

Universidad Nacional de Ingeniería

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA



“ Factibilidad Técnico - Económico para la Aplicación del Sistema de Minado Continuo en la Mina San Vicente ”

T E S I S

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ROBERTO OSWALDO VICUÑA RUIZ

PROMOCION: 1984 - 2

LIMA • PERU • 1987

A mis abnegados padres
Julia y Domingo

AGRADECIMIENTO

Agradezco muy sinceramente a la Cia. San Ignacio de Morococha , por haberme brindado la oportunidad de colaborar en el desarrollo de un importante proyecto , y asimismo aceptar que dicho trabajo sea materia de mi tesis , cuyo desarrollo presento a continuación .

Aunque no es mi costumbre hacer halago a las personas , creo necesario hacer mi profundo reconocimiento a las siguientes personas que de alguna forma u otra posibilitaron la realización de este trabajo y en todo momento absolvieron las dudas e inquietudes que demandaba dicho desarrollo y sin las cuales no hubiera podido llevar a buen término este trabajo ; Ing. Carlos Loret de Mola , Ing. Max Inga , Ing. Juan C. Alcalde , Ing. Jose Francia Ing. Manuel Villanueva , Ing. Roman Tejada , Ing. Mario del Rio , é Ing. Jorge Nuñez .

FACTIBILIDAD TECNICO-ECONOMICA PARA LA APLICACION DEL
SISTEMA DE MINADO CONTINUO EN LA MINA SAN VICENTE

I N D I C E

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION

- 1.1 Naturaleza del proyecto
- 1.2 Objetivo

CAPITULO II

2.0 GENERALIDADES

2.1 Aspectos geológicos.

- 2.1.1 Geología Regional.
- 2.1.2 Geología Local.
 - 2.1.2.1 Estructuras mineralizadas y ocurrencia.
 - 2.1.2.2 Controles de la mineralización.

2.2 La productividad como instrumento de desarrollo.

- 2.2.1 Importancia de la productividad en la empresa.
- 2.2.2 La productividad como factor clave para la operación en épocas de crisis.
- 2.2.3 Economía y rentabilidad de la productividad.
- 2.2.4 Metas e índices de productividad en la minería.

2.3 Sistema actual de minado.

- 2.3.1 Explotación por Cámaras y Pilares con Corte y Relleno Ascendente.
 - 2.3.1.1 Desarrollo y preparaciones.
 - 2.3.1.2 Ciclo de minado.
 - 2.3.1.3 Planeamiento de la operación.
 - 2.3.1.4 Costos operativos estándares.
 - 2.3.1.5 Índices obtenidos.
 - 2.3.1.6 Ventajas y desventajas.

2.4 El Sistema de Minado Continuo.

- 2.4.1 Consideraciones estructurales.
- 2.4.2 Labores de pre-minado.
- 2.4.3 Infraestructura requerida.
- 2.4.4 Mecánica del trazado.
- 2.4.5 Ventajas y desventajas.

CAPITULO III

3.0 FACTIBILIDAD TECNICO-ECONOMICA PARA LA APLICACION DEL SISTEMA DE MINADO CONTINUO.

- 3.1 Método de estudio para el análisis.
 - 3.1.1 Parámetros de diseño.
 - 3.1.2 Estudio de mecánica de rocas del área de trabajo.
 - 3.1.3 Reservas geológicas y minables.
 - 3.1.4 Desarrollo y preparaciones.
 - 3.1.5 Planeamiento de minado.
 - 3.1.6 Selección de equipo.
 - 3.1.7 Servicios auxiliares.
 - 3.1.8 Requerimiento de personal.
 - 3.1.9 Productividad y rendimiento estimados.

- 3.2 Aspectos Técnico-Económicos de los métodos en estudio
 - 3.2.1 Resumen de los costos de explotación e inversión con Cámaras y Filares.
 - 3.2.2 Estimación de costos de inversión y operación con el Sistema de Minado Continuo.
 - 3.2.3 Análisis comparativo de costos.
 - 3.2.4 Análisis comparativo de los índices de productividad y rendimiento.

- 3.3 Aspectos Económicos-Financieros del proyecto.
 - 3.3.1 Mercado
 - 3.3.1.1 Producción.
 - 3.3.1.2 Balance Oferta-Demanda.
 - 3.3.1.3 Comercialización.
 - 3.3.2 Financiación del proyecto.
 - 3.3.2.1 Estructura de capital
 - 3.3.2.2 Financiación.
 - 3.3.2.3 Gastos financieros.
 - 3.3.3 Depreciación.
 - 3.3.4 Ingresos por ventas.
 - 3.3.4.1 Valorización de concentrados.
 - 3.3.4.2 Producción de concentrados.
 - 3.3.4.3 Ingresos anuales.
 - 3.3.5 Proyecciones financieras.
 - 3.3.5.1 Estados de pérdidas y ganancias.
 - 3.3.5.2 Flujo de caja.
 - 3.3.5.3 Análisis de rentabilidad del proyecto.

CAPITULO IV

4.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 4.1 Observaciones y conclusiones.
- 4.2 Recomendaciones.
- 4.3 Planos y láminas.
- 4.4 Bibliografía.

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION

El presente trabajo que presento como tema de tesis nace de la necesidad de realizar proyectos que tengan como objetivos mejoras en los sistemas de minado , la optimización del uso de equipo y la disminución constante de nuestros costos de operación .

La adopción de un minado desconocido a nuestra realidad implicaba un reto técnico y económico , ya que por un lado la adopción del sistema de Minado Continuo requería de un riguroso estudio geológico y estructural utilizándose para ello técnicas y métodos no comunes a la minería tradicional y por otro lado el aspecto económico debido a la escasez de recursos actualmente disponibles , todo esto conllevaba a que en un inicio se viera como no factible el proyecto , teniendo en consideración que el tipo de maquinaria a emplear no tenia mayor experiencia en minería metálica , salvo en 02 minas operativas actualmente en los EE.UU. , teniéndose como antecedentes su alta productividad en minería del carbón .

La búsqueda de soluciones al problema de los continuos desprendimientos en los tajeos de la mina hace que se modifique el trazado del minado y un mayor control en las mallas de perforación , con resultados alentadores pero que no eliminaban por completo dicho problema , teniendo en consideración además que por el tipo de yacimiento la dureza de la roca es media-suave , se pensó en la introducción de este tipo de maquinaria , el cual elimina la voladura , se obtiene una sección uniforme mejorando enormemente la estabilidad del area de tajeado , permitiendo asimismo un control en la calidad de mineral por evacuación continua del material a extraer del frente a rimar . Todas estas características del propio yacimiento unidas a las ventajas que podría ofrecer este tipo de operación hizo que se pensara en la factibilidad del proyecto , cuyo desarrollo es el tema de la tesis que presento , estando seguro que los resultados que se obtengan servirán como antecedentes para otras minas con yacimientos similares en la posibilidad de adoptar este sistema de minado , contribuyendo de esta manera con el desarrollo de la minería en el país .

1.1 NATURALEZA DEL PROYECTO

Todo proyecto a realizar nace de la necesidad de conseguir algo y persigue objetivos específicos a obtener una vez puesta en operación dicho plan , siendo así entonces concluiremos que todo proyecto es importante .

Un análisis crítico de las operaciones mineras en San Vicente apuntaba a la necesidad de un sistema de minado más seguro y más fluido de acuerdo a las características del yacimiento . Posteriormente un estudio de mecánica de rocas arrojó resultados que mostraba la peculiaridad del yacimiento siendo el parámetro más importante la resistencia a la compresión promedio de la roca de 20,000 PSI , lo cual indicaba la posibilidad de tomar en cuenta como alternativa el sistema de minado continuo en la elección posterior del sistema a adoptar .

El proyecto " Minado Continuo " en actual diseño persigue objetivos muy ambiciosos , como consecuencia de la necesidad de ser en estos momentos de dura recesión mundial productores altamente competitivos , como única garantía para seguir operativos y rentables ; como todo proyecto ambicioso su desarrollo requiere de una fuerte inversión siendo ésta una característica principal , considerando además que es la primera vez en el país y en Latinoamérica que una empresa minera adoptaba para su minado un sistema de explotación totalmente desconocido a nuestra experiencia , por todo esto la decisión de poner en operación el proyecto requirió de un cuidadoso análisis económico y financiero .

1.2 OBJETIVOS

Los objetivos que se persiguen con el desarrollo de este proyecto son los siguientes :

- Incrementar la productividad .
- Reducir los costos de minado .
- Optimización de las inversiones con mínimos periodos de recuperación y máximos índices de rentabilidad .
- Mejorar la selectividad en la explotación .

CAPITULO II

2.0 GENERALIDADES

2.1 ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1.1 GEOLOGIA REGIONAL

La geología regional del yacimiento está formado por los tres tipos de roca conocidos ; rocas metamórficas , ígneas y sedimentarias , conformando éstas últimas la geología local

ROCAS METAMORFICAS

Estas pertenecen al Pre-Cámbrico siendo la estructura principal el esquisto verde los cuáles están asociados íntimamente y pertenecen al macizo "Maraynioc-Mayrazo" ubicados al oeste del Granito Tarma .

ROCAS IGNEAS

Pertenecen al Paleozoico Medio a Superior y a depósitos cuaternarios del Cenozoico .

Están formadas por dos estructuras principales :

- A) Granito Rojo de San Ramón .- Este granito de dimensiones batolíticas se ubica al este de la mina San Vicente llegando hasta la zona del Perené , por donde pasa por debajo de los sedimentos del Mitu y Fucará al igual que en las cercanías de San Vicente
- B) Granito Gris de Tarma Este granito de color gris claro y en partes verdoso está ubicado al oeste de la mina San Vicente limitando a las calizas y dolomitas del Grupo Fucará .

Este granito se relaciona con varias intercalaciones de granitos de la Cordillera Central

- C) Granito San Bartolomé .- Esta ubicado al Sur-Este de la mina a manera de Stock no continuo de composición y textura diferente a la del granito rojo de "San Ramón" y a la del granito gris de "Tarma" estando en contacto con las calizas del grupo Fucará y las areniscas rojas del Grupo Mitu .

D) Volcánicos Terciarios .- Este material volcánico , se presenta tanto en la carretera hacia la mina como en las mismas estructuras mineralizadas a manera de lentes irregulares discordantes y/o concordantes con la estratificación ; generalmente intruyendo a los sedimentos del Grupo Fucará y está representada por una andesita carbonatada con abundante pirita de color gris amarillento lo que dá lugar a un ligero metamorfismo en las rocas sedimentarias (Dolomitas blancas grises con textura cristaloblástica) .

2.1.2 GEOLOGIA LOCAL

Como se dijo la geología local esta representada por las rocas sedimentarias del Grupo Mitu y Fucará

A) Grupo Mitu .- Está formado por areniscas , lutitas y conglomerados de color rojizo-violáceo , de edad Pérmico Superior . Localmente el Grupo Mitu está muy bien expuesto en la quebrada Puntayacu (carretera de las oficinas a la mina) en donde se observa muy claramente el contacto con el Fucará .

B) Grupo Fucará .- Está representado por calizas dolomíticas , siendo el grupo más importante de la zona por estar mejor expuesto y el que presenta los mantos mineralizados de Zinc y Plomo

2.1.2.1 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS Y OCURRENCIA

San vicente es un yacimiento del tipo estratiforme ó sedimentario con mineralización económica de Zinc y Plomo , presentándose las estructuras mineralizadas en horizontes concordantes a la estratificación , por lo que la ocurrencia se dá en estructuras tipo " Manto " .

El área mineralizada cuenta aproximadamente con una longitud de 6.0 Km. , paralelo a la cuál se encuentran los horizontes a manera de lentes irregulares tanto en sentido horizontal como en

vertical ; siendo la potencia de dichos horizontes de 1780 Mt .

El yacimiento presenta 3 horizontes mineralizados bien definidos ; el primero el horizonte San Judas se encuentra a 954.0 Mts. de la base del Pucará ubicándose a la caja piso del yacimiento ; a 1148 Mts. se encuentra el segundo horizonte San vicente , el cuál consta de 5 mantos en la Zona Sur y 8 en la Zona Norte los cuáles están limitados por 2 horizontes estratigráficos bien definidos , teniendo a la caja piso una caliza con textura arenosa y al techo una caliza negra foliada siendo la potencia de 128 Mts. ; el tercer horizonte Alfonso se encuentra al techo del horizonte San Vicente a 1495 Mts. de la base del Pucará y está formado por 3 mantos .

2.1.2.2 CONTROLES DE LA MINERALIZACION

Los controles de la mineralización son : genéticos de deposición (sedimentario) , estructural y mineralógico .

- A) Control Genético de Deposición .- Este control permite conocer el límite de la " Cuenca sedimentaria " observando en las estructuras la terminación del manto contra otras estructuras entrecruzadas del tipo "Cebra" en estéril .
- B) Control Estructural .- Permite encontrar los mantos por análisis de los lados de una falla y/o diques de brecha y/o pliegues debido a la removilización de la esfalerita por acción del tectonismo .
- C) Control Mineralógico .- El mineral de Zinc siempre se encuentra acompañado de la pirita y el bitumen así como de la dolomita bandeada tipo "cebra" (en estéril) , siendo éstas las guías principales de la mineralización para la explotación .

2.2 LA PRODUCTIVIDAD COMO INSTRUMENTO DE DESARROLLO

Antes de abordar la productividad y su relación con el desarrollo de una nación , es necesario entender claramente lo que entendemos por productividad ; pueden haber muchas definiciones pero podemos definirla de la siguiente manera :

"Como la relación entre una producción obtenida y los recursos utilizados para obtenerla " .

En donde los recursos pueden ser si hablamos de una empresa minera , los siguientes :

- El yacimiento minero .
- Los materiales y/o insumos .
- Las instalaciones , maquinarias y herramientas .
- La mano de obra .

La definición anterior podemos aplicarla a una empresa , a una industria ó a toda una economía .

Como conclusión podremos decir que la productividad es un índice de cuantificación de los diferentes procesos de producción de una empresa , haciendo posible el análisis de resultados de éstos en una misma empresa ó similares .

Así tendremos la productividad del capital , de la inversión , de los equipos , de los materiales , de la mano de obra , etc. Dichas relaciones la podemos representar como : $US\$/Hr$, $US\$/TMS$, $US\$/M3$, $TMS/Tarea$, $Mt/Tarea$, $TMS/Hombre$, $Kg.explosivo/TMS$, TMS/pie , $Tarea/TMS$, etc .

La productividad sirve como instrumento de desarrollo en un país ; esta afirmación se puede sustentar en el siguiente cuadro

	!	- Disminución de los costos	!	
	!	de producción .	!	
	!	- Productos altamente competi-	!	
	!	tivos .	!	
	!	- Mejora en el nivel de vida .	!	Y SE OBTIENE
	!	- Mejora en la rentabilidad de	!	COMO
UNA MEJORA EN LA	!	de la empresa .	!	RESULTADO
PRODUCTIVIDAD <	!	- Aumento del valor de nuestras	!	EL DESARROLLO
GENERA	!	exportaciones .	!	ECONOMICO
	!	- Balanza comercial favorable .	!	DE UN PAIS
	!	- Mayores ingresos del Estado .	!	
	!	- Reducción del trabajo .	!	
	!	- Mas tiempo para la búsqueda	!	
	!	de tecnología propia .	!	

Por el resultado a que se llega en el cuadro anterior , creo necesario hacer el análisis desagregado de cada uno de los factores involucrados en dicho resultado .

- DISMINUCION DE LOS COSTOS DE PRODUCCION .- Una mejora en la productividad de los materiales se traduce en una mayor producción con igual uso de recursos ó igual producción con una disminución en los recursos empleados para obtener dicha producción , en ambos casos se tiene una disminución en los costos de producción .
- PRODUCTOS ALTAMENTE COMPETITIVOS .- Una mejora en la productividad de la maquinaria y/o equipos , implica aparte del mejor uso de las disponibilidades una modernización de éstos acorde con el desarrollo de la tecnología , obteniéndose como resultado productos mejor elaborados con disminución en las impurezas elevando su calidad haciendo de esta forma a dichos productos altamente competitivos .
- MEJORA EN EL NIVEL DE VIDA .- Esto se obtendrá porque con la mejora en la rentabilidad de la empresa habrán mayores ingresos reales habiendo entonces una mayor demanda en los bienes de consumo y de producción debido a los menores costos y precios menores , además que con una mejor productividad de los equipos se tendrá mejores condiciones de trabajo .

MEJORA EN LA RENTABILIDAD DE LA EMPRESA .- Como resultado en las mejoras en la productividad de los equipos , materiales y personal , se dijo que se obtiene una disminución en el costo de producción y un aumento en los ingreso por ventas merced al mayor volumen de productos ó toneladas producidas , por tanto se obtiene un mayor ingreso neto mejorando de esta manera la rentabilidad de la empresa .

AUMENTO DEL VALOR DE NUESTRAS EXPORTACIONES
Como resultado de la mejora en la calidad y contenido de los productos se obtendrá entonces mejores liquidaciones ingresando al país un mayor volumen de dinero por nuestras ventas y si le damos un mayor valor agregado obviamente dichos ingresos crecerán aún más aumentando entonces el valor de nuestras exportaciones .

BALANZA COMERCIAL FAVORABLE .- Esto se desprende del análisis del factor anterior , ya que al aumentar nuestros ingresos por exportaciones é importando lo necesario tendremos un saldo neto positivo en nuestra balanza comercial

MAYORES INGRESOS DEL ESTADO .- Esto se obtendrá debido a la mejora en la rentabilidad de la empresa y a los mayores ingresos por exportación de nuestros productos , de acuerdo a las imposiciones taxativas que el estado impone a cada rubro de la actividad comercial , industrial y productiva , pudiéndose destinar estos ingresos a la inversión de proyectos de desarrollo tecnológico agropecuario , industrial de mediano y largo plazo y a proyectos de retorno inmediato a fin de avanzar en el desarrollo socio económico y tecnológico del país .

REDUCCION DEL TRABAJO .- Mejorando la productividad de los equipos , tanto en el mejor uso ó adquisición de maquinarias más eficientes , se tiende a reducir el trabajo de personal tanto en esfuerzo como en la duración del mismo .

MAS TIEMPO PARA LA BUSQUEDA DE TECNOLOGIA PROPIA
De la conclusión anterior se desprende que al disminuir el trabajo del personal le queda

tiempo sobrante que puede ser empleado para la investigación y el experimento con el objetivo de alcanzar progresivamente una tecnología propia y competitiva .

2.2.1 IMPORTANCIA DE LA PRODUCTIVIDAD EN LA EMPRESA

Son muchos los factores que influyen en la productividad de cada actividad de una empresa ó industria y no hay ningún factor que sea indispensable de los demás , la importancia que deberá atribuirse a cada uno de los recursos : yacimiento , materiales , equipos , personal dependerá del tipo de empresa ó industria , ya que por ejemplo , en las industrias en donde la mano de obra es barata comparada con los materiales o las instalaciones y equipos es en donde será necesario incidir en el control de la productividad de los materiales y equipos y aquellas industrias en donde la incidencia de los costos de la mano de obra es significativa como en la minería , por los gastos indirectos que le significan a la Cia. , será necesario controlar las productividades de personal y equipos para reducir los costos .

Es decir mejorar las productividades de una mina significa mejorar la rentabilidad de la empresa por lo que el control de dichos índices tienen una especial importancia en el desarrollo de las operaciones de toda empresa .

2.2.2 LA PRODUCTIVIDAD COMO FACTOR CLAVE PARA LA OPERACION EN EPOCAS DE CRISIS

En épocas de bonanza y de altos precios para nuestros principales productos de exportación todos los entes involucrados (empresa , empleados y estado) obtienen altos beneficios es precisamente en estos momentos en donde hay derroche de recursos vitales de capitales , etc. y en donde no se repara en el control de las productividades de los recursos . La minería como toda actividad cíclica pasa también por épocas de crisis donde los precios bajan a niveles desconocidos tal como sucede

actualmente , produciéndose la no rentabilidad de la mayoría de las empresas y el colapso de un número creciente de estas ; es en estos momentos en donde se vuelca la atención a buscar medidas dentro del contexto interno para contrarrestar los efectos negativos de los bajos precios y los costos crecientes . Dichas medidas tienen que pasar por el único factor controlable por nosotros : nuestra productividad ; ya que la producción por si sola no constituye necesariamente un indicador confiable de la actividad minera , puesto que una producción puede incrementarla a expensas del rendimiento del personal , del consumo de materiales o de las reservas de mineral . Tampoco un resultado económico permite por si mismo evaluar en forma correcta la productividad por tipo de operación en una mina .

Ante este panorama lo único que queda es mejorar las productividades de todos los recursos involucrados en una industria minera como son : el yacimiento , los materiales , los equipos y el personal , ya que de esta forma bajaremos nuestros costos de operación para compensar los menores ingresos y así tener un saldo neto positivo , para que la operación en una empresa no se detenga , evitando con esto un gran daño al país por el problema socio-económico que esto trae consigo ; de ahí la importancia de la productividad en estos momentos para la continuidad de operación de toda empresa minera .

2.2.3 ECONOMIA Y RENTABILIDAD DE LA PRODUCTIVIDAD

En toda empresa el objetivo que se persigue es la de obtener resultados favorables , tanto para la empresa , el personal y el estado .

Anteriormente hemos hablado de productividad específicas , estas se pueden diferenciar haciendo tres clasificaciones generales de productividad .

- a) Productividad técnica .- Esta se mide por lo general como cantidad utilizada ó producida en la unidad de tiempo y puede ser incrementada

adoptando incentivos , mecanizando las operaciones de minado , si las condiciones lo permiten , o adoptando normas o disposiciones técnicas de trabajo . Los índices usados son : Gls/Hora , Tal/Hr. , TMS/Hr. , Hr.netas/Gda. etc.

b) Productividad económica de producción .- Esta referida a costos unitarios de los resultados . Un aumento en la productividad técnica no supone necesariamente una disminución en los costos de operación . Los índices usados son : US\$/TMS , US\$/Mt. , US\$/M3 , US\$/Hr. etc .

c) Productividad económica del mercado .- Cuando un producto entra al mercado , puede o no haber demanda y su venta estará condicionada a este factor o lo que se conoce como Ley de Oferta y Demanda ,si hablamos de industria , vemos que el productor tiene influencia en los precios de sus productos rigiéndose por esta ley ; lo mismo no sucede con el mercado mundial de metales ; en donde quienes controlan las cotizaciones son los países consumidores . Los índices usados se refiere generalmente a los precios como: US\$/TMS ctv./Lb. , US\$/Oz. , etc .

Toda empresa deberá conocer la importancia de la relación entre la economía y rentabilidad de producción con respecto a la productividad de la misma siendo los principales conceptos los stes. :

$$\text{Productiv. Total} = \frac{\text{Costos Normales de Fabricación}}{\text{Costos Efectivos de Fabricac.}}$$

$$\text{Pt.} = \text{Cnf/Cef} .$$

$$\text{Econom. de Producc.} = \frac{\text{Rendim. de la Producc.}}{\text{Costo de Producc.}}$$

$$e = \text{Rp/Cp}$$

Donde : Si $e > 1.0$ ----> La oper. es econom.
 Si $e < 1.0$ ----> La oper. es antiec.

$$\text{Rentabil. de la Producc.} = \frac{\text{Produccion - Costos}}{\text{Cap. Condicion. a la Prod.}} \times 100$$

2.2.4 METAS E INDICES DE PRODUCTIVIDAD EN LA MINERIA

En nuestro país el incremento en la productividad (léase TMS/Hb-Gda.) de algunas minas está correlacionado con el creciente ritmo de mecanización habido en dichas minas ; dicho crecimiento sostenido es visible a partir del año 76 , tal como se observa en la Fig. No. 2.2.4 .

Por diversas razones y fundamentalmente por la escasa información estadística acerca de los recursos usados en mina nos hemos acostumbrado a ver en el factor trabajo ó mano de obra (TMS/Tarea) como el único índice de productividad descuidando los otros índices relativos a la producción .

Si bien la mecanización efectivamente es un factor importante en el incremento de toda productividad , es también importante controlar y administrar de manera racional los recursos y disponibilidades que dicha mecanización conlleva , vale decir , mejorar la productividad de los cuatro factores inherentes a toda producción minera .

Estudios hechos por el INGEMMET en el año 81 en programas de mejora de la productividad en algunas minas del país dan cuenta de la bajísima productividad que tenemos y que proyectándolas a todas las minas (dado el conocimiento aproximado de su volumen y sistemas de minado) se llegó a la conclusión que la productividad en la mano de obra a nivel país no sobrepasa la TMS/Hb-Gda.

Es evidente que la mayoría de las gerencias no hacen uso de programas de mejoras en la productividad ó de reducción de costos , ya que se ve en estos como una inversión no recuperable ó como un gasto , creo que este criterio debe ser desterrado en estos momentos en donde dichas mejoras harán posible la operación de muchas minas.

Se ha demostrado que la aplicación de dichos programas en tajeos pilotos de la minería clásica han logrado un incremento en la productividad del orden del 110 % a 230 % con respecto a los tajeos en producción .

Si bien éstos índices de incremento no se observan en la minería sin rieles es obvio concluir que los incrementos que se obtengan con dichos programas significan un ahorro considerable en el costo de producción, debido al mayor volumen que se mueve con este sistema.

Los siguientes son los resultados en minería clásica y sin rieles de los estudios hechos por el INGEMMET.

A) En Minería Clásica.- Este cuadro resume los resultados obtenidos en los tajeos piloto y otros tajeos en 4 empresas en donde se desarrolló el programa en forma integral.

M I N A	RENDIMIENTO TMS/HB-GDA.		INCREM.
	TAJO PILOTO	OTROS TAJOS	%
Julcani	7.4	3.5	111
Santa Rita	8.8	2.6	238
Centraminas	8.6	3.8	128
Huampar	7.6	3.3	130

B) En Minería sin rieles.- Estos son los rendimientos actuales de operación para estas minas.

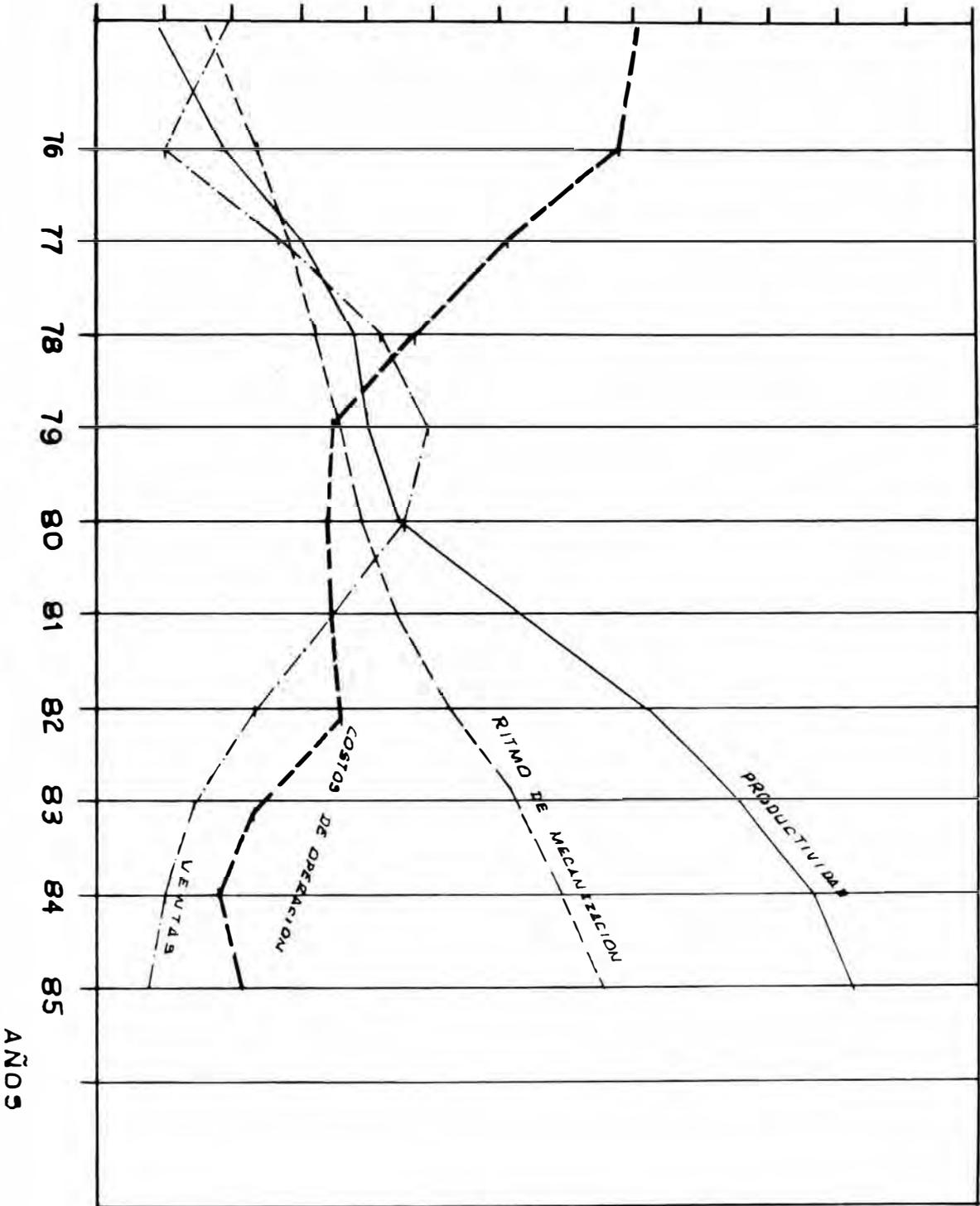
M I N A	RENDIM. TMS/HB-GDA.
San Vicente	23.5
Orcopampa	18.0
Raul	18.0
Raura	18.0
Monterrosas	17.0 (*)

(*) Se refiere cuando la mina estuvo en operación

CAMBIO DE METODO

RITMO DE MECANIZACION EN LAS MINAS DEL PERU

GRAF. No. 2.2.4



2.3 SISTEMA ACTUAL DE MINADO

Para objeto del estudio de factibilidad se hace necesario una descripción del actual proceso de explotación mina cálculo de costos operativos estándares y la determinación de los índices de rendimiento obtenidos , para efectos de un análisis comparativo técnico-financiero con la alternativa de explotación considerada lo cuál nos permitirá determinar la factibilidad del proyecto .

2.3.1 EXPLOTACION POR CAMARAS Y PILARES CON CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Siendo el yacimiento de tipo sedimentario y presentándose la mineralización en estructuras tipo "manto" con una potencia variable de 1.0 mt. hasta 25.00 mt. , con buzamientos moderados (45 grados al W) y estando formado por 6 estructuras principales separadas entre sí por cajas intermedias en estéril ; se adoptó para su explotación el sistema de Corte y Relleno Ascendente por Cámaras y Pilares permitiendo de ésta manera la operación de equipo altamente mecanizado con una buena productividad y con mínima pérdida de mineral dejado en los pilares de sostenimiento , dada la gran extensión del yacimiento .

Las cámaras y pilares se realizan teniendo en consideración 2 criterios la máxima recuperación de mineral y proveer el sostenimiento a los tajeos , buscando en lo posible que los pilares queden en las cajas intermedias del horizonte mineralizado .

El sistema de explotación empleado permite un avance rápido en la explotación debido a la mecanización existente y a las dimensiones de los tajeos notándose un déficit con el volumen de relleno produciéndose entonces el agrandamiento de los tajeos por continuos "planchoneos" buscando la sección abierta su estabilidad natural haciendo riesgoso el laboreo en dichos tajeos Dichos desprendimientos tienen como causa principal el fuerte fracturamiento existente al sistema de fallas a las zonas de brecha , las cuáles tienen que ver con la orogénesis del yacimiento y a las deficiencias en la perforación

2.3.1.1 DESARROLLOS Y PREPARACIONES

El desarrollo para un área definida de trabajo consiste en la construcción de galerías y rampas. Las galerías tienen una sección de 4.0 mt. x 3.5 mt. con una dirección Norte y Sur.

Las rampas se construyen en forma transversal al rumbo de las estructuras con una sección de 4.0 mt. x 4.0 mt. con una pendiente de 12 % la cuál disminuirá en las curvas a 6 % con un radio de 10.0 mt. estando ubicadas en las cajas de los mantos.

La preparación empieza con la construcción de chimeneas en paralelo a la construcción de la rampa, estando ubicadas en las cajas del horizonte y al centro del área de trabajo, las cuáles estarán comunicadas al nivel 1709 y a niveles inferiores las que servirán para ventilación y echaderos del área, respectivamente utilizándose además chimeneas construidas para el tajeado de áreas inferiores las que servirán para servicios.

A partir de la rampa y a mitad del área delimitada se construye un acceso desde el cuál se construirán cruceros transversales a los mantos con una sección de 3.5 x 3.5 espaciados cada 15.0 mt., a partir de los cuáles se construirán las cámaras sobre estructura iniciando la explotación propiamente dicha.

