

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

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



**OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES
MINERAS EN LA MINA POLIMETALICA
FARALLON (LIMA)**

TESIS

**Para Optar El Título Profesional De
INGENIERO DE MINAS**

**José A. Corimanya Mauricio
Promoción - 88 - I ING. NILO RIOS QUINTEROS.**

LIMA - PERU

1992

DEDICATORIA

A LA MEMORIA DE MI MADRE MARGARITA MAURICIO SILVA

A LA MEMORIA DEL INGENIERO NILO RIOS QUINTEROS

AL SACRIFICIO Y ESFUERZO ABNEGADO DE MI PADRE RAYMUNDO
CORIMANYA HUAMAN.

A MIS HERMANOS RENE, MIGUEL, ROXANA, ROSA MARIA, JOSÉ
MARIA, JOSÉ Y MARIA.

A MIS PROFESORES:

ING. FRANCISCO SOTILLO PALOMINO.

ING. LUIS GONZALES CACHO

ING. PEDRO HUGO TUMIALAN DE LA CRUZ.

ING. ISAAC RIOS QUINTEROS.

ING. WASHINGTON CALLAPIÑA DURAND.

ING. JUAN HOYOS CASTILLO.

AGRADECIMIENTO

AGRADEZCO A TODA LA PLANA DOCENTE DE LA UNI, EN ESPECIAL A LOS DOCENTES DE LA ESCUELA DE MINAS POR HABERME CIMENTADO DE RICOS E INVALORABLES CONOCIMIENTOS Y HABER TRANSMITIDO EN MI PERSONA SUS EXPERIENCIAS VIVIDAS.

TAMBIEN AGRADEZCO A MIS ASESORES ING. WASHINGTON CALLAPIÑA DURAND E ING. JUAN HOYOS CASTILLO EN CUANTO A LA REVISION Y ASESORAMIENTO DE LA TESIS.

AGRADECIMIENTO A LOS INGENIEROS, EMPLEADOS Y TRABAJADORES DE LA CIA. UNION MINERA (UNIDAD FARALLON), POR DARME TODAS LAS FACILIDADES PARA LA TOMA DE DATOS EN MI TRABAJO DE CAMPO.

AGRADECIMIENTO ESPECIAL AL GERENTE DE FINANZAS DE LA CIA. UNION MINERA ING. EMILIO KUBOTA POR SU INVALORABLE ORIENTACION EN LO QUE RESPECTA AL ESTUDIO ECONOMICO-FINANCIERO.

INDICE DE TESIS

PAG.

OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS DE LA MINA POLIMETALICA FARALLON (LIMA)

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCION

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

PARTE I:

RESUMEN DE LAS OPERACIONES MINERAS:

I.a Generalidades	12
I.b Geología del yacimiento	18
I.c Reservas mineras	28
I.d Minado Actual	35
I.e Planta concentradora	52

PARTE II:

OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS:

II.a Planeamiento de la operación:	60
II.a.1 Exploraciones y Desarrollos	62
II.a.2 Ritmo de operación	80
II.a.3 Selección y Diseño del método de explotación adecuado.	85
II.a.4 Disponibilidad de equipo de reemplazo	92
II.a.5 Perforación y voladura - parámetros	94

II.a.6	Acarreo en mina	95
II.a.7	Transporte Mina-Planta	96
II.a.8	Sostenimiento de las labores mineras	97
II.a.9	Rendimiento a obtenerse	98
II.a.10	Costo de minado	99
II.a.11	Comparación del costo de minado del sistema actual versus el planeado a optimizar.	99
II.a.12	Operación de la planta concentradora con la optimización.	100
II.b	Servicios Auxiliares	102
II.b.1	Ventilación minera	102
II.b.2	Aire comprimido	105
II.b.3	Suministro de energía eléctrica	107
II.b.4	Disponibilidad de agua	108
II.b.5	Programa de Seguridad é Higiene minera de la empresa	109
II.c	Aspecto Económico - Financiero	112
II.c.1	Costo total de inversión	112
II.c.2	Desgregado costo de inversión	112
II.c.3	Financiamiento	113
II.c.4	Costo de operación	113
II.c.5	Valor de la producción	114
II.c.6	Evaluación Económica - Financiera	115
II.c.7	Estado de Pérdidas y Ganancias	116
II.c.8	Flujo de Fondos	117
II.c.9	Determinación de la Rentabilidad	119

II.c.10 Analisis de Sensibilidad	120
ANEXOS	156
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	164

INTRODUCCION

Luego de haber realizado una serie de estudios en la Mina como en la Planta Concentradora de Unidad Farallón, de la Cía. Unión Minera aprovechando un plan de entrenamiento que me fue facilitado por la Cía; para lo cual realicé primeramente una toma de datos y diagnóstico de cada una de las operaciones tanto en la mina como en la concentradora y luego de analizar los datos vi que se podía aprovechar al máximo la capacidad de transporte del Sistema de Cablecarril que transporta mineral de la mina a la planta concentradora; es decir operar a 250 TMD, con el objetivo de reducir los costos de operación, incrementar los ingresos, con una inversión mínima y con un ligero incremento de la producción; es entonces que para lograr el objetivo trazado se propone en la presente tesis un plan de optimización y donde se justifica técnica como económicamente llevar a cabo dicho plan.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

1. Las reservas de mineral probado y probable de la veta polimetálica Farallón al 31 de Diciembre de 1990, recuperables durante la explotación, son de 220,914 TM, existiendo además 65,100 TM de mineral potencial económico.
2. Dichas reservas justifican técnica y económicamente llevar a cabo el plan de optimización propuesto en la Unidad Farallón.
3. La ley de corte (CUT OFF) al aplicar el plan de optimización a la mina Farallón es de 39.52US\$/TM, que expresado en ley equivalente de Cu(%) es de 7.55 para un precio conservador de cobre de 95 USC\$/Lb, 57.75 USC\$/lb de Zn, 27.31 USC\$/lb de Pb, 3.91 US\$/Oz de Ag, 370.26 USC\$/Oz de Au.; mientras que aplicando la operación actual la ley de corte es de 42.00US\$/TM, que expresado en ley de Cu(%) es de 8.02, para los precios de los metales conservadores.
Por tanto podemos concluir en este aspecto que el plan de optimización es mas ventajoso.
4. En cuanto a las exploraciones y desarrollos se aplicará un programa de exploraciones y desarrollos normal.

5. Las operaciones de minado serán llevadas a cabo continuando con el actual método de explotación Shrinkage; pero se cambiará su sistema de perforación horizontal a un sistema de perforación con taladros inclinados a 60 grados, esto sólo para uno de los tajeros con el fin de alcanzar la producción planeada a 7,000 TM/MES.
6. La productividad del tajeo en rotura donde se perfora con taladros inclinados a 60 grados es de 11.01TM/Homb.-Gdia; mientras que en ese mismo tajeo perforando con taladros horizontales la productividad es de 7.94TM/Homb.-Gdia.. Por tanto la primera alternativa es mucho mejor.
7. Del el estudio de tiempos del sistema de cablecarril (utilizado para transportar mineral de la mina a la planta concentradora) se puede afirmar de que es posible operar este sistema de transporte una máxima capacidad de 250 TMD (7,000TM/MES).
8. Dado que la capacidad de transporte actual del sistema de cablecarril está limitado a una producción de 234 TMD (6,552TM/MES), esto es debido a que la locomotora esta trabajando a su máxima capacidad y como gasta mucho repuesto, se decidió por otra locomotora en mejores condiciones y que pueda transportar la producción planeada a 250 TMD (7,000TM/MES) y así

aprovechar al máximo la capacidad de transporte del sistema cablecarril.

9. No se requiere comprar equipo adicional en las instalaciones de Aire Comprimido.
10. El agua existente en mina y planta concentradora satisface las necesidades de estas.
11. La ventilación se llevará a cabo con un sistema de ventilación natural y con la ayuda de un ventilador de 5,000 CFM en el nivel San Miguel.
12. El Plan de optimización nos da un mayor rendimiento en 5.5% comparando con el sistema de operación actual y en cuanto a su eficiencia el plan de optimización es mas eficiente en 5.67%.
13. Comparando los costos de operación, vemos que el plan de optimización tiene un menor costo de operación en 6.83% respecto al costo del sistema de operación del sistema actual.
14. Respecto a la Planta concentradora no será necesario adicionar equipo alguno, ya que esta trabajará a su máxima capacidad.
15. La inversión requerida para llevar a cabo el plan de optimización fue calculado en US\$ 155,956; donde el 60% de esta inversión será financiada a través de la

CORPORACION ANDINA DE FOMENTO, línea de crédito que maneja COFIDE.

16. El Estado de Pérdidas y Ganancias del Plan de Optimización genera utilidades y el Flujo de fondos muestra un Fondo Neto Disponible promedio en 2.6 años de vida 403,130US\$.

17. La rentabilidad del aporte propio, calculado para el incremental del aporte propio y los flujos netos entre la alternativa de mantener la operación actual y el plan de optimización a realizar, muestra los siguientes índices:

* TIRF - 38.87%

* VAN(15%) = 15,191.50 US\$

* IR - 1.40

* PAY BACK = 1.97 AÑOS

* COBERTURA

DEUDA = De 1.47 a 2.84

Índices calculados para el período de amortización y con una cotización de los metales conservadora.

Estos índices indican que la inversión del Plan de Optimización es rentable y que están plenamente garantizados los préstamos requeridos.

18. El Análisis de Sensibilidad nos confirma que el plan de optimización es rentable aún cuando en el caso pesimista el valor de las ventas disminuya en un 10%,

respecto a los Flujos Incrementales; es decir el TIRF bajaría a 20.56% y el VAN (15%) bajaría a 3,455.48US\$.

Si el costo de operación sube en 20%, respecto a los Flujos Incrementales; entonces el TIRF bajaría a 32.21% y VAN (15%) bajaría a 10,863US\$.

Si el monto de inversión sube en 15%, respecto a los Flujos Incrementales; entonces el TIRF bajaría a 37.59% y VAN (15%) sería 16,689US\$.

19. Considerando la rentabilidad que genera el plan de optimización y la factibilidad Técnica de su implementación, se recomienda llevar a cabo dicho plan.

PARTE I

RESUMEN DE LAS OPERACIONES MINERAS

I.A GENERALIDADES:

I.a.1 Objetivo del estudio:

El objetivo del presente estudio es optimizar las operaciones mineras en la unidad Farallón, principalmente maximizar la capacidad de transporte del sistema de cablecarril que transporta mineral de la mina a la planta concentradora.

I.a.2 Ubicación y Acceso :

La mina se encuentra ubicada en el distrito de San Mateo de Otao, provincia de Huarochiri, departamento de Lima.

Sus coordenadas Geográficas son:

Latitud Sur : $11^{\circ} 48'$ - $11^{\circ} 50'$

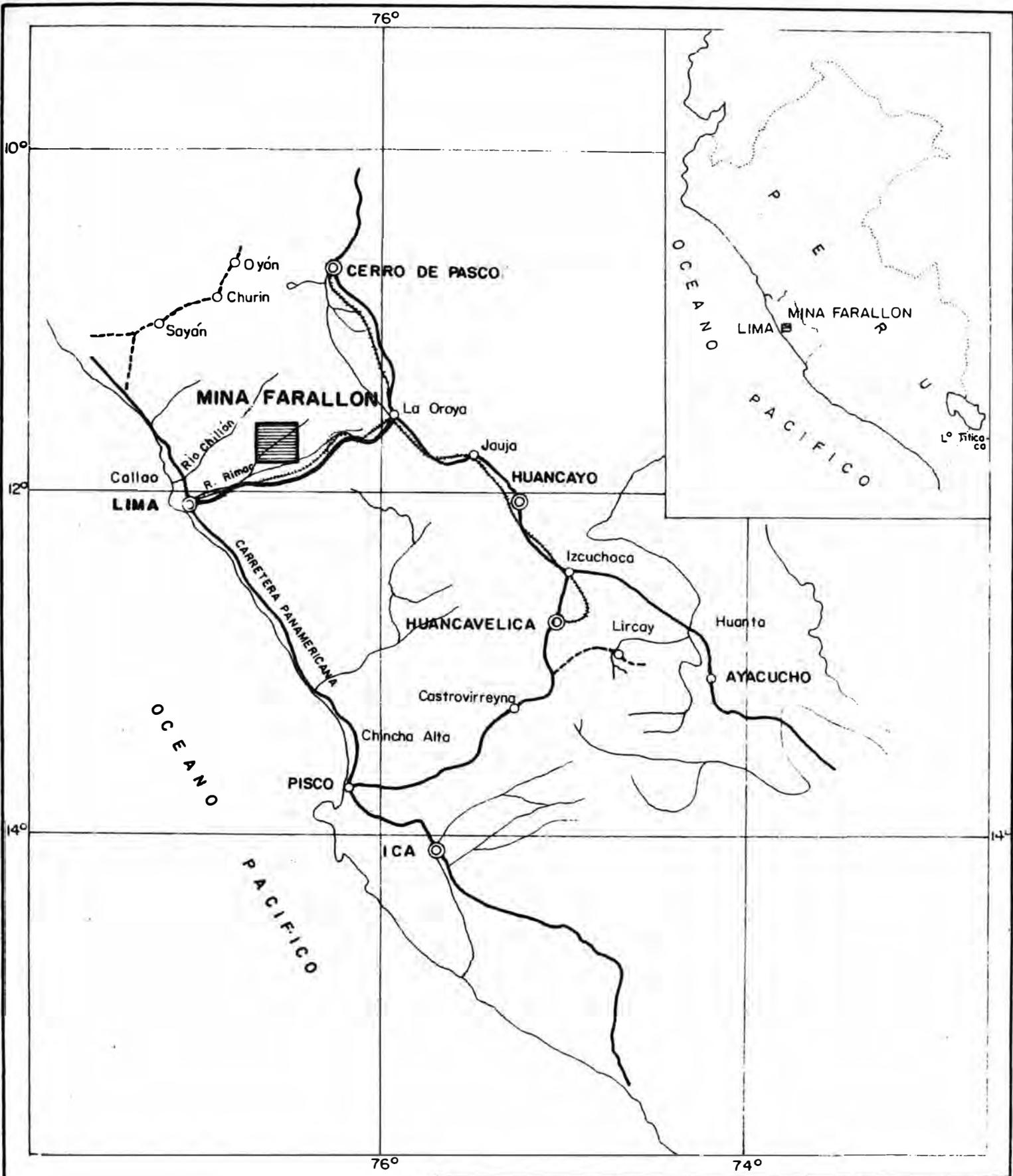
Longitud Oeste : $76^{\circ} 27'$ - $76^{\circ} 30'$

(Ver plano de ubicación).

