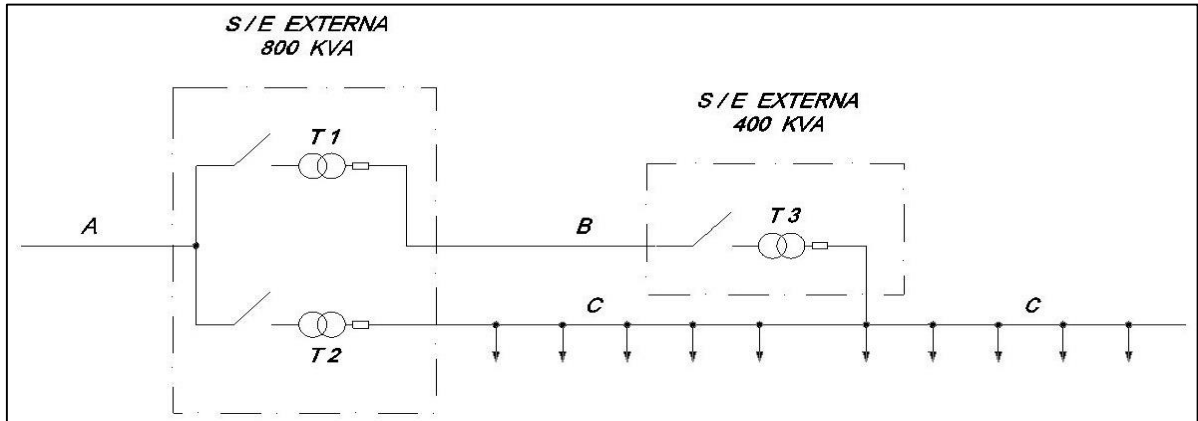
Para satisfacer estos requerimientos será necesario instalar una sub-estación eléctrica. Considerando que el consumo máximo de energía será de 600 KW y que en faena se registra un factor de potencia de 0,85, esta sub-estación debe tener una potencia aparente de 700 KVA. La alimentación a ésta S/E se obtiene mediante conexión a la línea de alta tensión (A.T.) de 12 KV que energiza la mina.

Con el objeto de minimizar el costo de distribución en baja tensión (B.T.) se proyecta instalar el siguiente sistema.

- En el exterior se instala una S/E formada por dos transformadores de 400 KVA cada uno; uno con tensión 12/0,4 KV que proporcione energía a los primeros 1000 m de túnel y otro con tensión 12/4,16 KV que proporcione alimentación en A.T. a otra S/E ubicada en el interior del túnel.

- La S/E interna, de 400 KVA y tensión 4,16/0,4 se instala a 1000 m de distancia desde la entrada del túnel y alimenta el segundo tramo de 940 m de túnel. Por razones de seguridad se considera un transformador seco o uno refrigerado por silicona.

En forma esquemática el sistema es:



- Transformadores.

T1 : 400 KVA - 12/4,16 KV

T2 : 400 KVA - 12/0,4 KV

T3 : 400 KVA - 4,16/0,4 KV

- Líneas Conductoras.

A : 12 KV = 350 m

B : 4,16 KV = 1000 m

C : 0,4 KV = 2000 m (2 x 1000)

a) Sección de Conductores.

La sección de una línea de distribución de corriente alterna trifásica se determina a partir de la siguiente relación:

$$\frac{S1}{\sqrt{P1}} = \dots = \frac{Si}{\sqrt{Pi}} = \dots = \frac{Sn}{\sqrt{Pn}} = \frac{\rho \times \sum (Li \sqrt{Pi})}{\partial \times Ub}$$

Donde:

Si : Sección del conductor en tramo i, en mm²

Pi : Carga o consumo en tramo i, en KW

Li : Distancia entre cargas, en m

U_b : Tensión de servicio, en KV

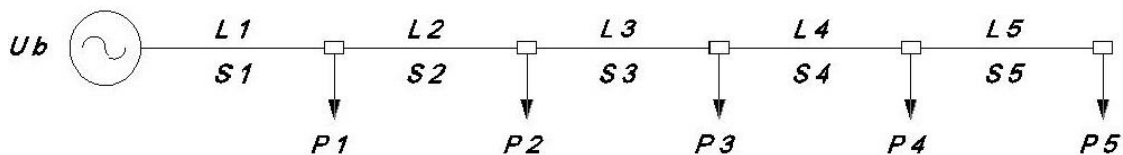
ρ : Resistividad del conductor, en $\frac{\text{ohm} \times \text{mm}^2}{\text{m}}$

∂ : Caída relativa de tensión, en volts.

La sección del conductor neutro se asume igual a $\frac{S_i}{2}$.

1) Línea de distribución en B.T.

En forma esquemática el circuito es:



$U_b = 400$ Volts

$L_i = 200$ m $i = 1, \dots, 5$

$P1 = 120$ KW

$P2 = 160$ KW

$P3 = 200$ KW

$P4 = 240$ KW

$P5 = 280$ KW

$\rho : 0,0176$ $\frac{\text{ohm} \times \text{mm}^2}{\text{m}}$ (conductor de cobre)

$\partial : 20$ Volts (5% de tensión de servicio)

$\sum (L_i \sqrt{P_i})$ vale:

$L1 \sqrt{P1} : 200 \sqrt{120} = 2190,9$ $L2 \sqrt{P2} : 200 \sqrt{160} = 2529,8$

$L3 \sqrt{P3} : 200 \sqrt{200} = 2828,4$

$L4 \sqrt{P4} : 200 \sqrt{240} = 3098,4$

$$L5 \sqrt{P5} : 200 \sqrt{280} = 3346,6$$

$$\sum(Li \cdot Pi) = 13994,1$$

$$\frac{Si}{\sqrt{Pi}} = \frac{0,0176 \times 13.994,1}{20 \times 0,4} = 30,79$$

Luego:

$$S1 = 30,79 \sqrt{120} = 337,3 \text{ mm}^2 \quad _ \quad 750 \text{ MCM}$$

$$S2 = 30,79 \sqrt{160} = 389,4 \text{ mm}^2 \quad _ \quad 750 \text{ MCM}$$

$$S3 = 30,79 \sqrt{200} = 435,4 \text{ mm}^2 \quad _ \quad 750 \text{ MCM}$$

$$S4 = 30,79 \sqrt{240} = 477,0 \text{ mm}^2 \quad _ \quad 1000 \text{ MCM}$$

$$S5 = 30,79 \sqrt{280} = 515,2 \text{ mm}^2 \quad _ \quad 1000 \text{ MCM}$$

Por lo tanto, cada uno de los dos tramos de 1000 m de línea de B.T. requiere de las siguientes secciones:

- Los primeros 600 m:

Trifásico : 750 MCM

Neutro : 350 MCM

- Los 400 m, restantes:

Trifásico : 1000 MCM

Neutro : 500 MCM

2) Línea de Transmisión A.T.

a) Línea de alimentación a S/E exterior (12 KV)

Para el tendido de líneas de este voltaje, en faena se utilizan conductor de cobre desnudo duro N° 4 AWG. Para este propósito se requiere tender una línea aérea de 350 m de longitud.

b) Línea de alimentación a S/E interna (4,16 KV)

La relación anterior se reduce a:

$$S = \frac{L P}{x U_b} \quad (\text{mm}^2)$$

$$L = 1000 \text{ m}$$

$$P = 400 \text{ KVA}$$

$$U_b = 4,16 \text{ KV}$$

$$= 208 \text{ (5\% de } U_b)$$

$$S = \frac{0,0176 \times 1.000 \times 400}{208 \times 4,16}$$

$$S = 8,14 \text{ mm}^2 \quad 8 \text{ AWG}$$

Por lo tanto, con un conductor de cobre N° 8 AWG. trifásico, de 1000 m de longitud se satisface los requerimientos.

7.2.5.2 Agua Industrial.

Los principales centros de consumo de agua están representados por los siguientes equipos:

1	Equipo Boomer	:	90 l/min
1	Roof bolter	:	45 l/min
	Total	:	135 l/min

Para satisfacer estos requerimientos bastará con instalar una red de cañerías de 2" de Φ . con una presión de 5,0 bares.

El agua se obtendrá mediante conexión a la red principal de la mina, la cual es alimentada desde un depósito natural (caserón) ubicado en el Nivel ± 0 . El punto de conexión se ubica en el Nivel -100, en el sector Catedral.

La longitud total de cañería a instalar es:

- 1650 m de conexión a red principal
 - 750 m por túnel -100
 - 900 m por superficie
- 2090 m por túnel -260

- Longitud Total : 3740 m

7.2.5.3 Aire Comprimido.

La cantidad de aire comprimido que se requiere en la frente de trabajo es la necesaria para realizar el soplado y carguío de los tiros. Además se requiere aire comprimido para alimentar el equipo de perforación menor, con el cual se perforarán pequeños tiros para la colocación de soportes de tuberías, mangas de ventilación, etc.

Para el carguío de los tiros se dispone en faena de un equipo móvil provisto de dos cargadores neumáticos JET-ANOL montados sobre el chasis de un camión WAGNER. dotado además de una plataforma móvil. El aire comprimido es suministrado por un compresor portátil acoplado a este equipo. El soplado de los tiros se consigue conectando directamente una manguera al compresor.