2.3.1.2 CICLO DE MINADO

El actual sistema de explotación requiere del siguiente ciclo de minado:

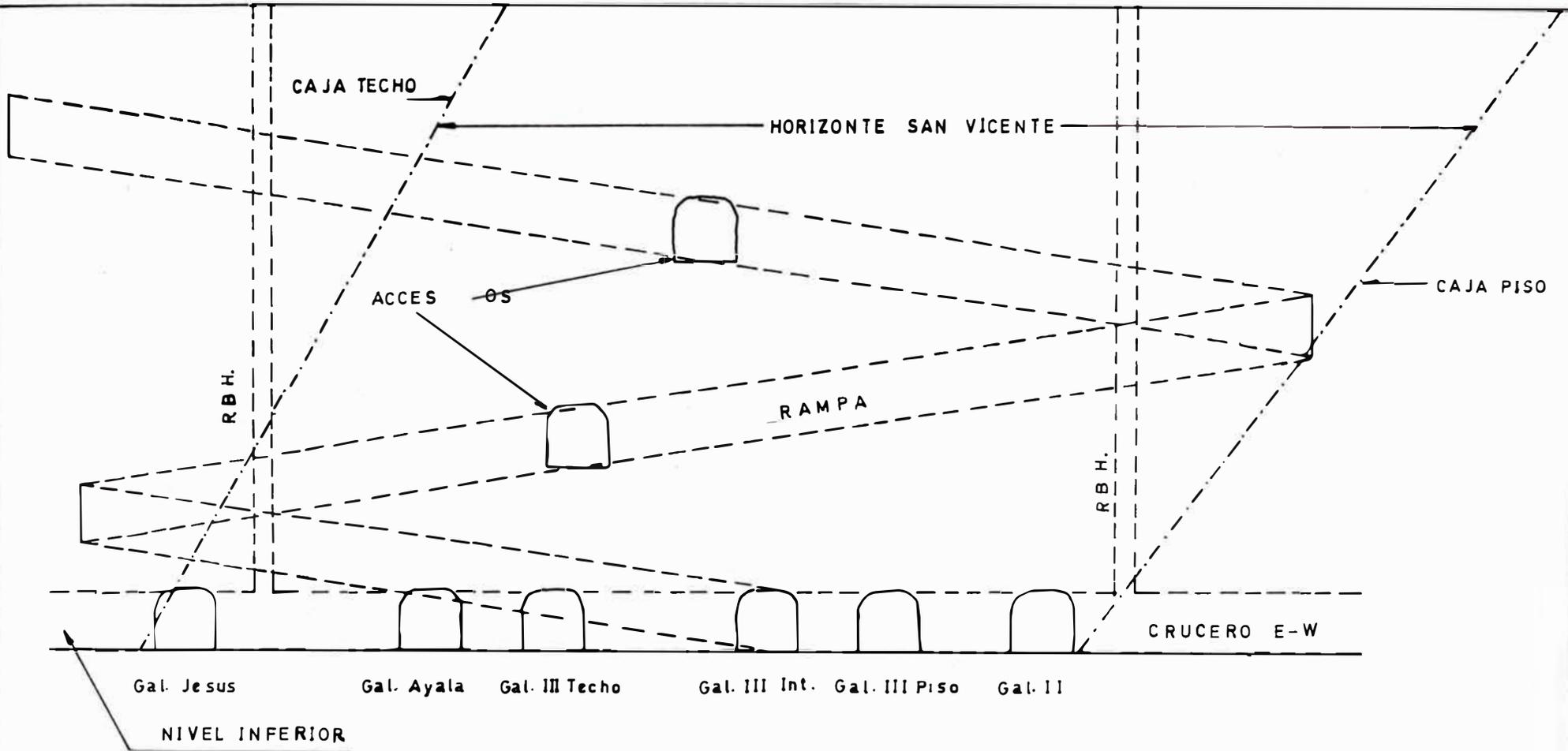
- A) Perforación
- B) Voladura
- C) Limpieza
- D) Relleno

A) PERFORACION

La perforación en la mina es totalmente mecanizada para las labores de explotación y convencional para algunas labores de desarrollo utilizándose para ello el siguiente equipo actualmente en operación:

MIRANDO AL NORTE

NIVEL SUPERIOR



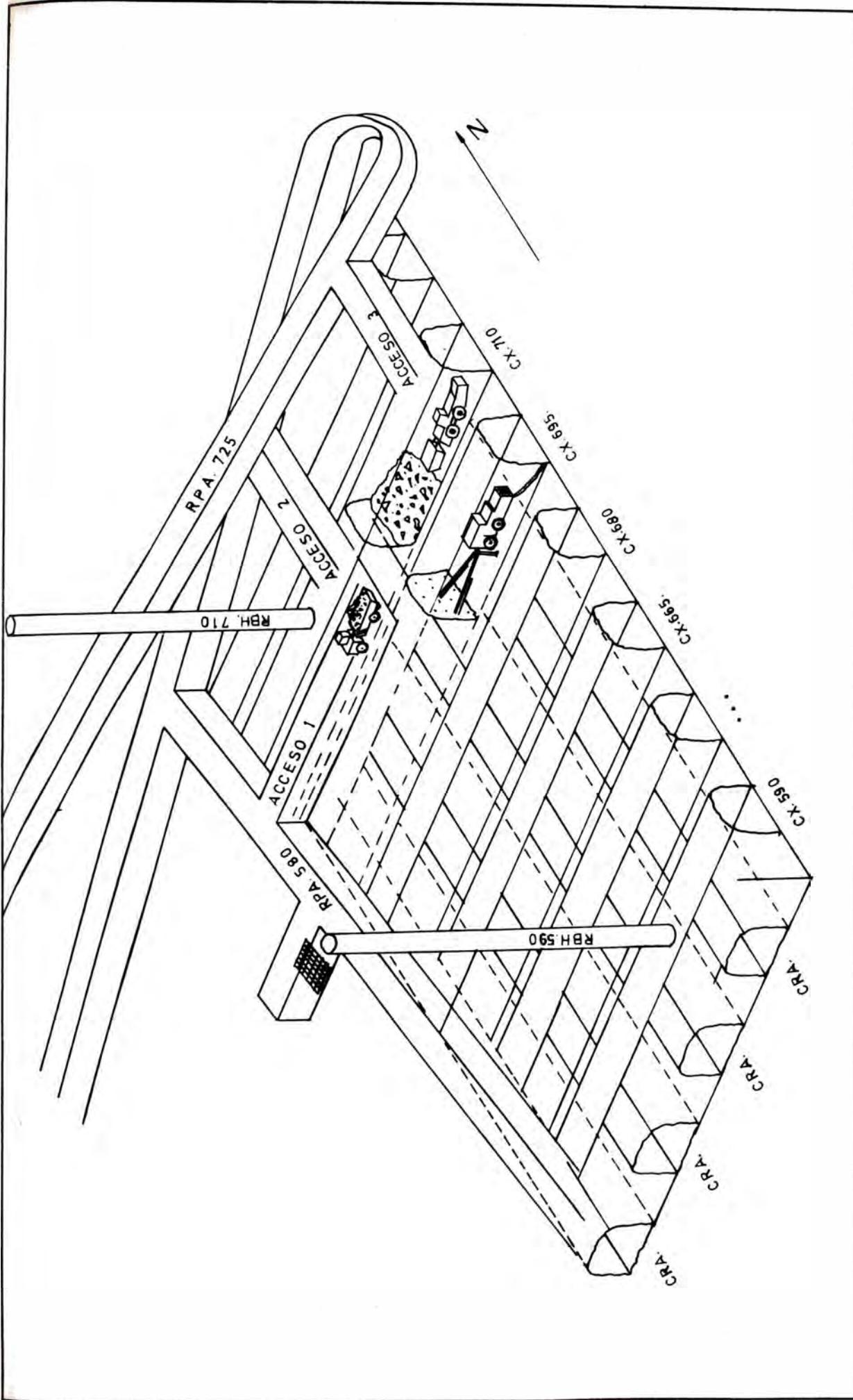
PROY. MINADO CONTINUO
AREA 6 CUADRANTE 4

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

DESARROLLOS Y
PREPARACIONES

GRAF.
2.3.1.1

FECHA
NOV. 86



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	ESQUEMA GENERAL DE EXPLOTACION TRACKLESS	GRAF. 2.3.1.2-A
PROY MINADO CONTINUO AREA 6 CUADRANTE 4		

MIRANDO AL OESTE

MIRANDO
AL NORTE

NIVEL SUPERIOR

MANTO

MINERALIZADO

RBH 590

RBH 650

ACCESO - 3

RPA 725

ACCESO - 2

CRA

PILAR

CRA

NIVEL INFERIOR

CX 590

CX 650

CX 665

CX 680

CX 695

CX 710

SECCION LONGITUDINAL DE TAJEOS

{ TRACKLESS }

PROY. MINADO CONTINUO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

SECCION LONGITUDINAL
DE TAJEOS
TRACKLESS

FECHA
NOV. 86

GRAF.
2 3 1 2 B

Jumbo ALIMAK	005-001 (1 brazo)
" "	005-003 (")
" "	005-004 (")
CAVO-DRILL ATLAS-COPCO	005-005 (1 brazo)
" "	005-006 (2 brazos)
" "	005-007 (")
" "	005-008 (")
04 Jackleg TOYO 280-L	

DISTRIBUCION DE EQUIPO POR TIPO DE OPERACION

EQUIPO	AREA	NIVEL	OPERACION
Jumbo 001	5	1620	Desarrollo
Jumbo 003	5	1620	Explotación
Jumbo 004	5	1620	Explotación
Cavo-Drill 005		1592	Desarrollo
" " 006	5	1620	Explotación
" " 007	6	1652	"
" " 008	6	1652	"
Toyo 280-L			Desarrollo

Las cuáles trabajan en las áreas definidas por el planeamiento mina para las labores de desarrollo , preparación y explotación , existiendo traslado de equipo de una labor a otra por fallas mecánicas y por criterios de producción .

La perforación se realiza en diversos tipo de labores como rampas , cruceros , cámaras , realces y galerías con una sección definida .

- Perforación en rampas .- Estas se realizan siguiendo un eje definido con dirección E-W teniendo estas un carácter de explotación .
- Perforación cruceros .- Se hacen en dirección E - W en los tajeos y en los niveles con una sección de 3.5 x 3.5 siendo la perforación completamente mecanizada al igual que el resto de frentes .
- Perforación en realce .- Se realizan sobre cámaras y

sobre cruceros en mineral hasta una altura de 4 - 5 mt. para luego entrar a relleno observándose tajeos con alturas superiores debido al "planchoneo" de los techos.

- Perforación en cámaras .- Esto se realiza en tajeos sobre estructura con una sección variable con el objeto de dejar pilares sobre estéril , los cuáles se encuentran en las cajas intermedias de los mantos .

Para la perforación se vienen haciendo diversos trazos con el objeto de standarizar una malla , dada las características especiales del yacimiento , en donde se tiene roca de baja dureza y mineralización sumamente fracturada .

En la perforación se observan constantemente tiros cortados con arranques menores que los previstos produciéndose tacos de longitud variable , los cuáles se repiten en los demás taladros del frente lo cuál limita el avance de la perforación .

Las causas observadas son las siguientes :

- Desviación en el paralelismo de los taladros.
- Inadecuados distanciamientos entre los taladros.
- Sobrecarga de los explosivos.

En cuanto a personal , se trabaja con 1 hombre por equipo mecanizado y 2 hombres para máquinas convencionales .

B) VOLADURA

Para esta etapa al igual que la perforación se están haciendo pruebas con fulminantes eléctricos con el objeto de asegurar la salida completa de los taladros del frente . En el ítem de Costos Stándares se analiza el costo de fulminante común y eléctrico.

Para los disparos se utilizan los siguientes materiales:

- Explosivos : Dinamita 45 % , 60 % .
Hidrogel .
- Agente explosivo : ANFO .
- Accesorios de voladura : Fulminantes común y eléctrico
guías de seguridad , Igniter
Cord y conectores .

Existe un personal de 6 hombres por guardia para la operación de carguío de los taladros , dado el sistema de trabajo especializado que se tiene para la explotación mina.

C) LIMPIEZA

Para la operación de limpieza se utilizan equipos LHD Diesel para el carguío - acarreo y camiones de bajo perfil para el transporte . Se opera con Scoops de 3.5 y 6.0 Cu-Yd siendo el objeto de la Cia. standarizar los Scoops a 6.0 Yd. para lo cuál se está haciendo un seguimiento de los rendimientos a 2 marcas conocidas ; para el transporte se cuenta con Teletrams de 6.0 Cu-Mt , como se observará con los nuevos Scoops no existe una proporción adecuada entre los tamaños de Scoop - Volquete para un óptimo uso de sus disponibilidades .

La producción mina se obtiene de las áreas 5 y 6 , contribuyendo con un 40 y 60 % respectivamente , actualmente la mina cuenta con la siguiente disponibilidad de equipo pesado para su operación siendo su distribución como se indica en la tabla , lo cuál varía de acuerdo a fallas mecánicas y a las unidades en Stand-By .

EQUIPO	No.	CAPACIDAD	AREA	LABOR
Scoop	002-010	3.5 Cu-Yd		Relleno
Scoop	002-052	" "		Tajeos
Scoop	002-053	" "		"
Scoop	002-054	" "		"
Scoop	002-058	" "		"
Scoop	002-060	" "		Desarrollo
Scoop	002-011	6.0 Cu-Yd	6	Tajeos
Scoop	002-061	6.0 Cu-Yd	6	"
Teletram	004-006	6.0 Cu-Mt	5	"
Teletram	004-008	6.0 Cu-Mt		Nv-1592
Teletram	004-009	6.0 Cu-Mt		Nv-1592

D) RELLENO

El relleno necesario para los tajeos es cubierto por 2 tipos de material , el primero está involucrado dentro del denominado relleno mecánico y el segundo proviene de una planta de procesamiento de relaves proveniente de planta concentradora lo que constituye el relleno hidráulico .

RELLENO MECANICO .- Este tipo de relleno es emplazado en ambas áreas de actual explotación (Area 5 y 6) , el material proviene de las labores de desarrollo y/o preparaciones el cuál es acarreado y "empampillado" por los mismos Scoops utilizados para la limpieza de mineral , ésta operación se realiza sin mayores problemas dada la buena disponibilidad de equipo pesado actualmente existente en mina .

Del reporte diario de equipo pesado se obtiene un promedio de 320 Cu-Mt./dia ó 580 TMS/dia de relleno mecánico.

La operación de relleno se efectúa cuando los tajeos han alcanzado una altura de 6.0 mt. ; siendo la altura de relleno de 1.50 mt. dada la utilización de equipo pesado para la perforación .

RELLENO HIDRAULICO .- Actualmente solamente el área 6 (cuadrante 1) recibe este tipo de relleno ; sin embargo su proyección es para alimentar a las áreas 6 (Nv. 1709) 3 y 2.

La planta de relleno hidráulico se encuentra a 200 mt. de la planta concentradora a una cota de 1400 msnm. desde donde es bombeado por medio de tuberías de 4" Ø en una longitud de 2.1 km .

El sistema de relleno hidráulico cuenta con 2 redes de tuberías actualmente en operación , la tercera línea de relleno puesta recientemente en operación se diseñó de acuerdo a proyecciones de aumento de producción y de reemplazo a la segunda línea , debido a los constantes problemas que se producían en la operación de relleno .

En base al reporte diario de bombeo se obtiene un volumen promedio de 360 Cu-Mt/dia equivalente a 612 TMS/dia.

RED DE TUBERIA DE RELLENO HIDRAULICO

- LINEA No. 1

- | | |
|--------------------------|--------------------------|
| - Bomba MARS (Nv.1400) | - Túnel Uncush (Nv.1455) |
| - Túnel Uncush (Nv.1455) | - RB No.1 (sube Nv.1570) |
| - Nv.1570 (Gal.940 N) | - Ch 250 (sube Nv.1709) |

- LINEA No. 2

- | | |
|------------------------------------|--------------------------|
| - Bomba MARS (Nv.1400) | - Túnel Uncush (Nv.1455) |
| - Túnel Uncush (Nv.1455) | - RB No.1 (sube Nv.1570) |
| - Nv.1570 (Gal.940) | - Ch 975 (sube Nv.1592) |
| - Nv. 1592 - Rampa 235 - Fr. 330 S | - Rampa 330 -Rampa 580 |

- LINEA No.3

- Bomba MARS (Nv.1400)
- Túnel Uncush (Nv.1455)
- Nv. 1570 - Gal 815 - Gal 940 N - Ch 460 (sube Nv.1709).
- Túnel Uncush (Nv.1455)
- RB No.2 (sube Nv.1570)

2.3.1.3 PLANEAMIENTO DE LA OPERACION

Según las metas de la Cia debe haber un incremento progresivo de producción durante los próximos meses esperándose tener a inicios de 1988 una producción de 3000 TMS/dia la cual será estable hasta 1990 .

En vista de que hay que uniformizar criterios se esbozan algunos conceptos en lo referente a áreas de reservas y explotación .

A) AREA DE RESERVAS

- Actualmente se dispone con 2'238,000 TMS preparadas al 30-04-86 según Geología , lo que a un ritmo de 2000 TMS/dia ó 60000 TMS/mes alcanzan para 3.1 años desde Abril de 1986 .
- De Enero 86 a Mayo 87 debemos tener preparadas 2'600,000 ó 3'200,000 TMS .
- La zona inmediata para exploración , desarrollo y preparación debe ser el ala Norte del área 6 (cuadrantes II y III) y exploración y desarrollos para el área 3 .

B) AREA DE EXPLOTACION

Los puntos más críticos son la Perforación & Limpieza.

PERFORACION .- El funcionamiento actual es :

- Un martillo perfora 200 pp/Hr.
- Cada pie perforado da 0.72 TMS .
- Cada guardia tiene 2.9 Horas efectivas de trabajo .
- Eficiencia mecánica del 70 % para las perforadoras , con estos rendimientos se ha calculado el número de martillos necesarios para las áreas de trabajo , requiriendo Jumbos de 1 y 2 brazos debido a que en algunas zonas las estructuras no alcanzan mas de 3.5 mt con buzamientos muy echados en donde un Jumbo de 2 brazos no podría trabajar adecuadamente , por lo que el requerimiento actual es el ste. :

05 Jumbos de 2 brazos (Explotación .)
02 Jumbos de 1 brazo. (Desarr.y Prepar.

La operación propuesta deberá considerar las siguientes recomendaciones .

Incremento a 0.78 TMS/pie perforado elevando la malla a 1.20 x 1.00 mt. , perforando con barrenos de 10".
Eleva las horas efectivas a 5 horas evitando desplazamientos largos del jumbo y mejorando los servicios y disponibilidad de accesorios y tuberías .
Mantener en 80 % la disponibilidad necesaria .

Con estos ajustes podemos lograr una mejora del 30 % en la perforación .

LIMPIEZA .- En el cuadro No. 02 podemos apreciar los requerimientos de Scops para los 5 niveles de producción siendo lo más resaltante que a partir de las 2400 TMS el número de unidades de 3.5 Cu-Yd. empieza a tener una razón mayor a 1 y los de 6.0 Cu-Yd. siguen con una razón igual a la unidad siendo esta una de las razones por la que se piensa standarizar los equipos de explotación a 6.0 Cu-Yd .

Los cálculos para la obtención de parámetros para las diferentes áreas de operación se dan en la siguiente pag.

RESERVAS Y AVANCES

- TONELAJE A EXTRAER

TRATAMIENTO DIARIO	2000 TMS	2400 TMS	3000 TMS
TRATAMINETO MENSUAL	60000 TMS	72000 TMS	90000 TMS
DIAS UTILES (MINA)	25	25	25
PROD. MINA/DIA	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS

- RESERVAS CUBICADAS .- Las reservas que se deben tener cubicadas para una operación estable es el equivalente a 08 años de producción .

RESERVAS PREPARADAS .- Se establece al equivalente a 1.5 años de producción .

PROD. / DIA	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
PROD. / ANUAL	720000 TMS	864000 TMS	1080000 TMS
RESERV.PREPAR.	2.1 MM TMS	2.6 MM TMS	3.2 MM TMS

- TMS FOR AVANCE .- De acuerdo a los resultados obtenidos en el presente año se establece en 180 TMS/MT de avance .

- AVANCE MENSUAL .- A.M.= Reserv. Prep./ (TMS/MT*12)

PROD.	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
RES.PREF.	2.1 MM TMS	2.6 MM TMS	3.2 MM TMS
MT/MES	670 MT.	800 MT.	1000 MT.

EXPLOTACION

- PERFORACION

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
TMS/PIE	0.72 T/P	0.72 T/P	0.72 T/P
PIES/DIA	3333 F/D	4000 T/D	5000 T/D
REND. C-D	196 F/HR	196 F/HR	196 F/HR
HR.NETAS/GDA	30 H/G	30 H/G	30 H/G
REND/GDA	588 F/G	588 F/G	588 F/G
REND/DIA	1176 F/D	1176 F/D	1176 F/D
No.DE CAVO	03 C-D	03 C-D	03 C-D

- RELLENO .- Se tendrán 02 tipos de relleno :

RELLENO HIDRAULICO

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
ESPAC.A RELLENAR	800 M3	960 M3	1200 M3
VOL. DE R.H.	480 M3	576 M3	720 M3
DENSIDAD DE RELAV.	1.7 T/M3	1.7 T/M3	1.7 T/M3

TMS DE R.H.	816 T/DIA	980 T/DIA	1224 T/DIA
TMS/HR (R.H.)	43 T/H	43 T/H	43 T/H
HR/DIA DE BOMBEO	19 H/D	24 H/D	30 H/D

RELLENO MECANICO

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
VOL. DE R.M.	320 M3	384 M3	480 M3
DENSIDAD DE RELLE.	1.8 T/M3	1.8 T/M3	1.8 T/M3
TMS DE R.M.	576 T/D	692 T/D	864 T/D
TMS/HR (R.M.)	35 T/H	35 T/H	35 T/H
HR/DIA DE ACARREO	17 H/D	20 H/D	27 H/D

- LIMPIEZA

El cálculo para unidades de Scoops se da para los 02 tipos actualmente operativos .

SCOOP DE 3 1/2 YD3.

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
PROD./HR	42 T/H	42 T/H	42 T/H
HR NETAS/GDA	5.0 HR	5.0 HR	5.0 HR
PROD/GDA	210 T/G	210 T/G	210 T/G
PROD/DIA (2 G)	420 T/D	420 T/D	420 T/D
PROD/DIA (3 G)	630 T/D	630 T/D	630 T/D
SCOOPS (2 G)	06 SC	07 SC	09 SC
SCOOPS (3 G)	04 SC	05 SC	06 SC

SCOOP DE 6.0 YD3.

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
PROD./HR	85 T/H	85 T/H	85 T/H
HR NETAS/GDA	5.0 H/G	5.0 H/G	5.0 H/G
PROD/GDA	425 T/G	425 T/G	425 T/G
PROD/DIA (2 G)	850 T/D	850 T/D	850 T/D
PROD/DIA (3 G)	1200 T/D	1200 T/D	1200 T/D
SCOOPS (2 G)	03 SC	04 SC	05 SC
SCOOPS (3 G)	02 SC	03 SC	04 SC

- EXTRACCION

A) NIVEL 1570

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
PROD./HR	175 T/H	175 T/H	175 T/H
HR. EXTRACC/DIA	14 H/D	17 H/D	21 H/D

HR NETAS/GDA	6.0 H/G	6.0 H/G	6.0 H/G
PROD/GDA	1050 T/G	1050 T/G	1050 T/G
PROD/DIA (2 G)	2100 T/D	2100 T/D	2100 T/D
PROD/DIA (3 G)	3000 T/D	3000 T/D	3000 T/D
No. LOC. (2 G)	02 LOC	02 LOC	02 LOC
No. LOC. (3 G)	01 LOC	01 LOC	02 LOC

B) NIVEL 1455

PRODUCCION	2400 TMS	2880 TMS	3600 TMS
PROD./HR	210 T/H	210 T/H	210 T/H
HR. EXTRACC/DIA	12 H/D	14 H/D	18 H/D
HR NETAS/GDA	6.0 H/G	6.0 H/G	6.0 H/G
PROD/GDA	1260 T/G	1260 T/G	1260 T/G
PROD/DIA (2 G)	2500 T/D	2500 T/D	2500 T/D
PROD/DIA (3 G)	3600 T/D	3600 T/D	3600 T/D
No. LOC. (2 G)	01 LOC	02 LOC	02 LOC
No. LOC. (3 G)	01 LOC	01 LOC	01 LOC

CUADRO 2.3.1.3-A

NUMERO DE SCOOPS

PRODUCCION/DIA	3.5 YDS	6.0 YDS
2000	6 + 1	3 + 1
2400	7 + 1	4 + 1
3000	9 + 2	5 + 1
4000	12 + 2	6 + 2
5000	14 + 2	8 + 2

CUADRO AMPLIACION DE PRODUCCION

RESERVAS Y AVANCES					
INDICES	UNIDADES	2000	2400	3000	OBSERVACION
		2400 MINA	2880	3600	
RESERV. CUBIC.	5 MM(8 AÑOS)	7 MM(8 AÑOS)	8.5 MM(8 AÑOS)		Reservas que se debe tener. 30% de Reser.
PREPAR.	2.1 MM(3 AÑOS)	2.6 MM(3 AÑOS)	3.2 MM(3 AÑOS)		
TMS / MT. avance		180 TMS/MT.	180 TMS/MT.	180 TMS/MT.	Indice Prom .
AVANCE MENSUAL (1.5 Años)		670 MT.	800 MT.	1000 MT.	02 Areas prep.
Eff. Mt./Hb-Gdia.		2.0	2.0	2.0	Avance Prom.
EXPLOTACION					
PERFORAC.	200 PF/HR 0.72 TMS/P	03 CAVO-DRILL	04 CAVO-DRILL	05 CAVO-DRILL	Equipo de 2 B.
RELLENO	R.H. 43 T/H	19 HR/DIA	24 HR/DIA	30 HR/DIA	60 % CON R.H.
	R.M. 35 T/H	17 HR/DIA	20 HR/DIA	27 HR/DIA	40 % CON R.M.
LIMPIEZA	42 T/H (3.5 YD3)	6 + 1 LHD	7 + 1 LHD	9 + 2 LHD	
	85 T/H (6.0 YD3)	3 + 1 LHD	4 + 1 LHD	5 + 1 LHD	
EXTRACCION	1570 (175 T/H)	14 HR/DIA	17 HR/DIA	21 HR/DIA	Horas necesarias para la extracción.
	1455 (210 T/H)	12 HR/DIA	14 HR/DIA	18 HR/DIA	

2.3.1.4 COSTOS OPERATIVOS STANDARES

ANALISIS ECONOMICO DE PERFORACION

COSTO DE DEPRECIACION HORARIA			
EQUIPO	JUMBO ALIMAK BU-141		CAVO-DRILL P-550
Costo de Invers.	69,632	US\$	225,050 US\$
Per. de Deprec .	18,000	Hr.	18,000 Hr.
Costo de Dep. Hor.	3.87	US\$/Hr	12.50 US\$/Hr
COSTO DE OPERACION HORARIA			
-Energia (Aire comp.)	8.725		13.523
-Combustible	0.220		0.224
-Mant.(sevic., mano de obra)	0.575		0.550
-Repar.Grales.	5.80		4.60
-Barrenos	9.00		13.00
-Mano de obra	4.45		4.45
COSTO OPER. HORARIA :	28.77	US\$/Hr	36.35 US\$/Hr
COSTO DE ADQ.&.OP.HOR.	32.64	US\$/HR	48.85 US\$/HR
RENDIMIENTO / HORA			
	JUMBO ALIMAK		CAVO-DRILL
Long.Taladro	2.60	mt.	2.60 mt.
Tiempo/taladro	3.10	min.	2.50 min.
Taladros/gdia.	42	tal.	70 tal.
TMS / taladro	6.0	TMS.	6.0 TMS.
Tpo.neto/gdia.	2.17	Hrs.	2.91 Hrs.
TMS / guardia.	252	TMS.	420 TMS.
Rendimiento (TMS/Hr)	31.5	TMS/Hr	52.5 TMS/HR
COSTO DE PERFORACION	1.036	US\$/TMS	0.930 US\$/TMS

De los cuadros de performance de equipo pesado y del rendimiento horario de los equipos de perforación se considera un 35 % de perforación con Jumbo y un 65 % con equipo Cavo-Drill .

$$\begin{aligned} \text{COSTO DE PERFORACION} &= 0.35 * 1.036 + 0.65 * 0.930 \\ &= 0.967 \text{ US\$/TMS} . \end{aligned}$$

ANALISIS ECONOMICO DE VOLADURA

A) Costo de Voladura utilizando Dinamita.

Labor : Cámara de 3.5 x 3.5 Corte : tipo escalonado
TMS /disparo = 3.5 * 3.5 * 2 * 3 = 88 TMS.

MATERIALES	CANTIDAD	COSTO (US\$)
Hidrogel	42	14.11
Dinasol 45 %	98	12.74
Guia de seguridad	160 p.	5.85
Mecha rápida	15 mt.	3.42
Fulminante No.6	20 u.	2.00
Conectores	20 u.	2.20
COSTO TOTAL		40.32 US\$

COSTO DE VOLADURA (US\$/TMS) = 0.458 US\$/TMS .

B) Costo de Voladura utilizando ANFO .

Labor : Cámara de 3.5 x 3.5 Corte : tipo escalonado
TMS / disparo = 88 TMS .

MATERIALES	CANTIDAD	COSTO (US\$)
Dinasol 45 %	20 u.	2.60
Guia de seguridad	160 p.	5.85
Mecha rápida	15 mt.	3.42
Fulminante No.6	20 u.	2.00
Conectores	20 u.	2.20
ANFO	24 Kg.	12.00
COSTO TOTAL		28.07 US\$

COSTO DE VOLADURA (US\$/TMS) = 0.319 US\$/TMS .

C) Costo de Voladura utilizando fulminante eléctrico

Labor : Cro. de 3.5 x 3.5 Corte : tipo escalonado
TMS / disparo = 88 TMS .

MATERIALES	CANTIDAD	COSTO (US\$)
Dinasol 45 %	20 u.	2.60
Fulminante eléctrico	20 u.	32.50
ANFO	24 Kg.	12.00
COSTO TOTAL		47.12 US\$

COSTO DE VOLADURA (US\$/TMS) = 0.535 US\$/TMS .

D) Costo de Voladura en Tajeos (realce)

Labor : Tj. Cro.710 Ayala Nv.1652

TMS / Disparo = 350 TMS . (tonelaje extraido del disparo)

MATERIALES	CANTIDAD	COSTO (US\$)
Dinasol 45 %	50 u.	6.50
Fulminante eléctrico	50 u.	81.25
ANFO	60 Kg.	30.00
COSTO TOTAL		117.75 US\$
COSTO DE VOLADURA (US\$/TMS) = 0.336 US\$/TMS .		

E) Costo de voladura utilizando fulminante FANEL

Labor : Frente de 5.0 x 4.0 Corte : Tipo escalonado .

TMS / disparo = 144.0 TMS .

MATERIALES	CANTIDAD	COSTO (US\$)
Pentacord 10 P	10 Mt.	3.00
Fulminante Fanel	22 u.	35.20
Dinamita 45 %	22 u.	2.86
Guia de seguridad	3.70 Mt.	0.44
Fulminante No.6	02 u.	0.20
Conectores	02 u.	0.22
ANFO	26 Kg.	13.00
COSTO TOTAL		54.92
COSTO DE VOLADURA (US\$/TMS) = 0.381 US\$/TMS .		

F) Costo de voladura en realce utilizando Fanel .
 Labor : Cro. 590
 TMS / disparo = 350 TMS .

MATERIALES	CANTIDAD	COSTO (US\$)
Pentacord 10 F	25 Mt.	7.50
Fulminante Fanel	50 u.	80.00
Dinamita 45 %	50 u.	6.50
Guia de seguridad	5.5 Mt.	0.60
Fulminante No.6	04 u.	0.40
Conectores	04 u.	0.44
ANFO	60 Kg.	30.00
COSTO TOTAL		125.50
COSTO DE VOLADURA (US\$/TMS) = 0.358 US\$/TMS .		

Los precios base que se han tomado son los siguientes

MATERIAL	PRECIO UNITARIO
Fulminante Común	0.100 US\$/U.
Fulminante Elect.	1.625 US\$/U.
Fulminante Fanel	1.600 US\$/U.
Dinamita 45 %	0.130 US\$/U.
Hidrogel	0.34 US\$/U.
ANFO	0.50 US\$/Kg
Guia de seguridad	0.12 US\$/Mt
Conectores	0.11 US\$/U.
Pentacord	0.30 US\$/Mt

RESUMEN DE COSTOS DE VOLADURA

COSTO DE VOLADURA POR TIPO DE FULMINANTE	
Fulminante Común	0.319 US\$/TMS
Fulminante Elect.	0.535 US\$/TMS
Fulminante Fanel	0.381 US\$/TMS

COSTO POR USO DE EXPLOSIVO Y/O AGENTE

Dinamita 45 %	0.458 US\$/TMS
ANFO	0.319 US\$/TMS

- Del reporte de consumo mensual por centro de costos se tiene lo ste. :

A) Explosivos y agente explosivo

Material	Cantidad	% Uso
Hidrogel	107 Unid.	0.08
7/8" x 7"	21,725 Cart.	15.06
Nitrato	122,360 Cart. (*)	84.86

B) Accesorios de voladura

Material	Cantidad	% Uso
Fulm. Común	8,133 Unid.	86.44
Fulm. Elect.	1,800 Unid.	11.71
Fulm. Fanel	175 Unid.	1.85

(*) Para efectos de estimar un costo de voladura , se hace necesario una equivalencia en el consumo de 7/8"x7" y ANFO . De los resultados obtenidos en explotación se considera que un taladro con 07 cartuchos equivale a un taladro con un Kg.de ANFO .

C1) COSTO DE VOLADURA POR USO DE EXPLOSIVO CON FULM. COMUN

$$\text{COSTO} = 0.152 * 0.458 + 0.848 * 0.319$$

$$\text{COSTO} = 0.340 \text{ US$/TMS .}$$

C2) COSTO DE VOLADURA POR USO DE EXPLOSIVO CON FULM. ELECT.

Se considera , volumen extraídos de frentes en 30 % y volumen de tajeos (realces) en 70 % .

$$\text{COSTO} = 0.30 * 0.535 + 0.70 * 0.336$$

$$\text{COSTO} = 0.396 \text{ US$/TMS .}$$

C3) COSTO DE VOLADURA POR USO DE EXPLOSIVO CON FULM. FANEL

Se considera la misma proporción anterior .

$$\text{COSTO} = 0.30 * 0.381 + 0.70 * 0.358$$

$$\text{COSTO} = 0.365 \text{ US\$/TMS .}$$

COSTO DE VOLADURA EN EXPLOTACION

$$\text{COSTO} = 0.864 * 0.340 + 0.117 * 0.396 + 0.018 * 0.365$$

$$\text{COSTO} = 0.347 \text{ US\$/TMS .}$$

COSTO DE MANO DE OBRA

$$\text{Hombres / gda.} = 6$$

$$\text{Costo (US\$)} = 6 * 8 * 4.45 = 214 \text{ US\$/Gda.}$$

$$\text{TMS (rotas) / Gda.} = 1100 \text{ TMS .}$$

$$\text{Costo Mano de Obra} = 0.195 \text{ US\$/TMS .}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE VOLADURA} = 0.542 \text{ US\$/TMS .}$$

ANALISIS ECONOMICO DE CARGUIO - ACARREO

A) LHD 3.5 YD3 .

COSTO DE DEPRECIACION HORARIA

EQUIPO	SCOOP WAGNER ST-3 1/2	SCOOP EIMCO LHD - 913
Costo de Invers.	195,727 US\$	146,500 US\$
Fer. de Deprec.	18,000 Hr.	18,000 Hr.
Costo de Dep. Hor.	10.87 US\$/Hr	8.14 US\$/Hr

COSTO DE OPERACION HORARIA

Combustible	3.52	3.42
Mant. (serv., mano de obra)	1.202	1.10
Neumáticos (reposic. más reencauche)	3.46	1.86
Repar. Grales.	10.80	6.80
Mano de obra	4.45	4.45
COSTO DE OPERACION	23.43 US\$/HR	17.63 US\$/HR
	34.30 US\$/Hr	25.77 US\$/Hr

RENDIMIENTO / HORA

	WAGNER	EIMCO 010
Distancia	280 mt.	260 mt.
Ciclo	7.5 min.	7.10 min.
Horas netas/gdia	6.0 Hrs.	6.0 Hrs.
Tonelaje / viaje	5.0 Ton.	5.0 Ton.
Viaje / Hora	8.0 V/Hr.	8.0 V/Hr.
Tonelaje / Hora	40.0 Ton/Hr	42.0 Ton/Hr
COSTO DE CARGUIO:	0.857 US\$/TMS	0.614 US\$/TMS

ANALISIS ECONOMICO DE CARGUIO - ACARREO

B) LHD 6.0 YD3 .