El sector está ubicado geomorfológicamente en parte de la superficie puna, chacra y mayormente la operación está restringida en la superficie erosión cañón.

La altitud varía entre 3,500 msnm y 4,600 msnm.

Se llega a la mina a través de un desvío que se encuentra a la altura del KM 45 de la carretera central (puente Cupiche). El desvío pasa por Cumbe, Lanca, Canchaya y finalmente Puntirrumi, que es donde está ubicada la planta concentradora, totalizando aproximadamente 39 KM de trocha carrozable. De la planta a la mina se llega a pié por la quebrada Condorsune una distancia de 2 KM, ascendiendo 400 Mt.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

PLANO DE UBICACION

DIBUJADO: JOSE A CORIMAYA ESCALA: 1 / 2'500,000 FECHA: SETIEMBRE-1995

I.a.3 Clima y vegetación:

El clima es seco y típico de la sierra en invierno las lluvias son frecuentes, lo mismo que densa neblina de Noviembre a Marzo; mientras que en verano el cielo permanece despejado durante el día y en las noches la temperatura desciende cerca de 0° C (épocas de helada).

En la parte baja de las quebradas aparecen diversa cactáceas y árboles frutales en las partes altas (Quinchas), cultivan papa y en la mina aparecen Gramíneas (Hichu), Quinuales, Ortigos y otros arbustos.

I.a.4 Fisiografía:

El acceso a la zona de operación es bastante abrupta, pero encima de los niveles Gran Fortuna y Buena Suerte se tiene un relieve moderado hasta llegar a la superficie puna.

Es notable el cambio de superficie en rocas volcánicas é intrusivas. Por lo general, en las inmediaciones de la mina.

Las primeras afloran en una topografía mas suave y homogénea; mientras que las segundas debido al intenso fracturamiento tanto por fallas como por efectos de borde (tectónica de Cloos)

muestran una superficie más accidentada con paredes hasta de 30 mt. ó más, con inclinaciones cercanas a la vertical (Quebrada Condorsune).

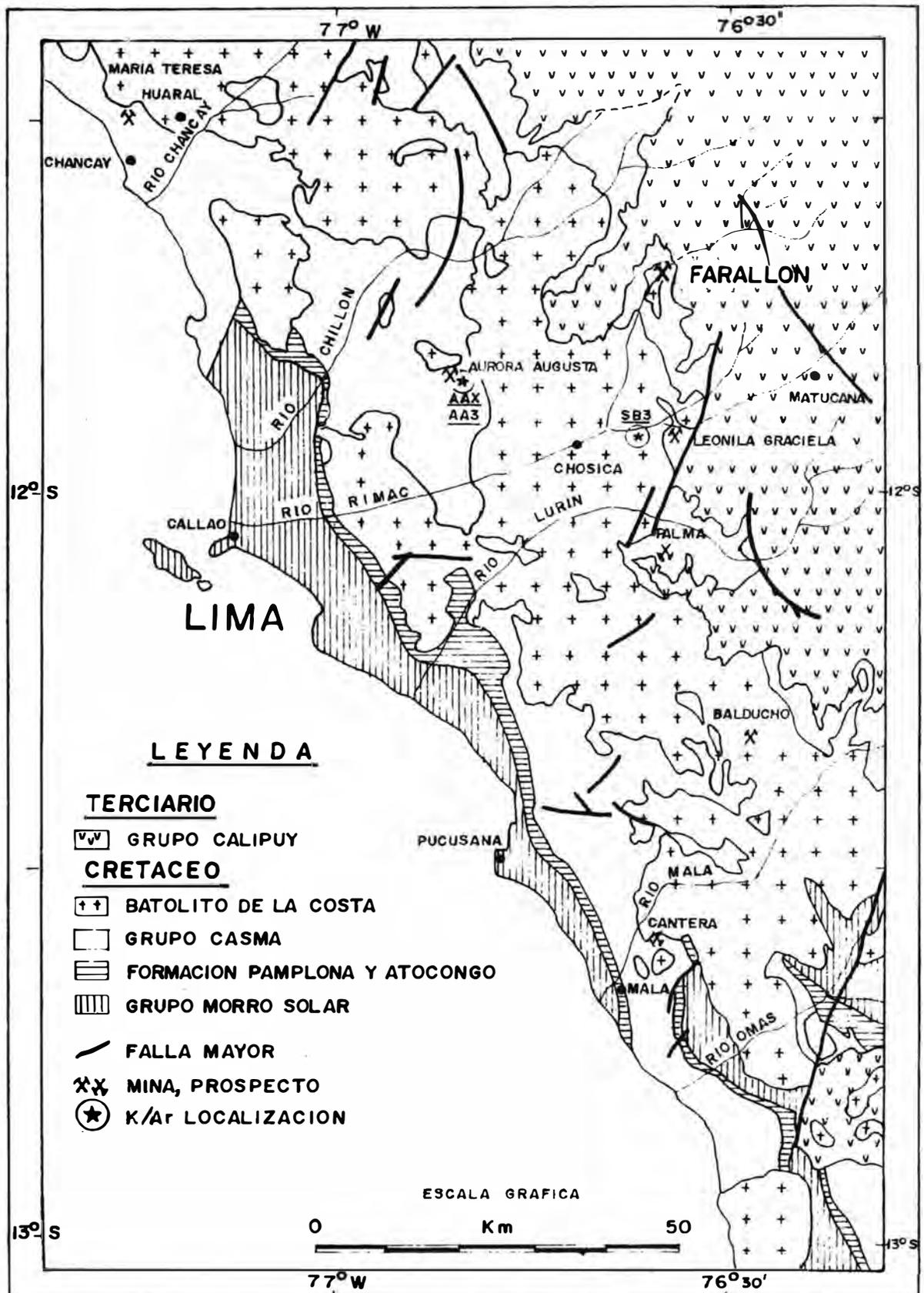
I.a.5 Recursos Naturales:

Para la litología y relieve la mina Farallón no cuenta con mayores recursos.

El agua es el único recurso que se aprovecha sin mayor esfuerzo, desde la superficie. Dentro de la mina no se cuenta con volumen importante de agua.

La madera que se explota en los alrededores de la mina es utilizada como leña. La madera para cuadros de sostenimiento y tolvas es adquirido en otro lugares. Mayormente no es necesario enmaderar las galerías ni los tajos por la buena competencia de la roca.

El personal capacitado en la región, para trabajos mineros es escaso. Mayormente entre San Mateo y Casapalca vive gente dedicada a la minería y/ó agricultura. Se sabe que los trabajadores vienen de Huancayo, Cerro de Pasco, Huancavelica y Puno.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

PLANO GEOLOGICO REGIONAL
 MINA FARALLON

DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA FECHA: JULIO 1990

I.a.6 Antecedentes:

Farallón es una Gran mina que ha estado escondida y olvidada por muchos años a pesar de ofrecer a quien la visita por primera vez un impresionante panorama tectónico y metalogenético.

La mina viene siendo trabajada por Unión Minera S.A., en virtud al contrato de explotación de fecha 11 de Junio de 1979, contrato que tiene una duración de 15 años y vencimiento el 10 de Junio de 1994.

El titular del denuncia minero Farallón pertenece a la sucesión Anita Fernandini de Naranjo. Es decir que dicho denuncia fue heredado a los hijos de Anita Fernandini de Naranjo.

I.B GEOLOGIA DEL YACIMIENTO:

I.b.1 Geología Regional.

I.b.1.1 Estratigrafía y Litología.

La estratigrafía del yacimiento y alrededores cercanos está constituida mayormente por el afloramiento de intrusivos, formaciones volcánicas y muy escasos sedimentarios (Cuaternarios).

Grupo Colqui:

Secuencia del terciario inferior a medio, conformado por lavas andesíticas afaníticas gris verdoso alternando con derrames propilíticos andesíticos.

Este grupo aflora en la parte de la mina Farallón, constituyendo parte del techo volcánico hasta las alturas de la zona denominada Portachuelo.

Volcánico Millotingo:

No se observa a lo largo de todo el afloramiento, de edad Oligoceno Superior-Mioceno Inferior, afloran en las partes altas de los cerros de la planta concentradora y de la mina.

Se trata de tovas, brechas y lavas de composición andesíticas a latíticas.

Presentan coloraciones grises a verdosas.

Por intemperismo muestra muchas veces coloraciones pardusco amarillento.

Rocas Igneas Intrusivas:

Las principales rocas huésped en la que se encuentra emplazado el yacimiento Farallón, pertenece al Plutón Surco de la

zona marginal oriental del Batolito costanero con variaciones composicionales de SW a NE de Diorita, Microclina, Tonalita, Granodiorita a Adamelita, se considera que es un stock mas joven que el batolito de la costa por hallarse mas al este de dicho batolito. En todo caso su edad seria del terciario superior y tienden a ser algo más alcalinos, con mayor contenido de volátiles y metales se encuentra en esa misma dirección. Este aspecto sería más favorable para la formación de vetas y cuerpos.

Este yacimiento se halla en la franja volcánica terciaria polimetálica que viene desde Salpo hasta el Oeste del Titicaca.

A la altura de Ricardo Palma se nota una serie de Diques básicos porfídicos, que en algunos casos han sido denominados como lamprofidos de composición andesítica-basáltica y la potencia de estos diques varía desde varias decenas de centímetros hasta varios metros. Presentan formas tubulares sinuosas y al parecer fueron inyectadas en fracturas tensionales. Las texturas de las rocas

intrusivas son granular, hipidiomórficas, granular, xenográficas y porfirídicas.

Los minerales serían los siguientes:

	Esenciales	Accesorios
Diorita	Plagioclasas Piroxeno Hornablenda	Apatita, Ortosa. Biotita Cuarzo.
Tonalita	Plagioclasas Cuarzo Hornablenda	Ortosa, Opacos Biotita, Turmalina Zircón
Granodiorita	Plagioclasa Cuarzo Ortosa Biotita	Hornablenda Apatita Zircón Opacos

I.b.2 Geología Local del Yacimiento.

En casi la totalidad del yacimiento se observa roca ígnea intrusiva con variaciones composicionales de SW a NE desde diorita, Micriclina, Tonalita, Granodiorita a Adamelita.

En la mayoría de las muestras de adamelita se nota un arreglo gráfico mineralógico entre cuarzo y ortosa. Esta adamelita además presenta variaciones composicionales hasta granito, pasando por Monzonita y Monzodiorita. En los tramos finales de la zona NE de los niveles superiores Triunfo, Esperanza, Gran Fortuna y Buena Suerte se observan cajas Volcánicas del

tipo Andesíticas de textura fina, color verdoso y de la misma composición de la Diorita.

El intrusivo pertenece al terciario superior y el volcánico pertenece a la formación Colqui del terciario inferior.

I.b.3 Geología Estructural.

El intrusivo tiene una serie de juegos de fracturas paralelas, oblicuas y perpendiculares a la veta cuyo rumbo promedio es de N64oE con buzamiento de gran ángulo que fluctúa entre 75° a 86° al SE, pasando a la roca volcánica conserva su rumbo y buzamiento pero las cajas son menos competentes, se observa craquelamiento en el volcánico.

La principal falla longitudinal con rumbo y buzamiento que es el de la veta, ubicada en el piso del sistema de lazos cimboides.

Las capas Colqui en los alrededores de la mina muestran rumbos cercanos a NS y buzamiento de 30° a 40° hacia el este. Encima de la planta presentan rumbos cercanos a N45°E y buzamiento hacia el norte.

Hacia el norte de la veta se tienen por lo menos tres grandes fallas, una de ellas bien reconocidas como Dextral.

Fracturamiento radial sin mayor relación ó cizallamiento ha sido reconocido.

Fracturamiento de tipo stockwork aparece en la cumbre del cerro Farallón sobre la línea de cumbres que baja de Quinches.

Movimientos de fallas han sido observados en Carolina, en donde una falla importante trunca una estructura mineralizada con cuarzo amatista y lechoso, galena y esfalerita gruesas diseminadas.

La falla longitudinal que aparece en las labores presenta 2 y hasta 3 estriás horizontales a sub-horizontales.

Fracturas tensionales en la caja SE contienen brechas mineralizadas y fracturas tensionales en la caja NW contienen panizo ó escaso mineral.

Las estriás de la caja veta son horizontales ó sub-horizontales (10° de inclinación SW de las estriás en dichas cajas).

En cuanto al sistema que de lazos cimoides que conforman el yacimiento, se observa 2 lazos principales (piso y techo):

- * Lazo piso (Martha), controlado estructuralmente por la falla principal llamada longitudinal que es la más persistente horizontal y verticalmente.
- * Lazo techo (Flor), con menos panizo, con textura predominantemente brechosa. Ambos convergen y divergen continuamente hasta alcanzar una separación de 20 mt. a 25 mt. apróx.; tanto verticalmente como longitudinalmente, en muchos casos se encuentra mineralizado con vetas ó vetillas intermedias (tipo stockwork) ó diseminaciones dando comportamiento de cimoides múltiples.