Para alimentar al equipo menor se llevará, junto con el avance del túnel, una tubería para el aire comprimido. Por ser esta tubería un elemento auxiliar es que bastará que con ella sólo se satisfagan los requerimientos mínimos de aire, lo que en la práctica se consigue con una tubería de 2 pulgadas de diámetro. El aire comprimido se obtendrá mediante conexión a la red principal de la mina, cuya alimentación se origina desde 2 compresores JOY VN-114 bicilindricos de pistón, con 110 m³/min de capacidad nominal cada una, entregando a la red un suministro efectivo de 91 m³/min cada uno con una presión de 110 lbs.

El punto de conexión se ubica en el Nivel -100, en el sector Catedral.

La longitud total de cañería a instalar es:

- 1650 m de conexión a red principal
 - 750 m por túnel -100
 - 900 m por superficie
- 2090 m por túnel -260

- Total : 3740 m

7.2.6 Botadero de Estéril.

En la selección del lugar para acumular el estéril generado por la construcción del túnel se deben conciliar dos factores: la capacidad de almacenamiento y la ubicación; de tal modo que permita acumular la totalidad de estéril generado y que la distancia desde la boca del túnel sea la mínima posible.

Producción de Estéril

Por construcción de túnel.

Longitud	:	2090 m
Sección	:	5,5 x 4,5 m ²
Volumen	:	52.000 m ³

Por construcción de nichos de marina.

Longitud	:	6 x 40 = 240
Sección	:	5,5 x 4,5 m ²
Volumen	:	6.000 m ³

Por construcción de rotondas.

Longitud	:	690 m
Sección	:	5,5 x 4,5 m ²
Volumen	:	17.000 m ³

Volumen Total : 75.000 m³

Considerando un esponjamiento de 60%, el sector que se elija debe permitir el almacenamiento de 120.000 m³ de material.

Ubicación

El lugar elegido para botadero de estéril se ubica en el sector El Peral, a un costado del camino de acceso a la mina.

Este lugar permite acumular un máximo de 250.000 m³ de material y se ubica a 250 m de distancia de la boca del túnel proyectado, con lo cual se satisfacen ampliamente los requerimientos impuestos.

7.3 Organización del Trabajo.

7.3.1 Etapas del Proyecto.

El desarrollo del proyecto se ha dividido en 4 etapas. Estas son:

- A : Ingeniería y Administración
- B : Instalación de faena
- C : Construcción del túnel
- D : Terminaciones

Se hará una descripción de los trabajos comprendidos en cada una de las etapas, del personal necesario y el tiempo que tomara cada una, para finalmente estimar el tiempo total que durará la ejecución del proyecto.

A.- Ingeniería y Administración.

Comprende toda la ingeniería básica y de detalle. Administrará el proyecto en su totalidad, supervisará para una correcta ejecución de éste y controlará la adquisición de materiales e insumos y el arriendo de equipos.

Se propone la siguiente organización:

- 1 Ingeniero Jefe (A)
- 1 Ingeniero de Proyecto (A)
- 1 Dibujante (B)
- 1 Coordinador materiales y Bodega (B)
- 1 Secretaria (B)

B.- Instalación de Faena.

Comprende la realización de los trabajos de superficie tales como la habilitación de caminos de accesos hacia la boca del túnel y el botadero de estéril, preparación del lugar de trabajo, instalación de redes de aire comprimido y agua industrial, instalación de sub-estación y líneas eléctricas e instalación de galpones metálicos para oficinas, bodegas y servicios en general.

Para la ejecución de estos trabajos se ha considerado un tiempo de 1 mes trabajando 2 turnos diarios de acuerdo a la siguiente organización:

		Hombres/turno	Hombres/día
- Jefe de faena	(A)	1	1
- Jefe de turno	(A)	1	2

- Topógrafo	(B)	1	1
- Alarife	(C)	2	2
- Bodeguero	(C)	1	2
- Chofer	(B)	1	2
- Cañonero	(C)	4	8
- Servicios Varios	(C)	2	4
Total		13	22

No se incluye en esta organización el personal destinado a labores eléctricas, movimiento de tierra e instalaciones de galpones y oficinas, pues estas labores serán realizadas por contratistas.

C.- Construcción de Túnel.

Comprende todos los trabajos de excavación, vale decir perforación, tronadura, extracción de marina, fortificación, instalación de ventiladores y ductos de ventilación, colocación de redes de agua, aire y eléctricas, acuñamiento, mantención de pistas y control topográfico.

La organización propuesta para estos trabajos considera personal en superficie y personal subterráneo.

El personal de superficie estará encargado de almacenar, preparar y suministrar los insumos y materiales necesarios en la construcción del túnel.

El personal subterráneo será responsable del desarrollo y construcción del túnel y demás trabajos anexos.

Personal en Superficie.

		Hombres/turno	Hombres/día
- Jefe de Faena	(A)	1	1
- Polvorinero	(C)	1	3
- Chofer	(B)	1	3
Total		3	7

Personal Subterráneo.

		Hombres/turno	Hombres/día
- Jefe de turno	(A)	1	3
- Topógrafo	(B)	1/3	1
- Alarife	(C)	2/3	2
- Operador BOOMER	(B)	1	3
- Operador Scoop	(B)	1	3

- Botafuego	(C)	2	6
- Cañonero	(C)	2	6
- Acuñador	(C)	2	6
- Servicios Varios	(C)	2	6
Total		12	36
Gran Total		15	43

Ciclo de Minería.

El tiempo que transcurre entre un disparo y el siguiente disparo de avance se denomina ciclo de minería.

Los tiempos de ejecución que se consideran corresponden a tiempos medios que se tienen en faena por considerarlos más representativos que cualquier estimación teórica.

a) Perforación.

Se perforan 69 tiros de 4,0 m de longitud con equipo BOOMER H-115 de 2 brazos, electrohidráulico, el cual permite obtener una velocidad media de perforación de 0,9 m/min. El tiempo total de perforación, incluyendo instalación y desalojo del equipo es de 4,5 h.

b) Carguío de Explosivos y Tronadura.

El carguío de la frente se realiza con apoyo de un equipo móvil provisto de una plataforma y dos cargadores neumáticos JET-ANOL. El tiempo total de carguío de la frente, incluyendo conexiones y tronadura es de 1,7 h.

c) Ventilación.

Para ventilar la frente se puede aprovechar el tiempo de colación o la entrada y salida de turno. Lo anterior no siempre es posible por lo que se considera un tiempo de ventilación de 0,5 h.

d) Acuñadura.

Debido a que la roca es de buena calidad y se emplea la técnica del disparo controlado, los requerimientos de acuñadura son mínimos. Para esta operación se estima un tiempo de 1,0 h.

e) Marina.

La marina se extrae con equipo L.H.D. SCHOFÉ de 8 yd³ y se transporta a los nichos de acumulación una distancia media de 150 m El tiempo total de marina considerando un rendimiento de 100 ton/h es de 2,5 h.

f) Topografía.

Para una correcta construcción del túnel es necesario un apoyo topográfico. Este consiste en controlar la gradiente y dirección del túnel y marcar los tiros en la frente. El tiempo empleado en estas labores se estiman en 0,7 h.

Las labores de adelanto de infraestructura, fortificación, etc., se realizan simultáneamente con alguna operación incluida en el ciclo de minería pues éstas van atrasadas con respecto al avance de la frente.

En forma resumida el ciclo de minería es:

- Perforación	:	4,5 h
- Carguío Explosivos y Tronadura	:	1,7 h
- Ventilación	:	0,5 h
- Acuñadura	:	1,0 h
- Marina	:	2,5 h
- Topografía	:	0,7 h
Total ciclo	:	10,9 h

En un turno de 8 horas se estiman las siguientes pérdidas operacionales:

- Entrada y salida turno	:	40 min
- Colación	:	50 min
- Revisión equipo	:	5 min
Sub-Total	:	95 min
- Imprevistos (10%)	:	10 min
Total	:	105 min

El tiempo efectivo de trabajo por turno es, entonces:

$$\frac{(8 \times 60 - 105)}{60} = 6,25 \text{ h/turno}$$

Con lo cual se obtiene un rendimiento de:

$$\frac{6,25}{10,9} = 0,57 \text{ disparos/turno}$$

Por lo tanto la velocidad de avance en la construcción del túnel es:

$$0,57 \times 3,6 = 2,05 \text{ m/turno}$$

Tiempo de Construcción del Túnel.

El desarrollo del túnel, que tiene una longitud de 1940 m incluye además la construcción de 6 nichos de acumulación de marina de 35 m de longitud equivalente de túnel cada uno y un desvío de 150 m de longitud.

La excavación de estas últimas labores, que en total representan 360 m de longitud, se efectúa en forma simultánea con el avance del túnel, por lo que durante su construcción se tendrá dos frentes de trabajo.

La baja utilización de los equipos de perforación y marina dentro del ciclo de minería, 43% y 24% respectivamente, permite llevar dos frentes de trabajo sin aumentar la duración de este ciclo.

Sin embargo, ante eventuales imprevistos se asume que cuando se tengan dos frentes de trabajo la duración del ciclo aumentará en un 10%, es decir, se realizarán 2 disparos cada 12,0 horas.