COSTO DE DEPRECIACION HORARIA

EQUIPO	SCOOP WAGNER ST - 60	SCOOP EIMCO LHD-925
Costo de Invers.	245,773 US\$	217,661 US\$
Per. de Deprec.	18,000 Hr.	18,000 Hr.
Costo de Dep. Hor.	13.65 US\$/Hr	12.10 US\$/Hr

COSTO DE OPERACION HORARIA

-Combustible	5.25	5.24
-Mant. (Serv., mano de obra)	1.00	1.42
-Neumaticos	1.80	1.36
-Repar.Grales.	9.00	10.00
-Mano de obra	4.45	4.45
COSTO DE OPERACION	21.50 US\$/HR .	22.47 US\$/HR .
COSTO DE DEP.&.OP.	35.15 US\$/HR .	34.60 US\$/HR .

RENDIMIENTO / HORA

	WAGNER	EIMCO
Distancia	312 mt.	312 mt.
Ciclo	6.6 min.	6.5 min.
Horas netas/gdia.	5.5 Hr .	5.0 Hr .
Tonelaje / viaje	9.5 Ton.	10.0 Ton.
Viajes / Hora	9.0 V/Hr	9.0 V/Hr
Tonelaje / Hora	85.5 Ton/Hr.	90.0 Ton/Hr.
Tonelaje / gdia.	470 Ton/Gdia.	450 Ton/Gdia.
COSTO DE CARGUIO :	0.411 US\$/TMS .	0.384 US\$/TMS .

Del análisis de performance de equipo pesado y los rendimientos obtenidos se deduce la siguiente contribución de los Scoops con la producción mensual .

Scoop Eimco	3 1/2 Cu-Yd.	8.40 %
Scoop Wagner	3 1/2 Cu-Yd.	45.35 % (*)
Scoop Eimco	6.0 Cu-Yd.	22.20 %
Scoop Wagner	6.0 Cu-Yd.	24.04 %

(*) Este porcentaje es la contribución promedio de los 5 Scoops en operación .

$$\text{COSTO DE CARGUIO} = 0.084 * 0.614 + 0.454 * 0.857 + \\ 0.240 * 0.411 + 0.240 * 0.384$$

COSTO DE CARGUIO = 0.624 US\$/TMS .

ANALISIS ECONOMICO DE TRANSPORTE

COSTO DE DEPRECIACION HORARIA

EQUIPO	CAMION LHD WAGNER MT-413-30
Costo de Inversion	169,628 US\$
Per. de Depreciacion	12,000 Hr.
Costo de Deprec. Hor .	14.14 US\$/Hr

COSTO DE OPERACION HORARIA

-Combustible	3.40
-Mant. (serv.& mano de obra)	0.70
-Neumaticos (reposic. + reencauche)	1.18
-Repar. Grales.	8.25
-Operador	4.45

COSTO DE OPERACION HORARIA 17.98 US\$/Hr

COSTO DE OPER.&.ADQ. HORARIA 32.12 US\$/HR

RENDIMIENTO / HORA

Distancia	400 mt.
Ciclo	9.7 min.
Horas netas/gdia.	6.0 Hrs.
Tonelaje /viaje.	12.5 Ton.
Viajes / Hora	6.18 V/Hr.
Tonelaje / Hora.	77.0 Ton/Hr.

COSTO DE TRANSPORTE = 0.417 US\$/TMS .

ANALISIS ECONOMICO DE RELLENO

CALCULO DEL COSTO DE BOMBA MARS

COSTO DE DEPRECIACION HORARIA

EQUIPO : BOMBA MARS MOD.: H-180 POT.: 330 KW.

Costo de Inversion	211,503 US\$/Hr.
Per . de Depreciacion	72,000 Hr.
Costo de Deprec. Hor.	2.94 US\$/Hr

COSTO DE OPERACION HORARIA

-Costo de Energia	19.80
-Costo de Serv. (Mant., Lubric.)	2.00
-Reparac. Grales.	2.20
-Operadores	8.90

COSTO DE OPERACION HORARIA 33.00 US\$/Hr

COSTO DE OPER.&.ADQ. HORARIA 35.94 US\$/Hr

Parámetros obtenidos

- G.E. del relave	: 2.85
- Densidad de pulpa	: 1.32
- % de sólidos en pulpa	: 37 %
- Caudal nominal	: 90 m ³ /Hr .
- Caudal de operación	: 88 m ³ /Hr .
- Densidad in-situ	: 1.70 TMS/m ³
- Bombeo :	Horas / Mes = 700.0 (reporte-bombas)
	Horas / dia = 28.0 Hr/dia .
- TMS/Hr = 88 * 1.32 * 0.37	= 43.00 TMS/Hr .
- TMS/dia	= 43.00 * 28.00
	= 1203.0 TMS/dia .
- Costo de diques	= 1.00 Hr/dia * 25.80 US\$/Hr
	= 25.80 US\$/dia .
- Costo de materiales	= 95 US\$/dia (prom. consumo mensual)
- Costo de mano obra	= 320 US\$/dia
- Costo de Adq.&.Op.	= 35.94 * 28 = 1006 US\$/dia.

COSTO DE R.H./TMS = 1.203 US\$/TMS .

B) RELLENO MECANICO

Equipo : Scoop WAGNER ST-3 1/2
Volumen de relleno : 8000 m³/mes .
Relleno / dia : 320 m³/dia (580 TMS/dia)
Costo de Carguio-Acarreo : 25.80 US\$/Hr * 15 Hr/dia = 387.0

COSTO DE RELLENO MECANICO = 0.667 US\$/TMS .

COSTO TOTAL DE RELLENO / TMS = 1.870 US\$/TMS .

ANALISIS ECONOMICO DE SERVICIOS AUXILIARES

i) ANALISIS ECONOMICO DE VENTILACION

COSTO DE DEPRECIACION MENSUAL	
Costo de Deprec. Horaria	0.33 US\$/Hr (*)
Costo de Deprec. Mensual	2244 US\$/Mes
COSTO DE OPERACION MENSUAL	
Costo de Energia = 385,917 Kw/M * 0.06 US\$/Kw	= 23,155 US\$
Costo de Servic., suministros	= 880 US\$
Costo de Mant. & Reparac.	= 3,360 US\$
Costo de Mano de Obra	= 3,204 US\$
COSTO DE OPERACION MENSUAL	= 29,719 US\$
COSTO DE DEP.&.OP. MENSUAL	= 31,963 US\$
COSTO DE VENTILACION US\$/TMS = 26774/60000 = 0.533 US\$/T	

(*) El costo de depreciacion horaria se obtuvo a partir de :

EQUIPO	CANT.	INV. (US\$)	COST.DEP.	% ENTREGA
105000 CFM	03	33,384	0.464	57.06
55000 CFM	02	12,320	0.171	9.96
30000 CFM	02	8,000	0.111	10.86
12000 CFM	06	14,580	0.203	13.04
10000 CFM	04	7,200	0.100	7.24
5000 CFM	02	2,400	0.040	1.81
COSTO DE DEP. = 0.46*0.57 + 0.17*9.96 + 0.11*10.86				
0.20*13.04 + 0.10*7.24 + 0.04*1.81				
COSTO DE DEP. = 0.33 US\$/Hr.				

ii) COSTO DE AIRE COMPRIMIDO

 COSTO DE DEPRECIACION HORARIA

EQUIPO : COMPRESORA ESTACIONARIA CENTAC (I.R.) 373 KW.

 Costo de Inversion 232,773 US\$
 Per . de Depreciacion 72,000 Hr.
 Costo de Deprec. Hor. 3.23 US\$/Hr

COSTO DE OPERACION HORARIA

 -Costo de Energia 22.38
 -Costo de Servic., suministros 2.20
 -Costo de Repar. Grales. 4.00
 -Costo de personal 4.45

COSTO DE OPERACION HORARIA = 33.08 US\$/Hr

 COSTO DE OP.&.ADQ. HORARIA = 36.31 US\$/Hr

DISPONIBILIDAD DE AIRE

 Volumen Nominal = 2500 CFM D.M. = 80 %
 Volumen Entregado = 2000 CFM = 3370 M3/HR .

COSTO AIRE COMPRIMIDO = $36.31/3370 = 0.0107$ US\$/M3 .

CALCULO DEL COSTO DE AIRE COMPRIMIDO DE EQUIPOS MINA

Volumen de aire disponible

EQUIPO	CANTIDAD	CFM
Comp. Centac	02	5000
Comp. A.C.	01	2000

Volumen dispon. = 7000 CFM = 11892 M3/Hr

Volumen dispon./mes = 3'995,712 M3

Consumo de aire equipos de perforacion

Cavo-Drill 2B	03	2790
Cavo-Drill 1B	01	700
Jumbo Alimak	03	1800

Cons. aire Perf. = 5290 CFM = 8986 M3/Hr

Cons. aire/mes = 2'516,080 M3

Consumo mensual otros equipos mina = 1'479,632 M3

Costo mensual aire comp. = 15,093 US\$

Produccion mensual = 60,000 TMS

COSTO DE AIRE COMP. SERV.AUX.MINA = 0.252 US\$/TMS

iii) COSTO DE ENERGIA POR CONSUMO MENSUAL MINA

El costo de Energia por unidad de consumo para la unidad San Vicente se establece en : 0.06 US\$/KW . (obtenido a partir de los gastos de operacion , depreciacion y energia mensual producida .

Consumo promedio mensual San Vicente = 2'400,000 KWH/MES

Consumo mina = 39 % * Consumo Total = 936,000 KWH/MES

Consumo de energia de equipos considerados :

EQUIPO	CANTIDAD	KW	HR. OP/MES	TOT. KW
Comp. Centac	02	746	400	298,400
Comp. A.C.	01	200		
Vent. 105,000	03	336	720	241,920
Vent. 55,000	01	45		
Vent. 30,000	02	112	400	44,800
Vent. 12,000	06	108	400	43,200
Vent. 10,000	04	54	400	21,600
Vent. 5,000	01	4.5	400	1,800
TOTAL KWH/MES				651,720

Consumo/mes eq. Vent., Aire.Comp. = 651,720 KW/MES
Consumo energia otros equipos mina = 284,280 KW/MES
Costo mensual energia = 17,057 US\$/MES
Produccion mensual = 60,000 TMS/MES

COSTO DE ENERGIA SERV.AUX.MINA = 0.285 US\$/TMS .

iv) COSTO DE SERVICIOS GENERALES (*)

Costo de Dep. Equipos mensual = 4,800 US\$
Costo de Servicios mensual = 4,200 US\$
Costo de Mant.&.Rep. mensual = 15,200 US\$
Costo de Mano de Obra mensual = 18,400 US\$
Costo Tot. Serv.Gral. mensual = 42,600 US\$
Costo Serv.Gral (US\$/TMS) = 0.717 US\$/TMS

(*) Incluye : Segur., Tractor, Moton., Tub., Echad., Alumb., Lamp.
Superv.mina, Equipo liviano, Camion lubric.

COSTO TOTAL SERVICIOS AUXILIARES MINA = 1.787 US\$/TMS.

ANALISIS ECONOMICO DE EXTRACCION (NIVEL - 1570)

COSTO DE DEPRECIACION HORARIA

EQUIPO LOCOMOTORA DIESEL - AGV

Costo de Inversion	35,590 US\$
Per. de Deprec.	24,000 HR.
Costo de Deprec. Hor.	1.483 US\$/HR

COSTO DE OPERACION HORARIA

- Costo de combustible	= 4.587
- Costo Mant. (serv., laborer)	= 1.417
- Costo de Rep. Grales.	= 1.953
- Costo de Mano de Obra	= 8.900

COSTO DE OPERACION HORARIA 16.857 US\$/HR

COSTO DE DEP.&.OP. HORARIA 18.340 US\$/HR

RENDIMIENTO / HORA

EQUIPO : LOCOMOTORA DIESEL	MARCA : AGV
MODELO : DHL-30-M	POT. : 106 HP / 2500 RPM .
PESO : 8.0 TON .	
VELOC. MAX. : 17 KPH .	
TIPO DE CARRO : GRAMBY .	PESO CARRO : 4.0 TON .

RENDIMIENTO HORARIO POR RUTA

RUTA 1 : CH-435 A PARRILLA 700

Longitud : 825 mt .	
No. de carros : 07	Ton./carro = 5.0
Ton./viaje	= 35.0
Tpo. carguio	= 2.4 min .
Tpo. descarga	= 1.2 min .
Tpo. Retorno (vacio)	= 4.0 min .
Tpo. Acarreo (cargado)	= 4.4 min .
Ct.	= 12.0 min. V.Prom. = 11.82 KPH .
Viajes / Hora	= 5.0 V/Hr .
Rendimiento/Hora	= 5*35 = 175 Ton/Hora .

 RUTA II : CH-395 A PARRILLA 700

Longitud : 790 mt .
 No carros : 07
 Tpo. carguio = 2.4 min .
 Tpo. descarga = 1.2 min .
 Tpo. Retorno (vacio) = 3.9 min .
 Tpo. Acarreo (cargado) = 4.2 min .
 Ct. = 11.7 min. V.Prom. = 11.72 KPH .
 Viajes / Hora = 5.0 V/Hr .
 Rendimiento/Hora = 35*5 = 175 Ton/Hora .

 RENDIMIENTO PROMEDIO = 175 TON/HORA .

 COSTO (US\$/TMS) = 18.34 US\$/HR/175 T/HORA = 0.105 US\$/TMS .

ANALISIS ECONONICO DE EXPLORACIONES Y DESARROLLO

CALCULO DEL COSTO DE DESARROLLO POR M.L.

LABOR : Frente de 4.0 x 4.0

OPERACION	INVERSION POR DISPARO US\$
Perforacion = 1.5 Hr * 32.64 US\$/HR	= 48.96 US\$/Av.
Voladura (ver Anal.Econ. de Vol.)	= 40.32 "
Carguio = 1.5 Hr * 25.80 US\$/HR	= 38.70 "
Transporte = 1.5 Hr * 32.12 US\$/HR	= 48.18 "
Sosten. = 480 US\$/ML (10 % Labor D&P)	= 96.00 "
Hano de Obra	= 36.00 "
Costo Total por Avance	= 308.16 US\$/Av.
COSTO POR METRO LINEAL	= 154.08 US\$/M.L.

Cuadro resumen de Costos mensuales

TIPO DE OPER.	AVANCE PROM.	COSTO/ML	INVERS./MES
Perf. Diamantina	724.0 MT	30.00	21,720
Explor.&.Desarr.	117.0 MT	151.66	17,745
Preparaciones	192.0 MT	151.66	29,120
INVERSION MENSUAL			63,906
PRODUCCION MENSUAL			60,287

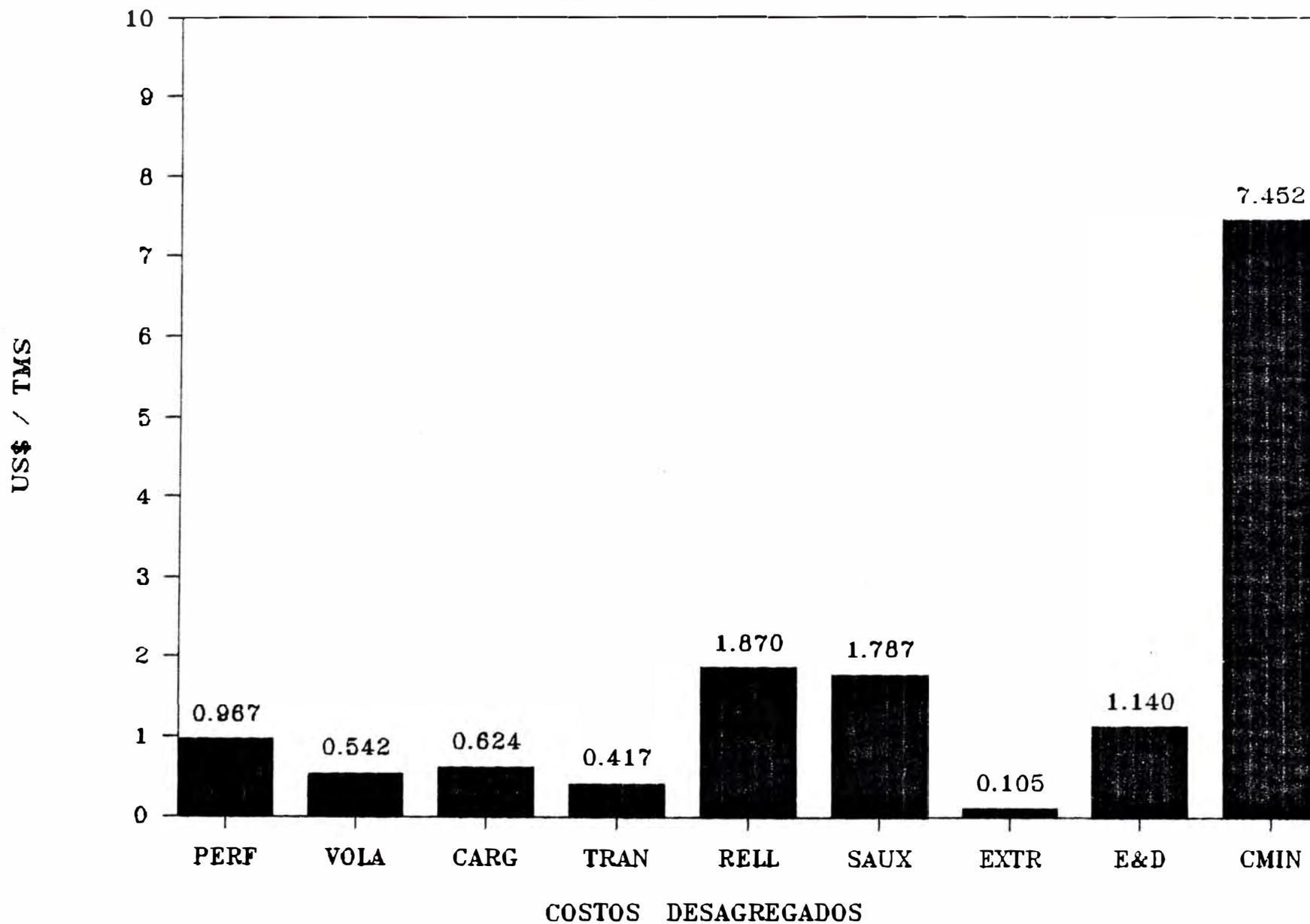
COSTO DE E.&.D / tms = 1.14 US\$/TMS .

COSTO DE MINADO MINA SAN VICENTE = 7.452 US\$/TMS .

El cuadro resumen de costos se puede apreciar en el GRAF. 2.3.1.4 .

COSTOS OPERATIVOS STANDARES

MINA SAN VICENTE GRAF. 2.3.1.4



2.3.1.5 INDICES OBTENIDOS

Los índices obtenidos para la mina San Vicente por tipo de actividad para el año 1985 son los siguientes :

A) PERFORACION .- Los resultados obtenidos se muestran en el gráfico 2.3.1.5-A de donde se concluye en lo ste. :

Promedios anuales de 1985	
Pies perforados en explotación	:104,048
Pies perforados en prep. y/o desarr.	: 66,951
TMS / Pie perforado (explotación)	: 0.500
TMS Cubicado Tajeos y Avances	: 57,031
TMS/Mt.de Avance (explor.,des,prep.)	:110.550

B) VOLADURA .- Los índices se muestran en los gráficos 2.3.1.5-B1 y 2.3.1.5-B2 , observándose una disminución en el factor de potencia para explotación hasta el mes de Setiembre y una disminución constante para desarrollos y preparaciones .

Promedios anuales de 1985	
Consumo Dinamita lb. en tajeos	:10,018
Consumo Nitrato lb. en tajeos	:10,018
Factor de Potencia Lb/TMS (tajeos)	: 0.380

Siguiendo con pruebas en la voladura para estandarizar la malla y el consumo de materiales , dada las características estructurales del yacimiento , se ha llegado ha obtener un F.P de 0.28 para los tajeos .

C) CARGUIO .- Los índices de carguió se han tomado en base a los equipos actualmente operativos de 3.5 y 6.0 Cu-Yd. éstos últimos recientemente adquiridos .

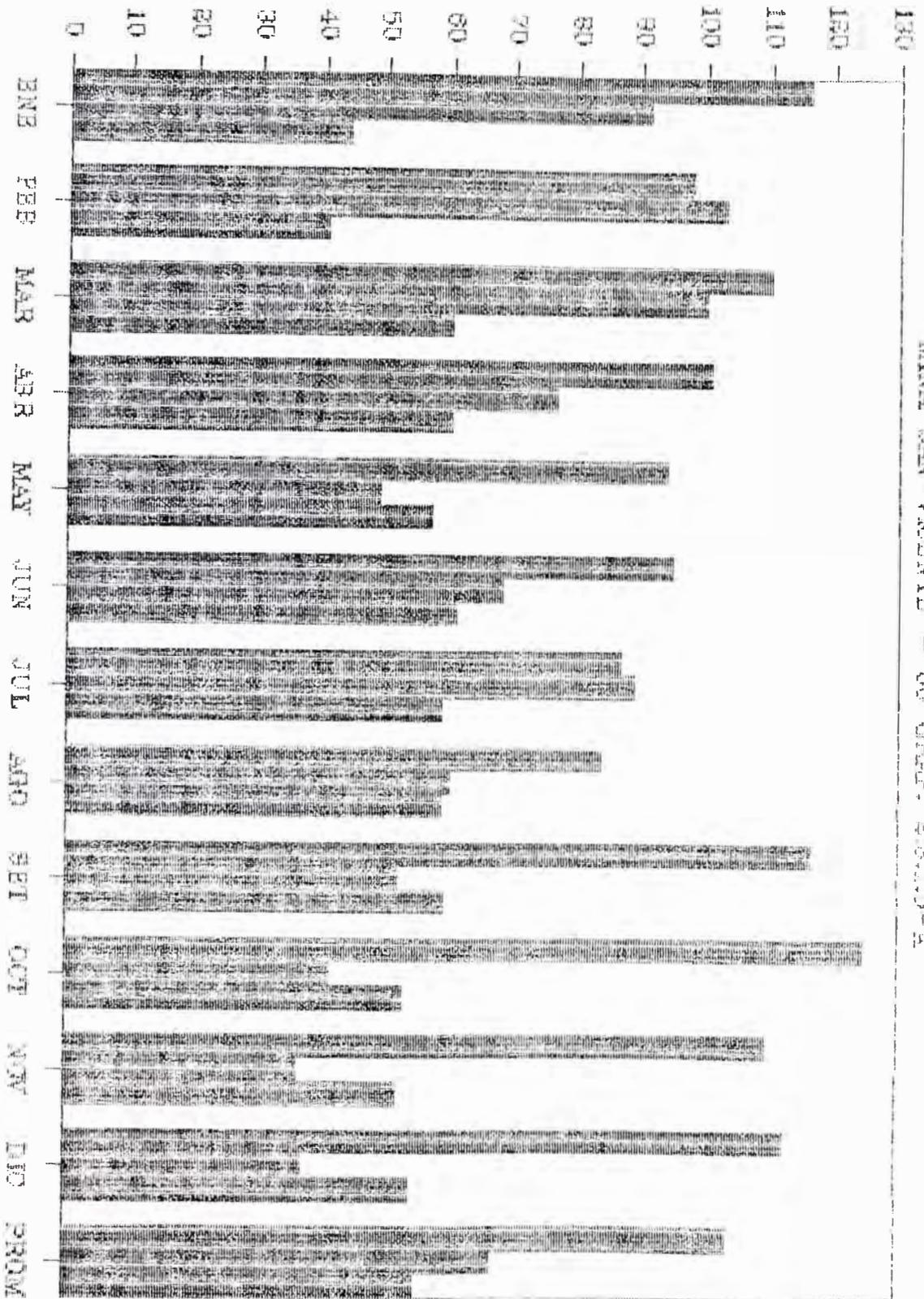
Los resultados se muestran en los gráficos 2.3.1.5-C1 y 2.3.1.5-C2.

D) TRANSPORTE .- Este índice se ha calculado en base al transporte de los volquetes en el nivel 1592 de la Tolva-710 al echadero 395 , obteniéndose un rendimiento promedio de 77 Ton/Hr. para dicha ruta , para una longitud de 400 Mt .

INDICE DE PERFORACION-PRODUCCION

MINA SAN VICENTE - 66 GRAP. 23.1.5-A

PIES PERP. - TMS
(Miles)



P. EXP. INT.

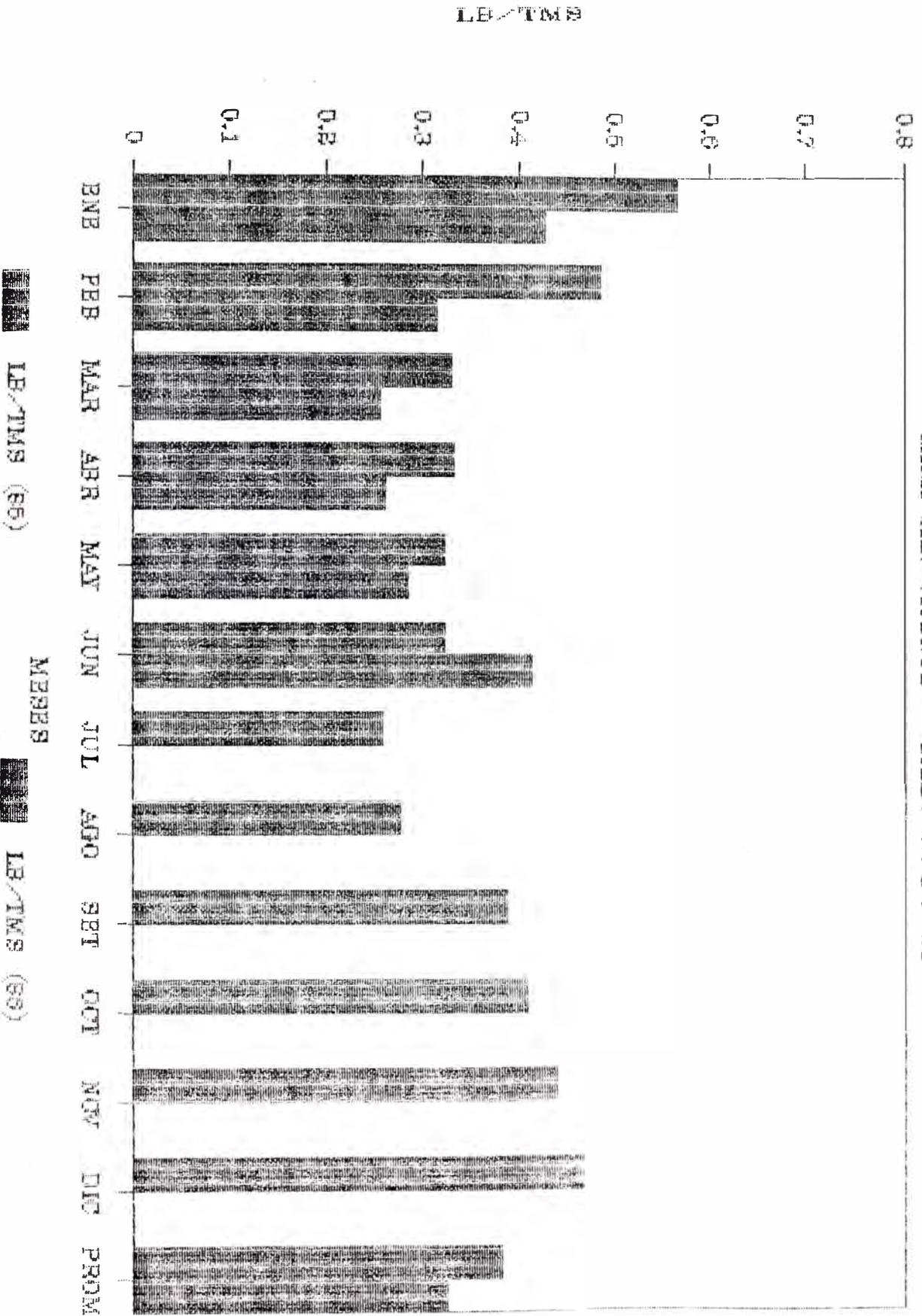
P. OBS-PRER

PROD (TMS)

MESSES

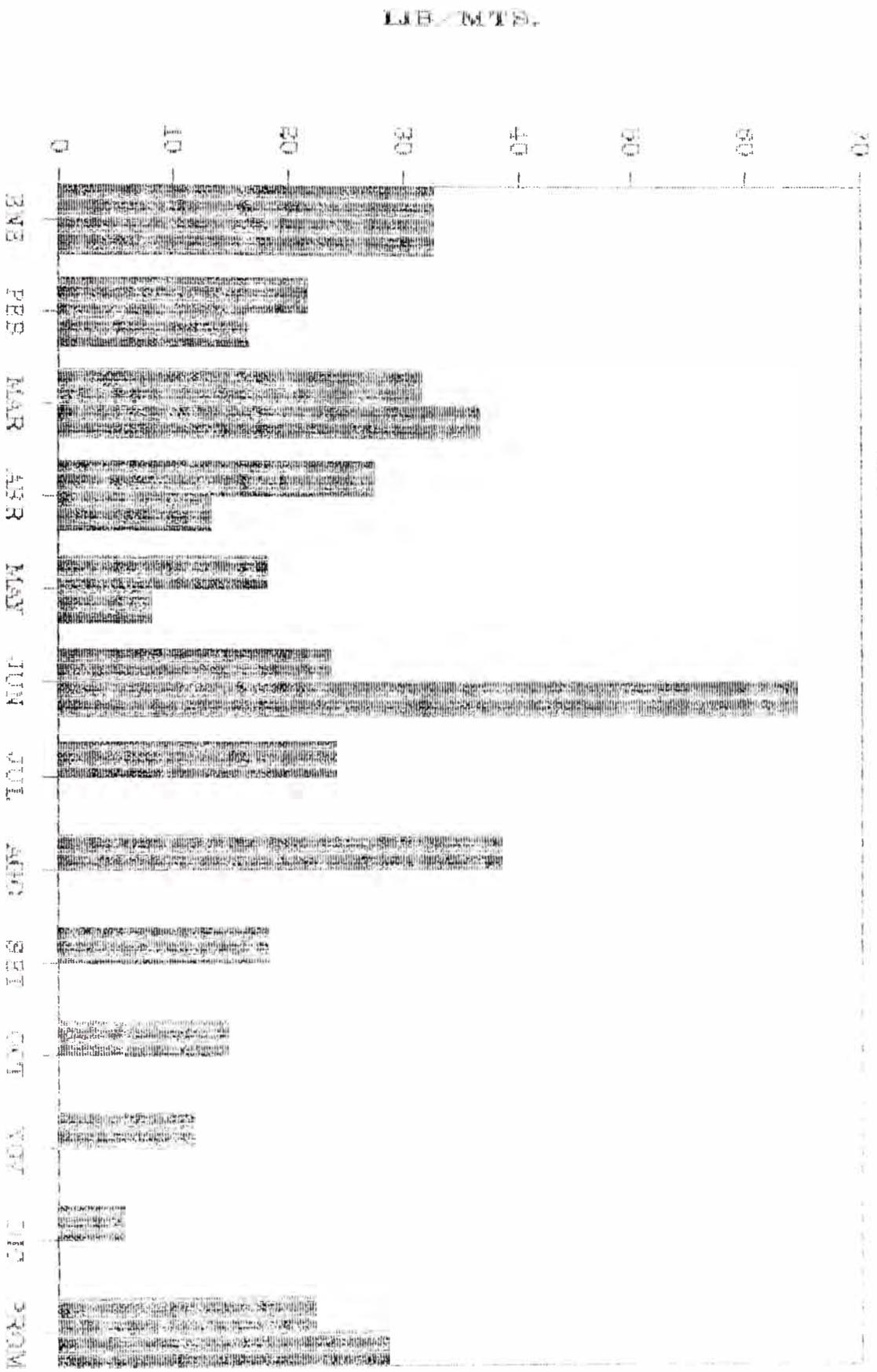
FACTOR DE POTENCIA-EXPLORACION

MINA SAN VICENTE GRAF. 23.1.5-E1



FACTOR DE POTENCIA DRS - MREP

MIA SAN VICENTE GRP. 0825-82



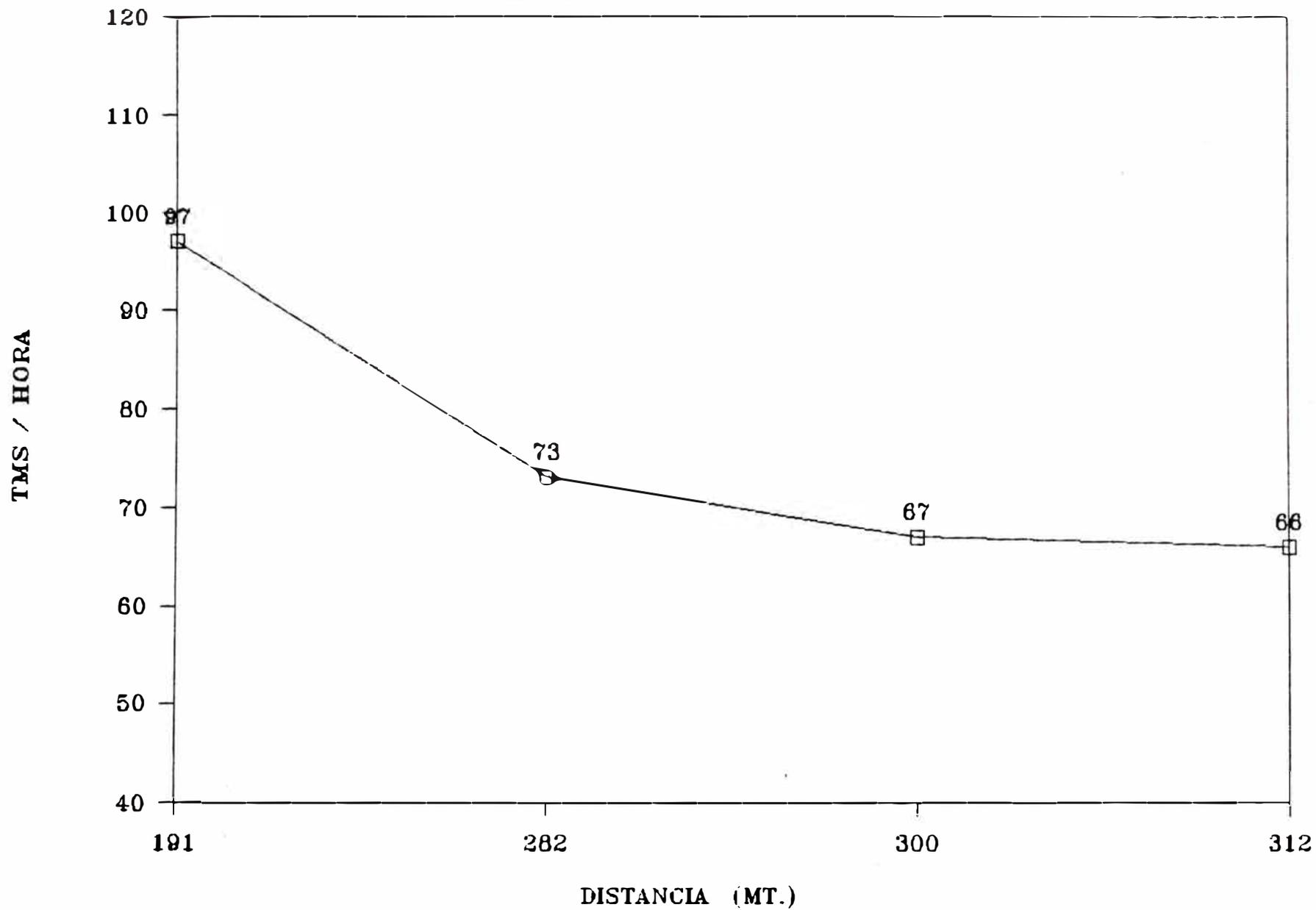
MIA SAN VICENTE
IB/MT (85)