I.b.4 Génesis del Yacimiento.

Al producirse la consolidación del intrusivo esta consolidación se inició en el borde de la cámara magmática y a mayor profundidad de dicho borde una concentración de soluciones residuales ricas en iones metálicos, agua y otros mineralizadores, que en su fase final se inyectó en los espacios producidos por fallamiento y fracturamiento en varios metros de potencia y en la distancia horizontal de la zona mineralizada

(2000mt.). Esta mineralización tuvo varias etapas, en la etapa inicial gran cantidad de cuarzo, en la segunda etapa, presencia de flujos mineralizados de sulfuros con ubicación de clavos mineralizados que se explotan actualmente. Posteriormente se produjo la erosión.

I.b.5 Paragénesis del Yacimiento.

La secuencia paragenética es la siguiente:

Cristalización del cuarzo-oro inicialmente, el cuarzo prosiguió durante la deposición de los otros sulfuros y posterior a la deposición a todos ellos.

La escasa pirita tuvo una deposición corta que precedió a los depósitos de los otros sulfuros y posterior al cuarzo de primera generación.

Luego se formaron la hematita, la calcopirita de primera deposición, la tetraédrita.

La esfalerita prosigue a la deposición de la tetraédrita, luego continua la calcopirita de segunda generación.

La galena es el siguiente sulfuro en deposición.

Con posterior formación los minerales supergenos como la calcocina, covelina y bornita.

La baritina se halla en ínfima proporción junto a la calcopirita.

La plata se halla con la tetraédrita en muy poca proporción.

I.b.6 Tipo de yacimiento.

El yacimiento es del tipo hipógeno primario, epigenético, filoniano é hidrotermal por haberse formado por soluciones mineralizantes de origen magmático. La mineralización es primaria por no haber sufrido alteración supérgena apreciable. Epigenético por haberse formado solución mineralizante después de las capas. Es filoniana desde el punto de vista estructural por relleno de fisuras, respecto a su temperatura el yacimiento es hidrotermal de avance mesotermal a epitermal.

I.b.7 Mineralogía.

Como principales menas se tiene la esfalerita rubia y marmatítica, calcopirita, galena, teraedrita, oro. Como gangas más abundantes los cuarzos: lechoso y amatista.

La esfalerita está íntimamente asociado a la calcopirita, encontrándose exolución de calcopirita en la blenda y a veces está cortada por la calcopirita. La calcopirita en algunos casos tiene un pseudomorfismo con tetraédrita, paragenéticamente la calcopirita se formó posterior a

la esfalerita y anterior a la calcopirita, algunas veces en forma cristalizada.

La mineralización de plata en zonas superiores debe estar asociada a la galena, cristalizada, fina y de conformidad al estudio de secciones pulidas, en las zonas inferiores de plata se encuentra la tetraédrita. Además se encuentra argentita dentro de galena en el nivel Esperanza.

En cuanto al Oro supérgeno se halla en los niveles superiores, principalmente se halla asociado al cuarzo amatista ó lechoso prioritariamente y cavernoso con abundante limonita.

El oro primario parece estar asociado a la plata.

I.b.8 Controles de mineralización.

Como control litológico tenemos que la propilitización visible es una buena guía, luego le sigue en orden de importancia la caolinización.

El oligisto es un control mineralógico certero, de igual manera la pirita, el cuarzo abundante es una buena guía mineralógica.

El principal control estructural es la falla longitudinal, cuyo rumbo general es N64oE, además funciona como límite estructural mineralógico

hacia el NW, no es así hacia el SE, por que hay posibilidad de ocurrencia del lazo techo.

I.C RESERVAS MINERAS

Considerando el mineral probado y probable accesibles más stock roto, más probado probable eventualmente inaccesibles economicos, las reservas mineras al 31 de Diciembre de 1990 son de 220,914TM con las siguientes leyes:

$$\text{Oz/TC Ag} = 2.892$$

$$\text{Oz/TC Au} = 0.036$$

$$\% \text{ Zn} = 5.505$$

$$\% \text{ Pb} = 1.980$$

$$\% \text{ Cu} = 1.175$$

Con respecto al 31 de Diciembre de 1989, el volumen de reservas se incrementó en 2.5%.

La ley de corte, cut off o ley mínima explotable equivale a 42 \$/TM.

Considerando un ritmo de tratamiento de 234 TMD y 28 dias mensuales, la vida de la mina es la siguiente:

$$\text{Vida de mina} = \frac{\text{Reservas Mineras}}{\text{Producción/Año}}$$

$$\text{Vida de mina} = \frac{220,914 \text{ TM}}{234 \text{ TMD} * 336 \text{ Dias}}$$

Vida de mina = 2.81 años

Vida de mina = 2 años 9 meses.

Calculo de los Factores Unitarios (F.U.):

$$F.U. = \frac{\text{VALOR X(US\$/TM)}}{\text{VALOR TOTAL(US\$/TM)}} * \frac{\text{VALOR NETO(US\$/TM)}}{\text{RATIO * LEY DE CABEZA}}$$

$$Ag = \frac{60.21}{608.36} * \frac{368.93}{7} * \frac{1}{2.892 \text{ Oz/Tc}} = 1.80$$

$$Pb = \frac{78.09}{608.36} * \frac{368.93}{7} * \frac{1}{1.98\%} = 3.42$$

$$Cu = \frac{39.58}{608.36} * \frac{368.93}{7} * \frac{1}{1.175\%} = 2.92$$

$$Zn = \frac{362.35}{608.36} * \frac{368.93}{7} * \frac{1}{5.505\%} = 5.70$$

$$Au = \frac{68.13}{608.36} * \frac{368.93}{7} * \frac{1}{0.036 \text{ Oz/Tc}} = 163.95$$

Factores Unitarios(F.U.):

Ag = 1.80 US\$/TM-OZ/TC

Pb = 3.42 US\$/TM-%

Cu = 2.92 US\$/TM-%

Zn = 5.70 US\$/TM-%

Au = 163.95 US\$/TM-OZ/TC

CUT OFF = 42 US\$/TM

Nv. BUENA SUERTE 4370,443

Nv. GRAN FORTUNA 4330,619

Nv. ESPERANZA 4289,802

Nv. RIQUEZA 4249,420

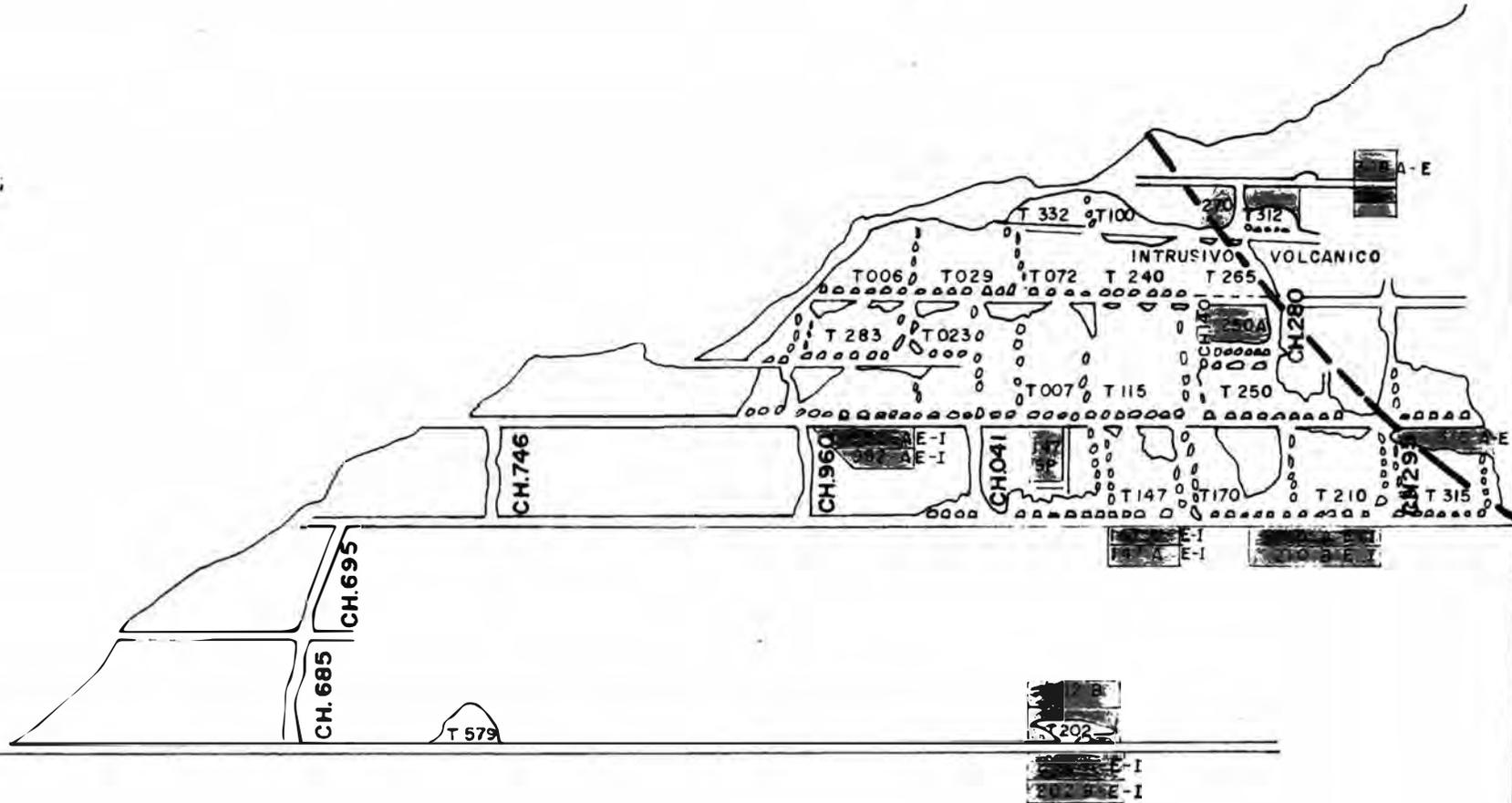
Nv. TRIUNFO 4209,088

Nv. EXITO 4144,219

Nv. NUEVO HORIZONTE 4073,576

Nv. SAN MIGUEL 3999,524

Nv. MIRIAN 3932,007



MINERAL PROBADO ACCESIBLEMENTE ECONOMICO



MINERAL PROBABLE ACCESIBLE ECONOMICO



MINERAL PROBADO EVENTUALMENTE INACCESIBLE ECONOMICO



MINERAL PROBABLE EVENTUALMENTE INACCESIBLE ECONOMICO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

PLANO DE CALCULO DE RESERVAS

DIBUJADO. JOSE A CORIMANYA

ESCALA 1/5000

FECHA JULIO 1991

I.c.1 Mineral Potencial Económico Veta Farallón:

Para los diferentes flujos presentes en los niveles San Miguel, Nuevo Horizonte, Esperanza, Gran Fortuna, Buena Suerte, se calculó su posible tonelaje (multiplicando el Area por una potencia uniforme de 1.5 mt. por su peso específico de 3.0 TM/m³); se ha estimado su posible ley considerando un promedio de sus isovalores de leyes en cada flujo, y el área entre los niveles continuos. Con las leyes estimadas se halló su valor en dólares por tonelada métrica; además su valor corregido multiplicado por 1.2 que es el valor que más se aproxima, estimado en base a áreas de zonas aledañas conocidas. Al respecto se llegó a las siguientes conclusiones:

1. El mineral potencial accesible económico de los flujos San Miguel Nuevo Horizonte, Buena Suerte se estima en 55,600 Toneladas con una potencia de 1.5mt con 2.36 Onz/TC Ag, 1.67% Pb, 1.31%Cu, 3.3%Zn, 0.034 Onz/TC Au que da un valor por tonelada de \$37.54; con la corrección del 20% adicionales tenemos \$45.04 por tonelada.
2. El mineral potencial Eventualmente accesible económico perteneciente al flujo 7 en los

niveles Esperanza y Paraiso se estima en 9,500 TM con 1.5 mt. de potencia, con 2.00 onz/TC de Ag, 1.79% de Pb, 0.6% de Cu, 3.00% de Zn, 0.046 Onz/TC de Au con un valor por tonelada igual a \$36.79; con la corrección del 20% adicional tendremos \$44.15 por tonelada.

3. El mineral potencial accesible y eventualmente accesible ambos económicos que no tendrán problemas en programar sus exploraciones se estima en 65,100 TM con 1.5mt. de potencia, con 2.31 onz/TC de Ag, 1.69% de Pb, 1.21% de Cu, 3.26% de Zn, 0.036 onz/TC de Au, con un valor por tonelada igual a \$38.63; con la corrección del 20% adicional tendremos \$46.36 por tonelada.