Lo anterior indica que la velocidad de avance cuando se llevan dos frentes de trabajo es:

$$\frac{6,25}{11,4} \times 3,6 \times 2 = 3,75 \text{ m/turno}$$

Por lo tanto, el tiempo total de construcción del túnel es:

- Con frente única

Longitud : 1620 m

Avance : 2,05 m/turno

Tiempo : $\frac{1620}{2,05} = 790$ turnos

- Con 02 frentes

Longitud : 2 x 360 = 720 m

Avance : 3,75 m/turno

Tiempo : $\frac{720}{3,75} = 192$ turnos

- Tiempo Total de Construcción : 982 turnos = 327 días

D.- Terminaciones.

En esta etapa se realizan los trabajos necesarios para la puesta en servicio del túnel. Estos son: construcción de una carpeta de rodado y canaleta para desagüe, instalación de sistemas de comunicación, iluminación y control de tráfico.

La carpeta de rodado y la canaleta de desagüe serán construidas por contratistas por lo cual durante el periodo de construcción sólo se requiere personal de faena para realizar supervisión y control de estos trabajos.

La electrificación del túnel será realizada por personal contratista pero los materiales serán suministrados por El Soldado.

Durante esta etapa se propone la siguiente organización:

		Hombres/turno	Hombres/día
- Jefe Faena	(A)	1	1
- Bodeguero	(C)	1	2
- Chofer	(C)	1	2
- Servicios Varios	(C)	2	4
Total Personal		5	9

El tiempo estimado de ejecución de estos trabajos es:

- Construcción carpeta de rodado : 02 meses

(Referencia tiempo de construcción de carpeta de rodado del actual Nivel de Transporte).

- Electrificación del túnel : 01 mes

(Operación puede realizarse durante el período de construcción de la carpeta de rodado).

Luego, el tiempo total por trabajos de terminaciones del túnel es de 02 meses, trabajando 2 turnos-día, en jornada de lunes a sábado.

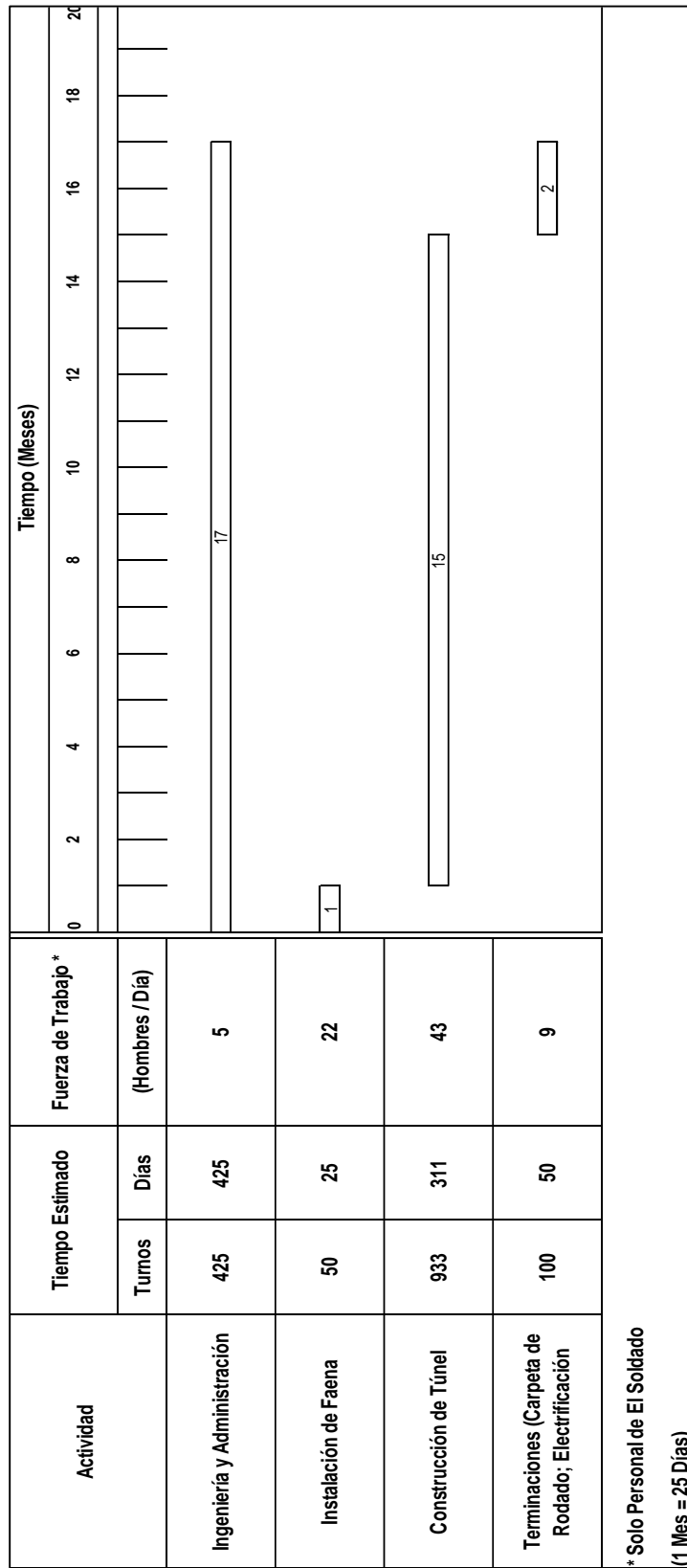
7.3.2. Tiempo de Ejecución del Proyecto.

El tiempo total de ejecución del proyecto es:

Actividad	Turnos	Días
• Instalación de faena	50	25
• Construcción del túnel	982	327
• Terminaciones	100	50
Tiempo Total	1.132	402

El tiempo total de ejecución del proyecto resulta igual a 17 meses, trabajando 03 turnos días de 08 horas, en jornada de lunes a sábado.

En la Fig. 7.8. se presenta un cuadro esquematizando, para cada actividad, la dotación requerida, el tiempo de ejecución y la programación global del proyecto.



* Solo Personal de El Soldado
(1 Mes = 25 Días)

FIG. 7.8

7.4. Aspectos Económicos.

7.4.1. Consideraciones Generales.

Asumiendo que el proyecto será administrado y ejecutado en su totalidad por personal de planta de la mina El Soldado, excepto la carpeta de rodado y la electrificación del túnel, y que además es similar a los trabajos habituales que se desarrollan en la mina, se asumen los siguientes criterios para la estimación de costos y presupuestos de la obra:

- Los rendimientos considerados son los registrados en faena en trabajos y condiciones similares.
- Se considera la utilización de maquinarias y equipos de propiedad de la Compañía.
- Los costos de cada actividad se han clasificado en costo de mano de obra y costo de materiales y servicios.
- Se considera una tasa de cambio de 89 \$/US\$ (t/c a Marzo de 1984).

7.4.2. Costos.

Para determinar el costo total de ejecución del proyecto se ha calculado, en forma separada, el costo parcial de cada una de las etapas del proyecto. En ítem aparte y cuando corresponda se especifican los costos por servicios de contratistas.

Se utilizan los siguientes valores de mano de obra para las distintas categorías de empleados.

CAT. A	:	72	US\$/HD
CAT. B	:	28	US\$/HD
CAT. C	:	24	US\$/HD

A. Ingeniería y Administración.

La dotación asignada funcionará durante 425 días; por lo tanto el costo por este concepto es:

2 (HD) x 72 (US\$/HD) x 425	:	61.200	US\$
3 (HD) x 28 (US\$/HD) x 425	:	35.700	US\$
Total	:	96.900	US\$

B. Instalación de Faena.

a) Mano de Obra.

La dotación asignada funcionará durante 25 días hábiles. El costo por este concepto es:

3 (HD) x 72 (US\$/HD) x 25	:	5.400 US\$
3 (HD) x 28 (US\$/HD) x 25	:	2.100 US\$
16 (HD) x 24 (US\$/HD) x 25	:	9.600 US\$
Costo M.O.	:	17.100 US\$

b) Materiales.

- Conexión a red de agua industrial de la mina.
 - 1650 m de cañería de 2" Φ (incluye fittings y materiales varios)

US\$: 12.050
 - Conexión a red de aire comprimido.
 - 1650 m de cañería de 2" Φ incluye fittings y materiales varios

US\$: 12.050
 - Electrificación.
 - S/E eléctrica de 800 KVA, tendido de 350 m de línea alimentación en A.T. (12 KV)

US\$: 20.700
 - Galpones metálicos (4) para oficinas, choquera, etc.
- US\$: 24.000
- Costo Materiales : 68.800 US\$

c) Contratistas.

- Mano de Obra electrificación : 5.000 US\$
 - Arriendo equipo auxiliar
 - Bulldozer : 35 (horas) x 100 (US\$/hora): 3.500 US\$
 - Motoniveladora: 20 (horas) x 50 (US\$/hora) : 1.000 US\$
 - Costo arriendo equipos : 4.500 US\$
- Costo Contratistas : 9.500 US\$

En resumen, el costo total por concepto de instalación de faenas es:

a) Mano de Obra :	17.100 US\$
b) Materiales :	68.800 US\$
c) Contratistas :	9.500 US\$

Costo Total Instalaciones: 95.400 US\$

C. Construcción del Túnel.

a) Mano de Obra.