MREPS

MIA SAN VICENTE
IB/MT (80)

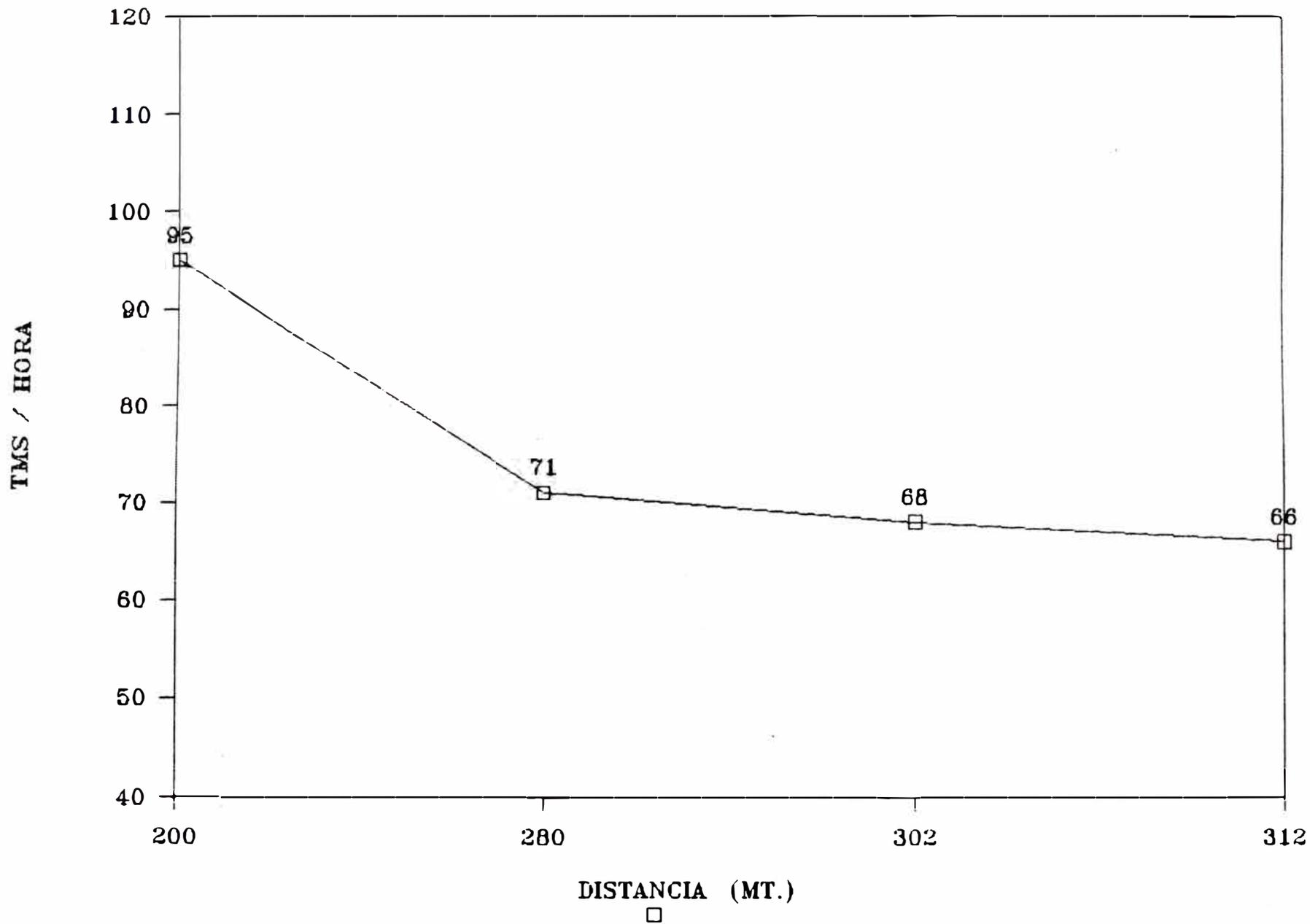
INDICE DE CARGUIO EQUIPO-LHD

SCOOP EIMCO 011 GRAF. 2.3.1.5-C1



INDICE DE CARGUIO EQUIPO-LHD

SCOOP WAGNER 081 GRAF. 2.3.1.5-C2



E) RELLENO .- Los resultados obtenidos son los siguientes :

Promedio de relleno mensual del año 1985	
Volumen de R.H. (M3.)	14,847
Volumen de R.M. (M3.)	10,455
Volumen total (M3.)	25,302
Capacidad de R.H. (M3.)	32,060
(*) % H.E.T. de bomba rell.	77.36
% Utilizado de R.H.	78.67

(*) H.E.T. .- Son las horas efectivas de trabajo de la bomba de relleno .

Los resultados se pueden apreciar en el gráfico 2.3.1.5-E .

F) INDICE DE PRODUCTIVIDAD MINA .- El índice de productividad obtenido en la mina San Vicente para el año de 1985 se muestra en el gráfico 2.3.1.5-F , con la puesta en operación de nuevo equipo pesado este se ha incrementado en los últimos meses hasta llegar a 25.50 TMS/H-gdia. actualmente .

2.3.1.6 VENTAJAS Y DESVENTAJAS

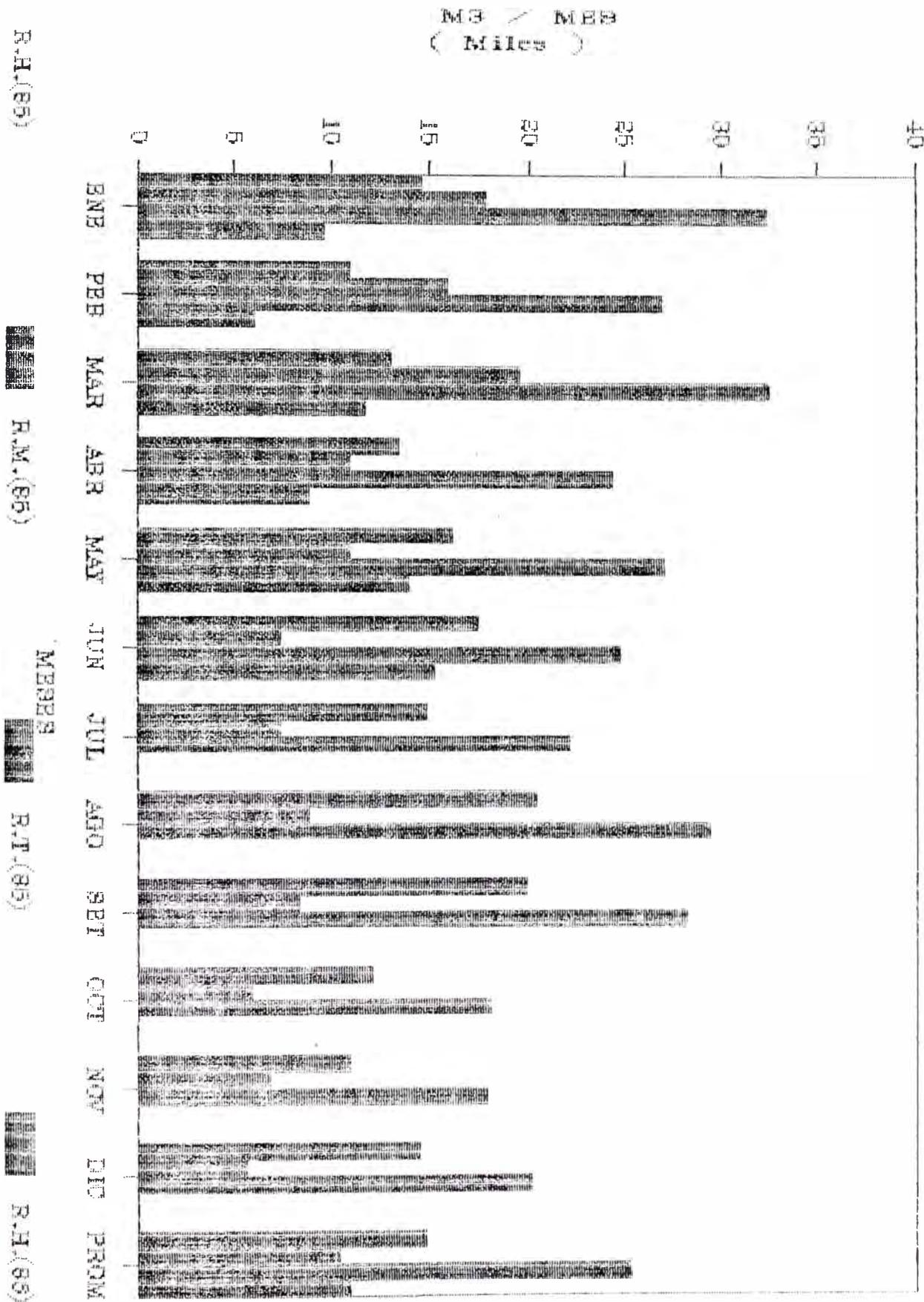
En esta parte se analizan las ventajas y desventajas obtenidas en el minado , con la aplicación del Corte y Relleno por Cámaras y Pilares para el tipo de yacimiento con las características estructurales ya descritas , de la mina San Vicente .

VENTAJAS

- Es muy utilizable con un buen grado de mecanización combinado con poco requerimiento de personal .
- Es un sistema que permite obtener una buena productividad .
- El sistema permite standarización de equipo .
- Se obtiene un bajo costo de operación .
- Existe experiencia en el medio con este tipo de minado.

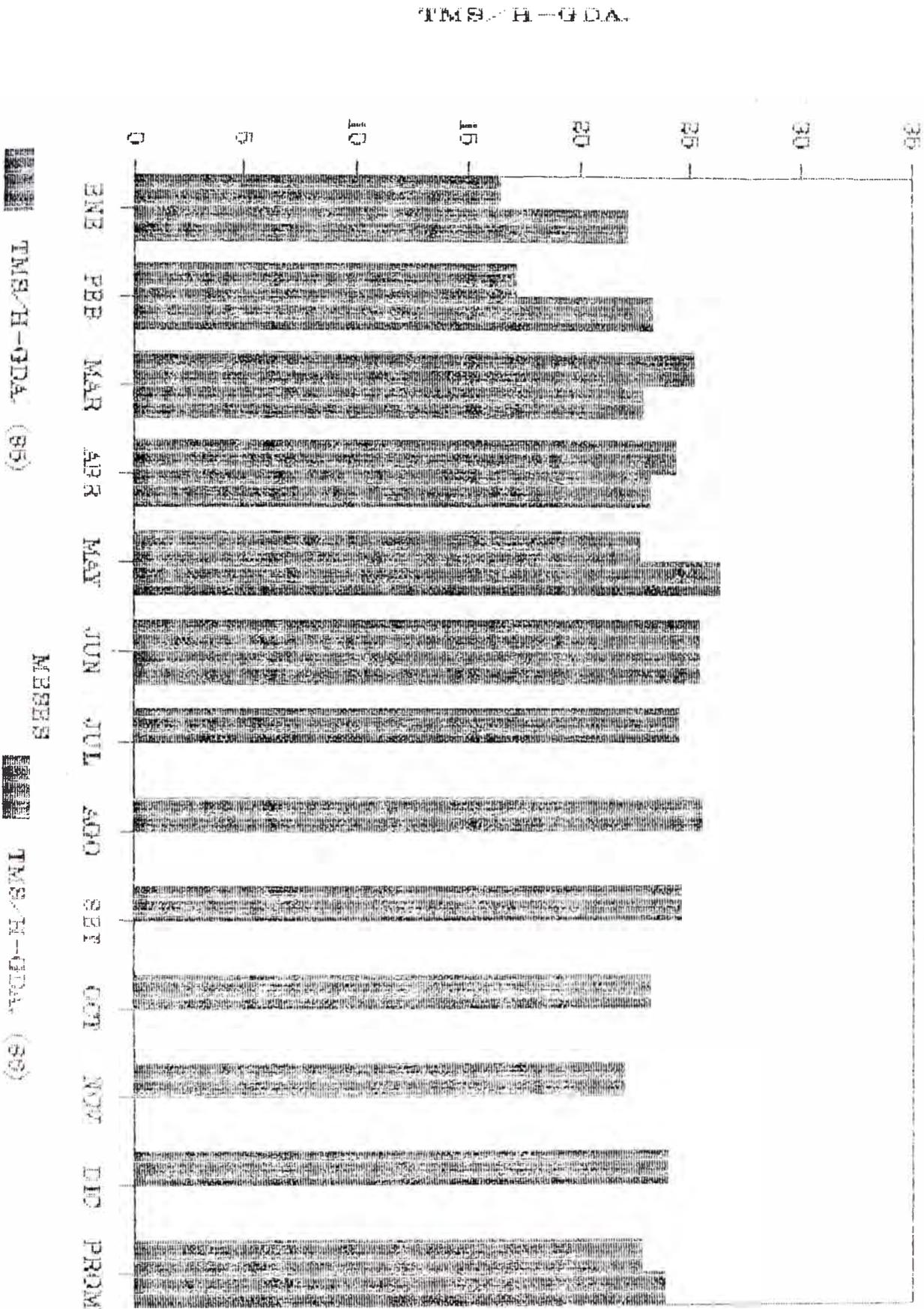
INDICE DE RELLENO

MINA SAN VICENTE GRUPO 231P-B



INDICE DE PRODUCTIVIDAD

MINA SAN VICENTE GRAP. 2-3-15-99



DESVENTAJAS

La formación de grandes cavidades después de los disparos haciendo inevitable la dilución
El sistema no permite recuperación de pilares .
Planeamiento de minado difícil de cumplir por características propias del yacimiento .
El sistema crea situaciones inseguras

2.4 EL SISTEMA DE MINADO CONTINUO

Este sistema de minado permite un avance continuo en el frente ó cara expuesta a la acción de corte del equipo empleado para dicha operación .

En Norteamérica y Europa se le considera como un nuevo método de minado por la secuencia que tienen las operaciones con este tipo de maquinaria , en donde la operación de mantenimiento y preparación del equipo ocupan un espacio significativo de todo el ciclo de minado .

Una característica principal de este sistema es la utilización equipo no convencional en la explotación y/o desarrollo de labores mineras y de construcción civil tanto en superficie como subterráneas permitiendo mejores rendimientos menores costos y una mayor seguridad en dichas operaciones .

La historia de los equipos rozadores o escariadores data de los años 1950 cuando el ingeniero alemán Hans Bade se encontraba desarrollando equipos que sustituyeran la excavación de roca mediante perforación y voladura por el de corte mecánico de la misma . Después se dio el nombre de sistema Raise Boring a esta operación que como sabemos consiste en la introducción de una broca piloto hacia una galería inferior para iniciar un rimado continuo en forma ascendente por medio de una base donde se ubican las brocas alrededor de un eje hasta la galería superior

Tomando como antecedentes este sistema se desarrollaron equipos para una operación horizontal e inclinada en yacimientos de carbón donde la ocurrencia del mineral se presentaba en forma de mantos con potencias moderadas en donde la explotación por los métodos tradicionales traía consigo una inseguridad difícil de superar

Ante esta necesidad y ante los requerimientos de obtener altas productividades se desarrollaron las primeras máquinas de corte parcial tipo Cepillos y Rozadoras .

La característica de las primeras es el sistema de corte por "Corridas" a lo largo de las capas de carbón en una longitud considerable siendo por lo general de 500 Mts. Cada "corrida" del cepillo se hace a través de un transportador blindado de cadenas por medio del cuál el cepillo se introduce entre 5-10 cm. permitiendo a través de sucesivas corridas el avance de la capa expuesta al cepillo de corte ; dicho cepillo está formado por un conjunto de dientes alargados en forma de "cincel" Para un buen funcionamiento del tajo es necesario mantener permanentemente el sistema cepillo-transportador contra el frente .

Una máquina de cepillos puede verse en la LAM. 2.4-A

La característica de las "Rozadoras" de tambor es que su sistema de corte se hace por medio de la rotación del tambor el cuál es ubicado paralelo a la capa de carbón , al igual que las máquinas de cepillos éstas están diseñadas para el corte de paredes largas , ya que que no sería económico para la operación de longitudes pequeñas por los tiempos de montaje y desarme que lleva , así como de la alta inversión que requieren la operación de dichas máquinas Los dientes o "picks" se ubican alrededor del tambor a espacios regulares y con la caída adecuada para permitir la operación de corte de todos los dientes

Una máquina rozadora puede verse en la LAM. 2.4-B

El otro tipo de máquinas conocidas con el nombre de "Minadores" hacen su aparición en la década de los sesenta desarrollándose primero los "Tuneladoras de Ataque Total" de sección circular ó máquinas a Full-Face Boring más conocidas como "Topo" típicamente tuneleras , éstas se caracterizan por las grandes dimensiones de su cabeza de corte las cuáles tienen un sistema de empuje de cilindros paralelos al eje permitiendo secciones de 1.5 mts. hasta 12.0 mts cabe destacar también el peso de estas tuneleras los cuales oscilan entre 42 a 1450 Ton.

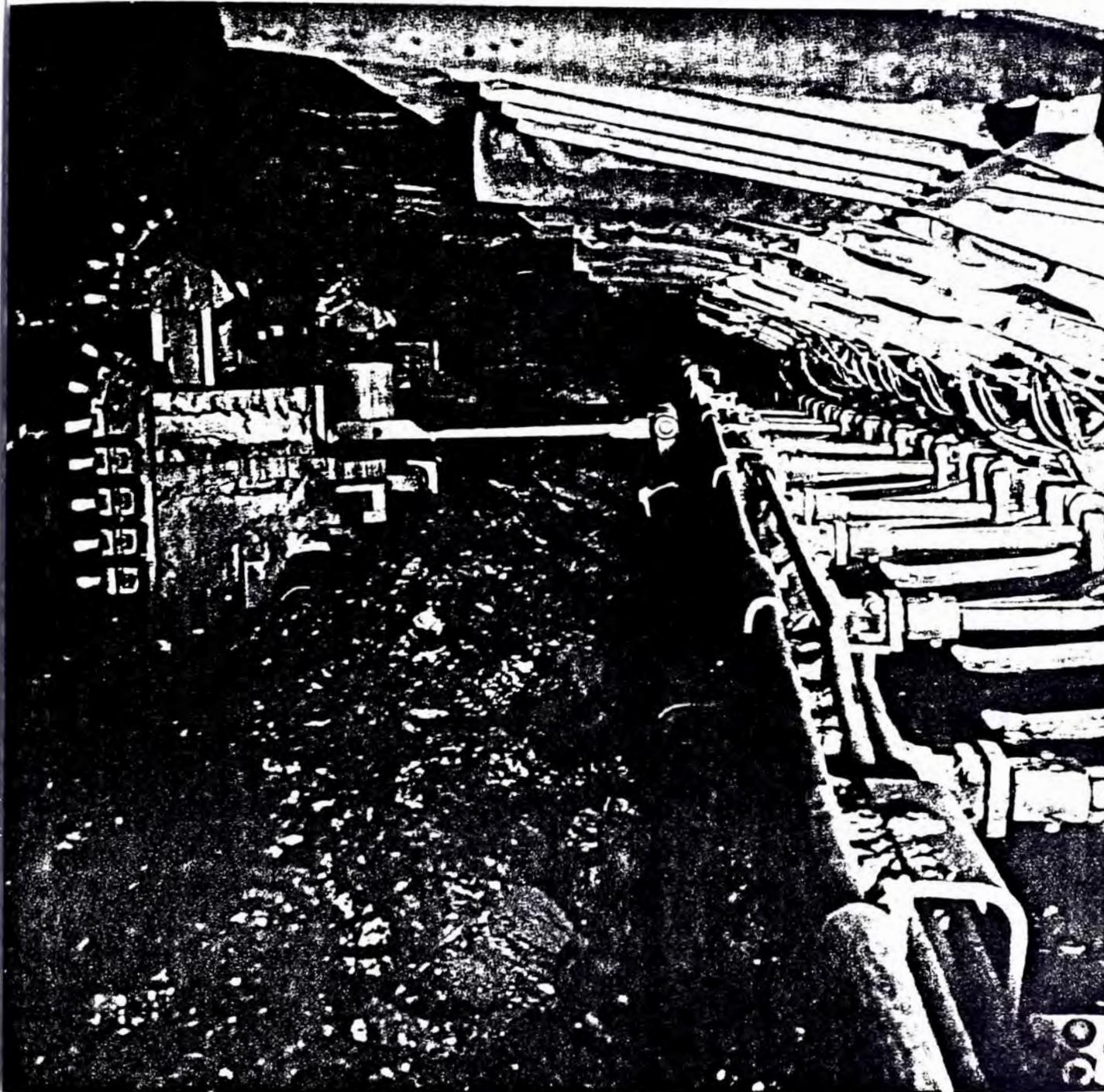
Una tunelera típica puede verse en la LAM. 2.4-C

El otro tipo de máquina son los "Minadores de Ataque Puntual" por corte más conocidas con el nombre de



MACKINA-WESTFALIA, S.A.

Sistemas integrales de arranque para frentes largo y corto con licencia Westfalia Lünen



Oficinas:
Sta. Cruz de Marcenado, 13-1º
28015 MADRID
Tel.: (91) 242 30 00
Télex: 22 798 m w s a e

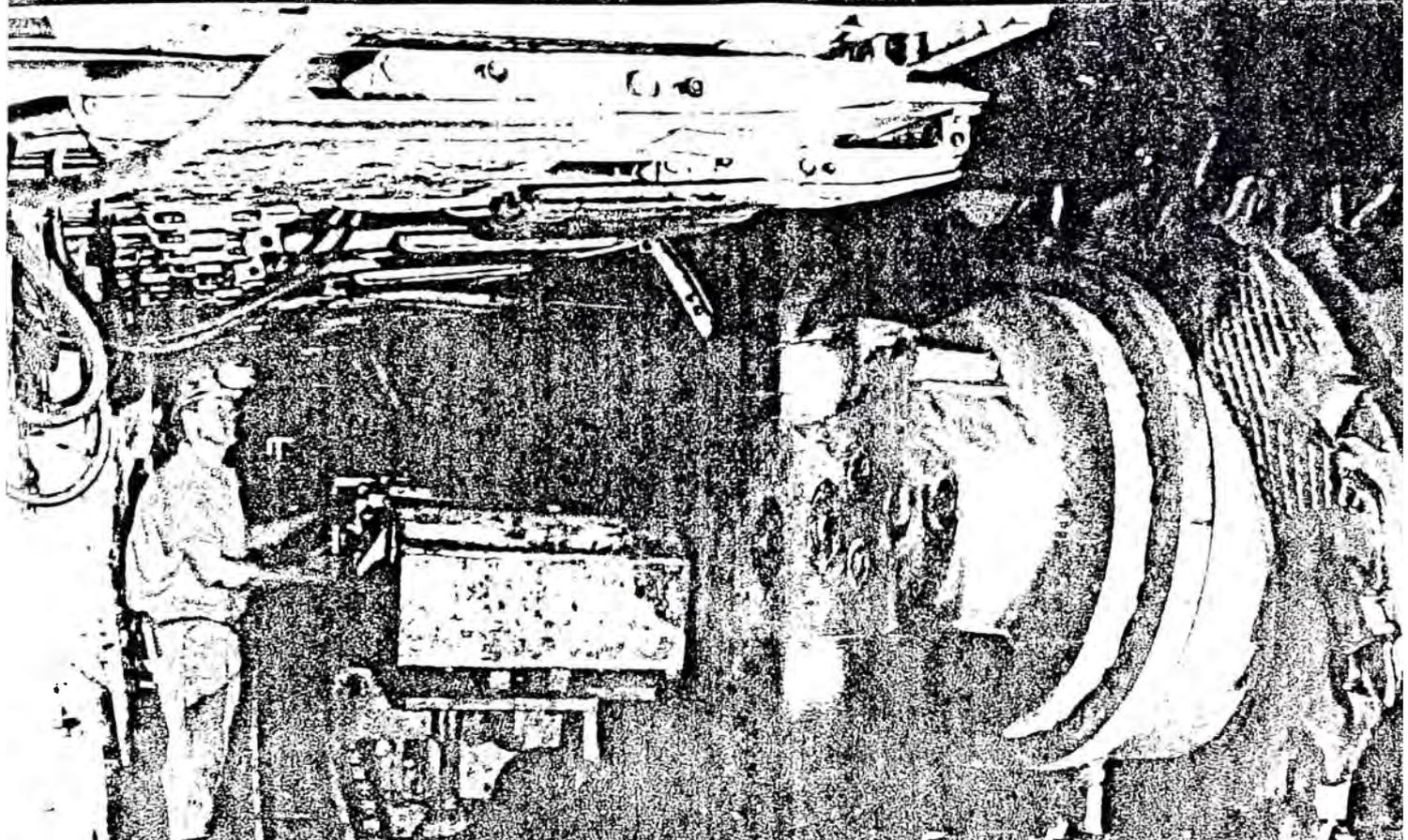
Delegación:
Avda. de Galicia, 14
33005 OVIEDO
Tel.: (985) 23 15 95

Fábrica:
MOSTOLES (MADRID)

World Mining Equipment

APRIL 1986

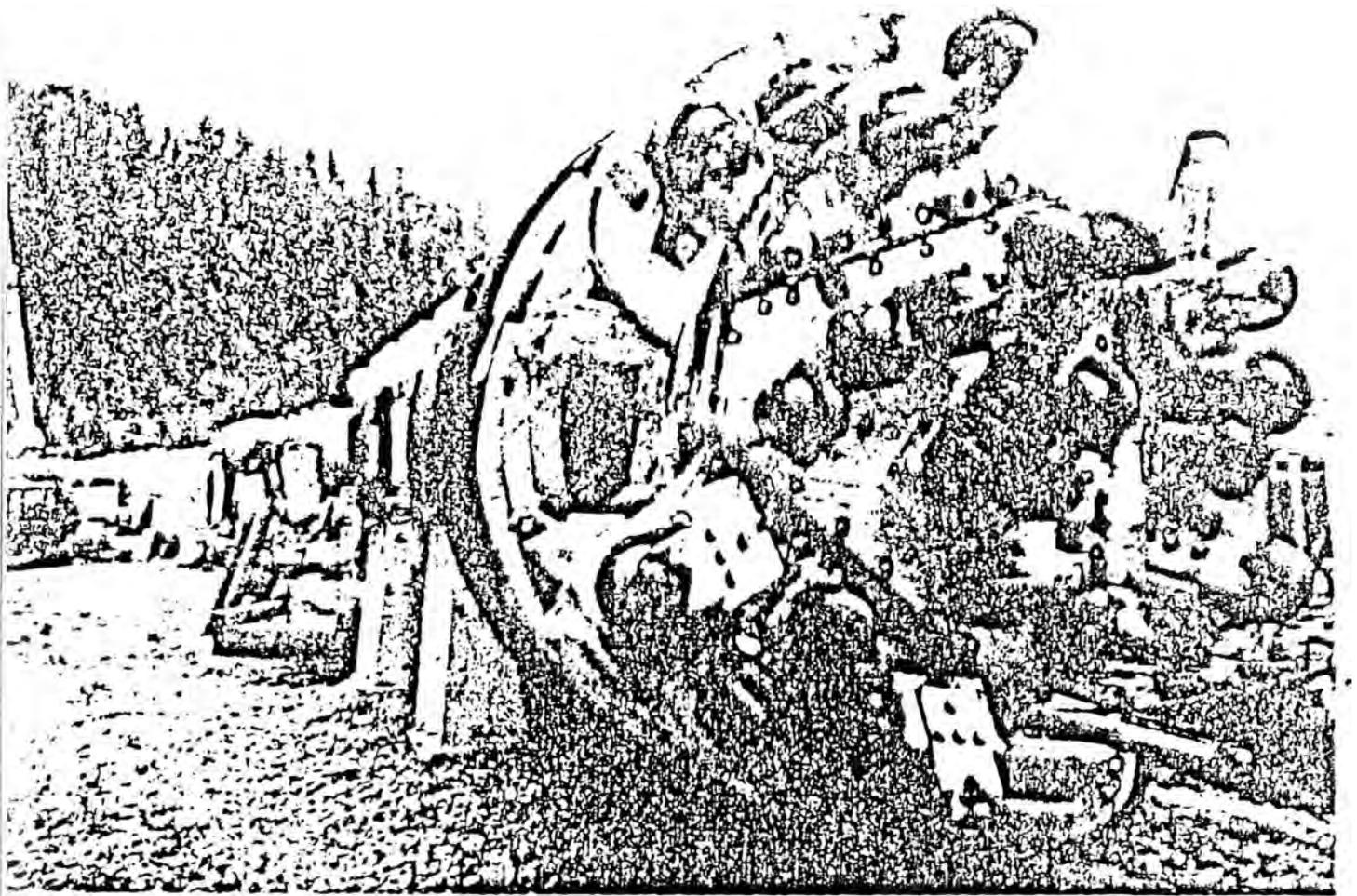
© TECHNICAL PUBLISHING



Mining in Britain
Coal still king

Phosphates
New Flowsheets
for Complex Ores

**Moving
into
Mines**



En máquinas de ejecución de túneles a plena sección, nuestros modelos JARVA cubren túneles de 1,5 m. a 12 m. de diámetro.

TSL 208

"Roadheaders" ó simplemente Minadores . La característica principal de este tipo de máquina es el principio de corte , de empuje y de rotación que se realiza a través de un brazo orientable y una cabeza de corte ésta última montada sobre la punta del brazo . Debido a la movilidad de dicho brazo se obtienen labores de secciones variable que van de 1.0 x 2.3 mts. hasta 6.0 x 8.9 mts . (Alto x Ancho)

Por ser el tipo Roadheader la máquina adecuada para la operación en labores de explotación no carboníferas creo necesario hacer un breve comentario acerca de los alcances de dicha máquina .

Las generaciones iniciales de la década del 60 y principios del 70 se caracterizaban por su relativo peso liviano , obteniéndose rendimientos conservadores para las tasas que se esperaban obtener , razón por la cual tuvieron que merecer una crítica adversa como una clase de máquina .

Es así que desde mediados de 1970 las roadheaders tuvieron un incremento en su peso y potencia de 40 Ton y 150 Hp hasta máquinas de 120 Ton y 620 Hp Esto debido a que una característica principal de operación de las roadheaders es su variabilidad en el rendimiento en relación a su peso . La experiencia en la operación de estas máquinas a lo largo de más de dos décadas ha demostrado que **Para un incremento lineal en el peso y energía se obtiene un incremento exponencial en el rendimiento** Por ejemplo una máquina de 60 Ton. ofrece frecuentemente un rendimiento superior al doble que una máquina de 30 Ton.

Un factor que limitaba su operación a determinados tipos de yacimientos era su capacidad de corte a rocas de baja dureza y bajo esfuerzo a la compresión éste hoy en día se ha superado debido fundamentalmente a las modificaciones arriba mencionadas , es así que se ha llegado a demostrar en diversos proyectos alrededor del mundo que estas máquinas pueden trabajar efectivamente en rocas con esfuerzo a la compresión entre 4,000 - 30,000 PSI

Constantemente se introducen nuevas versiones modelos provistos de mejoras con el objeto de hacer más productivas y eficientes este tipo de equipos . Una de estas últimas mejoras que se han introducido en los roadheaders es el sistema HI-JET de corte ó equipamiento de inyectores de agua a alta presión cercanas a los 10,000 PSI este sistema ha demostrado considerables ventajas asistiendo al roadheader durante las operaciones de corte .

Estas ventajas son

- Disminución en el requerimiento de energía específica
- Consumo de picks minimizado
- Incremento en la capacidad de corte
- Reducción en la vibración de la máquina debidas a las cargas momentáneas .
- Reducción en 50 % en la producción de polvo
- No producen chispas por fricción

Estas pruebas han sido realizadas en las minas de carbón de Sutton Manor de la National Coal Board siendo utilizadas en estratos con esfuerzos compresivos superiores a los 24,000 PSI dichos estratos consistian en carbones , arcilla refractaria , pizarras y limos El roadheader utilizado fué un Anderson tipo RH22

Asimismo este sistema han sido montados en máquinas Dosco Mark IIB que operan en la mina San Manuel de la Cooper Co. al Noreste de Tucson Arizona , siendo el yacimiento del tipo cobre porfirítico con formaciones con una resistencia a la compresión entre 19,000 - 30,000 PSI , el cuál es un parámetro más o menos típico en un yacimiento de este tipo .

En ambas minas se han obtenido los resultados arriba mencionados , abriendo entonces nuevos horizontes para la utilización de estos equipos en minería de rocas duras

Una roadheader se muestra en la LAM. 2.4-D

Como se observará existen dos consumos típicos en la operación de estos equipos , el consumo de picks y el consumo de energía por M³ de corte de roca sólida a continuación se muestra en los gráficos 2.4-E y 2.4-F , los resultados a que se han llegado con la operación de una roadheader Eichhoff para materiales de diferente esfuerzo a la compresión En el primer gráfico se muestra el consumo de picks versus la resistencia a la compresión de la roca y el segundo el consumo de energía (KWH) por M³ de corte de roca sólida

Las características principales de los equipos de Minado Continuo se dan a continuación de acuerdo a la clasificación arriba mencionada .