MINERAL POTENCIAL ECONOMICO VETA FARALLON

# DE FLUJO	NIVEL	TONELAJE	ANCHO	OZ/TC Ag	%Pb	%Cu	%Zn	OZ/TC Au	US\$	US\$#1.2
4	San Miguel	19,200	1.50	2.50	1.50	1.30	3.00	0.030	35.47	42.56
4	Nuevo Horizonte	16,000	1.50	2.50	1.50	1.30	3.00	0.030	35.47	42.56
5	San Miguel	9,400	1.50	2.25	2.27	1.70	4.80	0.020	47.44	56.93
7	Buena Suerte	11,000	1.50	2.00	1.70	1.00	3.00	0.070	40.93	49.12
TOTAL (accesible economico)		55,600	1.50	2.36	1.67	1.31	3.30	0.030	37.54	45.05
7	Esperanza	5,500	1.50	2.00	2.00	0.60	3.00	0.040	35.87	43.04
7	Paraiso	4,000	1.50	2.00	1.50	0.60	3.00	0.060	37.43	44.92
TOTAL (event. accesible economico)		9,500	1.50	2.00	1.79	0.60	3.00	0.050	36.79	44.15
GRAN TOTAL(accesible+event.acces.)		65,100	1.50	2.31	1.69	1.21	3.26	0.040	38.63	46.36
5	Miriam	9,500	1.50	2.25	1.00	1.20	3.50	0.022	34.55	41.46
3	Miriam	14,000	1.50	3.33	1.13	1.30	2.50	0.026	32.24	38.69
4	Miriam	22,500	1.50	2.25	1.00	0.60	2.50	0.026	27.75	33.30
TOTAL(inaccesible economico)		46,000	1.50	2.58	1.04	0.94	2.71	0.025	30.50	36.60

NIV. BUENA SUERTE 4370.443

NIV. GRAN FORTUNA 4330.169

NIV. ESPERANZA 4289.802

NIV. RIQUEZA 4249.420

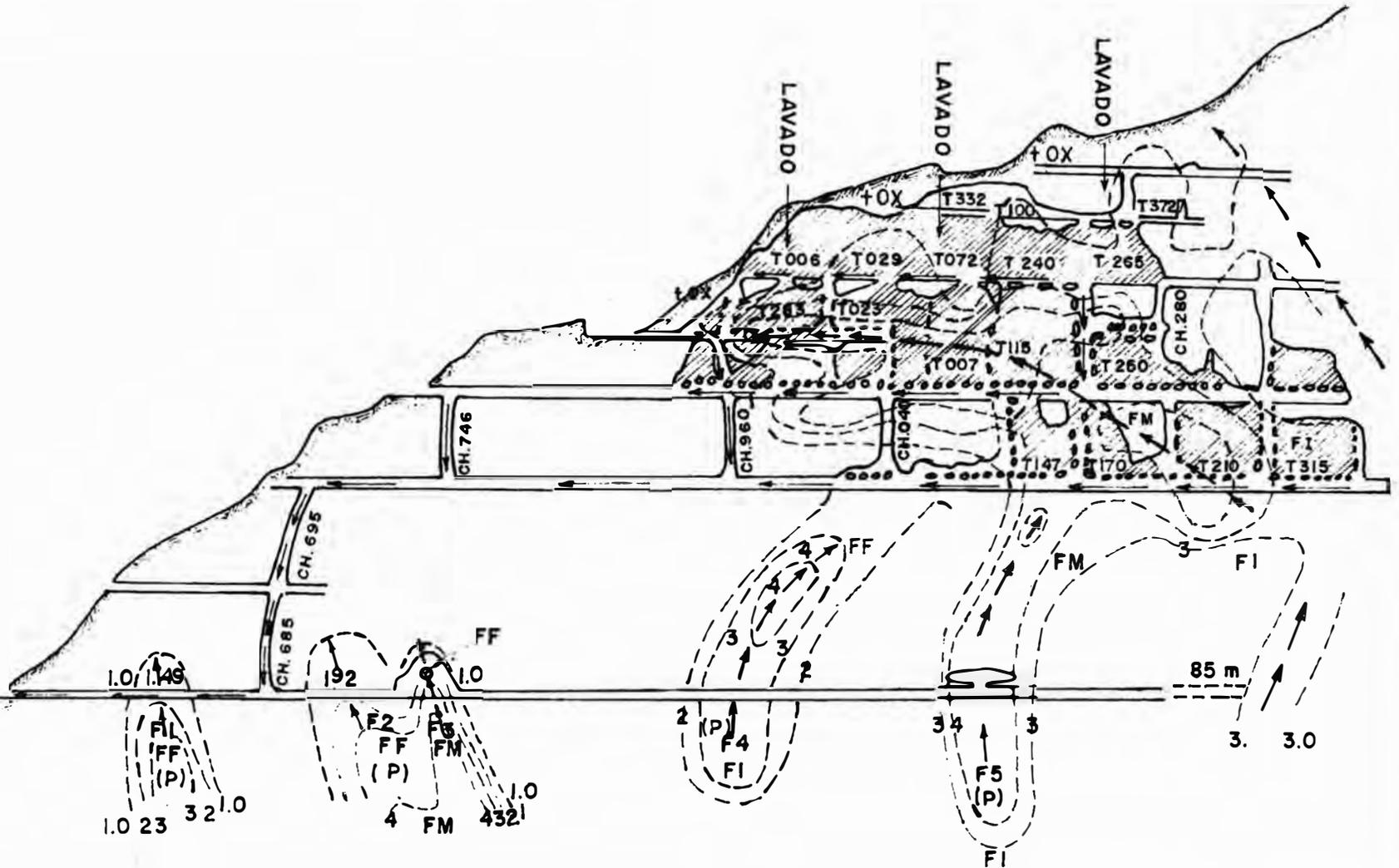
NIV. TRIUNFO 4209.008

NIV. EXITO 4144.219

NIV. NUEVO HORIZONTE

NIV. SAN MIGUEL
3999.524

NIV. MIRIAM
3932.007



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

PLANO DE ISOVALORES Zn

DIBUJADO: JOSE A CORIMANYA | ESCALA: 1/5000 | FECHA: 1991

I.D MINADO ACTUAL

I.d.1 Sistema de Minado.

En la unidad Farallón en cuanto al sistema de minado el método de explotación utilizado es el Shrinkage Dinámico (Almacenamiento Provisional), en donde el mineral roto sirve de piso para la perforación de los cortes sucesivos. Cada rebanada horizontal después de cada disparo aumenta su volumen de 30% a 40%; por esta razón después de cada disparo se tiene que extraer un excedente a través de los chutes.

- Tipo de yacimiento filoneo, hipógeno primario, epigenético e hidrotermal.
- Potencia de la veta de 0.5mt. a 3mt.
- Buzamiento muy parado.
- Roca caja competente.
- Mineral no oxidable.

I.d.2 Labores Mineras.

Los pasos ordenados del laboreo son:

- Desarrollo
- Preparación
- Rotura y jale.

Los tajeos que generalmente son explotados uno a continuación de otro, quedan separados por pilares de 3 a 4 mt., con la finalidad de

garantizar la estabilidad de las cajas para la conservación de caminos y galerías por que al momento de la extracción el tajeo queda completamente vacío.

I.d.2.1 Desarrollo.

El desarrollo tiene por finalidad descubrir nuevos blocks mineralizados; sirviendo por tanto como labor de reconocimiento primero y como galería de extracción después. Estas galerías se corren sobre veta, con una sección 7' x 8' constituyendo el nivel superior y nivel inferior; luego se comunican en estas 2 galerías mediante dos chimeneas en veta de 5' x 6' de sección con la finalidad de bloquear.

Las galerías llevan una gradiente positiva de 5/1000. Para la perforación se emplean perforadoras Jackleg y juego de barrenos de 6' y 8' en galería; mientras que en chimeneas se usan barrenos de 4' y 6'.

Para la voladura se emplea anfo y como cebo dinamita de 65% y como accesorios guía de seguridad y fulminante.

Para la limpieza de escombros se usa pala neumática Atlas Copco modelo LM36H.

4.1.d.2.2 Preparación.

Esta etapa comprende los siguientes PASOS:

1. Preparación de los box-holes (perforación y disparo).
2. Paleo del mineral roto en todos los box-holes.
3. Armado de shutes standard.
4. Corrida de sub-nivel (comunicación de puentes).
5. Preparación de ventanas para acceso y ventilación.
6. Nivelación del techo del sub-nivel.

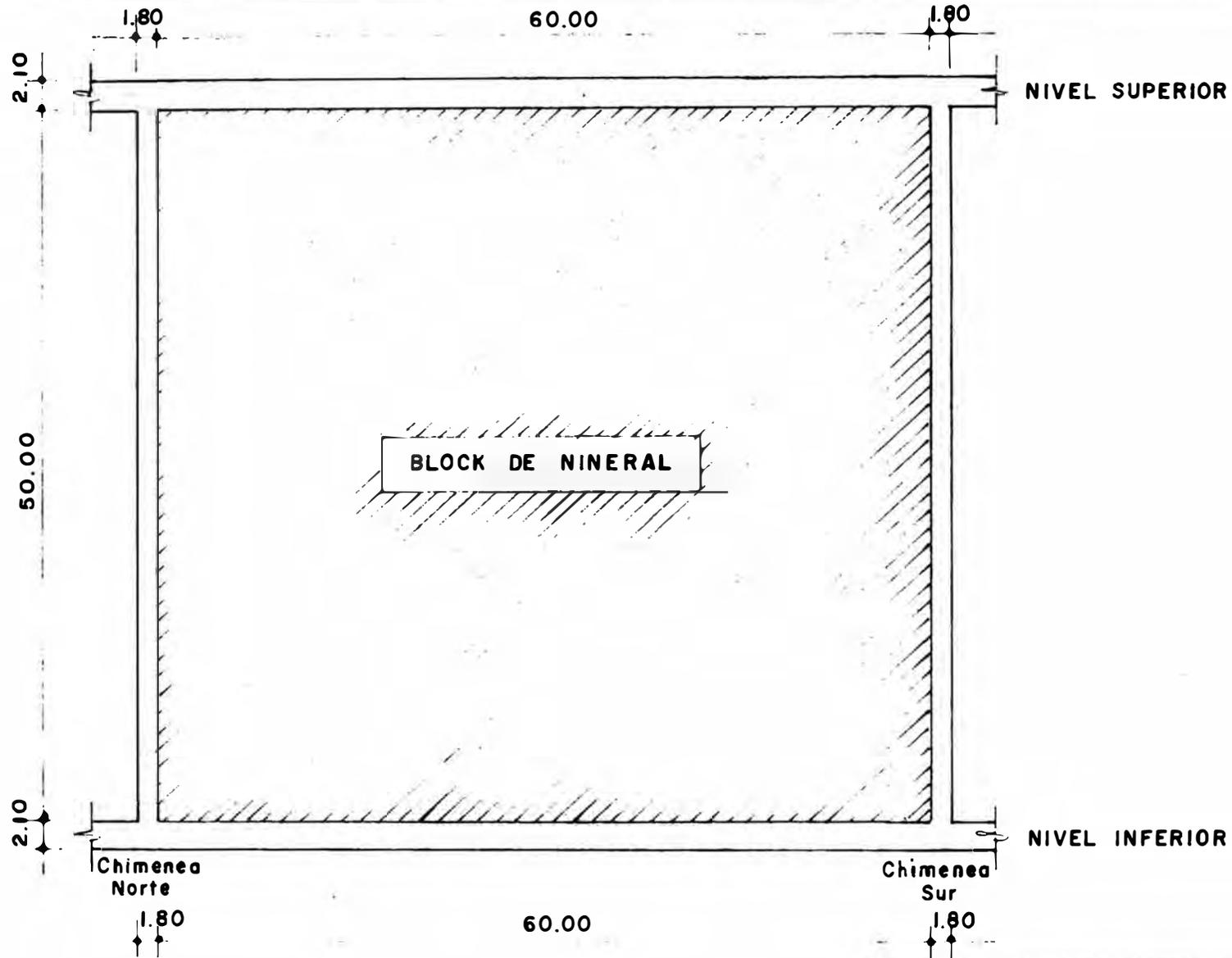
En un block de 60mt. de largo se preparan 9 box holes a 6.8mt. de distancia de centro a centro, dejando caminos verticales a los extremos de cada block. Cada box-hole es una pequeña chimenea de 5' x 6' de sección.

Luego de la perforación de los taladros de los box-holes se realizan los disparos

de estos, se ventila y se procede a la limpieza del mineral acumulado en galería. Concluida la limpieza del mineral se procede al armado de los chutes con participación de personal especializado en este tipo de trabajos. Seguidamente se corre el subnivel, con una sección de 5' x 6', comunicando los respectivos chutes.

La preparación de ventanas de acceso y ventilación se realiza desde los chutes que se encuentran en los extremos del block.

Por último se nivela el techo del subnivel y se deja listo para realizar la explotación respectiva.