La fuerza de trabajo asignada considera:

4 HD cat. A
10 HD cat. B
29 HD cat. C

El valor ponderado de la mano de obra es:

$$\frac{4 \times 72 + 10 \times 28 + 29 \times 24}{4 + 10 + 29} = 29,4 \text{ US\$/HD}$$

El costo de mano de obra de excavación expresado en US\$/m de avance es:

$$\frac{43 \text{ (HD)}}{6,39 \text{ (m)}} \times 29,4 \frac{\text{US\$}}{\text{HD}} = 197,84 \text{ US\$/m avance.}$$

b) Materiales.

El costo de excavación por concepto de materiales se desglosa en los siguientes ítems:

	US\$/m avance
- Perforación	64,08
- Explos. y Tronadura	121,05
- Extracción marina	83,62
- Acuñadura	8,33
- Fortificación	23,38
- Ventilación	144,95
- Agua Industrial	8,63

- Aire Comprimido	8,63
- Energía Eléctrica	113,52
Costo Total Materiales	776,13

El detalle del cálculo de estos valores se encuentra en el anexo “Costos Unitarios”.

c) Contratistas.

- Mano de obra para la electrificación del túnel: US\$ 17.900.

El costo por metro de avance es:

$$\frac{17.900}{2.090} = 8,57 \text{ US\$/m avance}$$

El costo directo de excavación resulta:

a) Mano de obra	:	197,84	US\$/m avance
b) Materiales	:	776,13	US\$/m avance
c) Contratista	:	8,57	US\$/m avance
TOTAL	:	982,54	US\$/m avance

Luego, el costo total de construcción del túnel es:

$$\text{Costo Total Construcción : } 2090 \text{ (m)} \times 982,54 \text{ (US\$/m)} = 2.053.509 \text{ US\$}$$

D. Terminaciones.

a) Mano de Obra.

La dotación asignada trabajará durante 2 meses (50 días hábiles).

1 (HD) x 72 (US\$/HD) x 50	:	3600	US\$
8 (HD) x 24 (US\$/HD) x 50	:	9600	US\$
Total	:	13200	US\$

b) Materiales.

Electrificación túnel para la etapa de producción : **32.730 US\$**

c) Contratistas.

- Mano de obra electrificación del túnel : 14.200 US\$
- Construcción de carpeta de rodado con estabilizado compacto y canaleta de evacuación de aguas.

Valor:160 US\$/m (basado en el costo de construcción actual).

Costo Total : (160 x 2090) : 334.400 US\$

Resumiendo, el costo por concepto de terminaciones del Túnel es:

a). Mano de obra	:	13.200	US\$
b). Materiales	:	32.730	US\$
c). Contratistas	:	334.400	US\$

Costo Total Terminaciones : 380.330 US\$

7.4.3. Presupuesto de la Inversión.

El presupuesto del proyecto entrega los siguientes Totales:

A.- Ingeniería y Administración	:	96.900	US\$
B.- Instalación de Faena	:	95.400	US\$
C.- Construcción del Túnel	:	2.053.509	US\$
D.- Terminaciones	:	380.330	US\$
Sub-Total	:	2.626.139	US\$
Imprevistos (10%)	:	262.614	US\$
Inversión Total	:	2.888.753	US\$

8. CONCLUSIONES

En el contexto establecido para la realización de este trabajo se cubicaron, para las Reservas Profundas, un total de $5,17 \times 10^6$ ton de mineral factible de recuperar, con una ley media de 1,95% de CuT, para una ley de corte de 1,2% de CuT.

Para recuperar estas reservas se ha determinado que la alternativa de construir un Nivel de Transporte Inferior (Túnel) que se ubique por debajo de las reservas más profundas, es más favorable que la alternativa de construir una rampa que nazca desde el Nivel de Transporte actual y que se desarrolle en profundidad pasando por las bases de todos los caserones.

El análisis del sistema de transporte para la alternativa elegida establece la necesidad de contar con una flota de 8 camiones de 42 ton de capacidad y 2 cargadores frontales de 5 yd³, obteniéndose un costo de operación del sistema de US\$0.926 por tonelada.

Las conclusiones y valores indicados anteriormente son válidas bajo el supuesto que estas reservas son explotadas a un ritmo de 6.600 ton/día, lo cual permitirá alimentar a Planta a un ritmo de 5.500 ton/día., con lo que éstas se agotarían en un periodo de 2,6 años.

Esta suposición es sólo referencial, pues no se trata de un proyecto separado de la mina sino que representa una fuente alternativa de reservas para la mina, a la que eventualmente se podría recurrir para complementar o suplir la producción actual.

En lo que respecta a la construcción de la infraestructura de transporte, el desarrollo del anteproyecto establece que el túnel que servirá de base a esta infraestructura, cuya sección es $5,5 \times 4,5$ m² y posee una longitud de desarrollo de 2090 m, requiere de una inversión de US\$ $2,9 \times 10^6$ y un tiempo de construcción de 17 meses.

Todos los valores monetarios están expresados en dólares americanos al cambio vigente en marzo de 1984 (1 US\$ = \$ 89).

9. BIBLIOGRAFIA.

[1] LANGEFORS & KIHLSSTRÖM. "The Modern Techniques of Rock Blasting" 1978.

[2] PROCTOR & WHITE. Rock Tunneling with Steel Supports. 1956 Reprint of 1946 Edition.

[3] De la Cuadra Irizar, Luis Curso de Laboreo de Minas. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. (1974).

[4] Fernández Felgueroso, José Manuel; Luque Cabal, Vicente Lecciones de ventilación de minas. (1975).

A N E X O 1
COSTO HORARIO EQUIPOS SISTEMA DE TRANSPORTE

ANEXO 1.

1. COSTO HORARIO EQUIPOS SISTEMA DE TRANSPORTE

Se calculan los costos horarios de un camión minero de 42 ton. de capacidad y de cargadores frontales montados sobre neumáticos de 4 y 5 yd³ de capacidad, determinándose en forma separada, los costos de capital y los costos de operación.

Para calcular el costo de capital se asume un tiempo de depreciación de los equipos de 7 años, una tasa anual de interés de 16% y una prima anual de seguro equivalente a 1,5% del valor de adquisición del equipo.

1.1 Costo Horario Cargador 4 yd³

Cargador considerado	:	Caterpillar 966-D
Valor, sin neumáticos (CIF)	:	US\$ 198.000
Horas necesarias	:	7.933 horas/año
Dotación requerida	:	2 unid.

Costo de Capital.

Ítem	Valor anual (US\$)
Depreciación	28.285
Interés	18.103
Seguros	170
Total	46.558

$$\text{Costo Indirecto.} \quad \frac{46.558 \times 2}{7.933} = 11,74 \text{ (US$/hora)}$$

Costo de Operación.

Ítem	Consumo	Valor Unitario	Costo (US\$/hora)
Combustible	33 (lt/hora)	0.29 US\$/lt.	9,57
Aceites	0.75 (lt/hora)	1.77 US\$/lt	1,33
Grasa	0.022 (Kg/hora)	3,71 US\$/Kg	0,08
Filtros	10%(ace.y grasa)		0,14
Neumáticos	4 (unid./2.000hr.)	2500 US\$/un.	5,00
Otros materia			2,00
Mantenición	(100% depreciación)		7,13

Mano Obra	3 (hombres/día)	28 US\$/HD	14,0
		TOTAL	39,25

1.2 Costo Horario Cargador 5 yd³.

Cargador considerado	:	Caterpillar 980-C
Valor, sin neumáticos, (CIF)	:	US\$ 246.000
Horas necesarias	:	6.347 horas/año
Dotación requerida	:	2 unid.

Costo Indirecto.

Ítem	Valor anual (US\$)
Depreciación	35.143
Interés	22.491
Seguros	211
Total	57.845

Costo Indirecto. $\frac{57.845 \times 2}{6.347} = 18,23 \text{ (US$/hora)}$

Costo Directo.

Ítem	Consumo	Valor Unitario	Costo (US\$/hora)
Combustible	40 (lt/hora)	0.29 US\$/lt.	11,60
Aceites	0.75 (lt/hora)	1.77 US\$/lt	1,33
Grasa	0.022 (Kg/hora)	3.71 US\$/Kg	0,08
Filtros	10% (aceites y grasa)		0,14
Neumáticos	4 (unid./2.000h)	2500 US\$/un.	5,00
Otros materiales			2,00
Mantenimiento	(100% depreciación)		11,07
Mano de obra	3 (hombres/día)	28 US\$/HD	14,00
		TOTAL	45,22

1.3 Costo Horario Camión 42 ton.

Camión considerado	:	Camión Minero.
Valor, sin neumáticos (CIF)	:	US\$ 250.000
Tipo de Cargador		4yd ³ 5 yd ³
Horas operación/año		44.526 42.510
Dotación requerida		9 8

Costo Indirecto.

Ítem	Valor Anual (US\$)	
Depreciación	35.714	
Interés	22.857	
Seguro	214	
Total	58.785	
Tipo de Cargador	4yd ³	5 yd ³
Costo Indirecto.	$\frac{58.785 \times 9}{44.526}$	$\frac{58.785 \times 8}{42.510}$
	11,88 (US\$/h)	11,06 (US\$/h)

Costo Directo.