LAM. 2. 4. D

ALPINE MINER AM 75

Maschine und System



VOEST-ALPINE

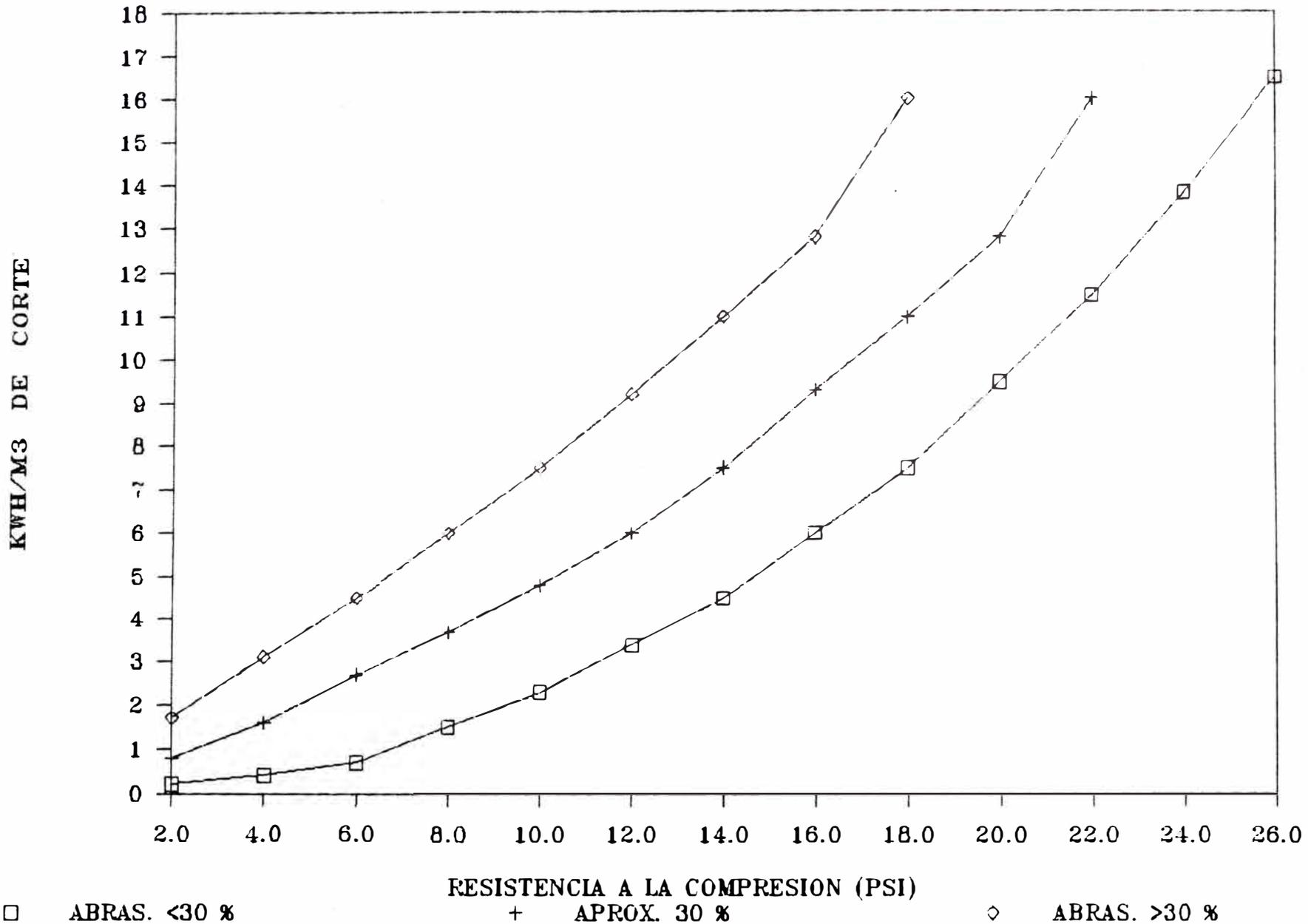
SINDUCOR, S. A.

Cea Bermúdez, 66 - MADRID-3 - Tel. 442 23 99

Representantes exclusivos para España de MAQUINAS DE AVANCE VOEST-ALPINE

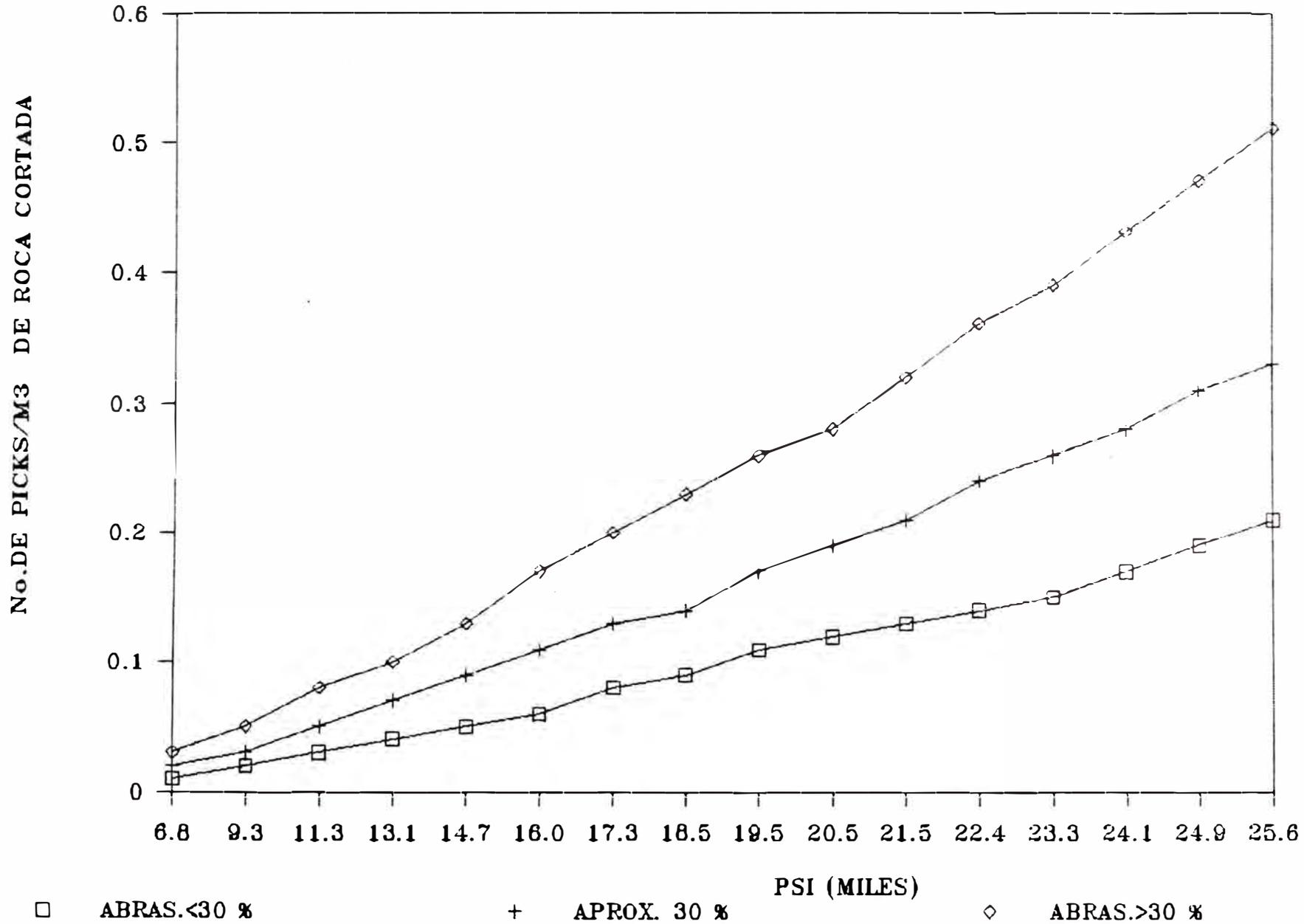
CONSUMO DE ENERGIA POR M3 (KWH/M3)

DE CORTE EN ROCA SOLIDA GRAF. 2.4-F



CONS.DE PICK -VS- RESIST. COMP.

PARA 3 TIPOS DE ABRAS. MIN. 2.4-E



A) EQUIPO DE MINADO CONTINUO TIPO : CEPILLO

MODELO	: POT.MAX.:	ALTURA	: PESO	: PROF.:	VEL.:	TRANSPORT.:	TIPO	: POT.:
	: DE ACC.:	CUERPO	:MI-MAX	:CORTE	:CEPIL.:	POT.:	VEL.:	DE
	: No. x KW	:ARRANQUE	: TON.	: CM.	:M/MIN.:	KW	:M/MIN:	SOST
								:INST.:

KLOCNER-BEC

SH-8-5 2x80 1.0-1.19 9.0 90 2x80 68 ESCUDO 320

TAIM

BIERZO-300 2x55 0.3-0.50 .55 5.5 26 2x30 39 HIDR.IND. 180

WESTFALIA LU

REISSHAK. 51 2x220 .62-1.68 3-3.5
 REISSHAK. 52 2x220 .66-2.14 3.5-5.5

B) EQUIPO DE MINADO CONTINUO TIPO : ROZADORA

MODELO	: ALTURA	:PROF.:	TAMBORES	: VEL.:	DIREC.:	CABRESTANT:	ANCHO	: POT
	: DE ROZA	: DE	: No.:	VEL.:	ROZAD:	CORTE	POT	: EMP.:
	: CM.	: ROZA:	: RPM	:M/HR:	(2)	: KW.	: TON	: CM.
								: KW.:

AND. STRATHCLYDE

AB-16 OPC. OPC. 1 OPC. 720 63.2 224
 AM-500 137-117 OPC. 2 54 OPC. 750
 AM-1000 120-MIN OPC. 2 50 16 OPC. 750
 TREPAND 96-83 80.0 2 438 30 63.2 200
 ELEC. 550 350-130 2 980 22 36 430

EICKHOFF

ESA-60L 320- 62.5 1 32 180 60 60
 EW-200L 350- 62.5 1 50 280 73.2 200
 EDW-300L 380- 84.0 2 56 700 83.2 300
 EDW-600L 380- 84.0 2 56 700 83.2 600
 EDW600LH 500- 84.0 2 44 445 83.2 600

MODELO	: ALTURA	: PROF.	: TAMBORES	: VEL.	: DIREC.	: CABRE	: ANCHO	: POT
	: DE ROZA	: DE	: No.	: VEL.	: ROZAD	: CORTE	: POT	: EMP.
	: CM.	: ROZA	: RPM	: M/HR	: (2)	: KW.	: TON	: CM.

WESTFALIA

VM08H2,0	198-110	90.0	2	35				
VM08H3,0	305-160		2	35				
VM0 12	196-		2		980		40.0	
S.DTS300	340-230		2	36	360			
STRL.800	400-180		2					

EQUIPO DE MINADO CONTINUO TIPO : TUNELERA

MODELO	: DIAM.	: PESO	: POT.	: CABEZA DE CORTE	: RAD	: SIST	: SIST.
	: SECC.	: TOT.	: POT.	: EMP.	: ELEM	: SIST	: MIN
	: MIN-MAX	: TM.	: KW.	: KW.	: TM.	: CORTE	: EMP.

ATLAS COPCO-JARVA

MK-5		32		149	136		
MK-10							
MK-18		272		894	907		
MK-26		590		1491	1272		
MK-30		907		1932	1542		
MK-36		1450		2386	1769		

DEMAG

TVM20-23	2.0-2.3	48	240	160	B	F	70	F	T
TVM34-38	3.4-3.9	130	430	320	B	F	120	F	T
TVM54-58	5.4-5.8	270	785	640	B	F	150	F	T
TVM59-64	5.9-6.4	320	950	820	B	F	170	F	U

ROBBINS

1012-219	-3.2	102	447	393	B	F	100	R	U
129-182	-4.2	105	373	595	B	F	100	R	U
162-130	4.8-5.1	125	447	403	B	F	100	R	U
201-1581	-6.1	280	671	585	B	F	100	R	U
2815-159	-8.6	331	825	4191	B	F	100	R	U

(1) ELEM. CORTANTES (2) SISTEMA EMPUJE (3) SISTEMA CARGA (4) SISTEMA EVAC.
 A=cort. rodillo F=cilindros pa- P=paleta perif. T=trans. cadena
 B=cort. discos ralelos al Ø=cazoleta perif. U=trans. super.
 C=mueelas o dientes eje . R=cangilones
 S=brazo excav.

EQUIPO DE MINADO CONTINUO TIPO : ROADHEADER

MODELO	SECC. :ALTxANC : (MT.)	PESO : TM.	CABEZA DE CORTE TIPO : POT. : : (1) : KW		TIPO : SIST : TIPO : (2) : (3)		SIST : EVAC. : : (4) : KW		POT. : TOT. :
--------	------------------------------	---------------	--	--	-----------------------------------	--	------------------------------	--	------------------

EICKHOFF

ET-110L	20 M2	25	M	110			R	A D	T	185
ET-100K	20 M2	25	R	110			A	A D	T	185
ET-160L	36 M2	66	M	160			R	A B	T	465
ET-160/250	36 M2	70	R	250			R	A B	T	465
ET-160/300	45 M2	80	R	300			R	A B	T	478

DOSCO

TB-3000	6.0-8.9	125	M	250			R	D	T	
MK-11A	4.1-5.8	23.4	M	67	0.41		R	E	S	150
MK-11B	4.3-5.8	37.9	M	82			R	A	T	
LH-1300	3.6-5.4	40	M				R	A D	T	

FAURAT

E-169	2.8-5.6	44	M	100	1.3	41	R	A	T	185
E-134	4.5-7.2	75	M	230	1.1	21-41	R	B	T	353
E-200	4.8-7.6	110	M	300	1.6	18-36	R	B	T	462
E-195	2.8-5.2	43	R	170	1.2	50	R	A	T	263

(1) TIPO CABEZA CORTE (2) TIPO BRAZO (3) SISTEMA CARGA (4) SISTEMA EVACUAC.
 R= ripping A=articulado A=pinza oscil. T=transp. cadenas
 M= milling R=rig. orient. B=transportador S=faja transport.
 C=brazos oscil.
 D=discos estrella
 E=trans. raquetas

2.4.1 CONSIDERACIONES ESTRUCTURALES

En la elección de un sistema de explotación se deben estudiar las diferentes condiciones de las estructuras mineralizadas, es decir, las características estructurales geológicas mineralógicas y otros factores económicos para tener el sistema más seguro y que permita la máxima extracción de mineral al menor costo de operación posible con una alta productividad.

En tal sentido para la implementación del Sistema de Minado Continuo deben tomarse en cuenta las siguientes consideraciones :

A. RESISTENCIA A LA COMPRESION DE ROCA

Esta es una característica especial para la operación de los equipos de Minado Continuo. El rango de operación de la resistencia a la compresión varía de 10,000 - 30,000 PSI siendo el límite superior alcanzado en rocas silíceas de un yacimiento porfirítico.

B. MINERAL HOMOGENEO Y RELATIVAMENTE SUAVE

Una de las características del mineral para la aplicación del sistema es que tenga dureza media - baja para permitir el rimado continuo de la máquina escariadora. Un mineral duro con roca muy abrasiva convertiría al sistema en inapropiado ya que el avance sería lento y costoso.

C. POTENCIA DE LA ESTRUCTURA MINERALIZADA

El sistema puede aplicarse tanto en depósitos de gran potencia como en depósitos angostos hasta en un mínimo de 3.5 mt. lo cual es aproximadamente el ancho mínimo de la sección de operación de estas máquinas ya que una potencia menor generaría dilución.

D. TIPO DE CAJAS

La consistencia de las cajas no es indispensable para este sistema debido al continuo control de la sección de minado que permite la máquina.

E. CONTORNOS REGULARES

La estructura mineralizada a explotar deberá tener límites alineados y contornos regulares y definidos , es decir rumbo casi uniforme sin ramales en la roca de caja , pues parte del mineral puede quedar sin ser extraído , lo que ocasionaría pérdidas de mineral .

F. BUZAMIENTO

Los buzamientos más favorables para la aplicación de éste sistema son los buzamientos bastantes pronunciados superiores a los 50 grados , lo cual permitiría una mínima pérdida de mineral por quedarse inevitablemente en las cajas , teniendo la máquina avance inclinado y horizontal .

G. VALORES MINERALOGICOS

Los valores no deben ser necesariamente uniformes , debido a que el sistema permite el escogido del mineral en el interior mina por la observación directa y el muestreo continuo a medida que se avanza en el rimado del frente a explotar .

2.4.2 LABORES DE PRE-MINADO

Las labores de pre-minado para el sistema son las típicas a emplearse en un método de explotación dado es decir , desarrollos y preparaciones .

Los desarrollos se harán siguiendo el rumbo de los mantos con una sección de 4.5 mt x 4.0 mt , la cual es la dimensión de diseño del equipo de minado , entre las latitudes definidas para cada área de explotación ; dichas labores consisten en la construcción de rampas , galerías y cruceros .

Las labores de preparación se construyen en forma paralela a las de desarrollo para lo cual se construyen accesos , chimeneas de servicio , echaderos y tolvas . Las dimensiones de las chimeneas y echaderos es de 1.50 mt. de diámetro construidas por un Raise-Borer Machine .

Las rampas al igual que con el método de Cámaras y Pilares servirán para construir los accesos a los tajeos a

medida que se avance con el tajeado del área. Este tipo de máquinas permiten rampas con una gradiente limitante de 25 % las rampas que servirán de acceso a los niveles de la mina se harán con una sección de 4.5 mt x 4.0 mt. con una gradiente de 15 % .

2.4.3 INFRAESTRUCTURA REQUERIDA

Dada la alta mecanización que el desarrollo del sistema implica , la infraestructura requerida para la operación de los equipos de Minado Continuo se refieren a los siguientes servicios

ENERGIA ELECTRICA

Para el suministro de la energía eléctrica a los equipos se requieren de las siguientes instalaciones

- Circuito alimentador en 2.3 KV .

Este circuito vendrá desde la subestación "BB" a la subestación "CC" y lo constituirá un cable tripolar tipo NKY 5 KV 3x70 mm² , el que será colocado en las paredes y techo de las galerías de mina

- Subestación CC-1 2.3/1.0 KV

La subestación reductora "CC-1" estará ubicada en el nivel 1709 desde donde bajará el cable alimentador a 1 KV hasta el nivel 1592 .

Dicha subestación será del tipo en caverna con un área aproximada de 21 M² .

- Cable alimentador a 1 KV

Este cable será del tipo extra-flexible . con aislamiento para 1 KV con conductores de cobre cableado y bajarán del Nv.1709 al nivel de operación (1592) en este nivel se usará los 3 tramos adicionales los cuales estarán en carretes de cable , los que serán unidos mediante acopladores al tablero de maniobra y al equipo roadheader

Tablero de maniobra KV "TM-1"

Este tablero será hermético , a prueba de agua y del tipo para adosarse a las paredes del túnel este tablero será instalado entre la subestación "CC-1" y la máquina roadheader y permitirá energizar o desenergizar manualmente la parte del circuito constituido por los tramos adicionales.

MANTENIMIENTO Y REPARACIONES

Las operaciones de mantenimiento preventivo serán hechas en el lugar de operación de la máquina al inicio y al final de cada guardia. Para los programas de mantenimiento y reparaciones generales se prevé la ampliación del taller de maestranza mina ubicada en el interior de ésta.

PERSONAL

Para la operación y mantenimiento de éstas máquinas se considera el entrenamiento y capacitación en el país de compra del equipo, de 02 operadores 01 mecánico 01 electricista y un supervisor.

2.4.4 MECANICA DEL TRAZADO

Lo fundamental en el sistema de "Minado Continuo" en cualquier estructura mineralizada, es el diseño de labores, ya que las características de un óptimo trazado deben ser comparadas contra el número y costo de labores que ello implica.

Para el yacimiento San Vicente con las características ya descritas, el trazado que ha dado mejor resultado el cual también es aplicable al sistema de Minado Continuo es el siguiente:

Encuadrillado del área de explotación con cámaras y cruceros.

Los cortes los tajeos serán transversales E-W (Cruceros) teniendo un espaciamento de 14.4 Mt. de eje a eje.

Luego se cuadrillará el área con cámaras N-S debido a que las estructuras no son uniformes tanto en horizontal como en vertical, reconociéndose estructuras que se hubieran perdido sin este sistema de trazado.

El espaciamento entre cámaras es el mismo que para cruceros obteniéndose de esta manera pilares de base cuadrada para una mejor estabilidad de los tajeos.

Las chimeneas estarán ubicadas en la caja piso y al centro del horizonte para una mayor seguridad en las labores , siendo las que están hacia el piso los echaderos y las otras chimeneas de servicio .

2.4.5 VENTAJAS Y DESVENTAJAS

Las ventajas y desventajas que se esperan obtener con la aplicación de este sistema se pueden resumir como sigue

VENTAJAS

- Bajo costo de operación
- Alta productividad
- Eliminación de la voladura
- Sistema altamente mecanizado
- Permite una dilución controlada
- Tiempo de preparación normal
- Mayor estabilidad de roca y mejora la seguridad

DESVENTAJAS

- Alta inversión de capital
- Existe poco entrenamiento en el personal de operación del país .
- Pocos antecedentes del equipo en minería metálica

CAPITULO III

3.0 FACTIBILIDAD TECNICO-ECONOMICA PARA LA APLICACION DEL SISTEMA DE MINADO CONTINUO

3.1 METODO DE ESTUDIO PARA EL ANALISIS

Como todo proyecto innovador el de "Minado Continuo" tenía características especiales que requerían adoptar un riguroso sistema de trabajo que nos permitiera reducir al mínimo el grado de erratibilidad de las estructuras del yacimiento , entendiéndose que el estudio geológico y estructural para el área de trabajo era una etapa principal para el posterior planeamiento de minado

El siguiente es el sistema de trabajo llevado a cabo para la aplicación del sistema de minado continuo .

Creación de un banco de datos de Geología

Actualización y depuración de la información ingresada

Preparación de planos geológicos para el Area 6-IV a cotas espaciadas cada 4.0 mt a partir de planos geológicos existentes para los niveles 1592,1620 y 1652 así como de las secciones transversales para las cotas intermedias Estos se muestran en los planos 3.1-A .

Elaboración de programas de sondajes Long-Hole para los niveles 1592 y 1620

Definición potencias y cajas de los mantos para el área de trabajo .

Obtención de planos de muestreo a dichas cotas a partir de la información ingresada mostrándose la potencia y ley para cada estructura , el cuadro numero de muestras por corte y los planos de muestreo , se observan en el GRAF. 3.1 y PLANOS 3.1-B respectivamente .

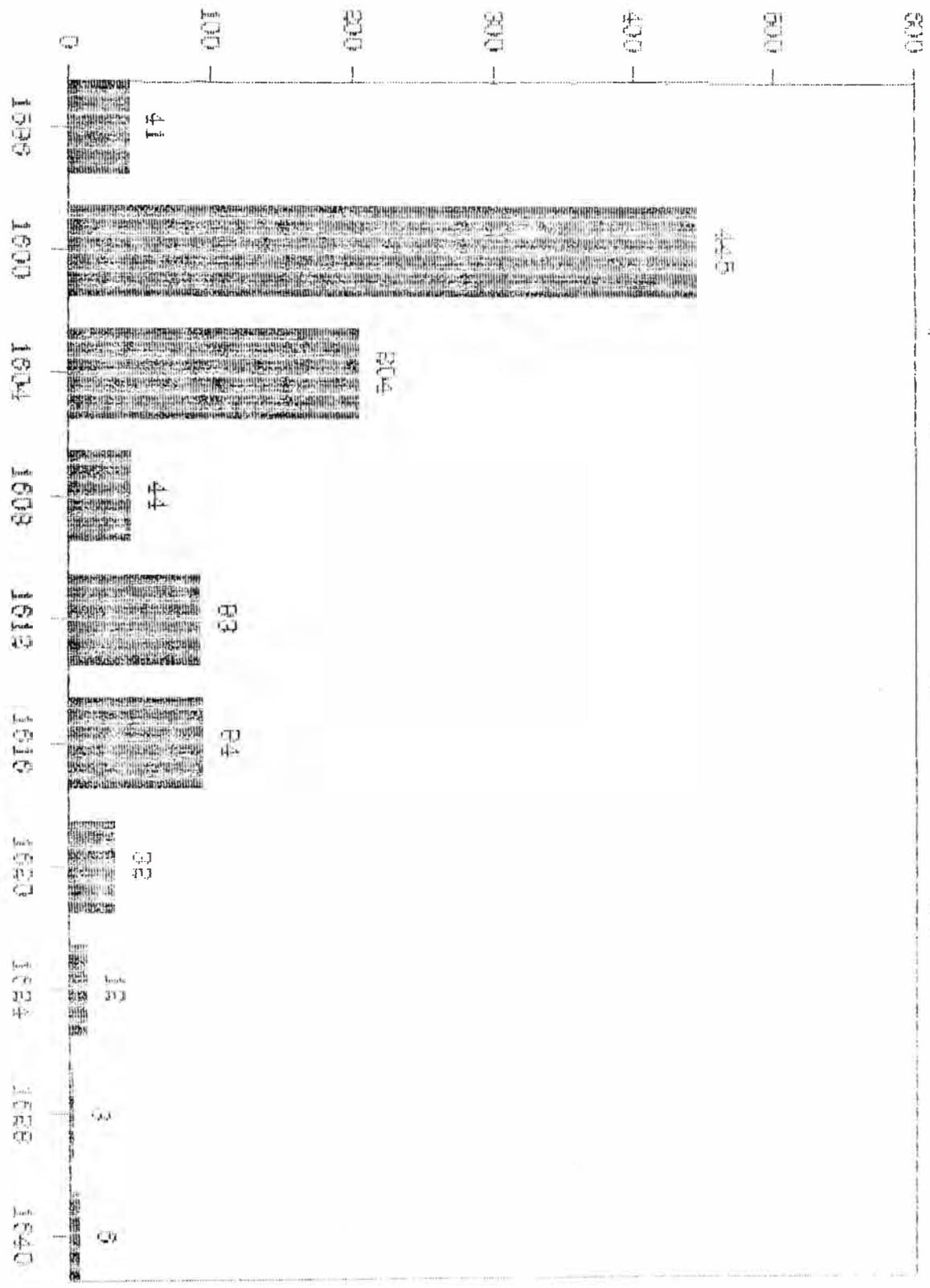
Análisis e interpretación geológica de los planos de muestreo y geológico .

Optimización en la calidad de la información .

PROYECTO MINADO CONTINUO

DE MUESTRAS POR CUARTO GRASA R-1

NO. DE MUESTRAS



AREA 3 CUADRANTE NO. MUESTRAS

PLANO 3.1-A

19700 E

19750 E

19800 E

19850 E

19900 E

19950 E

20000 E

20650 N

20600 N

20650 N

20700 N

BAZA
 PLAN
 19700 E
 19750 E
 19800 E
 19850 E
 19900 E
 19950 E
 20000 E
 20650 N
 20600 N
 20650 N
 20700 N

DR. JAROSLAV K. JAROSLAVSKÝ, A.S.
 PRŮVODNÍ A MĚŘENÍ
 PŘI PŘÍPRAVĚ
 PŮVODNÍHO PLÁNU

PLANO 3.1-A

19700 E

19750 E

19800 E

19850 E

19900 E

19950 E

20000 E

20550 N

20600 N

20650 N

20700 N

OSMA
BROJER DAN VARIANTE
1:10000
PROJEKSI UTM
PLANO 3.1-A
BEMAHAN 304
LAKSI 10

PLANO 3.1-B

Mapa de localização (Plano 3.1-A)

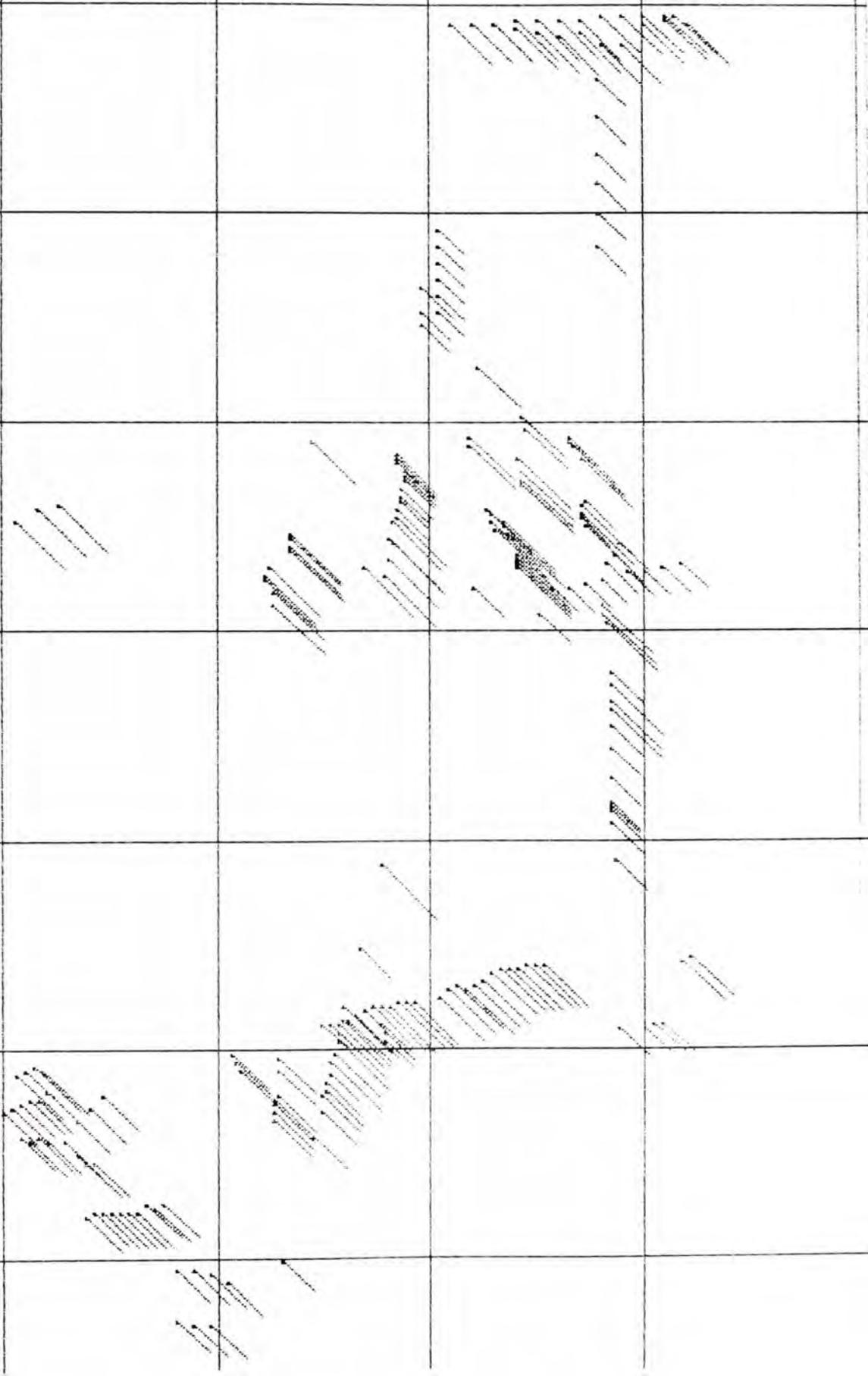
LEGENDA



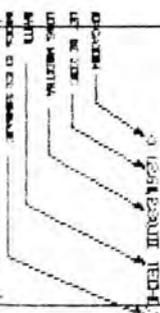
PROPOSTA	DETERMINAÇÃO
PROTEÇÃO AMBIENTAL	
ÁREA DE PRESERVAÇÃO PERMANENTE	
ESCALA	1:50.000
FECHA	2004
DRA. ROSELY SAUTER DE LIMA	
DEPARTAMENTO DE RECURSOS	
DINAMIA DO URBANISMO	

PLANO 3.1-B

Mostrando as condições físicas: 3.1-B



LEGENDA :

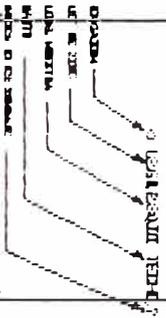


PROJETO DE RECONSTRUÇÃO DO SISTEMA DE DRENAGEM DA BARRAGEM DE SÃO JOÃO DO RIO NEGRÃO		ESCALA		DRA. HELENA SOUZA TORRES DE LIMA LÍZIO DE SOUZA JUNIOR
FOLHA 3.1-B		1:5000		
PROJETO DE RECONSTRUÇÃO DO SISTEMA DE DRENAGEM DA BARRAGEM DE SÃO JOÃO DO RIO NEGRÃO		FOLHA 3.1-B		REVISOR DE PROJETOS DRA. HELENA SOUZA TORRES DE LIMA

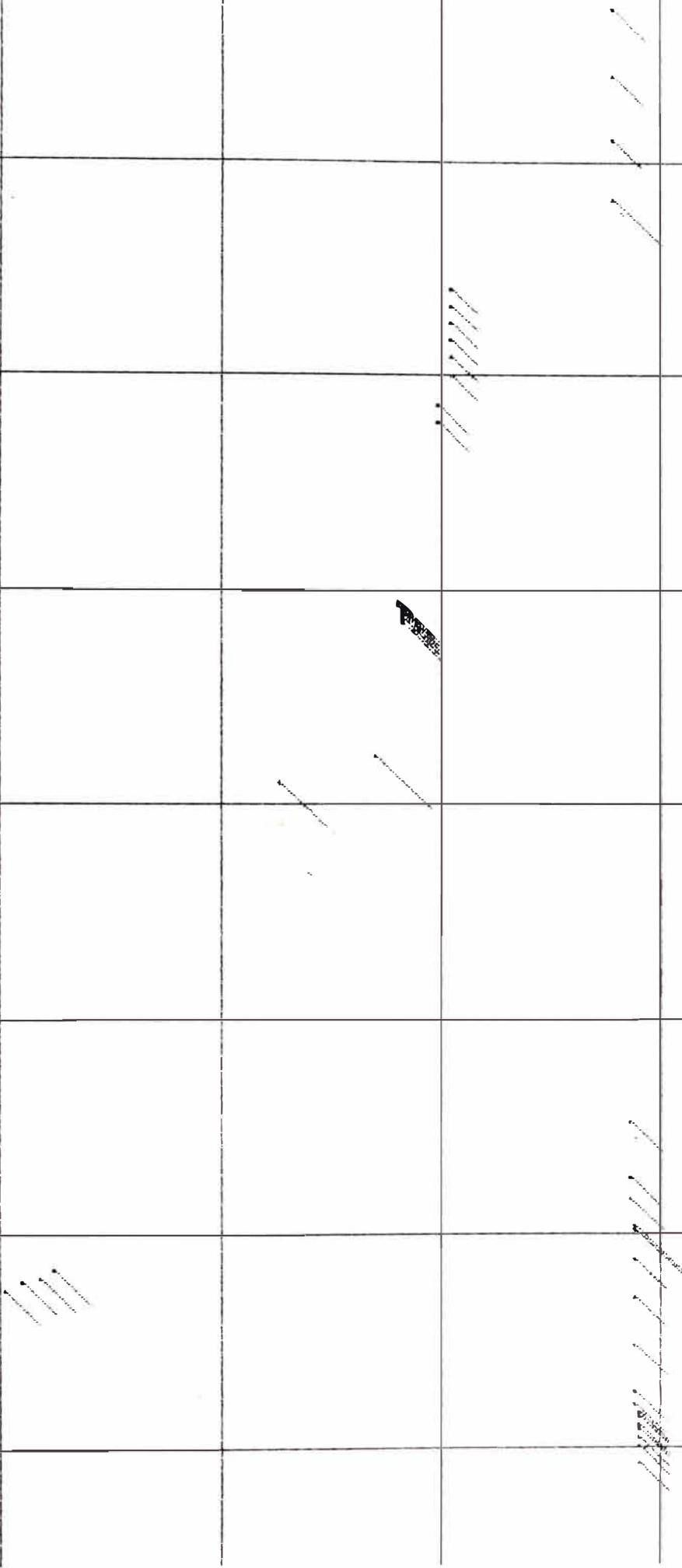
PLANO 3.1-B

Mostrando as seguintes referências: 44

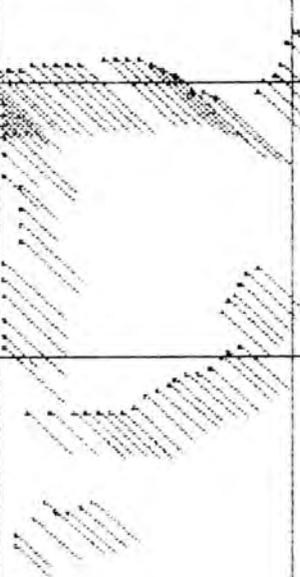
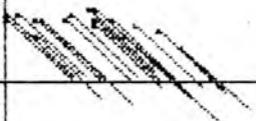
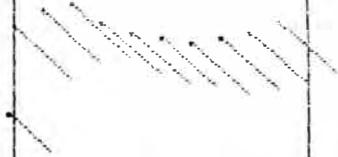
LEGENDA:



INSTITUTO NACIONAL DE PESQUISA E DESENVOLVIMENTO TECNOLÓGICO UNIDADE DE SERVIÇOS DE PESQUISA E DESENVOLVIMENTO TECNOLÓGICO	
ESCALA 1:2000 NCM	DATA DE ELABORAÇÃO: 10/05/2011 DATA DE ATUALIZAÇÃO: 10/05/2011



Numero de registro: 178



LENDUA I

- 1) DRENAGEM
- 2) URBANIZACAO
- 3) REZECAO
- 4) URBANIZACAO
- 5) URBANIZACAO
- 6) URBANIZACAO

PROJETO DE REZECAO DE TERRACENAS	
FAZENDA SANTA CATARINA	
Lote 5, Quadra 4	
Lote 1	
Lote 2	
Lote 3	
Lote 4	
Lote 5	
Lote 6	
Lote 7	
Lote 8	
Lote 9	
Lote 10	
Lote 11	
Lote 12	
Lote 13	
Lote 14	
Lote 15	
Lote 16	
Lote 17	
Lote 18	
Lote 19	
Lote 20	
Lote 21	
Lote 22	
Lote 23	
Lote 24	
Lote 25	
Lote 26	
Lote 27	
Lote 28	
Lote 29	
Lote 30	
Lote 31	
Lote 32	
Lote 33	
Lote 34	
Lote 35	
Lote 36	
Lote 37	
Lote 38	
Lote 39	
Lote 40	
Lote 41	
Lote 42	
Lote 43	
Lote 44	
Lote 45	
Lote 46	
Lote 47	
Lote 48	
Lote 49	
Lote 50	
Lote 51	
Lote 52	
Lote 53	
Lote 54	
Lote 55	
Lote 56	
Lote 57	
Lote 58	
Lote 59	
Lote 60	
Lote 61	
Lote 62	
Lote 63	
Lote 64	
Lote 65	
Lote 66	
Lote 67	
Lote 68	
Lote 69	
Lote 70	
Lote 71	
Lote 72	
Lote 73	
Lote 74	
Lote 75	
Lote 76	
Lote 77	
Lote 78	
Lote 79	
Lote 80	
Lote 81	
Lote 82	
Lote 83	
Lote 84	
Lote 85	
Lote 86	
Lote 87	
Lote 88	
Lote 89	
Lote 90	
Lote 91	
Lote 92	
Lote 93	
Lote 94	
Lote 95	
Lote 96	
Lote 97	
Lote 98	
Lote 99	
Lote 100	

- Cubicación del volumen a mover para el área de trabajo tanto en mineral como en desmonte a partir de los planos geológicos obtenidos ; para diferentes alternativas .
- Confección de curvas isovalóricas para los niveles 1592-1620-1652 .
- Análisis geoestadístico para el área de trabajo .
- Estudio estructural del área de trabajo .