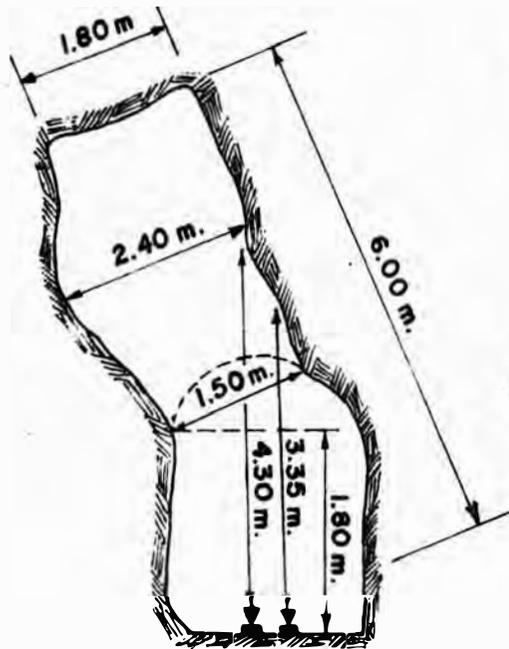
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

LABOR DESARROLLO DE MINA

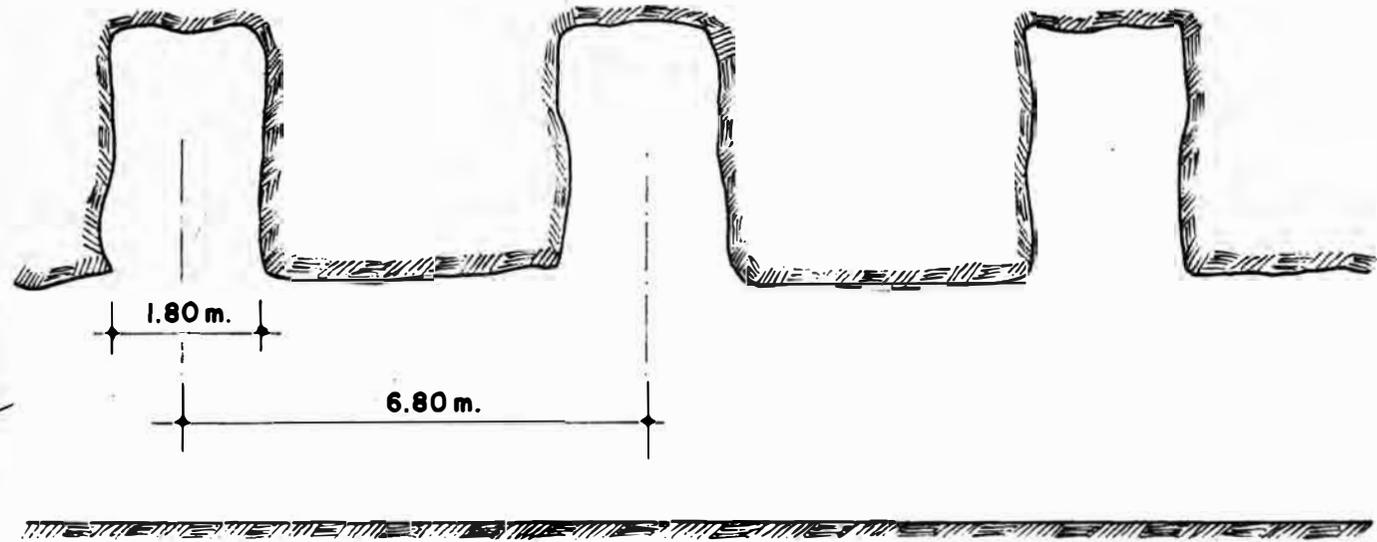
DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA

ESCALA: 1/500

FECHA: JULIO 1991

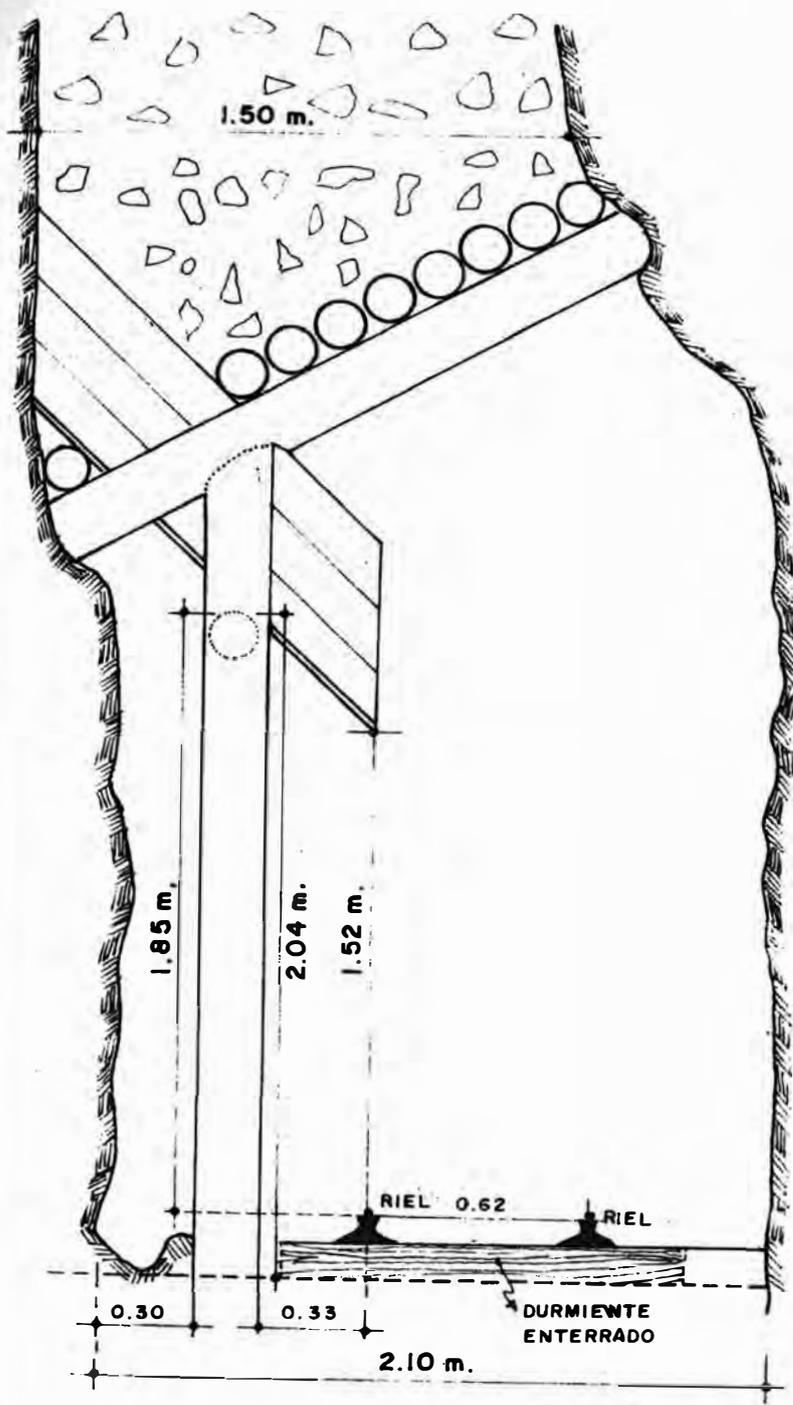


SECCION TRANSVERSAL DE LOS BOX-HOLES, COLOCAR LOS CHUTES DE MADERA.

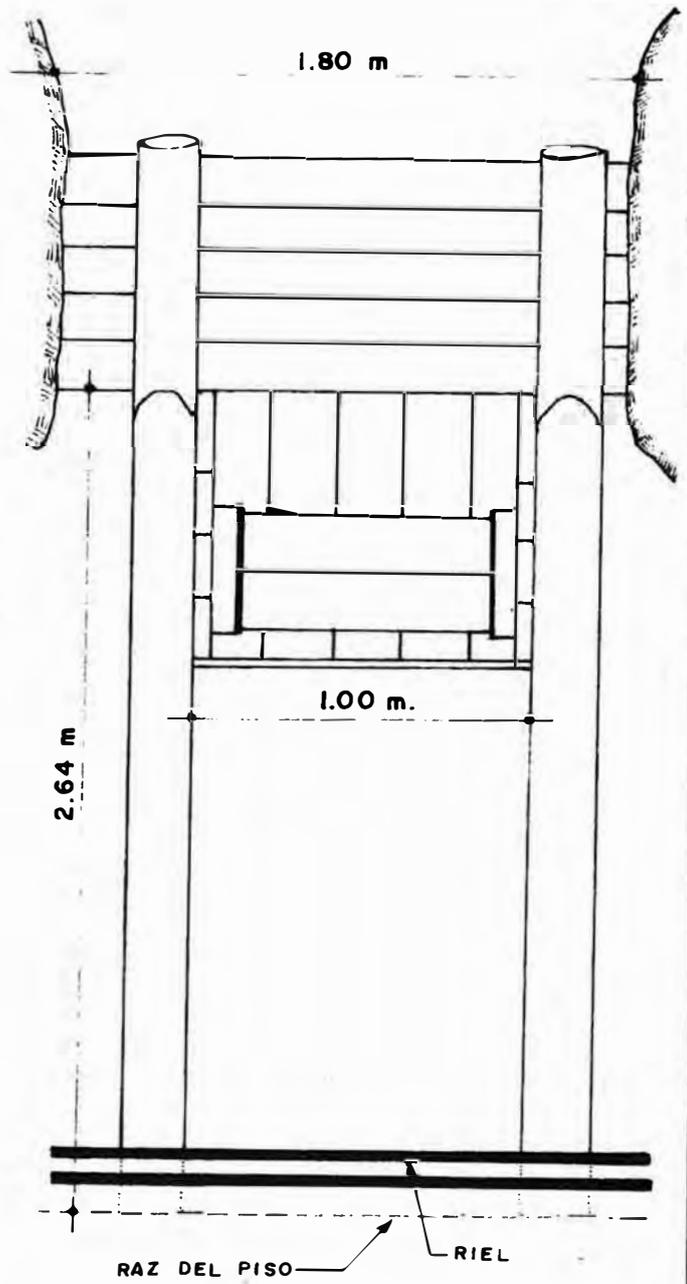


SECCION LONGITUDINAL DE PREPARACION DE BOX-HOLES

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS		
PREPARACION DE LOS BOX-HOLES		
DIBUJADO: JOSE A CORIMANYA	ESCALA: S/E	FECHA: JULIO 1991



VISTA LATERAL

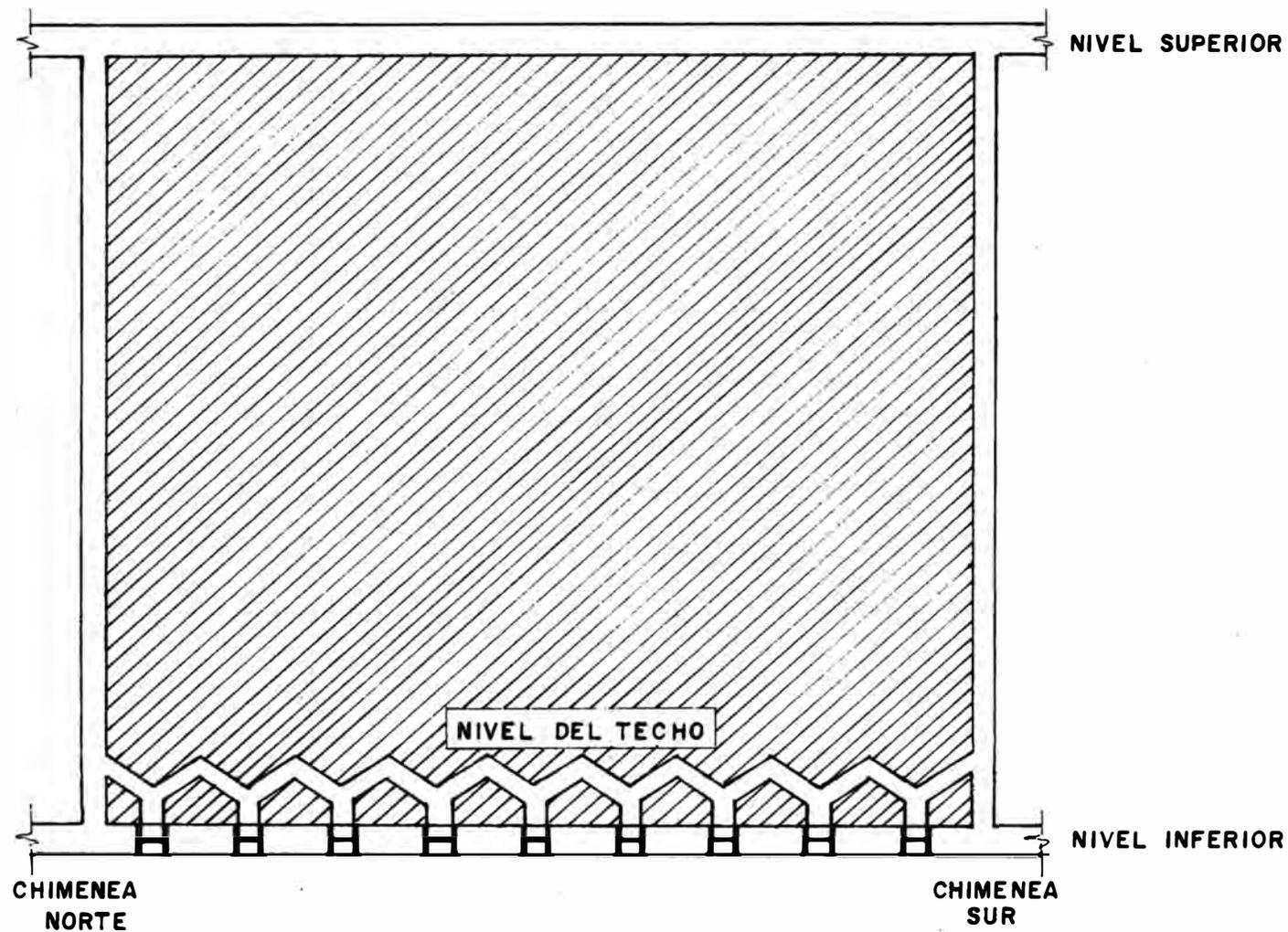


VISTA FRONTAL

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERAY METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

CHUTE - STANDAR

DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA ESCALA: 1 / 25 FECHA: JULIO 1991