Ítem	Consumo	Valor Unitario	Costo (US\$/hora)
Combustible	21 (lt/hora)	0.29 US\$/lt.	6,09
Aceites	1.6 (lt/hora)	1.77 US\$/lt	2,83
Grasa	0.05 (Kg/hora)	3,71 US\$/Kg	0,19
Filtros	10% (aceit, y gras)		0,30
Neumáticos	6 (unid./2.000 horas)	2500 US\$/un.	7,50
Otros Materiales			2,00
Mantenición	(100% depreciación)		6,61
Mano de obra	3 (hombres/día)	28 US\$/HD	14,00
		TOTAL	39,52

A N E X O 2
COSTOS UNITARIOS CONSTRUCCION DE TUNEL

ANEXO 2.

2. COSTOS UNITARIOS CONSTRUCCION DE TUNEL

El costo total de cada actividad se ha separado en costo de mano de obra y costo de materiales.

Los costos que se presentan a continuación corresponden al costo por concepto de materiales. Incluido en este costo está el costo de servicios.

En lo referente a equipos, el costo horario calculado o supuesto corresponde al costo directo o costo de operación es decir, no incluye el costo de capital.

2.1 Costo de Perforación.

Aceros.

Item	Vida Util (m)	Valor (US\$)	Costo (US\$/m)
Barra (14" 1¼" x 1⅛")	800	186	0,233
Culatín (1¼")	1500	112	0,075
Copla (1¼")	800	11	0,014
Total		:	0,322

En cada disparo se perforan 276 m en un tiempo efectivo de 2,5 horas con dos perforadores. El costo horario es:

$$C_{\text{Aceros}} = \frac{0,322 \times 276}{2,5} = 35,55 \text{ US\$/h}$$

Bits.

Vida útil	:	260 m, con 3 afiladas
Costo Bit	:	86 US\$
Costo afilada	:	0,5 US\$

$$C_{\text{Bits}} = \frac{87,5}{260} = 0,337 \text{ US\$/m}$$

$$C_{\text{Bits}} = \frac{0,337 \times 276}{2,5} = 37,21 \text{ US\$/h}$$

Energía Eléctrica.

Consumo	:	60 KW (2 bombas de 30 KW c/u)
Costo	:	0,06 US\$/KWH
$C_{\text{Energía}}$:	$0,06 \times 60 = 3,6$ US\$/h

Mantención Boomer

El costo de mantención y reparación se supone equivalente a la amortización.

Valor (sin perforadora)	:	US\$ 210.000
Vida útil	:	15.000 h
C_{MR}	=	$\frac{210.000}{15.000} = 14,0$ US\$/h

Mantención Perforadoras.

Se supone equivalente al 60% de la amortización.

Valor	:	US\$ 15.000
Vida útil	:	3.000 h
Nº Perforadoras	:	2
C_{MR}	=	$\frac{2 \times 15.000}{3.000} \times 0,6 = 6,0$ US\$/h

Costo Total Perforación

Aceros	35,55	US\$/h
Bits	37,15	US\$/h
Energía Eléctrica	3,60	US\$/h
Mantención Boomer	14,00	US\$/h
Mantención Perforadoras	6,00	US\$/h
Total	92,27	US\$/h.

Se estima un avance real de 3,6 m por disparo. Por lo tanto el costo por metro de avance es:

$$C_{\text{Perforación}} = \frac{92,27 \times 2,5}{3,6} = 64,08 \text{ US\$/m avance}$$

2.2 Costo de Tronadura

Explosivos

Ítem	Consumo (Kg/disparo)	Valor (US\$/Kg.)	Costo (US\$)
A.G. (1¼" x 8")	14,56	1,93	28,10
T-1 (1¼" x 8")	70,11	1,80	126,20
T-2TA (¾" x 18")	13,23	3,57	47,23
ANFO	64,40	0,58	37,35
ANFO - 8	52,0	0,73	37,96
Total :	US\$/disparo		276,84

Accesorios

Ítem	Consumo	Valor (US\$/%)	Costo (US\$)
Fulm.Nonel	69 unid.	1,77	122,13
Fulm.Eléct.	1 unid.	0,42	0,42
Primacord	130 unid.	0,13	16,90
Cable Eléct.	40 m	0,05	2,00
Total :	US\$/disparo		141,45

Carguío de Tiros

Costo Horario Equipo : 35,0 US\$/h
(Incluye costo de compresor)
Tiempo estimado de uso : 30 min/disparo

$$\text{Costo} : \frac{35,0 \times 30}{60} = 17,50 \text{ US$/disparo}$$

Costo Total Tronadura

Explosivos	276,84	US\$/disparo
Accesorios	141,45	US\$/disparo
Carguío de tiros	17,50	US\$/disparo
Total	435,79	US\$/disparo

El costo por metro de avance es:

$$C_{\text{Tronadura}} = \frac{435,79}{3,6} = 121,05 \text{ US$/m avance}$$

2.3 Costo Extracción de Marina.

1.- Equipo L.H.D. de 8 yd³ (Tipo Schoff)

Combustibles

$$\begin{aligned} \text{Consumo} & : 22 \text{ lts/h} \\ \text{Costo} & : 0,29 \text{ US\$/lt.} \\ C_{\text{Comb.}} & : 22 \times 0,29 = 6,38 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Lubricantes

Se asume equivalente al 40% del costo de combustible.

$$C_{\text{Lubr}} = 0,4 \times 6,38 = 2,55 \text{ US\$/h}$$

Neumáticos

$$\begin{aligned} \text{Valor} & : 2.000 \text{ US\$/unid.} \\ \text{Vida útil} & : 1.200 \text{ horas.} \\ C_{\text{Neum.}} & = \frac{2000 \times 4}{1200} = 6.67 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Mantenimiento y Reparación

Se supone equivalente a la amortización.

$$\begin{aligned} \text{Valor (sin neumáticos)} & : \text{US\$ } 195.000 \\ \text{Vida útil} & : 12.000 \text{ horas} \\ C_{\text{MR}} & = \frac{195.000}{12.000} = 16,25 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Costo Total Equipo L.H.D.

a) Combustibles	6,38	US\$/h
b) Lubricantes	2,55	US\$/h
c) Neumáticos	6,67	US\$/h
d) Mantenimiento y reparación	16,25	US\$/h
Total	31,85	US\$/h

El tiempo de despeje de la frente es de 2,5 h. Por lo tanto el costo de avance es:

$$C_{\text{SCHOFF}} = \frac{31,85 \times 2,5}{3,6} = 22,12 \text{ US\$/m. avance}$$

2.- Sistema Cargador - Camión.

Estos equipos son arrendados. La tarifa de arriendo, que incluye operación y mantenimiento es:

Carguío	:	0,20	US\$/ton
Transporte	:	0,70	US\$/ton
Total	:	0,90	US\$/ton

Cada disparo genera 246 ton húmedas de marina por lo que el costo por metro de avance es:

$$C_{c-c} = \frac{0,90 \times 246}{3,6} = 61,50 \text{ US\$/m avance}$$

Costo Total Extracción de Marinas

1.- Equipo L.H.D	22,12	US\$/m avance
2.- Sistema cargador – camión	61,50	US\$/m avance
C_{Marinas}	83,62	US\$/m avance

2.4 Costo de Fortificación.

Equipo Apernador

Costo Horario	:	62,50	US\$/h
Tiempo apornado	:	4,0	min/tubo
Costo	:	$\frac{62,50 \times 4,0}{60}$	= 4,17 US\$/tubo

Elementos de Fortificación

Tubos de fricción de 6"	:	6,73	US\$/tubo
Malla de alambre bizcocho N° 12	:	6,58	US\$/tubo
Planchuela	:	1,12	US\$/tubo
Total	:	14,43	US\$/tubo

Costo Total Fortificación

a) Equipo apornado	4,17	US\$/tubo
b) Elementos de Fortificación	14,43	US\$/tubo
Total	:	18,60 US\$/tubo

El costo por metro lineal de fortificación es:

$$4,17 \frac{\text{tubos}}{\text{m}} \times 18,60 \frac{\text{US\$}}{\text{tubo}} = 77,56 \text{ US\$/m}$$

El costo total de fortificación considerando que se fortificará el 30% de la longitud total del túnel, es decir 630 m, es:

$$C_{\text{Fort.}} = 630 \times 77,56 \text{ US\$} = 48.863 \text{ US\$}$$

El costo por metro de avance es:

$$C_{\text{Fort}} = \frac{48.863}{2.090} = 23,38 \text{ US\$/m avance}$$

2.5 Costo Red de Agua Industrial.

a) Cañerías 2".

Longitud Red	:	2.090 m
Costo	:	4,65 US\$/m
$C_{\text{Cañerías}}$	=	$2.090 \times 4,65 = 9.719 \text{ US\$}$

b) Fittings.

Costo	:	0,64 US\$/m
C_{Fittings}	=	$2.090 \times 0,64 = 1.338 \text{ US\$}$

c) Materiales Varios (cada 6,0 m).