3.1.1 PARAMETROS DE DISEÑO

Los parámetros de diseño para la aplicación del sistema de minado continuo , a tener en cuenta son :

A) PRODUCCION

- Tonelaje Minable : 2,000,000 TMS.
- Toneladas por año : 864,000 TMS.
- Toneladas por día : 2,400 TMS.
- Ley de cabeza : 12.0 % .

B) CONDICIONES DE OPERACION

- Dias de trabajo al año : 300
- Dias de trabajo mensual : 25
- Número de turnos por día : 02
- Número de turnos extracc./día : 03
- Minutos efectivos por hora : 50

C) CARACTERISTICAS FISICAS DE LOS MANTOS

CARACTERISTICA	M A N T O						
	Jes.	Aya.	III T	III Int	III P	II	
Dens. Min. (TMS/M3)	3.00		1 D E M				
Dens. Min. roto (TMS/M3)	1.80		1 D E M				
% Esponjamiento	66.6		1 D E M				
Contenido de humedad	03 %		1 D E M				
Buzamiento promedio	30 W		1 D E M				
Rumbo promedio	N - S		1 D E M				
Potencia promedio	11.7	8.40	7.80	8.73	9.10	7.2	
Codición de cajas	Reg.	Reg.	Reg.	Reg.	Reg.	Reg.	
Caract.		I m c o m p e t e n t e F r a c t u r a d a S e m i - s u a v e					
Distrib. val. por manto.		R e g u l a r					

D) DIMENSIONES DE LA SECCION DE OPERACION

La máquina a entrar en operación para la aplicación del sistema propuesto tiene las siguientes dimensiones :

Ancho : 4.15 - 6.60 Mt .
 Largo : 12.28 Mt .
 Alto : 2.305 Mt .

La sección de rimado que permite la máquina varía de un mínimo de 4.50 mt x 2.60 mt (ancho por alto) a un máximo de 7.20 mt x 4.80 mt . Para el diseño de cámaras y pilares se ha considerado las siguientes secciones :

Sección mínima : 4.50 mt x 4.00 mt .
 Sección máxima : 7.20 mt x 4.00 mt .

E) AREA DE EXPLOTACION

Afeas : 6
 Zona : Norte
 Cuadrante : IV
 Nivel Inferior : 1592
 Nivel Superior : 1652
 Altura de block : 50 Mt.
 Longitud de block : 120 Mt.

3.1.2 ESTUDIO DE MECANICA DE ROCAS DEL AREA DE TRABAJO

El estudio de mecánica de rocas para el área de trabajo se llevó a cabo con la finalidad de determinar la posibilidad de operación de los equipos roadheaders de Minado Continuo en el yacimiento San Vicente con las características propias de éste, para lo cual se tuvieron que realizar los siguientes estudios :

- Estudiar las características geotécnicas del yacimiento .
- Determinar las propiedades físicas y mecánicas de las rocas .
- Estudiar las propiedades estructurales del macizo rocoso.

Para el estudio de las características geotécnicas del yacimiento se realizó el siguiente programa de trabajo :

- Mapeo geotécnico .
- Recolección de muestras .
- Recolección de información de los mapeos geológicos .

Como resultado se obtuvo las siguientes características :

1.- Relacion Resistencia Uniaxial - presión litostática :

Resistencia :	PROFUNDIDAD	
Uniaxial (Mpa) :	340 m.	440 m.
Máxima	15.25 (alta)	8.74 (moder.)
Promedio	13.51 (moder.)	10.44 (moder.)
Mínima	11.31 (moder.)	11.78 (moder.)

2.- Espaciamiento de las discontinuidades :

Estas varían entre 0.15 y 0.30 mt .

3.- Resistencia al corte de las discontinuidades :

Las discontinuidades son lisas, continuas y tienen una resistencia baja .

Para determinar las propiedades físicas y mecánicas de las rocas, las muestras tomadas se enviaron al laboratorio para los siguientes ensayos :

PROPIEDADES FISICAS

Peso específico aparente .
Porosidad .

PROPIEDADES MECANICAS

Tracción indirecta
Compresión uniaxial
Compresión triaxial
Propiedades elásticas
Cortes directos .

De las 13 muestras que se enviaron al laboratorio solamente para 5 de ellas se obtuvieron resultados completos para las propiedades mecánicas , de lo que se puede deducir como una característica preliminar que los testigos recuperados y ensayados representan las partes más resistentes que se pueden esperar para el macizo rocoso , debido a la debilidad de la roca intacta en sí , y a la presencia de discontinuidades poco espaciadas . Los resultados de dichas pruebas se muestran en la tabla 3.1.2-A .

Tabla 3.1.2-A
RESUMEN DE LAS PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS DE LA ROCA

Mtra. No.	Pa	n	Rt	Rc	Ex1000	u
01	2.81	1.558	88	1386	886	0.29
02	2.88	2.960	-	-	-	-
03	2.78	2.286	-	-	-	-
04	2.79	2.284	42	-	-	-
05	2.89	1.667	48	1240	500	0.33
06	3.22	1.303	-	-	-	-
07	2.82	1.659	70	1195	727	0.19
08	2.81	1.218	-	-	-	-
09	2.80	1.442	110	-	-	-
10	2.97	1.272	52	1450	690	0.25
11	2.88	1.275	72	-	-	-
12	2.82	1.598	-	-	-	-
13 A(*)	3.23	1.594	20	1675	690	0.18
13 B(*)	3.32	1.594	62	1069	417	0.16

(*) 13 A : Cargas paralelas a los planos de estratificación.
13 B : Cargas perpend . a los planos de estratificación.

Donde Pa = peso específico aparente (gr/cm³)
 n = porosidad (%)
 Rt. = tracción indirecta (Kgf/cm²)
 Rc. = compresión uniaxial (Kgf/cm²)
 E = módulo de elasticidad (Kgf/cm²)
 u = relación de Poisson .

3.1.3 RESERVAS GEOLOGICAS Y MINABLES

Las reservas geológicas por áreas de trabajo según las definiciones que se tiene para la mina se muestran en el siguiente cuadro :

RESERVAS GEOLOGICAS POR AREAS (AL 30-04-86)

AREA	% ZN	TMS
1	9.48	135,918
2	11.13	393,792
3	12.62	210,240
4	12.28	463,908
5	10.33	492,621
6	12.56	2'897,335
6-I	12.81	1'144,776
6-II	14.46	188,031
6-III	11.60	240,597
6-IV	12.34	877,856
6-RPA	12.10	446,075
7	10.99	6,482
8	11.91	15,231
9	14.80	9,705
10	10.20	8,748
11	8.67	31,606
12	10.94	198,375
13	12.22	272,024

Las reservas minables por áreas se muestran en el siguiente cuadro :

RESERVAS MINABLES AL 31-05-86

DISTRIBUCION DE RESERVAS POR AREAS

ZONA	AREA	TMS	% ZN
NORTE	1	51,483	11.5
	2	294,646	12.1
	3	199,040	12.8
	4	408,140	12.7
	5	293,963	12.0
	6-I	1,081,835	12.8
	6-II	175,158	15.4
	6-III	230,688	11.7
	6-IV	819,669	12.6
	RPA.	399,810	12.5
Otras	404,241	12.8	
TOTAL NORTE		4,358,673	12.6
SUR	San Vicente	666,785	12.8
	Alfonso	85,748	11.2
TOTAL SUR		752,533	12.6
TOTAL GENERAL		5,111,206	12.6

AREA DE RESERVAS MINABLES PREPARADAS AL 31-05-86

ZONA	AREA	TMS	% ZN
NORTE	2	294,646	12.1
	4	408,140	12.7
	5	293,963	12.0
	6-I	1,081,835	12.8
	6-IV	819,669	12.6
TOTAL		2,898,253	12.57

AREA DE RESERVAS POR PREPARAR

ZONA	AREA	NIVEL
NORTE	6-II	1652-1709
	6-II	1709-1750
	6-III	1592-1652
	10	1652-1709

3.1.4 DESARROLLOS Y PREPARACIONES

Teniendo como objetivo el aumento de producción a 3,000 TMS. se tiene programado las siguientes labores de desarrollo y preparación :

LABORES DE EXPLORACION Y DESARROLLO

NIVEL 1592

LABOR	AREA	AVANCE	O B J E T I V O
EST.710 EW	6-IV	20 Mt.	Hacer estac. diamant.
FR.650 NII	6-IV	60 Mt.	Seguir base econ. mant.II
EST.800 EW	6-III	40 Mt.	Hacer estac. diamant.
EST.860 EW	6-III	40 Mt.	Idem .
FR.800 NS J	6-III	120 Mt	Seguir base econ. manto Jesus .
GAL.800 N Ay	6-III	40 Mt.	Desarrollar manto Ayala.
GAL.800 N-S	6-III	80 Mt.	Desarrollar manto III T.
FR.740 N	6-III	120 Mt.	Seguir base econ.III Int.
FR.800 N-S	6-III	80 Mt.	Seguir base econ.III F.

NIVEL 1652

FR.740 N	6-II	120 Mt.	Seguir base econ. Ayala.
GAL.540 N	10	280 Mt.	Explorar area 10 .

LABORES DE PREPARACION

LABOR	NIVEL	AVANCE	O B J E T I V O
B.P.940 N	1570	90 Mt.	Labor principal de extrac.
Cx.710 E	1570	240 Mt.	Preparar Area 6 y 3 .
B.P.340 N	1592	90 Mt.	Labor de acceso a servic.
RPA.725 Baj.	1592	160 Mt.	Acceso al 1570 .
B.P.540 N	1652	150 Mt.	Acceso y explor. al A-10.
RPA.725 Sub.	1652	55 Mt.	Acceso al Area 6-I y 6-II.
Cx.800 E	1652	100 Mt.	Preparar Area 6-II y 6-III
Cx.860 E	1652	120 Mt.	Preparar Area 6-II y 6-III

3.1.5 PLANEAMIENTO DE MINADO

Actualmente la mina extrae 63,000 TMS. mensuales el siguiente es el programa de minado que se presenta para la explotación del área de trabajo anteriormente definida observándose que este sistema de minado sería recomendable en áreas donde los mantos se encuentren con un mínimo de espaciamiento ,tal como ocurre en las áreas altas de la mina .

CONSIDERACIONES DEL MINADO :

- A).- La explotación debe empezar desde la elevación 1600 hasta la 1652 dejando de esta manera un pilar de 08 mt. hasta el nivel superior .
- B).- Del análisis de los planos geológicos se ha definido que los cortes en los tajeos sean longitudinales y cortes tipo "encuadrillado" tomándose como criterio la ubicación de los mantos y su potencia .
- C).- Los límites del tajeado se considera , para el area entre la latitud 20710 - 20580 y en longitud todo el horizonte San Vicente .
- D).- Se atacará la explotación de la caja piso al techo del horizonte , para obtener una mayor seguridad en el tajeado .
- E).- La máquina a utilizar rinde su máxima eficiencia en el corrimiento de galerías y túneles con una dirección definida ya que no posee articulación en el chasis .

EXPLORACION

METODO DE EXPLORACION

Analizando los planos geológicos obtenidos diferentes cortes para el área de trabajo se propone el ste. método de explotación

Método de explotación CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Sistema por tipo de operación MINADO CONTINUO

MIRANDO AL ESTE

PILAR CENTRAL
RAMPA 725

PILAR 580-590

AREA 9

SE. "CC"

AREA 3

NIVEL 1709

6-II

RBH 650

6-I

AREA 4

NIVEL 1652

6-III

6-IV

TM-1

AREA 5

NIVEL 1592

NIVEL 1570

TAJEO 800

760

710

TAJEO 600

590

570

26,000 N

PROY. MINADO CONTINUO
AREA 6 CUADRANTE 4

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

UBICACION DEL AREA
DE TRABAJO
SECCION LONGITUDINAL

GRAF.
3.1.5-A

FECHA
NOV. 86

En base a los recursos actualmente disponibles y las labores por preparar se propone el siguiente sistema de minado .

MINADO

Por la información resultante del estudio geostatístico se llega a la conclusión que el sistema cuadrillado de explotación es aplicable al área .

Se iniciará a partir del Cx.710 .

Se harán 02 cortes a las cámaras y cruceros a partir del Cx.710 de la cota 1600 al 1608 .

Por cada corte en crucero y en tajeos se procederá al relleno de los mismos , siendo el relleno de un corte el piso para el siguiente corte

El siguiente corte 1612 será a partir de los accesos de la Rampa 725 , a partir de cada acceso se harán 03 cortes al área , el primero en rampa descendente , el segundo a nivel del acceso y el tercero en rampa ascendente .

Se continua con los cortes al Cx. y tajeos siguiendo de esta forma con el ciclo de minado .

LABORES A PREPARAR

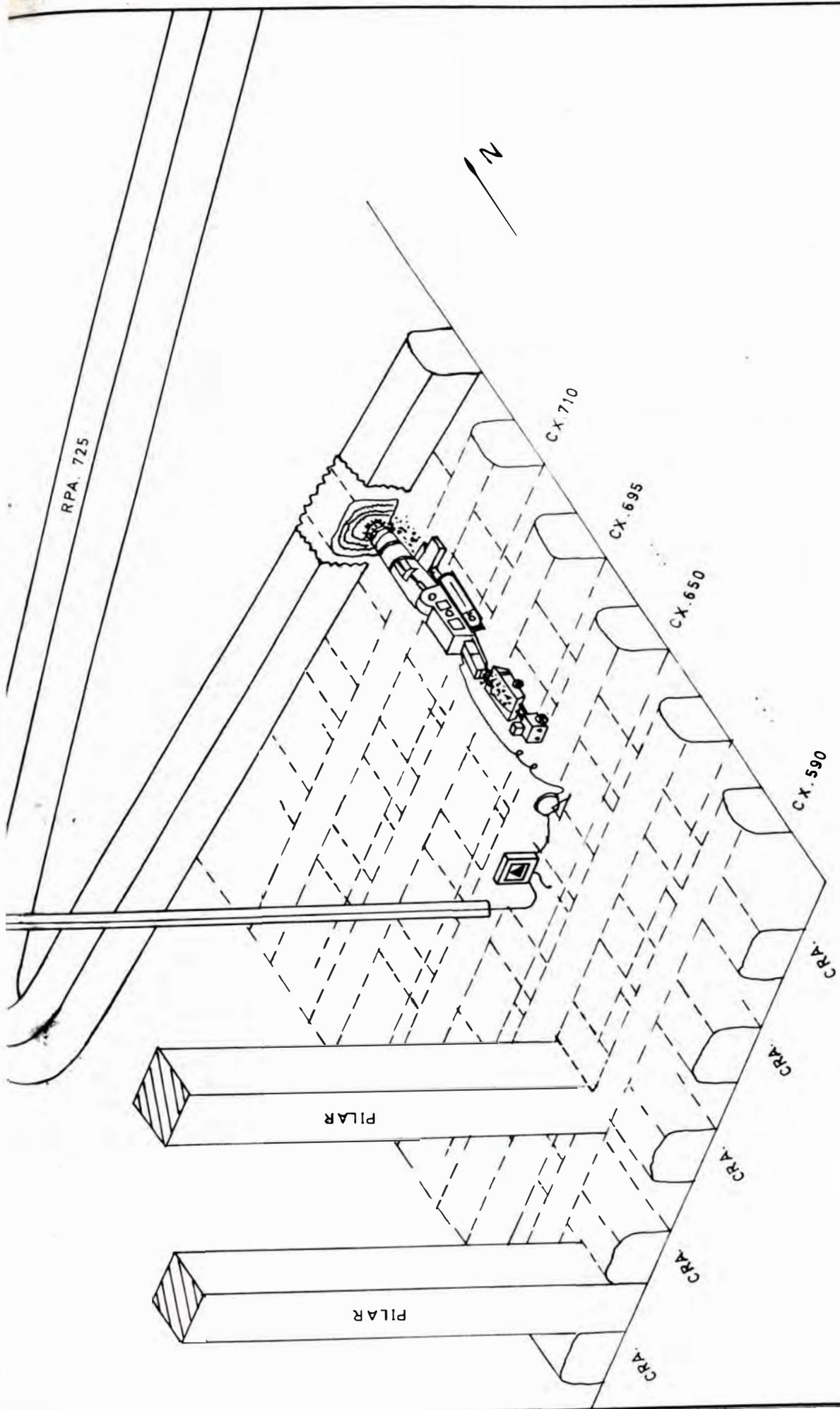
Cx.710 E .- Desde el tope hasta comunicar al echadero 03 con una longitud de 50.0 Mt.

Accesos 01,02 y 03 a partir de la Rpa. 725 en las elevaciones 1612,1624 y 1636 .

Echadero 03 .- Del Nv. 1592 al 1570 , estando la cabeza en la Gal. 650 N III P y el pie en el B.P.940 en el Nv.1570 .

CICLO DE MINADO

En función al sistema se reconocen las stes. actividades cíclicas



UNIVERSTAD NACIONAL DE INGENIERIA	ESQUEMA GENERAL DE EXPLOTACION MINADO CONTINUO	GRAF. 3.1.5-B

MIRANDO AL
OESTE

Cable Alimentador
Principal

MIRANDO AL
NORTE

NIVEL 1652

PILAR

Estructura
Mineralizada

RBH 650

CRA

CRA

CX

CX

CX

CX

RELLENO

NIVEL 1592

PROY. MINADO CONTINUO
AREA 6 CUADRANTE 4

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

SECCION LONGITUDINAL
DE OPERACION
MINADO CONTINUO

GRAF.
3.1.5-C

FECHA
NOV. 86

- A) RIMADO .- Dentro de esta actividad se tendrán 2 tipos Rimado en rampa La que se hará con una altura de 4.0 mt. de piso a techo y ancho de 4.50 con una gradiente de 20 %

Rimado horizontal .- Para el crucero principal se harán de una sección de 7.20 x 4.80 y las cámaras y cruceros intermedios se harán de 4.50 x 4.00 mt .

- B) LIMPIEZA Y EXTRACCION .- La limpieza lo hace la propia máquina con su sistema interior de carguío el cuál recoge los escombros del frente y los transporta por medio de fajas hacia la parte posterior de la máquina en donde se acumula para el carguío a los volquetes u opcionalmente se instala un sistema de carguío directo a los volquetes . (Ver anexo B)

- C) RELLENO .- En base a la mínima producción estimada para la máquina (20 M3/HR) se requerirá entonces de un volumen de 300 M3/Día de relleno para cubrir el espacio abierto por el tajeado de los cortes .

Para el relleno del Área se definen 02 alas para una operación continua , el ala Este formada por los mantos II,III F y III INTERM.y el ala Oeste formada por los mantos III T,Ayala y Jesús .

De esta manera cuando un ala se está tajeando la otra estará en relleno .

El relleno de los cortes será teóricamente total para que el siguiente corte sea de la misma sección que el anterior y en la misma ubicación para mantener los pilares hasta el límite superior de tajeado .

Se usarán los 2 tipos de relleno , el hidráulico y el mecanizado , el primero de los cuáles será a partir de una red de tubería de R.H. por definir y el material para relleno mecánico provendrá del desmonte que se obtenga de los cortes de tajeado el cuál será evacuado a cámaras de acumulación para su posterior traslado a los tajeos en relleno por los Scoops .

RIMADO

Para el rimado de la sección la máquina PAURAT E134 cuenta con una cabeza de rimado cuyo manejo está accionado por un motor eléctrico de 02 velocidades enfriados por agua, con una potencia instalada de 230 KW. (308 HP) conduciendo la cabeza axialmente a través de una caja de engranajes epiciclica.

El alto rendimiento de la máquina se centra sobre el Well-Proven de la cabeza rimadora consistente de núcleos de acero de alta tensión rodeado por una espiral armada sosteniendo un arreglo de cajas conteniendo las puntas (dientes) de rimado.

En operación la máquina permanece en el centro de línea de la galería, las pistas de oruga estarán siendo usadas para el agarre, la cabeza rotatoria de rimado tiene un empuje axial de 25.0 Ton. y un empuje radial de 10.0 Ton. La más alta velocidad de rimado (41.3 RPM) es usado en rocas suaves y la mínima velocidad (20.65 RPM) en rocas duras y abrasivas manteniendo de esta forma la vida de los accesorios y herramientas.

La capacidad de rimado de el orden de 20 M³/Hr. son mantenidas consistentemente en minerales de dureza media-dura como las calizas, mientras que en rocas suaves y excavaciones salineras se llega a 60 M³/Hr.

Las aletas regulables hidráulicamente se extienden al ancho total de la sección de operación en una posición central estática siendo el alcance de una sección mínima de 4.50 Mt. x 2.60 Mt. (ancho por alto) a un máximo de 7.20 Mt x 4.80 Mt.

CARGUIO Y TRANSPORTE

El sistema de limpieza del material de rimado es como sigue:

Los escombros de corte de la cara es movido hacia atrás por los espirales de la cabeza hacia el carguio delantero el cuál es mantenido a el ancho total de la galería por una extensión apropiada de las aletas , formando una rampa poco profunda en el frente de la máquina dentro de la cuál están rebajadas 02 cadenas únicas armadas con fajas las cuáles pueden ser levantadas y bajadas hidráulicamente , estas mueven los escombros hacia el centro de el Apron y desde ahí hacia el Main-Frame de el fondo de la máquina por medio de los 02 motores de 30 KW ayudando a mantener el balance dinámico de la máquina .

De las especificaciones técnicas de la máquina PAURAT E134 tomamos las stes. :

Eficiencia mínima de rimado = 25 M3/Hr .
 Tiempo máximo de operación /gda = 7.5 Hr .
 Vol. de material a mover /gda . = 187.5 M3/gda.

En base a las posibilidades de carguio que permite la máquina se propone 02 alternativas :

A) Sistema de Carguio Directo

Para este sistema se requerirá mas de un equipo de transporte para permitir una evacuación continua del frente .

CALCULO DEL NUMERO DE UNIDADES DE TRANSPORTE

Capacidad de tolva Volquetes	= 6.7 M3.
Longitud prom. de transporte	= 400 Mt.
Velocidad de transporte	= 80 Mt/min .
T. Ida & Vuelta	= 10.0 min .
T. Carguio (Maquina-Volquete)	= $6.7 * 60 / 20$ = 20.10 min .
Ct. Volquete	= 10.0 + 20.1 + 0.5 = 30.6 min .
Viajes / Hora	= 2.0 V/Hr .
No de volquetes a cargar / Hr	= $20/6.7 = 2.98$
No. de volquetes necesarios	= $2.98 / 2.0 = 1.49$ = 2 volquetes .

B) Sistema de Carguio por Acumulación en el Frente .

Para este sistema de carguio se requiere solamente de una unidad de transporte ya que el rimado puede continuar con el carguio de fajas retenidas , de esta manera se preveé una facilidad de apilamiento durante las demoras de transporte y una vez que esta es finalizada el Powerful de las fajas pueden vaciar al Apron .

ANEXO C

RELLENO

Del anexo B se tiene que se debe disponer de un volumen de relleno no menor a 150 M³/gda ó 300 M³/dia .

$$\begin{aligned} \text{TMS de Relleno/Dia} &= 300 \text{ M}^3 * 1.70 \text{ TMS/M}^3 \\ &= 510 \text{ TMS/Dia} . \end{aligned}$$

$$\text{TMS/Hora} = 37.0 \text{ TMS/Hr. (de análisis de relleno)}$$

HORAS NECESARIAS DE RELLENO POR DIA

$$\begin{aligned} \text{Horas Relleno/Dia} &= 510 / 37 = 13.78 \\ &= 14 \text{ Horas/Dia} . \end{aligned}$$

3.1.6 SELECCION DE EQUIPO

En esta parte se analizan los pasos seguidos para seleccionar el equipo requerido .

A1) TIPO DE MAQUINA PARA EL DESARROLLO DE LAS OPERACIONES

Se analizan los siguientes tipos para el laboreo subterráneo :

- FULL FACE BORING (máquina de ataque total , típicamente tuneleras)
- ROADHEADERS (máquina de ataque puntual , típica para desarrollos y explotación)
- CONTINUOUS MINERS (máquina de ataque puntual , típica para explotación de carbón)
- ROZADORAS (máquina de ataque frontal , típica para explotación de carbón)
- CEPILLOS (máquina de ataque frontal , típica para explotación de carbón)

REQUERIMIENTOS CONSIDERADOS :

- Tipo de corte : Puntual .
- Capacidad de corte : Mayor a 20,000 PSI .
- Sección de operación : Variable .
- Tipo de construcción : Robusta .

TIPO DE MAQUINA SELECCIONADA

De lo anterior se eligió la máquina tipo Roadheader .

A2) MARCAS CONSIDERADAS

REQUERIMIENTOS CONSIDERADOS :

- Máquinas de alta capacidad de corte en terrenos de dureza medio-duro , con esfuerzos compresivos superiores a los 20,000 PSI .
- Máquinas de buena productividad .
- Máquinas con experiencia en yacimientos metálicos .

Máquinas que cuenten con el sistema de inyección de agua y de extracción de polvo .

MARCAS CONSIDERADAS

EIMCO TM-60
FAURAT E-134

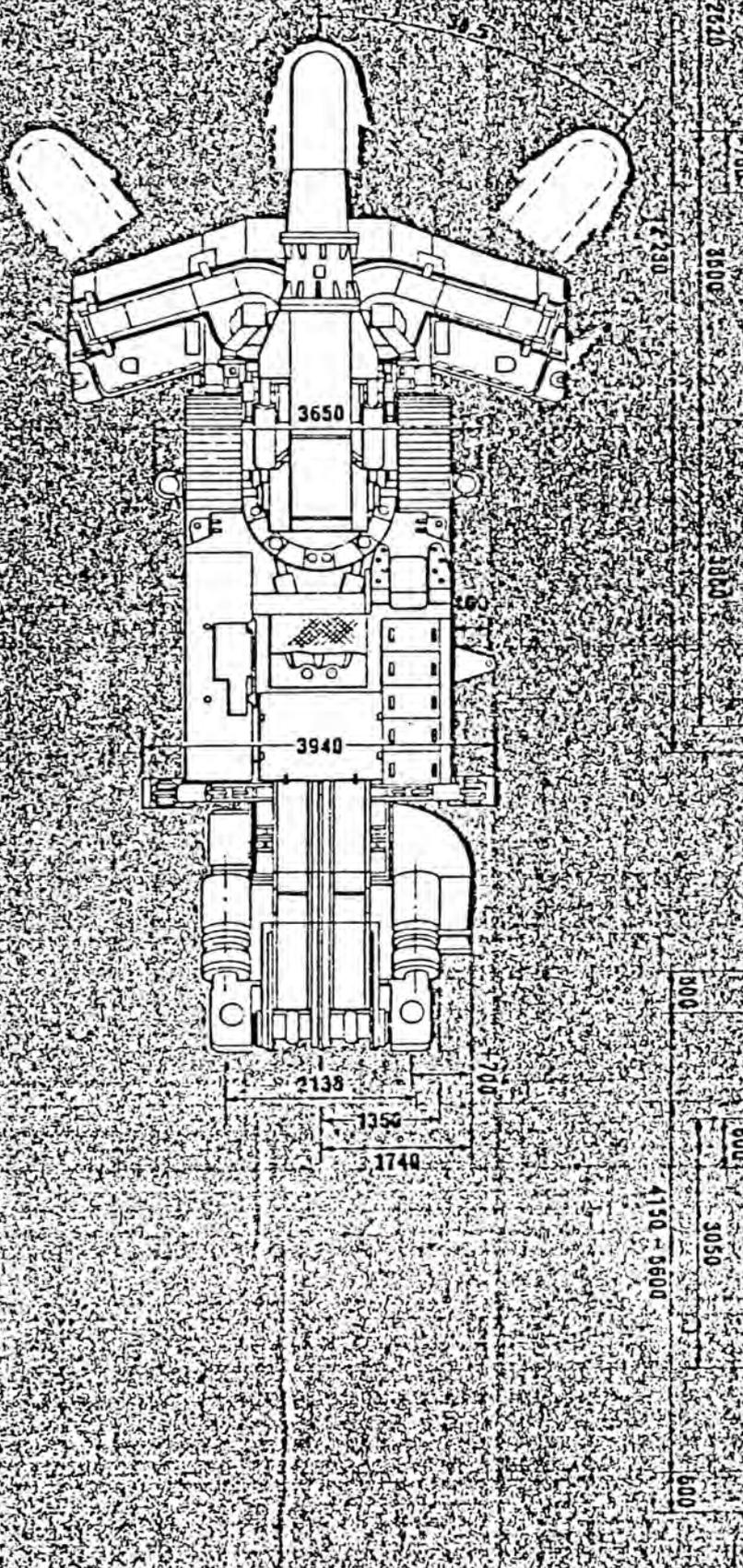
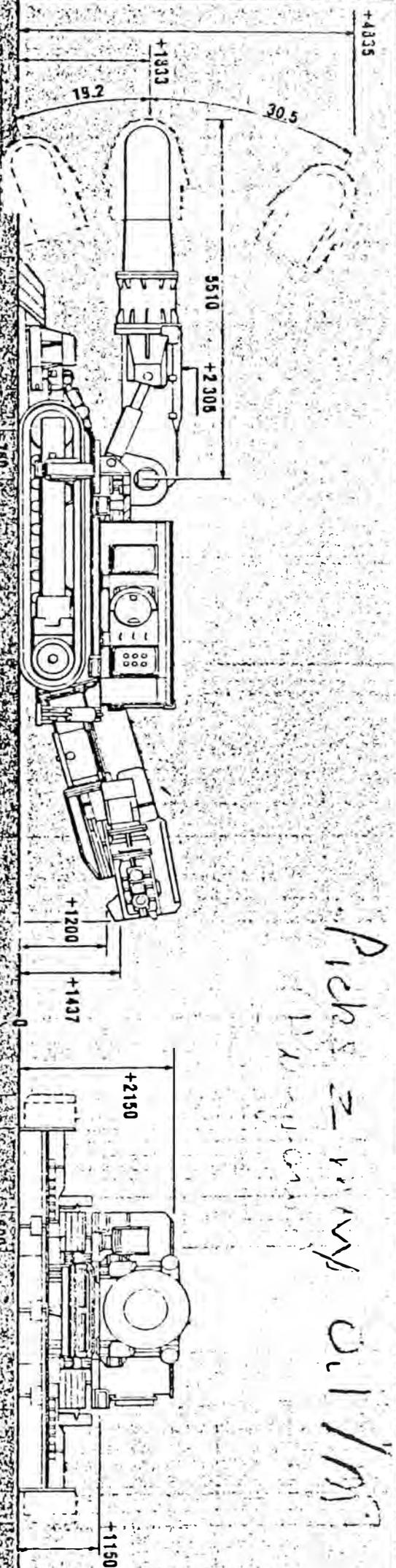
B) ASPECTOS ECONOMICOS

En esta parte se hace el análisis económico para las alternativas consideradas , tomando como base los costos de inversión y operación .

B1) ESTIMACION DE COSTOS OPERATIVOS .