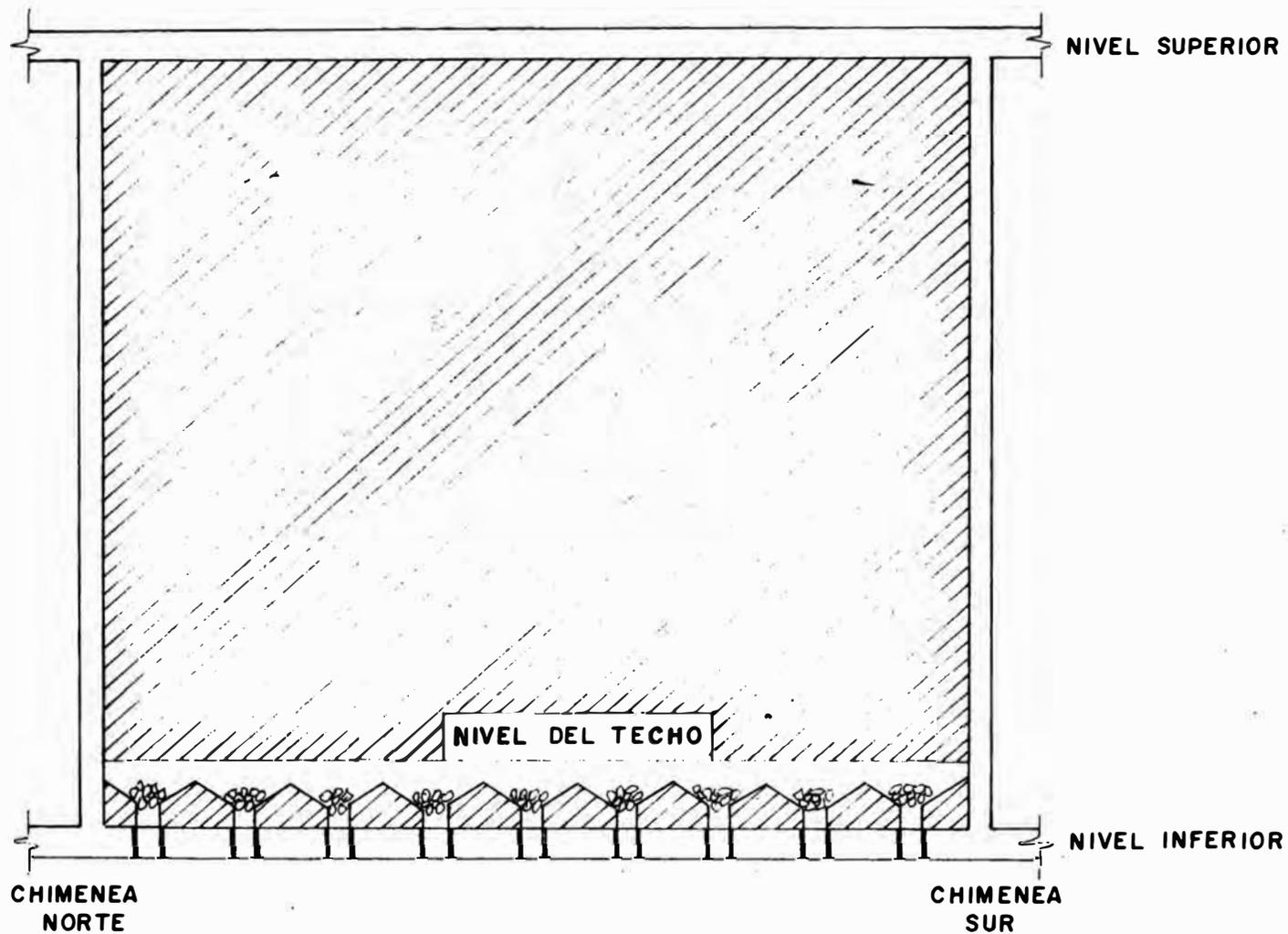
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

**CORRIDA DEL SUBNIVEL Y PREPARACION
DE VENTANAS DE ACCESO Y VENTILACION**

DIBUJADO : JOSE A CORIMANYA

ESCALA : 1/500

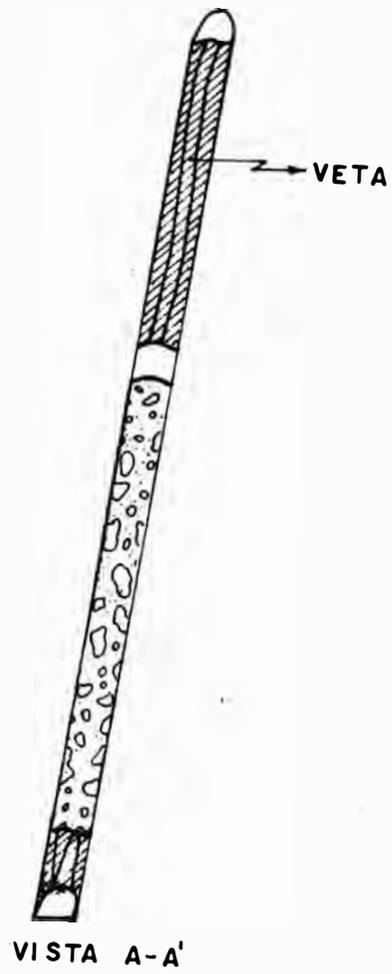
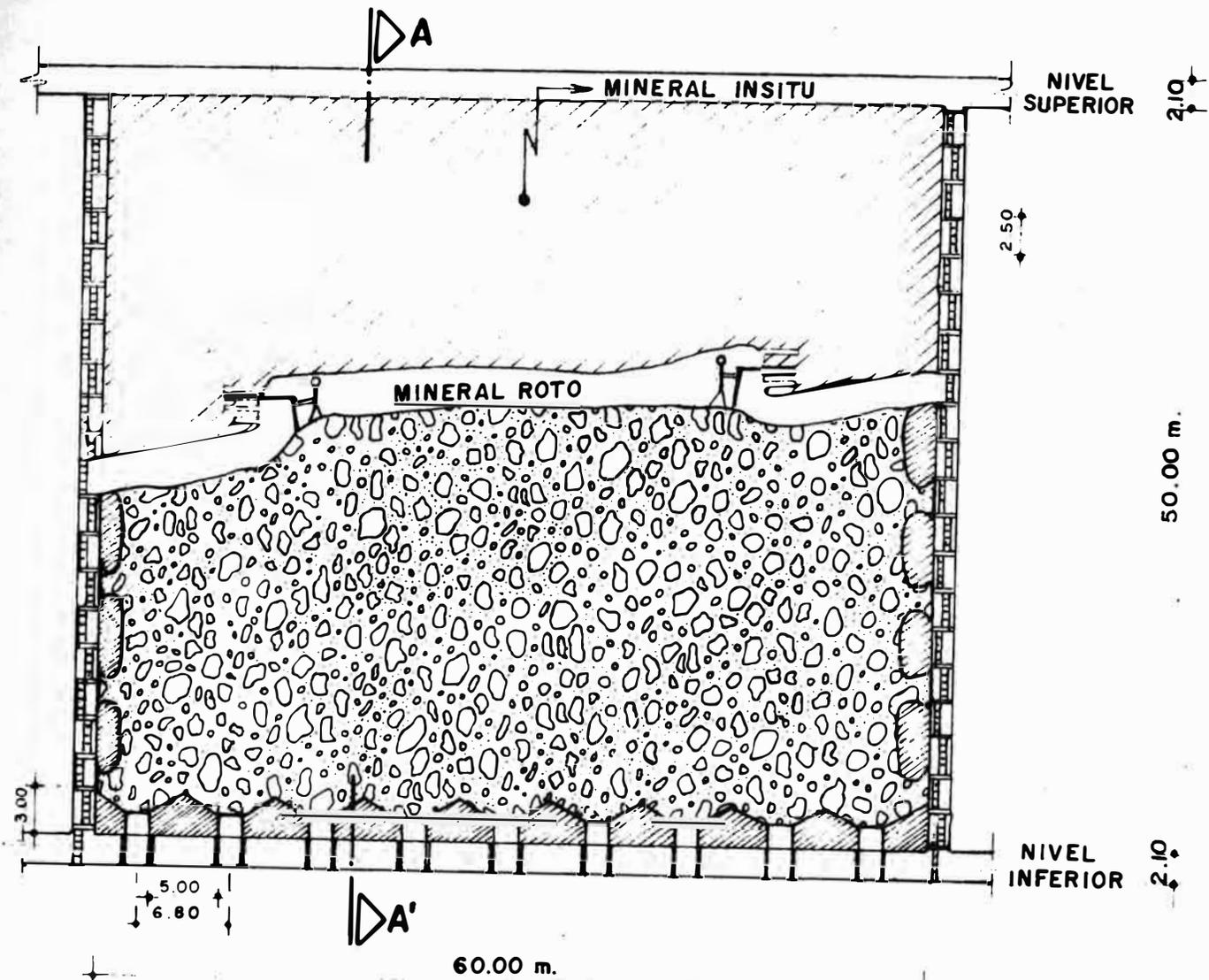
FECHA : JULIO 1991



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERAYMETALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

NIVELACION DEL TECHO DEL SUBNIVEL

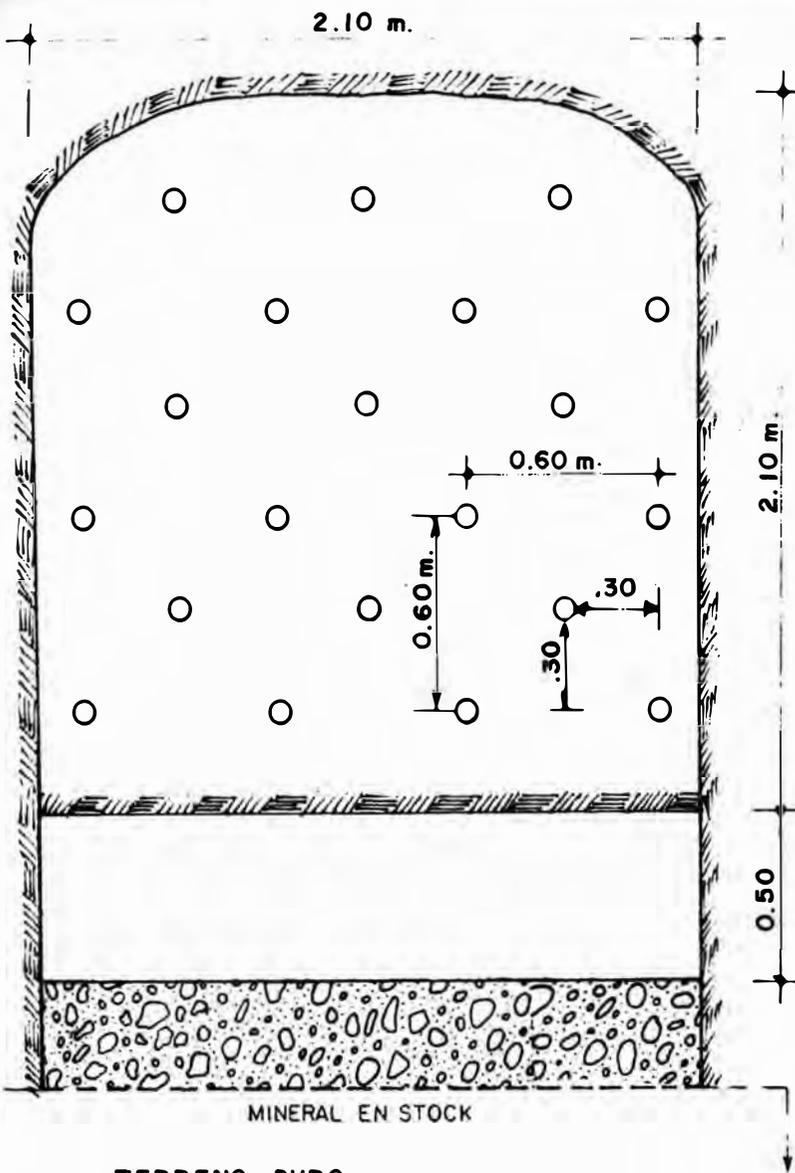
DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA | ESCALA: 1/500 | FECHA: JULIO 91



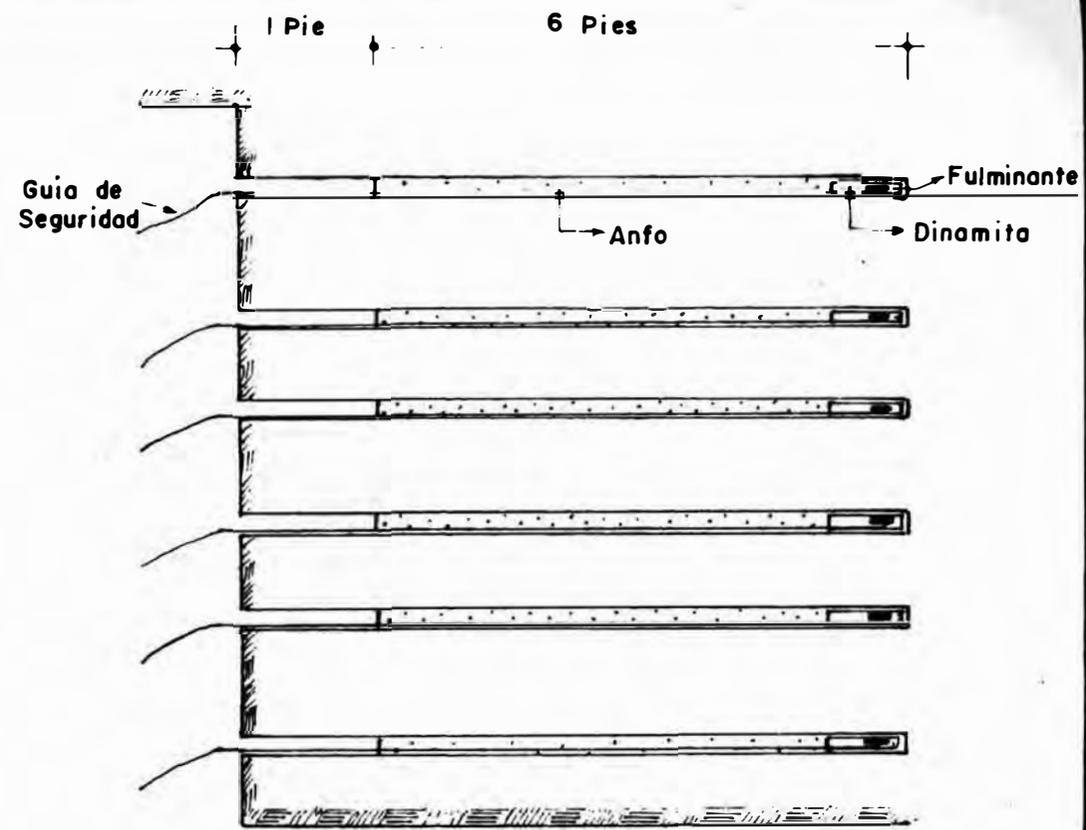
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION SHRINKAGE

DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA | ESCALA: 1/500 | FECHA: JULIO 1991



TERRENO DURO
 SECCION DE 2.10 x 2.10 m.
 TALADROS: 21
 ϕ : 40 mm.
 ESCALA : 1/25



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS
 DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEOS
 DIBUJADO : JOSE A. CORIMANYA | ESCALA : INDICADA | FECHA JULIO 1991

I.d.2.3 Rotura y Jale.