- 1 Collarín a 9,93 US\$:	1,66	US\$/m
- 2 Amarras Crosby a 1,44 US\$/amarra	:	0,48	US\$/m
- 2 m cadenas a 1,35 US\$/m	:	0,45	US\$/m
- 2 Anclajes al techo a 2,24 US\$/c/u	:	0,75	US\$/m
Costo Materiales	:	3,34	US\$/m

$$C_{\text{MV}} = 2.069 \times 3,34 = 6.980 \text{ US\$}$$

Costo Total Red Agua Industrial

a) Cañería 2"	9.719	US\$
b) Fittings	1.338	US\$
e) Materiales Varios	6.980	US\$
Total	18.037	US\$

El costo promedio por metro de avance es:

$$C_{\text{Red agua}} = \frac{18.037}{2.090} = 8,63 \text{ US\$/m avance}$$

2.6 Costo Red de Aire Comprimido.

a) Cañerías 2".		
Longitud Red	: 2.090	m
Costo	: 4,65	m
$C_{\text{Cañerías}} = 2.090 \times 4,65$	= 9.719	US\$

b) Fittings.		
Costo/m	: 0,64	US\$/m
$C_{\text{Fittings}} = 2.090 \times 0,64$	= 1.338	US\$

c) Materiales Varios (Idéntico al caso de la red de agua).

$$C_{\text{MV}} = 6.980 \text{ US\$}$$

Costo Total Red Aire Comprimido

a) Cañería 2"	9.719	US\$
b) Fittings	1.338	US\$
c) Materiales Varios	6.980	US\$
Total	18.037	US\$

El costo promedio por metro de avance es:

$$C_{\text{Red Aire}} = \frac{18.037}{2.090} = 8,63 \text{ US\$/m avance}$$

2.7 Costo de Ventilación.

Sistema principal compuesto por 10 ventiladores axiales de 50 KW cada uno en ducto rígido de 36" Φ .

Longitud Total de desarrollo	:	1.940 m
Velocidad media de avance	:	1,98 m/turno
Tiempo Total de desarrollo	:	982 turnos
Valor energía eléctrica	:	0,06 US\$/KWH

Consumo de Energía

Ventilador	Turnos Utilización	Horas Utilización	K.W.H.
1	982	7.856	392.800
2	881	7.048	352.400
3	780	6.240	312.000
4	679	5.432	271.600
5	578	4.624	231.200
6	477	3.816	190.800
7	376	3.008	150.400
8	275	2.200	110.000
9	174	1.392	69.600
10	73	584	29.200

Consumo Total (K.W.H.): 2.110.000

a) Energía

Costo : 2.110.000 x 0,06 = 126.600 US\$

b) Ventiladores.

Valor : 10.000 US\$/unid.
Costo : 10.000 x 10 = 100.000 US\$

c) Ductos de Ventilación.

Longitud tendido : 2.090 m
Valor : 33,55 US\$/m
Costo : 33,55 x 2.090 = 70.120 US\$

d) Materiales Instalación Ventiladores.

Item	Valor Unit.. (US\$/Unid)	Cantidad	Costo Total (US\$)
Perno Anclaje	6,73	2	13,46
Cable acero 1/8"Φ	3,15	10	31,50
Amarras Crosby 1/8"	2,70	4	10,80
Utilización Scoop	31,85	0,5 h	15,93
			71,69
		Costo por Ventilador :	
		Total Costo:	716,9

e) Materiales Instalación Mangas.

Cable de acero de 1/4" :	1,79 US\$/m
Patas de suspensión :	0,63 US\$/m
Mat. y Servicios Varios:	0,22 US\$/m
Total	2,64 US\$/m

Total: 2.090 x 2,64 = 5.518 US\$

Costo Total Ventilación

a) Energía	126.600	US\$
b) Ventiladores	100.000	US\$
c) Ductos	70.120	US\$
d) Materiales Inst. Ductos	717	US\$
e) Materiales Inst. Mangas	5.518	US\$
Total	302.955	US\$

El costo por metro de avance es:

$$C_{\text{venti.}} = \frac{302.955}{2.090} = 144,95 \text{ US$/m avance}$$

2.8 Costo de Acuñadura.

Por concepto de materiales se estima un costo de 30 US\$/h.
El tiempo de acuñadura por disparo se asume es 1.0 hora.

Por lo tanto el costo por metro de avance es:

$$C_{\text{Acuñ.}} = \frac{30 \text{ (US\$/h)}}{3,6 \text{ (m/h acuñ)}}$$

$$C_{\text{Acuñ}} = 8,33 \text{ US\$/m avance}$$

2.9 Costo Electrificación.

El costo de electrificación del túnel por concepto de materiales se ha dividido en 3 ítems:

Costo de instalaciones en superficie.

- Costo de electrificación del túnel para etapa de construcción.
- Costo de electrificación del túnel para la etapa de producción.

A. Instalaciones de Superficie.

a) Línea de transmisión aérea de 12 KV (350 m)

- Alambre de cobre desnudo duro, N° 4 AWG trifásico:
3 x 350 x 4,10 : 4.300 US\$
- Postación y Ferretería : 900 US\$
- Sub-Total : 5.200 US\$

b) S/E Eléctrica de 800 KVA.

- Transformador 400 KVA – 12/4,16 KV : 7.000 US\$
- Transformador 400 KVA - 12/0,4 KV : 7.000 US\$
- Postación y Ferretería : 1.500 US\$
- Sub-Total : 15.500 US\$

Costo Total : 20.700 US\$

B. Electrificación etapa de construcción.

a) Línea de transmisión aérea de 4.16 KV (1000 m).

- Conductor trifásico : 1000 x 17,98 : 17.980 US\$
- Elementos de fijación : 1.350 US\$
- Varios : 350 US\$
- Sub-Total : 19.680 US\$

b) S/E Unitaria de 400 KVA

- Transformador 4,16/0,4	:	14.000	US\$
- Varios	:	500	US\$
Sub-Total	:	14.500	US\$

c) Línea de distribución de B.T. (400 V) (2.000 m)

- Trifásico 750 MCM:	3 x 1200 x 21,52	:	77.472	US\$
- Neutro 350 MCM	1 x 1200 x 10,58	:	12.696	US\$
- Trifásico 1000 MCM:	3 x 800 x 28,29	:	67.896	US\$
- Neutro 500 MCM	1 x 800 x 16,10	:	12.880	US\$
- Elementos fijación	2000 x 1,69	:	3.380	US\$
- Varios		:	1.780	US\$
Sub-Total		:	176.104	US\$

d) Tableros de partida ventiladores.

- 10 tableros (10 x 1.130)	:	11.300	US\$
- Elementos de fijación	:	560	US\$
- Elementos de conexión	:	560	US\$
Sub-Total	:	12.420	US\$

e) Tablero centralizado de comando

- Tablero	:	1.350	US\$
- Alimentación de control	:	6.750	US\$
- Varios	:	560	US\$
Sub-Total	:	8.600	US\$

f) Cajas de distribución

- 3 cajas (3 x 560)	:	1.680	US\$
- Elementos de fijación	:	850	US\$
- Elementos de conexión	:	3.370	US\$
Sub-Total	:	5.900	US\$

Costo Total Etapa Construcción

a) Línea Aérea 4.16 KV	19.680	US\$
b) S/E 400 KVA	14.500	US\$
c) Línea BT (400 V)	176.104	US\$
d) Tableros de Partida	12.420	US\$
e) Tablero de Comando	8.660	US\$
f) Cajas de Distribución	5.900	US\$
Total	237.264	US\$

C. Electrificación Etapa de Producción

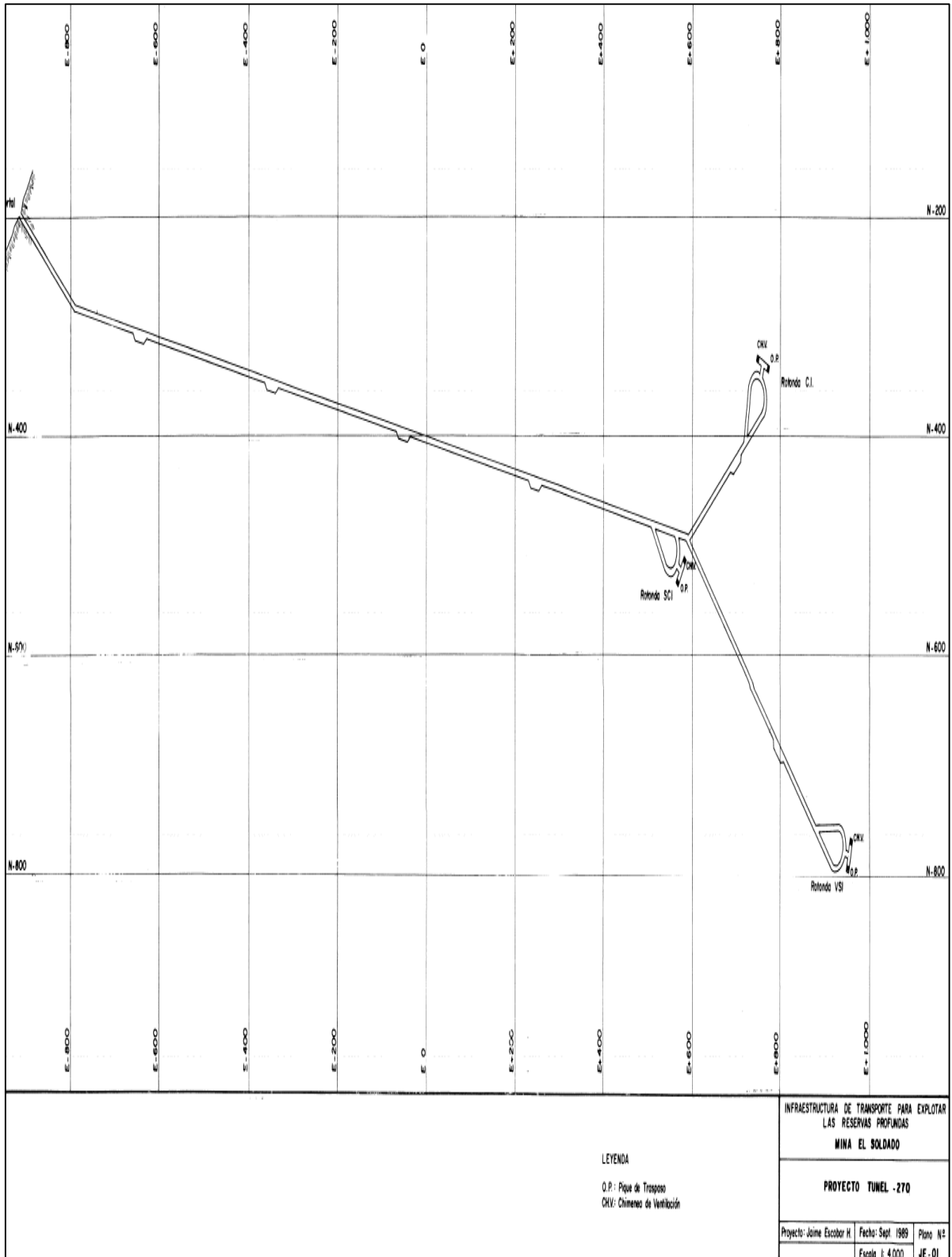
a) Comunicaciones Vía Cable Radiante		
- Cable Radiante (2200 x 11,24)	:	24.730 US\$
- Elementos de fijación	:	700 US\$
- Varios	:	1.700 US\$
Sub-Total	:	27.130 US\$
b) Consumos Misceláneos	:	5.600 US\$