EQUIPO ROADHEADER	EIMCO TM-60	FAURAT E-134
COSTO DE DEPRECIACION ANUAL		
- Costo de Inv. (CIF+ transporte a mina)	2640,000 US\$	1372,200 US\$
- Per. de Deprec.	72,000 HR.	72,000 HR.
- No. de años a completar	10 años	10 años
- Costo de Dep. anual	264,000 US\$	137,220 US\$
COSTO DE OPERACION ANUAL		
- Costo de Picks	564,000 US\$	643,000 US\$
- Costo de Parts	263,000 US\$	138,000 US\$
- Costo de Serv.	50,000 US\$	-
- Costo de Haul.	100,000 US\$	80,000 US\$
- Costo de Labor	54,000 US\$	54,000 US\$
- Costo de Energia	60,000 US\$	50,000 US\$
- Costo de Sand-Fill	300,000 US\$	300,000 US\$
COSTO DE OPERACION ANUAL	1391,000 US\$	1069,000 US\$
COSTO DE DEP.&.OP.ANUAL	1655,000 US\$	1206,200 US\$
RENDIMIENTO ANUAL		
M3/HORA	25	25
TON/HORA	67	67
HR. OP.ANUAL	7,200	7,200
FROD. ANUAL	482,400	482,400
COSTO US\$/TON	3.410 US\$/T	2.906 US\$/T
INVERSION EN DESARROLLO & PREPARACION ANUAL		
COSTO US\$/MT.	125	98
MT. DES.&.PREP. ANUAL	2,800	2,800
COSTO DES.&.PREP. ANUAL	350,000 US\$	274,400 US\$
COSTO DE OPERACION ANUAL		
COSTO DE OPER. US\$/TMS	3.410	2.906
PRODUCC. ANUAL TMS	1080,000	1080,000
COSTO DE OP. ANUAL US\$	3682,800	3138,480
COSTO TOTAL ANUAL US\$	4032,800	3412,880

Picks = 1/1000



3.1.7 SERVICIOS AUXILIARES

Los servicios indispensables que requieren la operación de los equipos roadheaders se refieren fundamentalmente a la energía eléctrica y a la ventilación

ENERGIA ELECTRICA

Este es uno de los aspectos más importantes en la implementación de los equipos roadheaders de minado continuo, debido a que estos operan con energía eléctrica.

El objetivo fundamental de este servicio es el de proveer una instalación eléctrica para las operaciones de minado continuo que brinde confiabilidad y eficiencia en el suministro, protección y seguridad a los equipos y personal del área de trabajo.

El suministro eléctrico para el área de trabajo (6-IV) se efectuará desde la galería 750 del Nv. 1709 al Nv. 1592 siendo las características principales las que se detallan a continuación

A) LINEA A 10 KV : San Vicente - Mina

Esta nueva línea será aérea a 10 KV. trifásica, con conductores de aleación de aluminio calibre 2/0 AWG y tendrá una longitud de 2.5 Km. hasta la entrada de la galería 750 de la mina.

B) SUBESTACION "AA" 10/2.3 KV.

Esta subestación se encontrará ubicada a la entrada de la galería 750, la que será alimentada desde la línea aérea de 10 KV. Desde esta subestación se inicia la distribución primaria a 2.3 KV. hacia el interior de la mina.

C) SUBESTACION "BB" 2.3/0.46 KV.

Esta subestación será alimentada desde la subestación "AA" mediante cables tipo NKY 3x70 mm² y estará constituida por 03 transformadores trifásicos de 300 KVA, 2.3/0.46 KV. cada uno, con seccionador de potencia y fusibles para cada transformador.

Desde esta subestación se ha previsto el punto de alimentación para la máquina roadheader y desde donde se dará suministro a cargas diversas como compresoras, bombas, ventiladores, etc.

Las bases de cálculo consideradas en el diseño han sido las siguientes

- A) La máquina seleccionada como hemos visto es la FAURAT E-134 tipo roadheader , cuyas características eléctricas son las siguientes.

Tensión de operación	1000 V	3 Ø
Frecuencia	60 Hz.	
Potencia instalada		
Motor de corte	: 230 Kw.	
Sistema hidráulico	: 63 Kw.	
Cadenas transportadoras	: 2x30 Kw.	
Potencia tot. instalada	: 353 Kw.	

- B) Para los cálculos de caída de tensión en los diferentes puntos del sistema propuesto se asume las siguientes características eléctricas de operación de la máquina roadheader :

Máxima demanda	300 Kw.
Factor de Potencia	0.80 Inductivo.
Máxima caída de tensión :	5 %
permissible a plena carga .	
Corriente de arranque del motor de corte .	: 5 In a Un f.d.p. de 0.30 Inductivo .

- C) La subestación "BB" atenderá una parte de las cargas que actualmente son servidas por la subestación Nv. 1709 existente , las que representan una demanda del orden de los 400 Kw. aprox.
- D) La nueva línea de 10 Kv. : San Vicente - Mina , además de alimentar a la nueva subestación "AA" dará suministro a otras , las que representan un consumo de 50 Kw.

2. CONFIGURACION DEL SISTEMA ELECTRICO PROPUESTO

La configuración del sistema eléctrico propuesto para dar suministro a las roadheader ha sido dividida en 2 partes

Distribución primaria en Mina
Suministro a Roadheaders

DISTRIBUCION PRIMARIA EN MINA

De acuerdo al reglamento del Código de Minería vigente el nivel de distribución primaria en el interior de una mina, no deberá sobrepasar los 4.4 Kv.

SUMINISTRO A LAS ROADHEADERS

El suministro a las máquinas escariadoras se efectuará desde una subestación reductora 2.3/1.0 Kv. identificada como "CC", mediante un cable alimentador flexible y con aislamiento para 1.0 Kv.

Las características principales de operación de los dos componentes fundamentales para el suministro a las roadheader son

ESTACION REDUCTORA "CC"

La capacidad de la subestación será de 500 KVA y la tensión en el secundario será de 1050 V.

La alimentación a cada máquina será en forma independiente por cada subestación debido al continuo desplazamiento de las máquinas por la operación misma del minado .

ALIMENTADOR A 1 KV.

Este alimentador a 1 Kv., cuenta con un cable extraflexible el que permitirá facilitar las labores de tendido y retiro de este, según sean los requerimientos de longitud que demande la operación de la máquina .

De acuerdo a cálculos de caída de tensión efectuados en el sistema la longitud del cable alimentador a 1 Kv. de 3 x 95 mm² no será mayor a los 400 mt.

A fin de que en el nivel de operación la máquina cuente únicamente con la longitud del cable mínima necesaria para cubrir toda el área se ha dividido el cable alimentador en las stes. partes 1 alimentador principal (de 140 -210 m) y 3 tramos adicionales (de 70 mt. c/u) que actuarían como una extensión del principal y un tablero de maniobra 1 Kv. "TM"

El tablero "TM" estará ubicado en el nivel en que esté operando el roadheader y será el enlace entre el alimentador principal y los tramos adicionales .

AIRE COMPRIMIDO

Dado que los motores del equipo son eléctricos , no se requerirá de aire comprimido como fuente de energía para la operación de los equipos roadheaders .

VENTILACION AUXILIAR

Estos equipos de minado , según el modelo que sean requerirán ó no de ventilación auxiliar

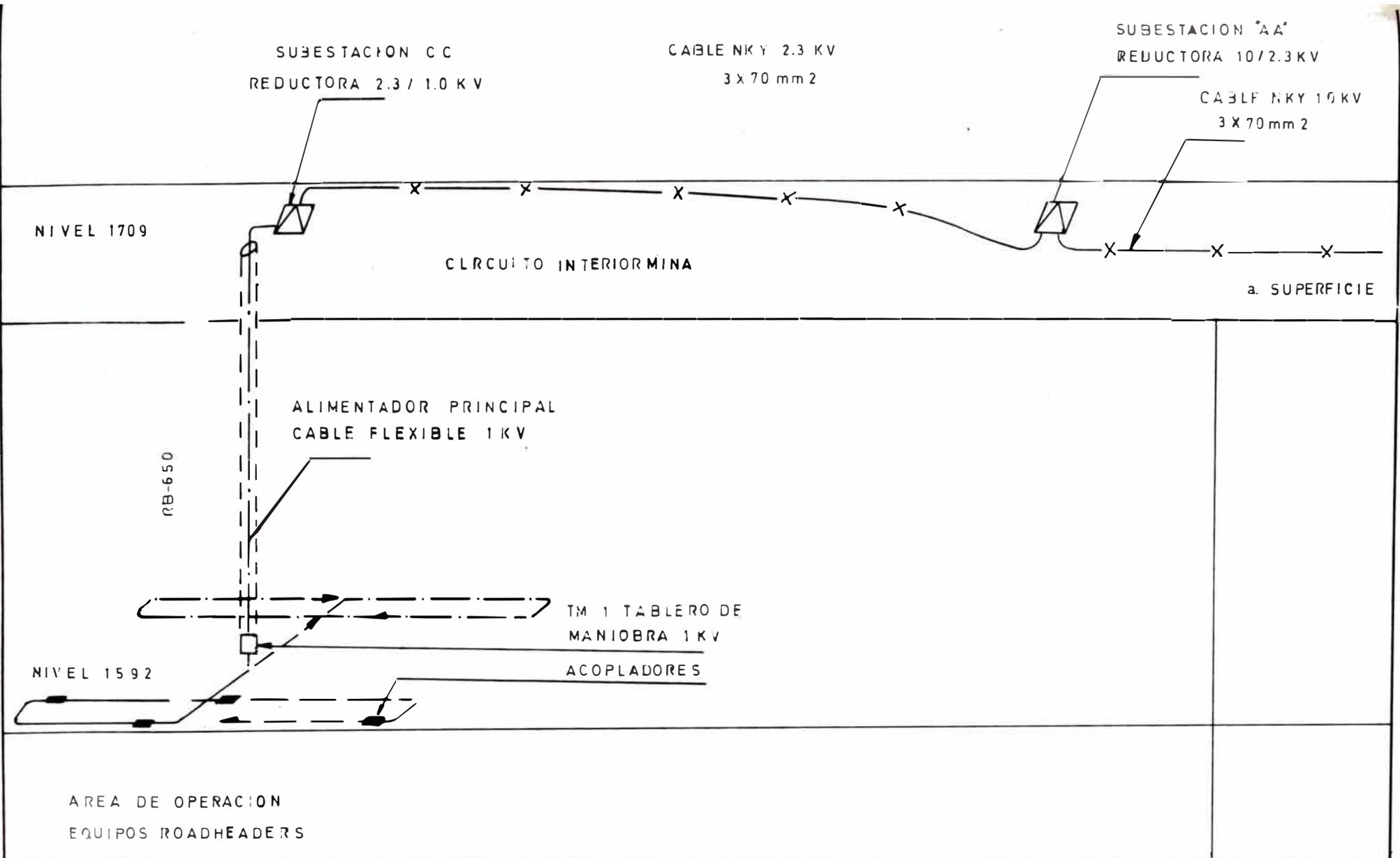
Como se dijo anteriormente , los equipos roadheaders de minado continuo son casi en su totalidad eléctricos , por lo tanto no se requiere de ventilación auxiliar por operación del equipo la necesidad de ventilación se refiere a la producción de polvo que se genera por acción de la cabeza de corte en el frente de trabajo .

Pruebas y ensayos realizados con una roadheader trabajando en cuarzo monzonítico recomienda que el tamaño del ventilador debe estar gobernado por la necesidad de mover un mínimo de 15000 CFM de aire

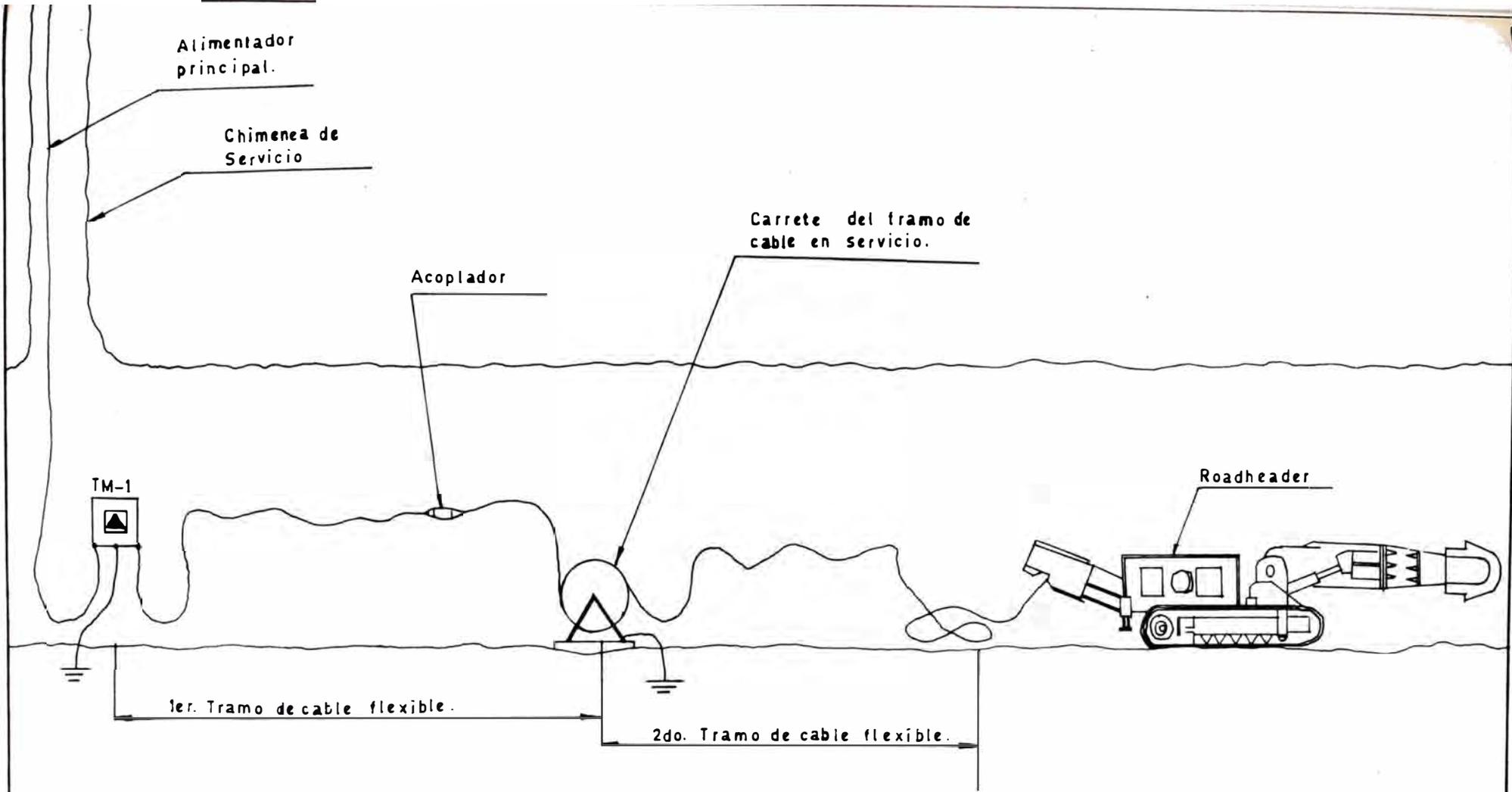
Para secciones menores a 10' x 10' el equipamiento de purificadores húmedos y sistemas de inyección de agua a alta presión son muy efectivos y se ha llegado a comprobar una reducción en el contenido de polvo de hasta el 50 % con el uso de estos sistemas .

El modelo elegido , como se ha visto , es la máquina FAURAT E-134 , la cual tiene incorporada en la unidad de base de entrada en el frente , dos rejillas de entrada de polvo , las que están conectadas por ductos hacia los codos izquierdo y derecho ubicados en la parte posterior de la máquina para la conexión del sistema de extracción de polvo .

Adicionalmente tiene instalado un sistema de spray suministrado hacia la cabeza de rimado por el motor de corte , con los cuáles se prevé que no será necesario la instalación de ventiladores auxiliares .



	PROY. MINADO CONTINUO AREA 6 CUADRANTE 4	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	ESQUEMA GENERAL DE DISTRIBUCION ENERGIA SUP MINA	GRAF. 3.1.2-A	
					FECHA
					NOV. 86



TM 1 : Tablero de Maniobra 1 KV.

	PROY. MINADO CONTINUO AREA 6 CUADRANTE 4		UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
			DETALLE DE SUMINISTRO	GRAF.
		FECHA NOV. 86	ELECT. A ROADHEADER	3.1.1-B

3.1.8 REQUERIMIENTO DE PERSONAL

La distribución de personal a 3000 TPD para el sistema de Minado Continuo se muestra en el siguiente cuadro :

DESCRIPCION MANO DE OBRA	SISTEMA TRACKLESS		EQUIPO RHM	
	PROD. ACT.	F.&.D. ACT.	PROD. 3000	F.&.D. 3000
Perforista	07		08	
Desat-Cargad.	06		10	
Oper. Scoop	08	01	05	05
Oper. Volqu.	03		04	
Tuberos	06		08	
Serv. Aux.	10		14	
R.H. (Tajeos)	06		08	
Farrillero	01		02	
Motoristas	04		04	
Ventil. Seg.	06		08	
Bodegueros	04		04	
Compresorista	02		02	
Preparador Anfo	01		02	
Lamparero	02		02	
Comedor	01		01	
Carrilano		04		04
Chancado Prim.		02		02
Desarr. 1570		03		06
Desarr. 1592		03		06
Desarr. 1709		03		03
Raise Borer		02		02
Sost. Desarr.		07		10
Sost. Rampa		07		10
Shocreete		02		02
R.H. (M.&.R)		04		06
HOMBRES / GDA	67	38	82	56
TOT. HB / GDA		105		138
TOT. HB / DIA		210		276

3.1.9 PRODUCTIVIDAD Y RENDIMIENTO ESTIMADOS

De acuerdo a los resultados de los ensayos de laboratorio para medir las propiedades físicas y mecánicas de la roca y los estudios de clasificación de masa rocosa, hechos por los fabricantes y corroborados por pruebas similares hechas en el país a solicitud de la Cia., se estiman los siguientes rendimientos para el tipo de yacimiento de San Vicente:

RENDIMIENTO POR HORA = 25 M³/HR.
CONSUMO PROM. PICKS = 0.18 PICK/M³.
CONSUMO DE ENERGIA = 10.0 KWH/M³.

3.2 ASPECTOS TECNICOS-ECONOMICOS DE LOS METODOS EN ESTUDIO

3.2.1 RESUMEN DE LOS COSTOS DE EXPLOTACION E INVERSION CON CAMARAS Y PILARES

A continuación se muestran las siguientes tablas que resumen los costos de explotación e inversión para el sistema actual.

COSTO DE EXPLOTACION MINA Tabla 3.2.1-A

OPERACION	COSTO UNIT. (US\$/TMS)
PERFORACION	0.967
VOLADURA	0.542
CARGUIO-ACARREO	0.624
TRANSPORTE	0.417
RELLENO	1.870
SERV. AUX.	1.787
EXTRACCION	0.105
COSTO DE EXPLOTACION	6.312
DESARR. Y PREPAR.	1.140
COSTO DE MINADO	7.452

CUADRO RESUMEN DE EQUIPOS-MINA Tabla 3.2.1-B

SISTEMA TRACKLESS (3000 TPD)				
PERIODO DE DEPREC. : 05 ANOS				
ANO	n=0		n=5	
EQUIPO	CANT. (*)	US\$	CANT.	US\$
JUMBO 2B (EXPLOT.)	02	450100	05	1125250
JUMBO 1B (P.&.D.)	-	-	02	139264
SCOOP 6 YD3 (EXPLOT.)	02	491546	05	1128865
SCOOP 3.5 " (R.P.&.D)	-	-	05	731770
CAMION 6 M3 (EXPLOT.)	01	169628	04	678512
TOTAL INVERSION		1111274		3903661

(*) La inversión en equipos para el año 0, es menor debido a que recientemente se ha adquirido equipo, lo cual no se considera como una inversión nueva.

Tabla 3.2.1-C

INVERSION EN DESARROLLLO Y PREPARACION ANUAL	
SISTEMA TRACKLESS	
MT. AVANCE/ANO	2800
COSTO UNITARIO (US\$/MT)	154
INV. ANUAL D.&.F.	431200 US\$
COSTO DE OPERACION ANUAL	
COSTO DE OPER. (*)	4.42 US\$/TMS
PROD. ANUAL	1080000 TMS
COSTO DE OP./ANO	4773600 US\$/ANO

(*) Incluye las operaciones de perf., volad., carguio, transp. y relleno porque los otros costos permanecen invariables.

Tabla 3.2.1-D

COSTO DE INVERSION SISTEMA TRACKLESS (*)							
	86	87	88	89	90	91	92
REPOS. EQUIPOS	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500
DES.&.PREP.	431	431	431	431	431	431	431
EQUIPO MINA	1111				1301	1301	1301
CHANCADO P.	248						
TOLVA DE FINOS		365					
MOLINOS 4 Y 5	485	237					
FLOTACION	192						
ESPES. Y FILTRADO	208	115					
SERV. MINA	270	780					
SERV. GRALES.	50	52					
	4495	3480	1931	1931	3232	3232	3232

(*) MILES US\$

3.2.2 ESTIMACION DE COSTOS DE INVERSION Y OPERACION CON EL SISTEMA DE MINADO CONTINUO

COSTO DE OPERACION MINADO CONTINUO Tabla 3.2.2-A

COSTO DE DEPRECIACION ANUAL	
EQUIPO : ROADHEADER PAURAT E-134	
COSTO DE INVERS.	1.372,200 US\$
PER. DE DEPREC.	72,000 HR.
COSTO DE DEP. ANUAL	137,220 US\$
COSTO DE OPERACION ANUAL	
COSTO DE PICKS	643,000 US\$
COSTO DE PARTS	138,000 US\$
COSTO DE SERV.	-
COSTO DE HAUL	80,000 US\$
COSTO DE LABOR	54,000 US\$
COSTO DE ENERGIA	50,000 US\$
COSTO DE SAND-FILL	300,000 US\$
COSTO DE OP. ANUAL	1.265,000 US\$
COSTO DE DEP.&.OP. ANUAL	1.402,220 US\$
RENDIMIENTO ANUAL	
CAPAC. AL CORTE	25 M3/HR
TONEL. POR HORA	67 TON/HR
HR. OPER. ANUAL	7,200 HR/ANO
PRODUCC. ANUAL	482,400 TON/ANO
COSTO US\$/TON.	2.906 US\$/TON

CUADRO RESUMEN DE EQUIPOS-MINA Tabla 3.2.2-B

SISTEMA MINADO CONTINUO (3000 TPD)				
PER.DE DEP. (EQ. ROADHEADER)		: 10 ANOS		
PER.DE DEP. (EQ. LHD)		: 05 ANOS		
ANO	n=0		n=5	
EQUIPO	CANT. (*)	US\$	CANT.	US\$
ROADHEADER	03	4.116,000	-	-
SCOOP 3.5 YD3 (R.M.)	-	-	02	292,710
CAMION 6.0 M3 (EXPLT)	-	-	03	508,884
TOTAL INVERSION		4.116,000		801,594

(*) La inversión en equipos para el año 0, es menor debido a que recientemente se ha adquirido equipo lo cual no se considera como una inversión nueva.

Tabla 3.2.2-C

INVERSION EN DESARROLLLO Y PREPARACION ANUAL	
SISTEMA MINADO CONTINUO	
MT. AVANCE/ANO	2800
COSTO UNITARIO (US\$/MT)	98
INV. ANUAL D.&.P.	274,400 US\$
COSTO DE OPERACION ANUAL	
COSTO DE OPER. (*)	2.906 US\$/TMS
PROD. ANUAL	1.080,000 TMS/ANO
COSTO DE OP./ANO	3.138,480 US\$/ANO

(*) Incluye las operaciones de perf., volad., carguio, transp. y relleno porque los otros costos permanecen invariables.

Tabla 3.2.2-D

COSTO DE INVERSION SISTEMA MINADO CONTINUO (*)							
	86	87	88	89	90	91	92
REPOS. EQUIPOS	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500
DES.&.PREF.	274	274	274	274	274	274	274
EQUIPO MINA	1372	1372	1372	-	-	801	-
CHANCADO F.	248						
TOLVA DE FINOS		365					
MOLINOS 4 Y 5	485	237					
FLOTACION	192						
ESPES. Y FILTRADO	208	115					
SERV. MINA	270	780					
SERV. GRALES.	50	52					
	4599	4695	3146	1774	1774	2575	1774

(*) MILES US\$

3.2.3 ANALISIS COMPARATIVO DE COSTOS

De los resúmenes de costos de las tablas anteriores se tendrá entonces lo ste. :

COSTOS DE OPERACION MINA			
		TRACKLESS	M. CONTINUO
COSTO DE MINADO (1)	(US\$/TMS)	4.42	2.90
COSTO DE SERVIC.	"	1.79	1.79
COSTO DE EXTRACC.	"	0.11	0.11
COSTO DE EXPLOT.	(US\$/TMS)	6.32	4.80
COSTO DE E,D,PREF.	(US\$/TMS)	1.14	0.60
COSTO DE MINADO TOT.	(US\$/TMS)	7.45	5.40
PRODUCCION ANUAL	(TMS)	1.080,000	1.080,000
COSTO DE OP. ANUAL	US\$/ANO	8.048,816	5.400,000

De los resultados obtenidos se deduce lo ste.:

Un ahorro considerable en los costos de Inversión y Operación aplicando el sistema de Minado Continuo en el orden de los 9.347,000 US\$.

El alto costo de inversión inicial de los equipos roadheaders se compensan por un menor costo de operación y por una mayor depreciación .

3.2.4 ANALISIS COMPARATIVO DE LOS INDICES DE PRODUCTIVIDAD Y RENDIMIENTO

El análisis de los índices de productividad se hace para cada operación de minado .

OPERACION DE MINADO	S I S T E M A	
	TRACKLESS (1)	M.CONTINUO (2)
<u>PERF. (1) - CORTE (2)</u>		
EQUIPO :	CAVO-D. P-550	FAURAT E-134
RENDIMIENTO	52.5 TMS/HR	75.0 TMS/HR
<u>CARGUIO</u>		
EQUIPO :	SCOOP 6.0 YD3	FAURAT E-134 (Sist.Int.Transp.)
RENDIMIENTO	85.0 TMS/HR	75.0 TMS/HR
<u>TRANSPORTE</u>		
EQUIPO :	CAM. MT 413-30	CAM. MT 413-30
RENDIMIENTO	63.0 TMS/HR	40.0 TMS/HR
<u>RELLENO</u>		
R.H.		
EQUIPO :	B. MARS H-180	B. MARS H-180
RENDIMIENTO	43.0 TMS/HR	43.0 TMS/HR
R.M.		
EQUIPO :	SCOOP 3.5 YD3	SCOOP 3.5 YD3
RENDIMIENTO	42.0 TMS/HR	42.0 TMS/HR
<u>EXTRACCION</u>		
Nv.1570 EQUIPO :	LOC. AGV	LOC. AGV
RENDIMIENTO	175.0 TMS/HR	175.0 TMS/HR
Nv.1455 EQUIPO :	LOC. JEFFREY	LOC. JEFFREY
RENDIMIENTO	210.0 TMS/HR	210.0 TMS/HR

De la tabla anterior se observa :

- Una mayor capacidad al corte (arranque) en las maquinas de Minado Continuo .
- Eliminación de la voladura .
- Un ahorro en equipo de carguijo debido al uso del sistema de carguijo interior que permite una evacuación continua del material .

3.3 ASPECTOS ECONOMICOS-FINANCIEROS DEL PROYECTO

3.3.1 MERCADO

De acuerdo a los pronósticos de la OCDE y del FMI la tendencia actual de la economía internacional es que , en los próximos años se presente un crecimiento sostenido constante pero moderado de las economías industrializadas , que puede bordear el 30 % , y por ello habiendo llegado el dólar en la actualidad a un nivel de paridad más normal se debe presentar una gradual subida de los precios de los metales , tal como se nota ya incipientemente para el plomo y para el zinc .

El exceso de oferta sobre la demanda que caracteriza a la producción a partir de los años 78-79 deben desaparecer por la disminución de la oferta originada por el nivel de precios que se viene soportando (menor producción) y además porque la recuperación secundaria , o sea el aprovechamiento de la chatarra debe también disminuir sustancialmente pues tiene elevados costos de producción

Cuando los crecimientos económicos exijan aportes nuevos de producción primaria los precios de las materias primas deberán elevarse a fin de que las nuevas inversiones tengan justificación económica

3.3.1.1 PRODUCCION

La producción de zinc en el mundo de acuerdo a proyecciones hechas por el Banco Mundial para el quinquenio 90-95 se muestra en el cuadro 3.3.1.1 , en donde se nota una tasa de crecimiento mayor de los países en desarrollo con respecto a los países industrializados , debido al desarrollo puesta en operación de importantes proyectos en los principales productores de zinc en el mundo entre ellos el Perú .

CUADRO 3.3.1.1

PRODUCCION MUNDIAL PROYECTADA POR REGIONES ECONOMICAS

PRODUCCION	PRODUCCION PROYECTADA (MILLONES TON)		TASA DE CREC./ANO
	90 - 95	85 - 95	85 - 95
Países Industriales	3.5	3.9	2.3
Países Socialistas	1.4	1.6	2.1
Países en desarrollo	1.9	2.2	2.6
En el mundo	6.8	7.7	2.3

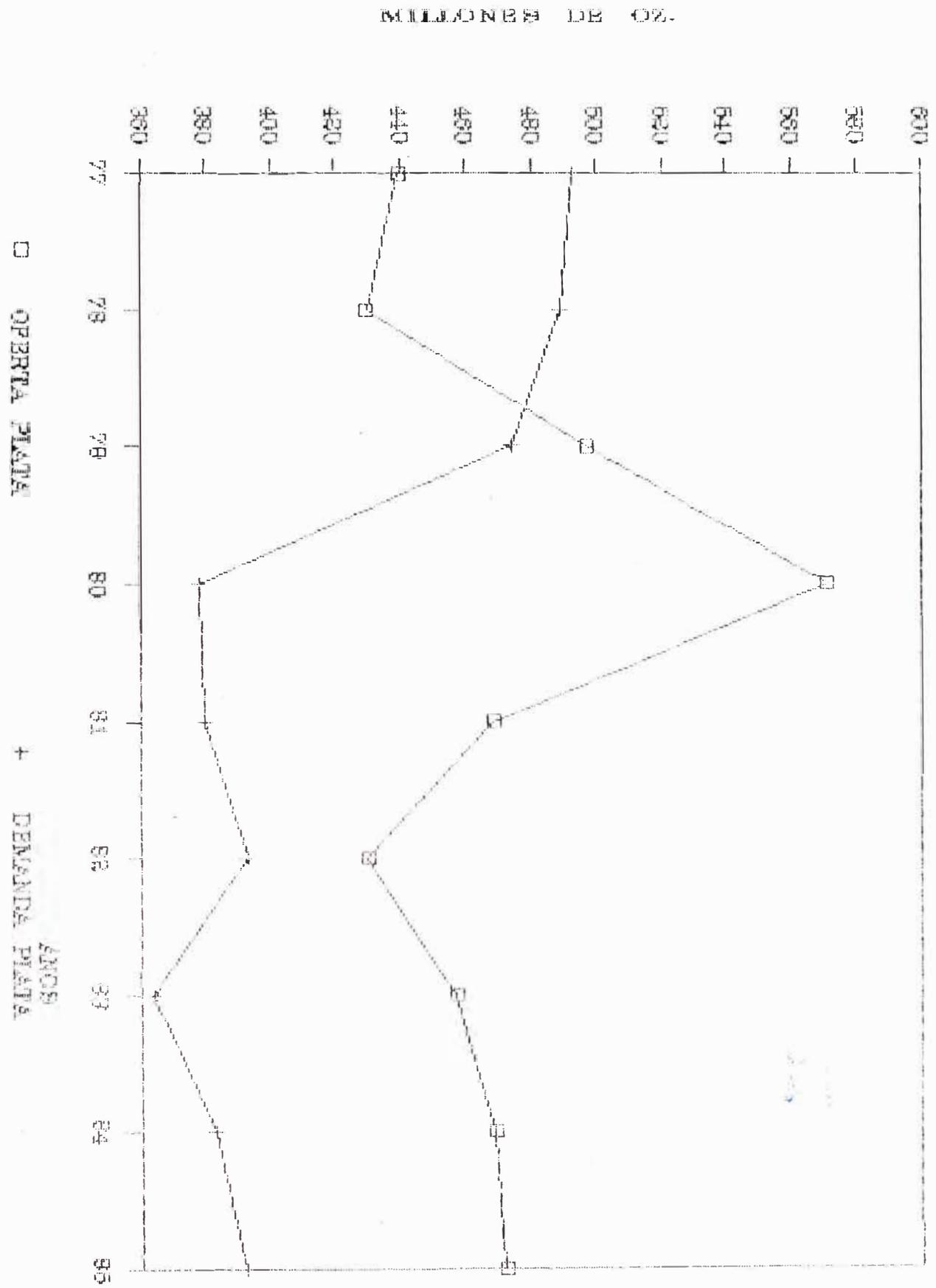
3.3.1.2 BALANCE OFERTA-DEMANDA

La baja cotización de los metales en este decenio , se debe al desequilibrio que existe entre la Oferta y Demanda de nuestros principales productos de exportación . Esta interdependencia que existe entre la Oferta-Demanda versus el precio puede verse claramente en los cuadros 3.3.1.2-A y 3.3.1.2-B , los cuáles explican los niveles deprimidos en los precios para los metales fundamentalmente el de la plata y por otro lado , la mayor estabilidad del zinc , debido a las leves fluctuaciones entre la Oferta y Demanda .

Las proyecciones del Banco Mundial para la producción y consumo mundial para 1990-1995 (Los cuáles se muestran en el cuadro 3.3.1.2-C) , denotan un equilibrio en el balance Oferta-Demanda para el zinc , lo que hace preveer que la cotización para este metal no sufrirá variaciones considerables , de acuerdo a los antecedentes mostrados en el periodo 1976-1985 lo que hace atractiva la inversión en yacimientos de zinc .