Para la rotura se emplean perforadoras del tipo Jackleg con juegos de barrenos de 4', 6' y 8'. Se aplica un sistema de perforación convencional horizontal en los tajeos y la malla de perforación es de 0.6 mt. x 0.6mt., y se perforan 21 taladros por frente de tajeo (como se muestra en la lamina adjunta). Para la voladura se emplea anfo (93.3% NH_4NO_3 y 6.7% de Petróleo), como cebo se usa dinamita y como accesorios de voladura se usa mecha de seguridad y fulminante.

Terminada la rotura el jale del mineral se realiza por los buzones previamente preparados y armados con madera, jalándose un 30% a 40% del mineral roto; mientras que el 60% al 70% queda almacenado y sirve como piso para la perforación. La cantidad de mineral a extraer se hace de acuerdo a las necesidades de mineral de la planta concentradora y leyes de cada tajo.

I.d.2.4 Producción.

La producción mensual de la mina es de 6,552TM, que es la cantidad de mineral que envía el cablecarril de la mina a la planta concentradora, operando este 28 días/mes, obteniéndose una producción diaria de 234TM.

La distribución de la producción mensual es:

	TM	%
‡Tajeos en rotura	3,699.28	56.50
‡Tajeos en jale	2,090.72	31.90
‡Preparación	328.60	5.00
‡Exploración y Desarrollo	433.40	6.60
	<hr/>	
	6,552.00	100.00

I.d.3 Transporte Mina-Planta.

Este se realiza por medio de un sistema de cablecarril de aproximadamente 1.5Km de longitud que es la distancia que existe en línea recta entre la planta concentradora y la mina. El mineral se transporta en un depósito en forma de pirámide truncada invertida de base cuadrada denominada balde de capacidad 0.6 TM.

El sistema de funcionamiento del cablecarril es por contrapeso, es decir se cuenta con 2 baldes que trabajan simultáneamente; también se dispone de 2 cables riel de 1 1/8" de diámetro anclado en roca, por tanto se mantienen fijos. Además se cuenta con 2 cables tractores de 5/8" de diámetro donde estos cables son móviles; tal es así que mientras que un balde baja con mineral por efecto de su propio peso, ayudado por la diferencia de altura entre el lugar de despacho en mina y lugar de recepción en planta; entonces el otro balde sube a consecuencia de la tensión que produce el primer balde. Este funcionamiento es posible gracias a las poleas de transmisión adecuadamente dispuestas.

El sistema de mando de los baldes se encuentra en la mina y mediante esto se realiza el frenado del balde que baja de tal modo que se detenga aproximadamente sobre la tolva de gruesos de la Planta Concentradora.

‡ La cota en mina (salida del balde)	=	3,993 msnm
‡ La cota de la Planta (llegada del Balde)	=	3,696 msnm
<hr/>		
Diferencia de nivel	=	297 mt.

I.d.4 Análisis técnico del ciclo de minado

* Perforación y voladura (tajeos)

Longitud del tajeo (m)	:	60
Ancho de veta (m)	:	1.80
Ancho de minado (m)	:	2.10
P.e. mineral (Tm/m ³)	:	3.00
Longitud de taladro (pies)	:	7.00 pies (2.134 m)
Número de taladro/disparo	:	21
Tiempo de perforación/taladro	:	7min 14seg.
Tiempo efectivo de perf./talad.	:	6min 27seg.
Velocidad de perforación	:	1.12 pies/min
Longitud de avance/disparo	:	5.95 pies
Tonelaje roto/disparo	:	23.81
Tonelaje roto/taladro	:	1.13
Cantidad de Explosivo/disparo	:	25.2 Kg anfo
Cantidad de Explosivo/taladro	:	1.2 Kg anfo
Factor de potencia	:	1.06

Rendimiento

Produc. de mineral roto/g-taj.	:	47.62
Produc. del mineral roto/día-t.	:	95.24

<u>Personal</u>	<u>Horas trabajadas</u>	<u>Tareas</u>
2 perforistas	8 hr. x 2	2
2 ayudantes	8 hr. x 2	2
1 campero	8 hr. x 1	1
1 Ingeniero	8 hr. x 1	1
		6 tareas/g.

$$\text{Rendimiento} = \frac{47.62 \text{ TM/guardia-tajeo}}{6 \text{ tareas/guardia-tajeo}} = 7.94$$

* EXTRACCION

Tomando como referencia el nivel Exito

En el nivel Exito se utiliza una locomotora a batería AGEVE de 2.2 TM, la cual recoge el mineral de los buzones correspondiente a los tajos donde se encuentra el mineral roto almacenado. Esta locomotora tiene tracción de 5 carros mineros U-35.

Capacidad de cada U-35	: 0.90 m ³
Densidad del material insitu	: 3 TM/m ³
Densidad del material roto	: 2.14 TM/m ³
Esponjamiento	: 40%
Factor de llenado	: 95%

Producción de la locomotora:

$$\text{Prod.} = \text{N}^{\circ} \text{ ciclos/g-día} \times \text{N}^{\circ} \text{ carros/ciclo} \times \text{TM/carro} \times \text{Fact. llenado} \times \text{N}^{\circ} \text{ g-días/día} \times \text{N}^{\circ} \text{ días/mes}$$

$$\text{Prod.} = 14 \text{ ciclos/g-día} \times 5 \text{ carros/ciclo} \times 1.77 \text{ TM/carro} \times 0.25 \times 2 \text{ g-días/día} \times 28 \text{ días/mes}$$

Prod. = 6591.5 TM/mes

* TRANSPORTE MINA-PLANTA:

Se obtuvo los siguientes datos para el cálculo en la producción:

Tiempo de viaje del balde : 2.00 min.

Tiempo de carguío del balde : 1.30 min.

Tiempo de ciclo : 3.30 min.

Viaje/Hr. = (60 min./Hr)/(3.30 min./viaje)

Viaje/Hr = 18

Capacidad del balde : 0.60 TM/viaje

Eficiencia operativa y mecánica : 92%

1 g-día : 12 Hr.

1 día : 2 g-día

Prod. = N° viaje/Hr. x Cap. balde x Efic.

Prod. = 18 viaje/Hr. x 0.60 TM/viaje x 0.92

Prod. = 9.93 TM/Hr.

Prod/día = 9.93 TM/Hr. x 12Hr./g-día x 2g-día/día

Prod./día = 238 TM/día

Prod./mes = 238 TM/día x 28 días/mes

Prod./mes = 6664 TM/mes

I.E PLANTA CONCENTRADORA

I.e.1 Tratamiento de mineral.

La planta concentradora se encuentra en el lugar denominado Puntirrumi, a una altura de 3,470 msnm. y a una distancia de 2km del campamento minero, el cual se halla a una altura de 3,870 msnm., en donde el nivel mas importante de la mina se encuentra a 4,330.17 msnm.

La topografía de la zona es muy accidentada. La planta concentradora se encuentra en un lugar de fuerte pendiente, próximo a un pequeño riachuelo que abastece los requerimientos de agua.

El mineral que se trata en la planta concentradora es un polimetálico complejo de plomo, cobre, zinc y cobalto con contenidos de oro y plata principalmente. Los minerales mas importantes son la esfalerita, la galena y la chalcopirita, donde la pirita se encuentra en pequeñas proporciones; mientras que el cuarzo es la ganga mas abundante.

La recuperación de los minerales valiosos se realiza por flotación bulk. La complicada mineralización provoca serias dificultades de tratamiento a la separación diferencial, por lo que no se practica.

La planta concentradora se encuentra tratando 234TMD, siendo su capacidad máxima de 250TMD, la cuál no se ha podido aprovechar debido a las limitaciones de envío de mineral desde la mina a la planta concentradora.

I.e.2 Descripción del proceso.

A continuación se describe el proceso de tratamiento de mineral y para mayor objetividad se presenta el diagrama de flujo correspondiente.

*** Recepción del mineral.**

El transporte de mineral de la mina a la planta concentradora se realiza por medio del sistema de cable carril, cuyo cable es de aproximadamente 1.5 KM de longitud; que es la distancia que existe en línea recta entre la planta concentradora y la mina. El mineral se transporta en un depósito en forma de pirámide truncada invertida denominado balde. Este mineral transportado así es vaciado a un skip de volteo para ser depositado el mineral a una tolva de gruesos de 150TM de capacidad.

El tamaño promedio de los fragmentos de mineral que alimenta a la tolva de gruesos es de 6" y a veces llega a 12".

* Chancado.

Antes de realizar el chancado, el mineral que es vaciado a la tolva de gruesos es transportado por un Apron Feeder de 36" x 2mt., para descargar el mineral a un Grizzly estacionario de 3" de abertura y donde el mineral de tamaño mayor de 3" se le somete al proceso de chancado.

El chancado se realiza en 3 etapas: primario, secundario y terciario.

- Chancado Primario: Tiene por finalidad reducir el mineral almacenado en una tolva de gruesos de 150TM de capacidad de un tamaño máximo de 12" a 2" como promedio. Se usa una chancadora de quijada Humboldt.
- Chancado Secundario: Recibe como alimento el producto del chancado primario y mediante el uso de una chancadora de quijada Allis Chalmer, se reduce el tamaño de mineral a una granulometría de 1".
- Chancado Terciario: En esta etapa el producto del chancado secundario es recibido y mediante el uso de una chancadora cónica Rusa, el mineral es triturado y reducido a una granulometría de 3/8" y el cual va a ser almacenado en una tolva de finos de 300TM de capacidad.

* Molienda.

En esta sección se realiza la liberación final de las especies mineralógicas valiosas.

La molienda se realiza en 2 molinos que operan en un circuito mixto, de la siguiente manera:

El molino HUMBOLDT de 5'x 6' que operan en circuito abierto, que es de bolas y el molino COMESA de 6'x 6' que opera en circuito cerrado con un clasificador Helicoidal COMESA de 36" x 20'.

El mineral proveniente de la tolva de finos de 300TM se conduce a los molinos por medio de 2 fajas alimentadoras.

De la faja alimentadora No.1 de 24"x 11' una parte de su carga alimenta al molino HUMBOLDT de 5'x 6' descargando en el scoop del molino. La otra parte del molino contenido en la faja No.1, se descarga a otra faja alimentadora No.2 de 18"x 27' que conduce el mineral al scoop del molino COMESA de 6'x 6'.

El molino COMESA de 6'x 6' opera con un clasificador helicoidal de 36"x20' COMESA. El clasificador separa el producto de rebalse que va a las celdas de flotación y un producto conformado por las arenas ó gruesos retorna al molino COMESA de 6'x 6', para una mayor liberación de las especies valiosas.

* Flotación.

En esta planta se aplica el tipo de flotación colectiva ó bulk de Cu-Pb-Ag con contenido de Au y Ag; para lo cual se cuenta con 4 celdas DENVER, 1 celda HUMBOLDT de 6'x7' y 4 celdas MOROCOCHA WS180.

* Espesamiento.

Se cuenta con un espesador de rastrillos de 25'x 8', cuyo objetivo es realizar la primera etapa de eliminación de agua de los concentrados y alimentar los filtros con un porcentaje de pulpa determinada.

* Filtrado.