Costo Total Etapa Producción

a) Cable Radiante	27.130	US\$
b) Misceláneos	5.600	US\$
Total	32.730	US\$

En resumen, el costo de electrificación del túnel por concepto de materiales es:

A.- Instalaciones de Superficie	20.700	US\$
B.- Electrificación Etapa Construcción	237.264	US\$
C.- Electrificación Etapa Producción	32.730	US\$
Costo Total Electrificación	290.694	US\$



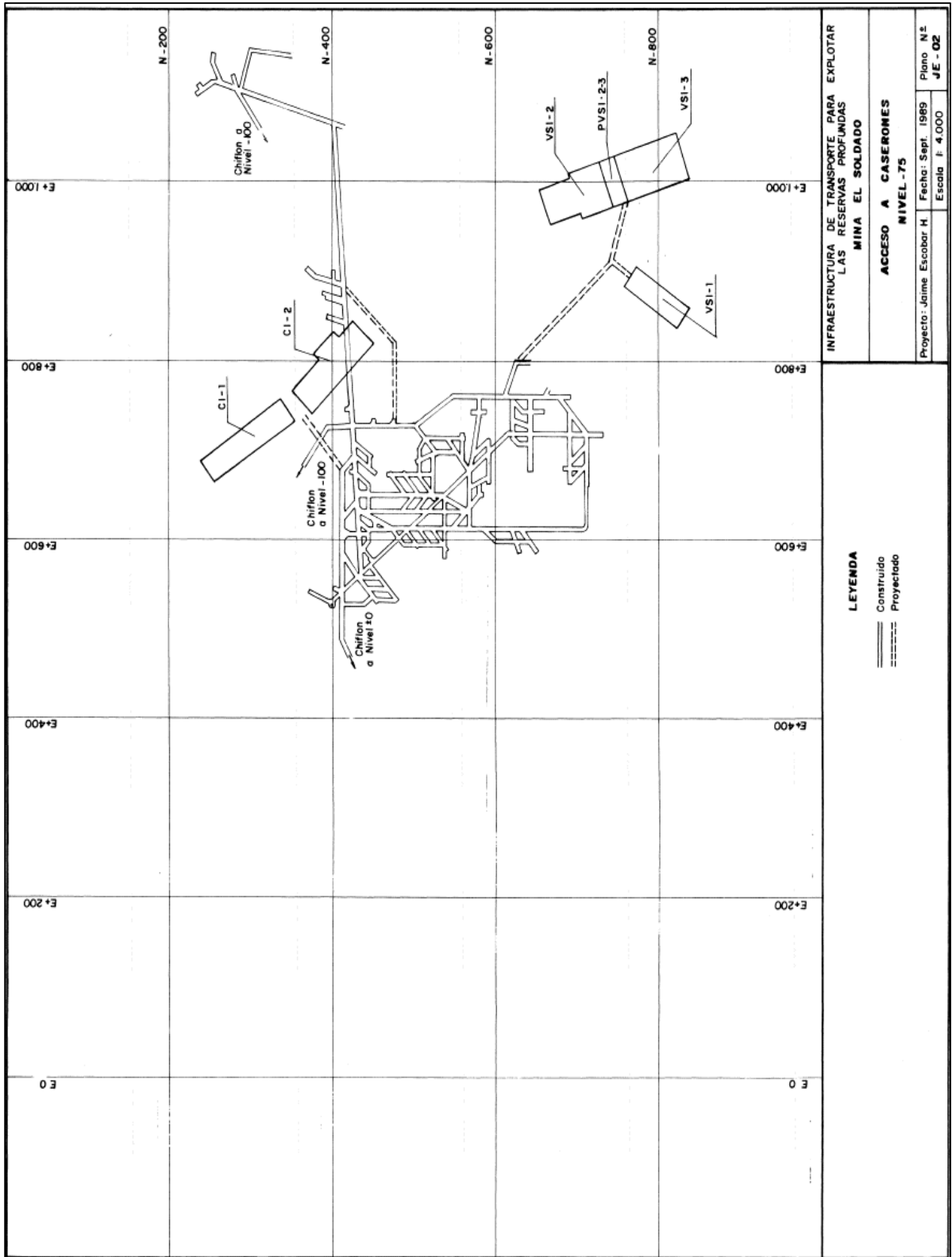
LEYENDA

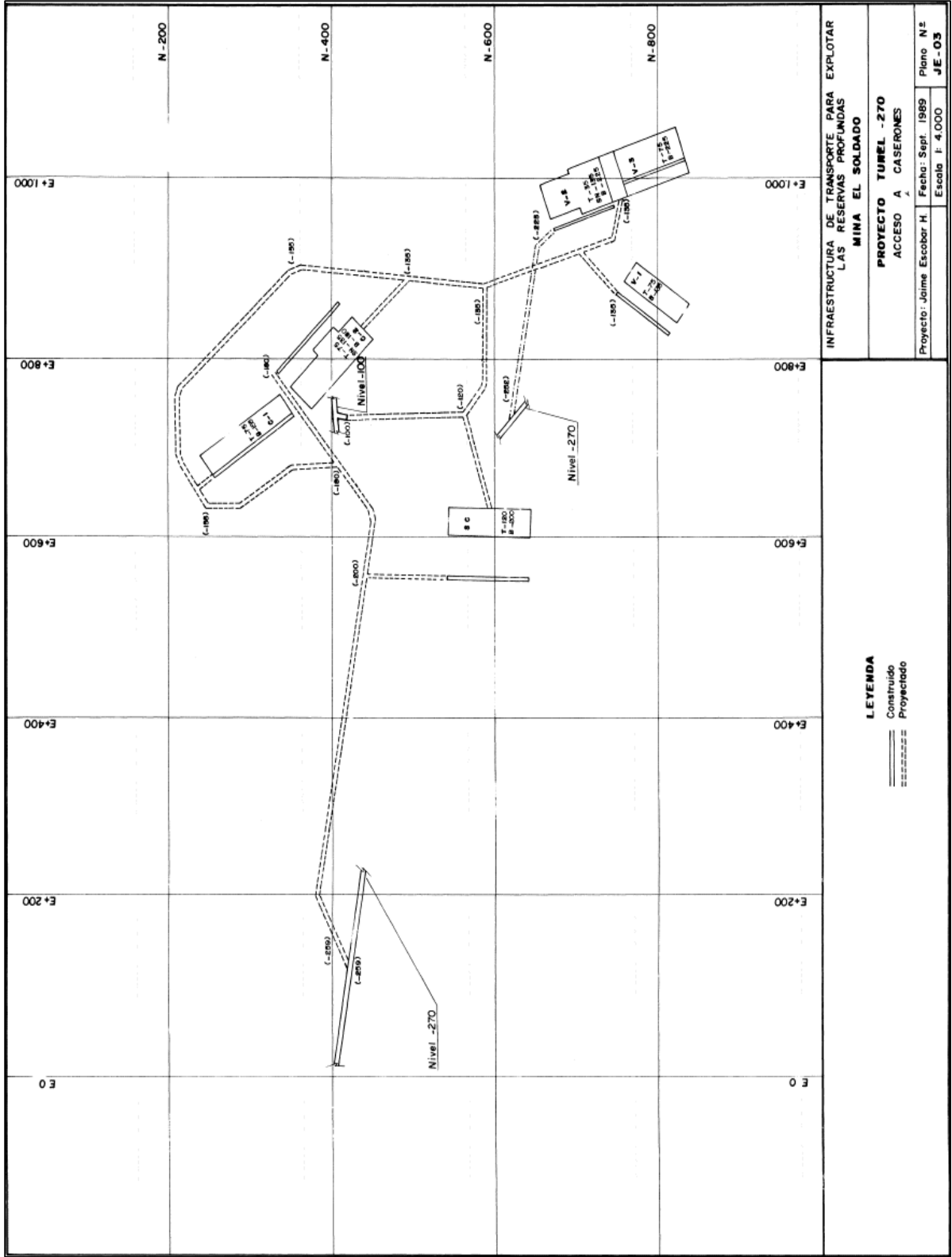
D.P.: Pique de Trosopo
 CHV: Chimeneo de Ventilación