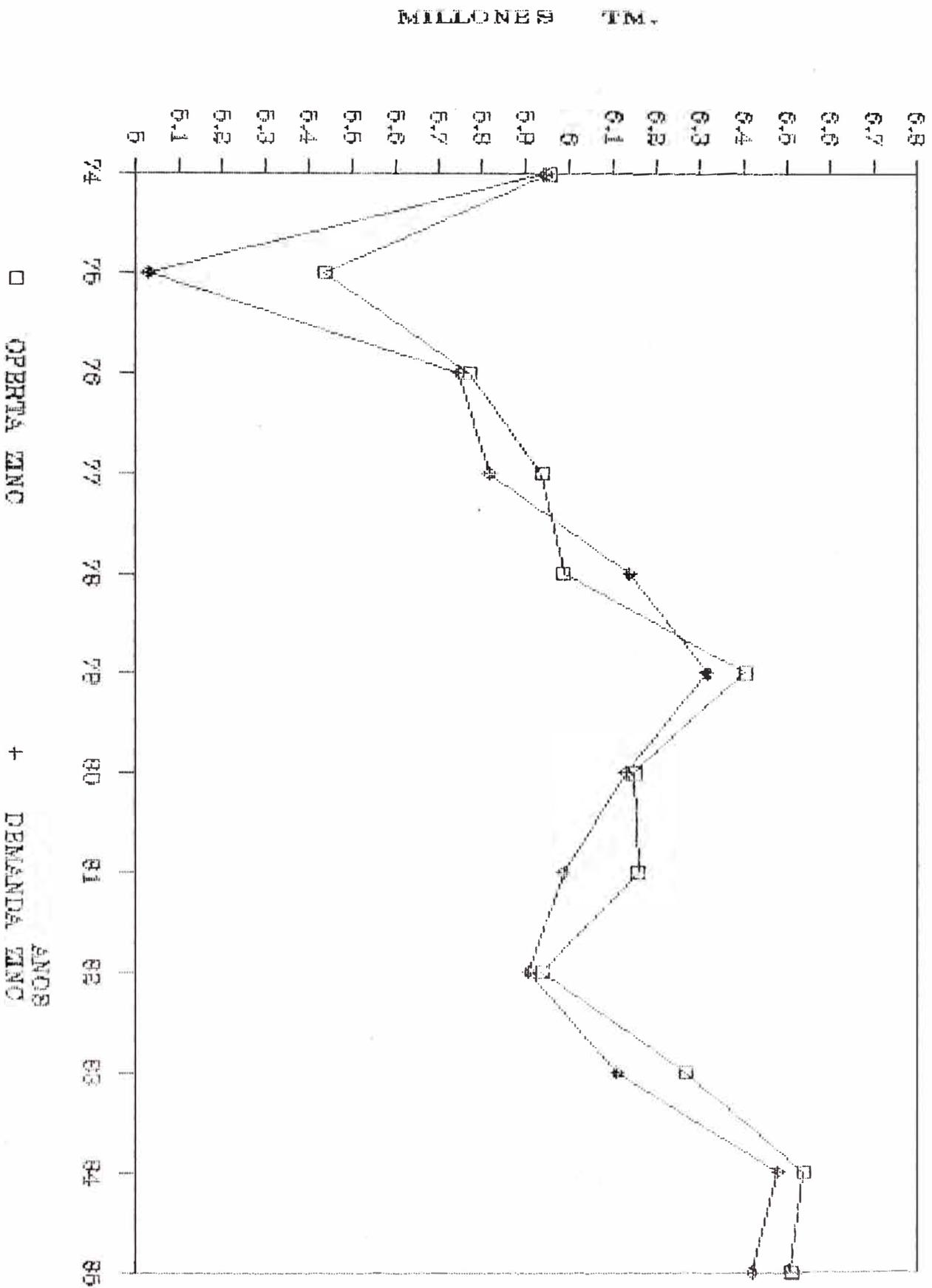
OFERTA - DEMANDA PLATA

GRAP. 3.3.1.2-1



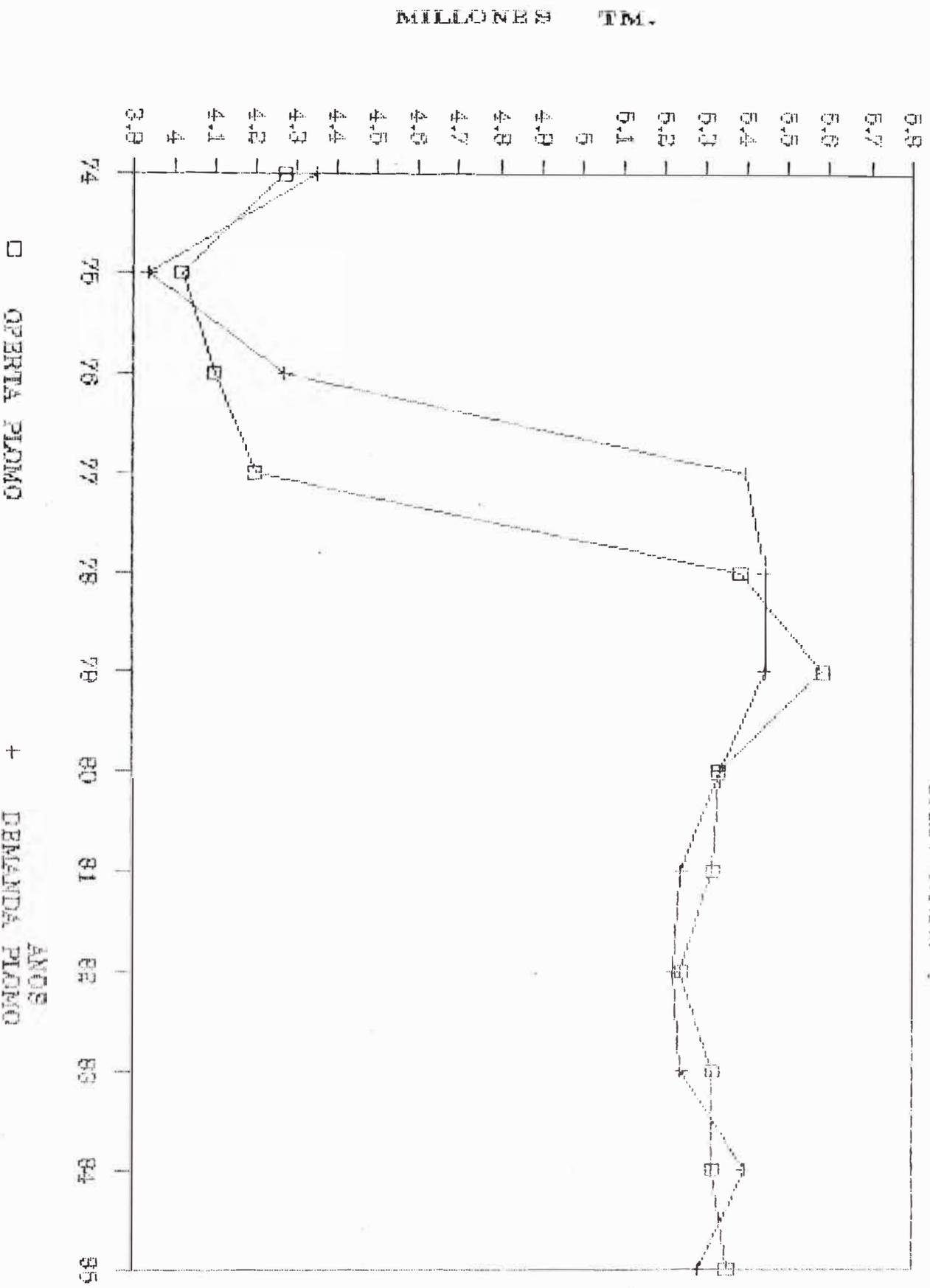
OFERTA-DEMANDA ZINC

GRAF. 3.31.2-9



OFFERTA-DEMANDA PIOMO

GRAP. 33.1.3-0



CUADRO 3.3.1.2-D

CUADRO RESUMEN DE PRODUCCION Y CONSUMO POR REGIONES ECONOMICAS

	PROYECTADO (MILL.TON)		TASA DE CREC/AÑO
	85	95	85 - 95
<u>PRODUCCION</u>			
Países Industriales	3.9	4.2	2.0
Países Socialistas	1.6	1.8	1.9
Países en Desarrollo	1.3	1.6	3.9
En el Mundo	6.8	7.6	2.3
<u>CONSUMO</u>			
Países Industriales	3.8	4.2	2.2
Países Socialistas	1.6	1.7	1.9
Países en Desarrollo	1.4	1.7	3.1
En el Mundo	6.8	7.6	2.3

3.3.1.3 COMERCIALIZACION

La comercialización de los concentrados de Zn y Pb serán por cuenta de la propia compañía, teniendo un mercado amplio y diversificado entre los que se cuentan países asiáticos europeos y de norteamérica como Japon, India y USA.

3.3.2 FINANCIACION DEL PROYECTO

La financiación del proyecto tiene las siguientes características:

3.3.2.1 ESTRUCTURA DE CAPITAL

La estructura de capital propuesta para el programa de ampliación es como sigue:

Cuadro 3.3.2.1

	86	87	88	89	90	91	92
DEUDA CONTRAIDA							
Pasivo Principal	1270	1583	1113	842	668		
Pasivo Intereses	546	646	460	314	209		
DEUDA A CONTRAER	4000						
INVERSION SIMSA	388	4228	3760	2500	3760	1500	1500
INVERSION TOTAL	4388	4228	3760	2500	3760	1500	1500
AMORT.PASIVO F.	-	400	800	800	800	800	400
AMORT.PASIVO I.	282	564	479	367	254	141	28
AMORT.TOTAL F.	1270	1983	1913	1642	1468	800	400
AMORT.TOTAL I.	828	1210	939	681	463	141	28

La estructura de capital para las inversiones se dá en el siguiente cuadro :

INVERSION	86	87	88	89	90	91	92
Reposic.Equipos	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500
Inversion (3000 TPD)							
Desarr.& Prepar.		1000	1000	1000	1000		
Equipo Mina		1435	279	1260		1260	
Chancado Prim.	248						
Tolva de Finos		365					
Molinos 4 y 5	485	137					
Flotacion	192						
Espesam. y Filt.	208	115					
Servicio Mina	270	780					
Serv. Grales .	50	52					
INVERSION TOTAL	4388	4228	3760	2500	3760	1500	1500

3.3.2.2 FINANCIACION

La financiación prevista para las inversiones para aumento de la producción será cubierta por créditos provenientes de COFIDE y por recursos propios de la compañía

La deuda a contraer con COFIDE será amortizada en un periodo de 06 años para el pasivo principal con un año de gracia y los intereses en 07 años a partir del primer año entrega del crédito .

3.3.2.3 GASTOS FINANCIEROS

Los gastos financieros para el programa de expansión son dados en la siguiente tabla :

Tabla 3.3.2.3

	86	87	88	89	90	91	92
Produccion Anual (miles Ton.)	750	945	1080	1080	1080	1080	1080
Gastos Financ. (miles US\$)	2375	3159	3166	2908	2690	2368	2255

3.3.3 DEPRECIACION

La depreciación para el proyecto se considera para las 02 alternativas ; sistema trackless y minado continuo :

SISTEMA TRACKLESS

	86	87	88	89	90	91	92
	2391	2391	2391	2391	2391	2391	2391
	337	674	674	674	674	674	674
		261	522	522	522	522	522
			145	290	290	290	290
				145	290	290	290
					243	486	486
						243	486
							243
	2278	3326	3732	4022	4410	4896	5382

SISTEMA M.CONTINUO (ALT. PAURAT)

86	87	88	89	90	91	92
2391	2391	2391	2391	2391	2391	2391
345	690	690	690	690	690	690
	352	704	704	704	704	704
		236	472	472	472	472
			133	266	266	266
				133	266	266
					193	386
						133
2736	3433	4021	4390	4656	4982	5308

3.3.4 INGRESOS POR VENTA

3.3.4.1 VALORIZACION DE CONCENTRADOS

La valorización de concentrados tanto para el Zinc como para el Plomo se muestra en el cuadro 3.3.4 :

Cuadro 3.3.4

	86	87	88	89	90	91	92
<u>COTIZACION</u>							
Zinc (US\$/TM)	700	700	700	700	700	700	700
Plomo (US\$/LB)	17	17	17	17	17	17	17
<u>CONTENIDO PAGABLE</u>							
Zinc (%)	85	85	85	85	85	85	85
Plomo (%)	95	95	95	95	95	95	95
<u>LEY DE CONCENTRADO</u>							
Zinc (%)	60.5	60	60	60	60	60	60
Plomo (%)	75.0	75	75	75	75	75	75

VALOR BRUTO DE PROD.

Conc. Zinc (US\$/TM)	360	357	357	357	357	357	357
Conc. Plomo (US\$/TM)	267	267	267	267	267	267	267

MAQUILA PROMEDIO

Zinc	138	141	141	141	141	141	141
Plomo	100	100	100	100	100	100	100

VALORIZ. CONCENI.

Zinc (US\$/TM)	222	216	216	216	216	216	216
Plomo (US\$/TM)	167	167	167	167	167	167	167

3.3.4.2 PRODUCCION DE CONCENTRADOS

La producción de concentrados para las escalas de producción en aumento, de acuerdo al programa general de la compañía se muestra en el cuadro 3.3.4.2, notándose que la producción meta (3000 TPD) será alcanzada en el año 1988.

Cuadro 3.3.4.2

	86	87	88	89	90	91	92
Prod. Mina (Miles TMS)	750	945	1080	1080	1080	1080	1080
Radio de Conc. (Zinc)	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5
Radio de Conc. (Plomo)	100	100	100	100	100	100	100
Ley de Conc. Zinc (%)	60.5	60	60	60	60	60	60
Ley de Conc. Plomo (%)	75	75	75	75	75	75	75
Prod. Conc. Zinc (*)	136.3	171.8	196.3	196.3	196.3	196.3	196.3
Prod. Conc. Plomo(*)	7.50	9.45	10.8	10.8	10.8	10.8	10.8

(*) En miles de TMS .

3.3.4.3 INGRESOS ANUALES

Los ingresos anuales por venta de concentrado se da en el cuadro 3.3.4.3 :

Cuadro 3.3.4.3

	86	87	88	89	90	91	92
Prod. Conc.Zn (*)	136.3	171.8	196.3	196.3	196.3	196.3	196.3
Prod. Conc.Pb (*)	7.50	9.45	10.8	10.8	10.8	10.8	10.8
Val.Conc.Zn (US\$/TMS)	222	216	216	216	216	216	216
Val.Conc.Pb (US\$/TMS)	167	167	167	167	167	167	167
Ingreso Anual Zn (+)	30.27	39.79	45.48	45.48	45.48	45.48	45.48
Ingreso Anual Pb (+)	1.25	1.57	1.80	1.80	1.80	1.80	1.80
Ingreso Total Anual	31.52	41.36	47.28	47.28	47.28	47.28	47.28

(*) Produccion en miles de TMS .

(+) Ingresos en millones de US\$.

3.3.5 PROYECCIONES FINANCIERAS

3.3.5.1 ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

El estado de pérdidas y ganancias al igual que los demás cálculos se ha hecho para todo el proyecto de ampliación a 3000 TPD , el cuál se muestra en el cuadro 3.3.5.1 .

Cuadro 3.3.5.1-A

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS SISTEMA TRACKLESS (3000 TPD)

	86	87	88	89	90	91	92
INGRESOS	31.53	41.37	47.28	47.28	47.28	47.28	47.28
COSTO DE OPER.	12.37	14.78	15.64	15.64	15.64	15.64	15.64
UTILIDAD BRUTA	19.16	26.59	31.65	31.65	31.65	31.65	31.65
GASTOS DE VENTA	10.05	12.67	14.48	14.48	14.48	14.48	14.48
GASTOS FINANC.	2.37	3.16	3.17	2.91	2.69	2.37	2.25
GASTOS GRALES.	3.50	4.40	4.40	4.40	4.40	4.40	4.40
GASTOS DE OPER.	15.93	20.24	22.05	21.80	21.58	21.26	21.14
UTILIDAD DE OPER.	3.23	6.35	9.59	9.85	10.07	10.39	10.51
OTROS ING. o EGRE.	0	0	0	0	0	0	0
RESULTADO DE OPER.	3.23	6.35	9.59	9.85	10.07	10.39	10.51
DIRECTORIO	0.19	0.38	0.57	0.59	0.60	0.62	0.63
RENTA NETA TRIBUT.	3.03	5.97	9.02	9.26	9.47	9.77	9.88
REINVERSION (40 %)	1.21	2.39	3.61	3.71	3.79	3.91	3.95
PARTICIP. LIQUIDA	0.12	0.24	0.36	0.37	0.38	0.39	0.39
PARTICIP. PATRIM.	0.17	0.33	0.49	0.51	0.52	0.53	0.54
GASTOS ADMINIST .	0.01	0.03	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05
IMPUESTO A PAGAR	0.94	1.86	2.80	2.88	2.95	3.04	3.07
INGEMMET	0.02	0.04	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06
RESERVA LEGAL	0.05	0.11	0.16	0.17	0.17	0.18	0.18
UTIL. NETA	0.50	0.98	1.48	1.52	1.55	1.60	1.62

(*) Todos los valores arriba indicados estan dados en millones de dólares .

Tabla 3.3.5.1-B

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS
SISTEMA M. CONTINUO (3000 TPD)

	86	87	88	89	90	91	92
INGRESOS	31.53	41.37	47.28	47.28	47.28	47.28	47.28
COSTO DE OPER.	12.37	13.08	14.29	14.29	14.29	14.29	14.29
UTILIDAD BRUTA	19.16	28.29	32.99	32.99	32.99	32.99	32.99
GASTOS DE VENTA	10.05	12.67	14.48	14.48	14.48	14.48	14.48
GASTOS FINANCI.	2.37	3.16	3.17	2.91	2.69	2.37	2.25
GASTOS GRALES.	3.50	4.40	4.40	4.40	4.40	4.40	4.40
GASTOS DE OPER.	15.93	20.24	22.05	21.80	21.58	21.26	21.14
UTILIDAD DE OPER.	3.23	8.06	10.94	11.20	11.42	11.74	11.85
OTROS ING. o EGRE.	0	0	0	0	0	0	0
RESULTADO DE OPER.	3.23	8.06	10.94	11.20	11.42	11.74	11.85
DIRECTORIO	0.19	0.48	0.65	0.67	0.68	0.70	0.71
RENTA NETA TRIBUT.	3.03	7.58	10.29	10.53	10.73	11.04	11.14
REINVERSION (40 %)	1.21	3.03	4.11	4.21	4.29	4.41	4.46
PARTICIP. LIQUIDA	0.12	0.30	0.41	0.42	0.43	0.44	0.45
PARTICIP. PATRIM.	0.17	0.42	0.57	0.58	0.59	0.61	0.61
GASTOS ADMINIST .	0.01	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
IMPUESTO A PAGAR	0.94	2.36	3.20	3.27	3.34	3.43	3.46
INGEMMET	0.02	0.05	0.06	0.07	0.07	0.07	0.07
RESERVA LEGAL	0.05	0.14	0.19	0.19	0.20	0.20	0.20
UTIL. NETA	0.50	1.25	1.69	1.73	1.77	1.81	1.83

(*) Todos los valores arriba indicados estan dados en millones de dólares .

3.3.5.2 FLUJO DE CAJA

Cuadro 3.3.5.2-A

FLUJO DE CAJA SISTEMA TRACKLESS (3000 TPD)

	86	87	88	89	90	91	92
UTILI.LIBRE DISPOS.	0.50	0.98	1.48	1.52	1.55	1.60	1.62
MAS :							
RESERVA LEGAL	0.05	0.11	0.16	0.17	0.17	0.18	0.18
PART. PATRIM.	0.17	0.33	0.49	0.51	0.52	0.54	0.54
REINVERSION	1.21	2.39	3.61	3.71	3.79	3.91	3.95
PROV. BEN.SOC.	0.74	0.74	0.74	0.74	0.74	0.74	0.74
DEPRECIACION	2.73	3.33	3.73	4.02	4.41	4.89	5.38
TOTAL RECURSOS OPER.	5.40	7.87	10.22	10.67	11.18	11.86	12.42
MAS :							
PRESTAMOS	8.00						
TOTAL DE RECURSOS	13.40	7.87	10.22	10.67	11.18	11.86	12.42
MENOS :							
AMORT.DEUDA L.P.	1.27	1.98	1.91	1.64	1.47	0.80	0.40
AMORT.DEUDA C.P.	5.00						
INV. (3000 TPD)	4.50	3.48	1.93	1.93	3.23	3.23	3.23
OTRAS INVERS.	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20
TOTAL EGRESOS	10.97	5.66	4.04	3.77	4.90	4.23	3.83
ACCIONISTAS	0.50	0.98	1.48	1.52	1.55	1.60	1.62
SALDO FINAL NETO	1.94	1.23	4.70	5.37	4.73	6.03	6.69

Cuadro 3.3.5.2-B

FLUJO DE CAJA
SISTEMA M. CONTINUO (3000 TPD)

	86	87	88	89	90	91	92
UTILI.LIBRE DISPOS.	0.50	1.25	1.69	1.73	1.77	1.81	1.83
MAS :							
RESERVA LEGAL	0.06	0.14	0.19	0.19	0.20	0.20	0.20
PART. PATRIM.	0.17	0.42	0.57	0.58	0.59	0.61	0.61
REINVERSION	1.21	3.03	4.11	4.21	4.29	4.41	4.46
PROV. BEN.SOC.	0.74	0.74	0.74	0.74	0.74	0.74	0.74
DEPRECIACION	2.74	3.43	4.02	4.39	4.66	4.98	5.31
TOTAL RECURSOS OPER.	5.41	9.00	11.32	11.84	12.24	12.76	13.15
MAS :							
PRESTAMOS	8.00						
TOTAL DE RECURSOS	13.41	9.00	11.32	11.84	12.24	12.76	13.15
MENOS :							
AMORT.DEUDA L.F.	1.27	1.98	1.91	1.64	1.47	0.80	0.40
AMORT.DEUDA C.F.	5.00						
INV. (3000 TPD)	4.60	4.69	3.15	1.77	1.77	2.58	1.77
OTRAS INVERS.	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20
TOTAL EGRESOS	11.07	6.88	5.26	3.62	3.44	3.58	2.37
ACCIONISTAS	0.50	1.25	1.69	1.73	1.77	1.81	1.83
SALDO FINAL NETO	1.84	0.88	4.37	6.50	7.03	7.37	8.95

3.3.5.3 ANALISIS DE RENTABILIDAD DEL PROYECTO

Para el análisis de rentabilidad del proyecto se hace uso de los principales índices de evaluación utilizados hoy en día, éstos son: Valor Presente Neto (VPN), Tasa Interna de Retorno (TIR), Relación Beneficio-Costo. Estos índices se calculan para ambas alternativas de minado, para hacer finalmente el análisis de rentabilidad.

CALCULO DEL VALOR PRESENTE NETO - TRACKLESS -

						6.03	6.69
				5.37		.	.
			4.70	.	4.73	.	.
		
	1.94	1.23

0	86:	87:	88:	89:	90:	91:	92:

	.	.	1.93	1.93	.	.	.

	.	3.48	.	.	3.23	3.23	3.23
	4.49

TASA DE DESCUENTO $i = 20\%$ $n = 1..7$

$$VPN(20\%) = @(\text{INGRESOS}) * 1 / (1+20\%)^n - @(\text{INVERS.}) * 1 / (1+20\%)^n$$

$$VPN(20\%) = 13566.23 - 11495.21 = 2071.02 \quad (\text{MILES US\$})$$

$$I.R. = 13566.23 / 11495.21 = 1.18 .$$

CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO

$$VPN(40\%) = @(\text{INGRESOS}) * 1 / (1+40\%)^n - @(\text{INVERS.}) * 1 / (1+40\%)^n$$

$$VPN(40\%) = 7436.60 - 7530.04 = - 93.94 \quad (\text{MILES US\$})$$

$$TIR = 39.13\% .$$

CALCULO DEL VALOR PRESENTE NETO - M. CONTINUO -

						7.39	8.95
				6.50	7.03	.	:
			4.37	.	.	.	:
			:
	1.84		:
	:	0.88	:
0	86:	87:	88:	89:	90:	91:	92:
	:	:	:	:	:	:	:
	:	:	:
	:	:	:	1.77	1.77	.	1.77
	:	:	3.15	.	.	2.57	.

	4.60	4.69

TASA DE DESCUENTO $i = 20\%$ $n = 1..7$

$$VPN(20\%) = @(\text{INGRESOS}) * 1 / (1+20\%)^n - @(\text{INVERS.}) * 1 / (1+20\%)^n$$

$$VPN(20\%) = 15599.44 - 11136.42 = 4463.02 \quad (\text{MILES US\$})$$

$$I.R. = 15599.44 / 11136.42 = 1.40 .$$

CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO

$$VPN(45\%) = @(\text{INGRESOS}) * 1 / (1+40\%)^n - @(\text{INVERS.}) * 1 / (1+40\%)^n$$

$$VPN(45\%) = 7145.53 - 7523.60 = - 378.07 \quad (\text{MILES US\$})$$

$$TIR = 43.05\% .$$

RESUMIENDO LOS INDICES ANTERIORES TENDREMOS :

	TRACKLESS	M. CONTINUO
VPN(20 %)	2.071,020 US\$	4.463,020 US\$
TIR	39.13 %	43.05 %
I.R.	1.18	1.40

De lo que se deduce que la ampliación a 3000 TPD con la aplicación del sistema de Minado Continuo es más rentable que el sistema Trackless .

CAPITULO IV

4.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES

OBSERVACIONES

El sistema de minado continuo a aplicarse en San Vicente es una variedad del Corte y Relleno , lo que se podría definir como Corte y Relleno Mecanizado por Cámaras y Pilares .

El yacimiento San Vicente tiene características muy peculiares que la diferencian de otros yacimientos sedimentarios, como consecuencia del intenso fracturamiento y fallamiento habido en la formación del yacimiento .

En zonas de brecha de colapso el "abovedamiento" de las labores después de los disparos es inevitable .

El sistema de cortes transversales a los mantos usado en el minado Trackless ha permitido reconocer todas las estructuras mineralizadas a todo lo ancho del paquete de mantos .

El alejamiento del manto Jesús con respecto a los otros mantos en niveles inferiores de la mina , crea la necesidad de aplicar el Corte y Relleno Ascendente típico al de una veta para el tajeado de dicho manto , independiente al tajeado por Cámaras y Pilares para los otros mantos .

El comportamiento de las estructuras mineralizadas tienden a una convergencia de éstos en altura , y una divergencia en profundidad lo que hace pensar en generalizar el tajeado por Corte y Relleno para cada manto en áreas inferiores y el sistema de Corte y Relleno por Cámaras y Pilares para áreas superiores del yacimiento .

Las máquinas "roadheaders" , rinden su máxima eficiencia en labores rectas los cambios en la dirección de corte consumen tiempo y bajan la productividad del equipo .

El comportamiento errático de los mantos tanto en longitud como en altura determina que un tajeado por Corte y Relleno para cada estructura no sea económico .

CONCLUSIONES

Disminución de los costos de explotación de 6.312 US\$/TMS a 4.80 US\$/TMS .

Disminución de los costos de desarrollos y preparaciones de 154 US\$/MT. a 98 US\$/MT.

Ahorros anuales por un monto de 1.635,120 US\$ en explotación y 168,000 US\$ en preparaciones y desarrollo .

Incremento de la productividad de mano de obra en interior mina de 11.43 TMS/Hb-Gda. a 15.40 TMS/Hb-Gda

Eliminación de la voladura ya que la operación de perforación es reemplazado por la acción de corte de la cabeza de la máquina

Disminución de la mano de obra en 120 hombres / día para una producción de 3000 TPD.

La operatividad de nuevos sistemas de minado altamente mecanizados en el yacimiento San Vicente con las características propias de éste .

Con el empleo de equipos roadheaders se eliminará en San Vicente la condición insegura al que estaba expuesto el personal y equipos , a causa de los continuos desprendimientos del techo en los tajeos .

El sistema permitirá una explotación selectiva lográndose mejores y/o uniformes leyes de producción de acuerdo al diseño de planta , permitiendo asimismo una optimización en la ley del relave .

La tasa Interna de Retorno para la ampliación a 3000 TPD con el sistema de Minado Continuo es mayor en 3.92 puntos que con la aplicación del sistema Trackless .

Mejores condiciones ambientales de trabajo para todo el personal que labore en interior mina debido a la disminución de los equipos Diesel y al continuo control de polvo que permiten los sistemas de inyección de agua incorporados a la máquina .

El Estudio de Mecánica de Rocas demostró la operatividad de los equipos roadheaders en cuanto a capacidad de corte debido a la resistencia a la compresión promedio de 20,000 PSI en roca , baja abrasividad y al intenso fracturamiento observado en las mismas .

El análisis geológico-estructural del área permitió conocer mejor la geometría y las reservas por nivel de las estructuras tanto en horizontal como en vertical

4.2 RECOMENDACIONES

Establecer un sistema de control de costos y producción para cada tipo de operación para analizar las productividades de personal, equipo y materiales y de esta forma la dirección y los supervisores involucrados hagan los ajustes y correcciones necesarios contribuyendo de esta manera con una mejora en la rentabilidad de la empresa.

Establecer formatos de control topográfico geológico y de operación del equipo roadheader, para llevar un control diario del avance de la labor, de los cambios estructurales y mineralógicos y llevar un control de la performance del equipo respectivamente.

Realizar continuamente pruebas con los picks de corte para determinar las dimensiones adecuadas y la vida óptima para prevenir un desgaste ó rotura prematura de estos dado el alto costo que representa su uso.

Realizar continuamente ensayos y pruebas con los sistemas de inyección de agua, para determinar la presión óptima de agua para un enfriamiento y lubricación adecuada así como un control del polvo que se produce en la acción de corte.

Continuar con el estudio de tiempos y movimientos de los equipos con el objetivo de mejorar los estándares de trabajo y optimizar la distribución y uso de los equipos y personal.

Optimizar la distribución de las líneas de servicios, aire y agua hacia los tajeos y el abastecimiento de los materiales involucrados (tuberías y accesorios) para mejorar el tiempo de operación de los equipos de perforación.

La máquina roadheader de desarrollo y preparaciones puede ser usada si la urgencia lo requiriese, como máquina de Stand-By para las otras dos de explotación.

4.3 PLANOS Y LAMINAS

- GRAF. 2.2.4 .- Ritmo de mecanización en las minas del Perú .
- GRAF. 2.3.1.1 .- Desarrollos y preparaciones .
- GRAF. 2.3.1.2-A .- Esquema general de explotación .
- GRAF. 2.3.1.2-B .- Sección longitudinal de tajeos .
- GRAF. 2.3.1.4 .- Costos operativos estándares .
- GRAF. 2.3.1.5-A .- Índice de perforación - producción en la mina San Vicente .
- GRAF. 2.3.1.5-B1.- Factor de Potencia en explotación .
- GRAF. 2.3.1.5-B2.- Factor de Potencia en preparaciones y desarrollos .
- GRAF. 2.3.1.5-C1.- Índice de carguío equipo LHD-Eimco .
- GRAF. 2.3.1.5-C2.- Índice de carguío equipo LHD-Wagner .
- GRAF. 2.3.1.5-E .- Índice de relleno .
- GRAF. 2.3.1.5-F .- Índice de Productividad .
- LAM. 2.4-A .- Equipo Minado Continuo tipo "cepillo".
- LAM. 2.4-B .- Equipo Minado Continuo tipo "rozadora" .
- LAM. 2.4-C .- Equipo Minado Continuo tipo "tunelera" .
- LAM. 2.4-D .- Equipo Minado Continuo tipo "roadheader" .
- GRAF. 2.4-E .- Consumo de picks - vs - resistencia a la compresión .
- GRAF. 2.4-F .- Consumo de energía por M³ de corte en roca sólida .

GRAF. 3.1	Número de muestras por corte
PLANOS 3.1-A	Planos geológicos por corte .
PLANOS 3.1-B	Planos de muestreo por corte
GRAF. 3.1.5-A	Ubicación del área de trabajo
- GRAF. 3.1.5-B	Esquema general de explotación
GRAF. 3.1.5-C	Sección longitudinal de operación
- GRAF. 3.1.6	Detalle técnico vista en planta perfil y frontal maq. Paurat E-134 .
- GRAF. 3.1.7-A	Esquema general de distribución de energía Superficie - Mina .
- GRAF. 3.1.7-B	Detalle de suministro eléctrico a los equipos roadheaders
- GRAF. 3.3.1.2-A	Balance Oferta - Demanda de plata en el Mundo .
- GRAF. 3.3.1.2-B	Balance Oferta - Demanda de plomo en el Mundo .
- GRAF. 3.3.1.2-C	Balance Oferta - Demanda de Zinc en el Mundo .

4.4 BIBLIOGRAFIA

Banco Mundial - Predicciones para el Mercado Mundial de Metales . Pag. 50-55 (Universidad del Pacífico)

Canteras y Explotaciones - Mecanización de Capas Estrechas Tipo Bierzo . Pag. 13-15 Ene. 1985 .

Canteras y Explotaciones - Máquinas de Corte Parcial Pag. 13-14 Ene. 1984 .

Canteras y Explotaciones - Monografía de equipos de arranque para minería subterránea y Túneles . Pag. Ene. 1985 .

Canteras y Explotaciones - Mecanización del amplio en un tajeo estrecha en la mina Jevfita . Pag. Nov. 1985 .

Coal Age - January 1985 (84-85)

Atlas-Copco Eickhoff General description Boom Type Roadheader Type - 160/B00-L Jun. 86 .

XIV Convención de Ingenieros de Minas - El factor humano en la productividad . Manuel Candia 5-1/5-7 .

XIV Convención de Ingenieros de Minas - La Ingeniería Industrial y la productividad en la actividad minero metalúrgico . Bardales Hoyos Carlos 5-9/5-16 .

XII Convención de Ingenieros de Minas - El hombre y la productividad minera . Vargas Fernandez . Pag. 17-23 .

XIII Convención de Ingenieros de Minas Necesidad de fijar Objetivos y metas de productividad en las empresas mineras . Jorge Vargas Fernandez 4-6 .

Cummins & Given - SME Mining Engineering Handbook
T.I 12-13 a 12-14 12-31 a 12-44 12-75 a 12-95 1972
T.II: 17-47 a 17-57 1972

S.Borisov M.Klukov B.Gornovoi - Labores Mineras Ed.Mir Pag. 395-408 . 1976 .

Jean Fourastié - La productividad - Esperanza del siglo xx Pag. 20-26 . 1956 .

E.&.M.J - Water-Jet-Assist for Rock Cutting .
Pag. 40-42 Agosto 1986 .

E.&.M.J - Roadheaders open new horizons at San Manuel
Pag. 21-25 , 43-45 Agosto 1985 .

Eimco Mining Machinery - Specification and technical
description of TM-60 Hard Rock Cutting Machine .
Pag. 2-13 1985 .

International Mining Continuous Mining
Pag. 30-33 Agosto 1985 .

International Mining - Rapid excavation (equipment
developments and applications discussed at New York
conference) . Pag. 39-44 Oct. 1985 .

International Mining - Diamond picks for shearers .
Pag. 35-41 Junio 86 .

E.&.M.J - European Coal Mining Technology .
Pag. 26-32 Junio 1986 .

E.&.M.J Roadheaders offered by Ingersall-Rand earn
respect . Pag. 90-92 Agosto 1984 .

Institution of Mining and Metallurgy Transactions - Use of
ventilation systems for dust suppression during tunnel
construction with roadheaders . Pag. 16-21 Abril 1983 .

Mineral Industries Bulletin - Economic evaluation of
mineral investment alternatives . Pag. 1-16 .

NN.UU. - Manual de Proyectos de Desarrollo Económico
Pag. 32-40 1979 .

O.I.T. - Introducción al estudio del trabajo .
Pag. 8-20 1970 .

Terex - G.M. - Manual de producción y costo de equipos
para movimiento de suelos .

Informe de Mina Julcani Roberto Vicuna Ruiz
Apendice 7.1-7.2 1985 .

World Mining Equipment New Cutter - Loader successfully
completes tests . Pag. 64 -66 Abril 1986 .

World Mining Equipment Moving into mines new methods of
access . Pag. 30-34