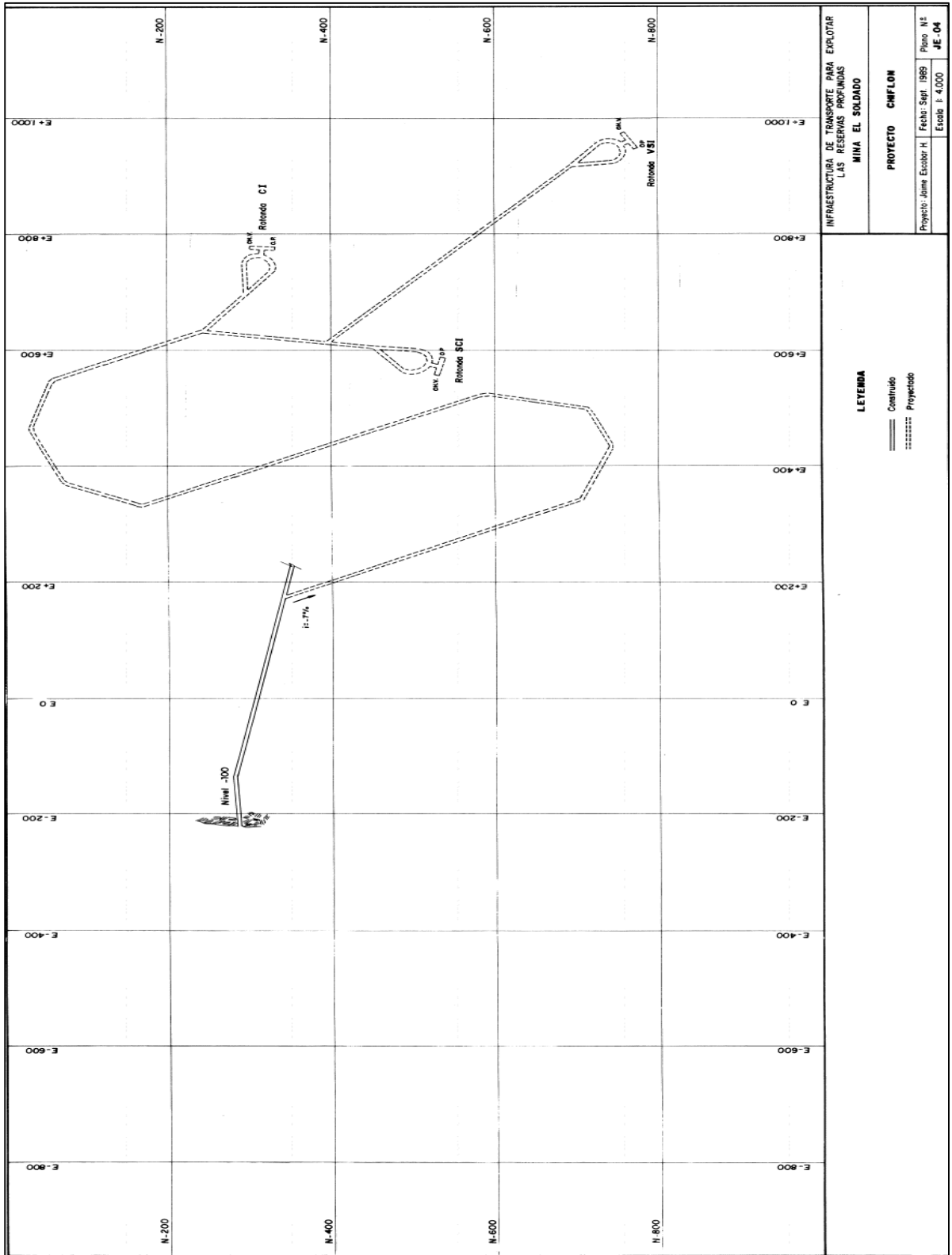
INFRAESTRUCTURA DE TRANSPORTE PARA EXPLOTAR
 LAS RESERVAS PROFUNDAS
 MINA EL SOLDADO

PROYECTO TUNEL - 270

Proyecto: Jaime Escobar H	Fecha: Sept 1989	Plano: N.2
Escala: 1:4.000		J.E.-01



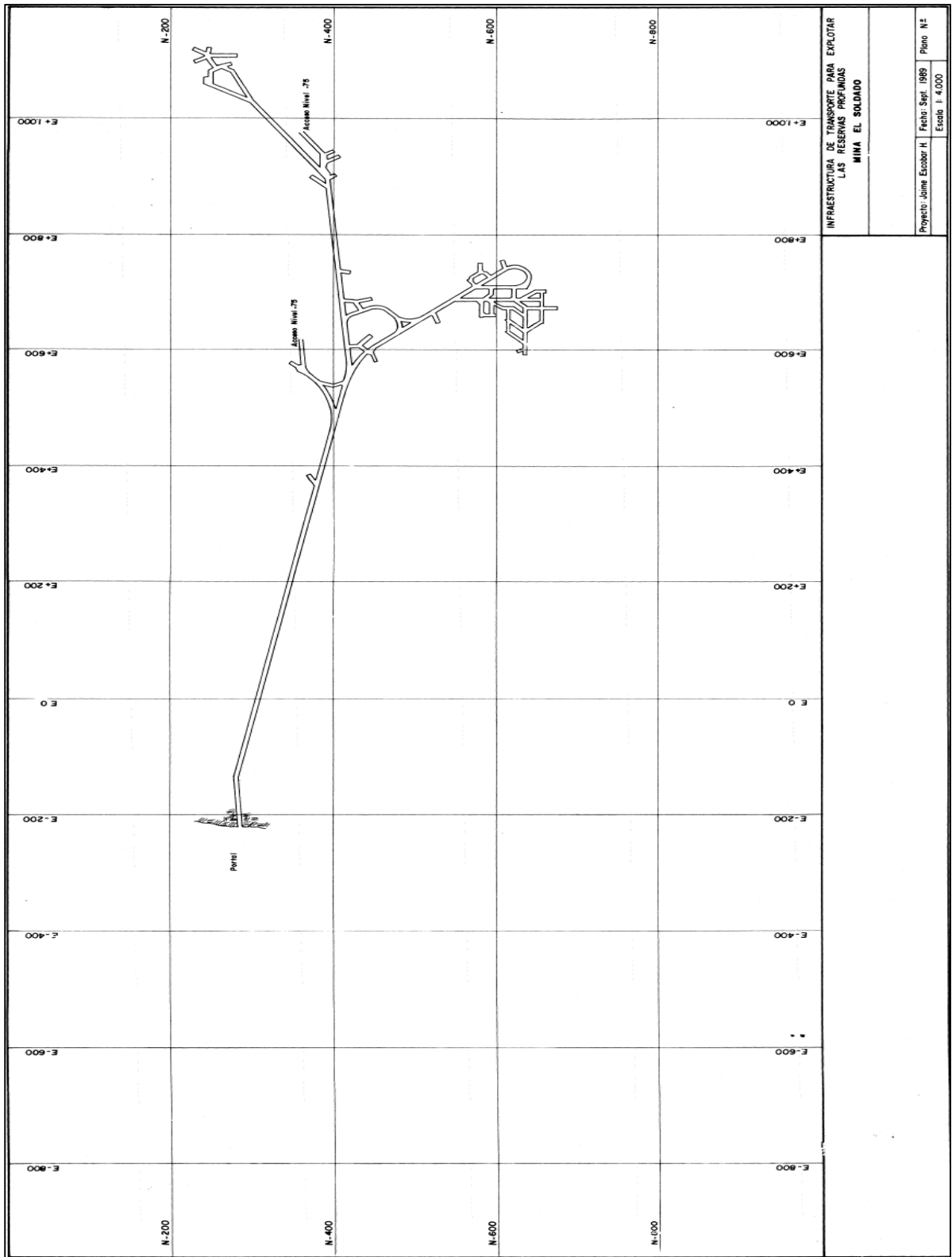




INFRAESTRUCTURA DE TRANSPORTE PARA EXPLOTAR LAS RESERVAS PROPRIAS MINA EL SOLDADO
PROYECTO CINFELON
 Proyecto: Jaime Escobar H. | Fecha: Sept. 1989 | Plano: N.º JE-04
 Escala: 1:4,000

LEYENDA

- ==== Construido
- Proyectado



INFRAESTRUCTURA DE TRANSPORTE PARA EXPLOTAR
LAS RESERVAS PROPRIAS
MINA EL SOLDADO

Proyecto: Jaime Escobar H	Fecha: Sept. 1989	Plano N°
	Escala: 1:4,000	