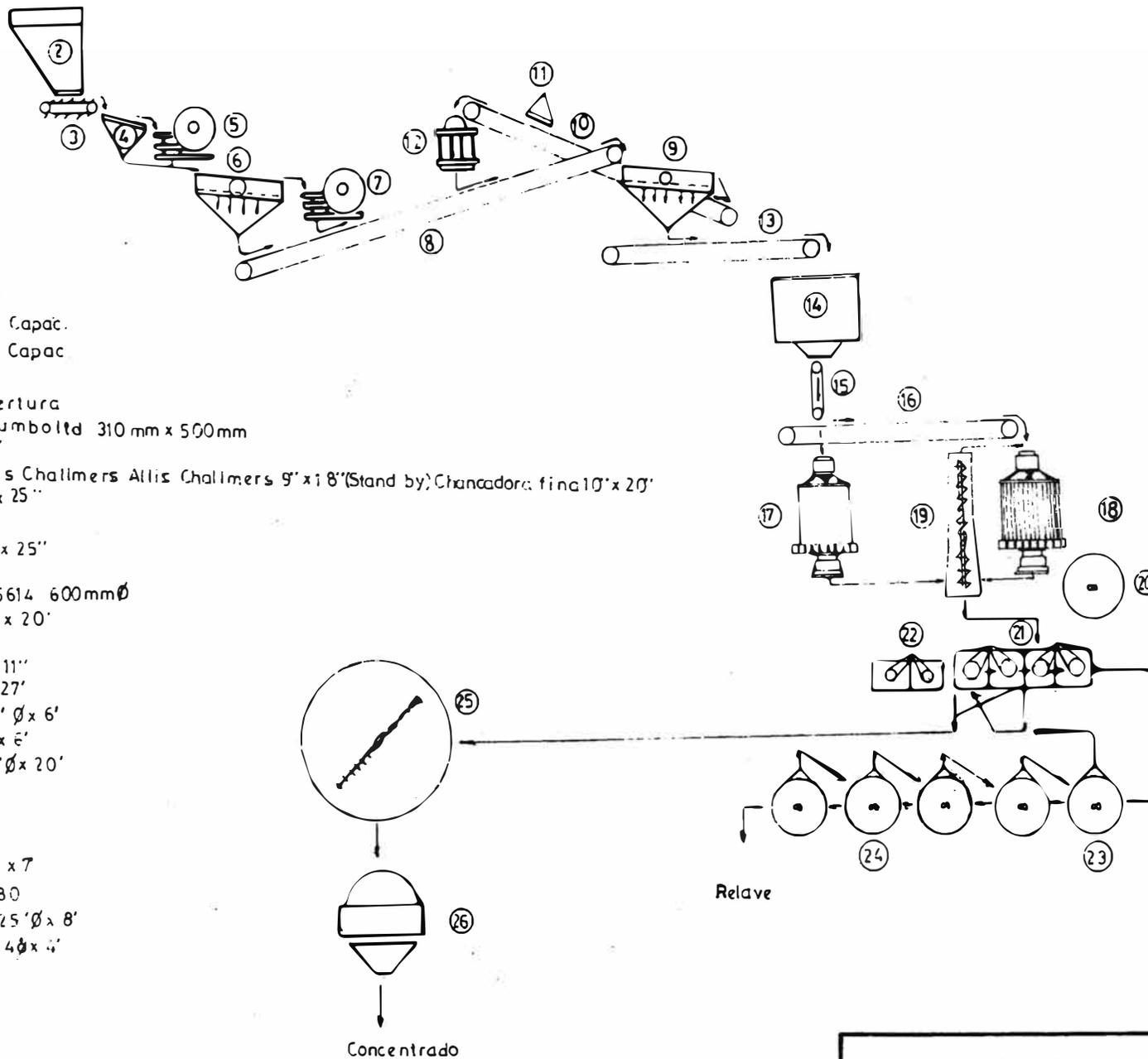
Para esta fase se cuenta con un filtro de discos DENVER 4'x4' el cual se encarga de realizar la segunda etapa de eliminación de agua y tiene por objeto obtener un producto con un bajo porcentaje de humedad.

* Relave.

Esta es la última etapa del proceso; es decir el almacenamiento de relave.

El relave final de la concentradora, es conducido por gravedad a través de tuberías de 4" de diámetro hacia una cancha en forma irregular de 54mt. de ancho por 200mt. de

largo, con un muro de unos 15 mt. de altura. Esta capacidad está limitada por la topografía del terreno en sí y por la infraestructura ya diseñada. El método actual de operación consiste en el descargado de relave que viene por la tubería hasta un canal de madera de salidas múltiples, soportado por caballetes, en pozas cerradas para la decantación del material. Luego del llenado de la poza el muro es preparado, limpiado el material grueso aguas abajo y descargando en otra poza ya preparada. En los contactos con la roca se usa tela arpillera, a fin de evitar los escapes de carga hacia la quebrada.



- | ITEM | DESCRIPCION |
|------|---|
| 1 | Balde, Cable Carril 0.600 TM Capác. |
| 2 | Tolva de gruesos 150 TM Capác |
| 3 | Apron Feeder 36"x 2mts |
| 4 | Grizzly estacionario 3" de abertura |
| 5 | Chancadora de Quijadas Humboldt 310 mm x 500 mm |
| 6 | Zaranda vibratoria N°1 2'x6' |
| 7 | Chancadora de Quijadas Allis Chalmers Allis Chalmers 9' x 18' (Stand by); Chancadora fina 10' x 20' |
| 8 | Faja Transportadora N°1 18" x 25" |
| 9 | Zaranda vibratoria N° 3' x 6' |
| 10 | Faja Transportadora N° 2 18" x 25" |
| 11 | Electroiman |
| 12 | Chancadora Conica Rusa CM 5614 600 mm Ø |
| 13 | Faja Transportadora N° 3 24" x 20' |
| 14 | Tolva de finos 300 TM Capác |
| 15 | Faja Alimentadora N°1 24" x 11" |
| 16 | " " N° 2 18" x 27" |
| 17 | Molino de bolas Humboldt 5' Ø x 6' |
| 18 | " " Comesa 6' Ø x 6' |
| 19 | Clasificador Helicoidal 36" Ø x 20' |
| 20 | Celda unitaria Macuttsa |
| 21 | Celda Denver 24 sub A |
| 22 | Celda Denver 18 Special |
| 23 | Celda unitaria Humboldt 6' Ø x 7' |
| 24 | 4 Celdas Morocha WS 180 |
| 25 | Espesador de rastrillos 25' Ø x 8' |
| 26 | Filtro de discos Denver 40 x 4' |

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FAC. DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERAY METALURGIA
 ESC. PROF. INGENIERIA DE MINAS

FLOW SHEET DE LA PLANTA CONCENTRADORA ESCALA: S/E
 DPTO. DE MINAS: JOSE A. CORIMANYA M. LAMINA
 FECHA

BALANCE METALURGICO CALCULADO ANUAL A 234 TMD

PRODUCTO	TMS	% PESO	LEYES %					CONTENIDO METALICO TMS					RECUPERACIONES				
			%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Au	Cu	Pb	Zn	Ag	Au	Cu	Pb	Zn	Ag	Au
						oz/tc	oz/tc	TM	TM	TM	Kgr.	grs					
Ca beza	67,364.245	100.00	1.110	1.95	5.20	2.908	0.279	749.210	1,310.330	3,504.740	6,717.427	64,547.211	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Bulk	9,551.628	14.16	7.178	12.75	34.09	19.060	0.185	685.616	1,217.833	3,256.150	6,241.722	60,583.000	89.77	92.94	92.91	92.92	93.86
Releve	57,813.617	85.82	0.110	0.16	0.43	0.240	0.002	63.594	92,500.000	248.594	457.705	3,964.211	10.23	7.06	7.09	7.09	6.14

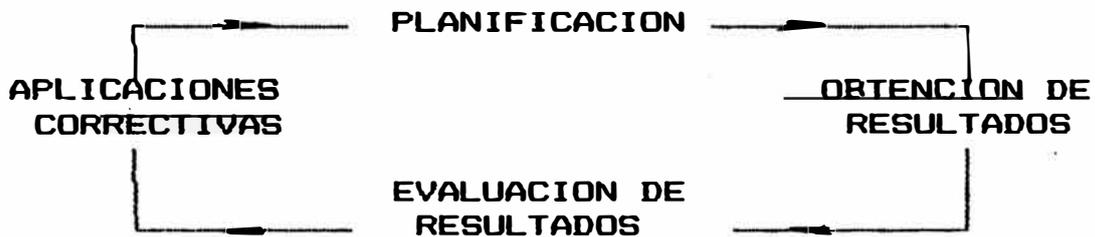
RCM = 7.05

PARTE II

OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS

II.A PLANEAMIENTO DE LA OPERACION:

Como sabemos el planeamiento de una operación es la aplicación de métodos de planificación en la técnica de minería; en este caso minería subterránea. La base de esta planificación tiende a la explotación científica de la mena que se encuentra en el subsuelo y el empleo de equipos y maquinarias que son necesarios para la extracción y posterior tratamiento de la mina. La alternativa para lograr la optimización de la producción mina está basado en:



Las informaciones técnicas necesarias que se han considerado para diseñar el planeamiento de la operación son:

- i Información geológica y mineralógica. Incluye longitud, potencia, buzamiento de la veta, ley mínima de explotación y presencia de zonas de alteración.
- ii. Información estructural de las cajas, estructura de material mineralizado, tendencia del mineral roto a oxidarse.
- iii. Información económica; es decir reservas minables, condiciones de mercado, el precio del metal, ley del mineral requerido.

La planificación a obtenerse se ha basado en:

- i Una buena concepción geométrica del yacimiento; es decir dimensionamiento de los blocks en veta.
- ii. Modelo económico constituido por el control de costos, valorizaciones y control de inventarios.
- iii. Banco de archivos y programas especiales de computación (lotus y utilitarios) que se utilizó bastante para la evaluación económica financiera; también se usó el Microsoft word, Turbo Pascal, Flow y LF88.

II.a.1 Exploraciones y Desarrollos:

En cuanto al programa de exploraciones y desarrollo, se ha determinado los metros de labores a ejecutarse en un año, para reponer el mineral extraído, que tiene que estar en función del presupuesto requerido, su costo y su efecto económico en la ley de corte.

Sabemos que:

	<u>Ton.</u>
Reservas (31-12-89)	215,540
Producción (31-12-90)	78,624
<hr/>	
Saldo de Reservas	136,916
Reservas (31-12-90)	220,914
<hr/>	
Ganancia de Reservas	83,998

Radio de Cubicación (RC):

$$RC = \frac{83,998 \text{ Ton/año}}{877 \text{ Mt./año}}$$

$$RC = 95.78 \text{ Ton/Mt.}$$

Programa de Desarrollo Normal (PDN):

$$PDN = \frac{\text{Producción/año}}{\text{Radio de Cubicación}}$$

$$\text{PDN} = \frac{84,000 \text{ Ton/año}}{95.78 \text{ Ton/mt.}}$$

$$\text{PDN} = 877 \text{ Mt/año}$$

Presupuesto de Desarrollo (PD):

$$\text{PD} = \text{Prog. desarrollo normal} * \text{Precio Unitario}$$

$$\text{PD} = 877 \text{ Mt/año} * 181.217 \$/\text{año}$$

$$\text{PD} = 158,928 \$/\text{año}$$

Costo de Desarrollo (CD):

$$\text{CD} = \frac{\text{Presupuesto de desarrollo}}{\text{Producción}}$$

$$\text{CD} = \frac{158,928 \$/\text{año}}{84,000 \text{ Ton/año}}$$

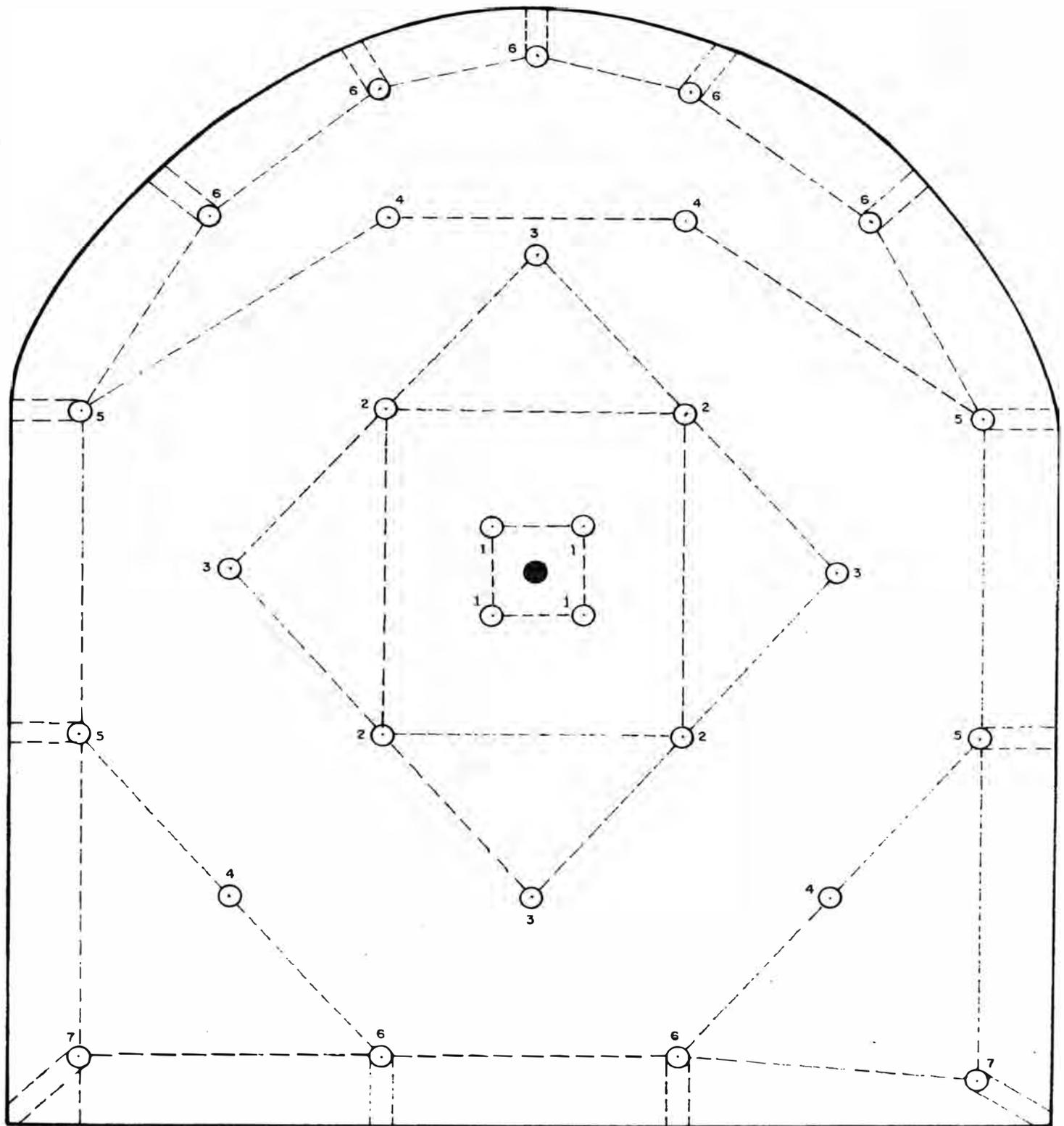
$\text{CD} = 1.892 \$/\text{año}$

GALERIA:**Parámetros de perforación y voladura:**

Equipo a utilizar	: perforadora JACKLEG
Sección(MMM)	: 2.1 * 2.4(7' * 8')
Area(M2)	: 5
Longitud efectiva de perf.(M)	: 1.52
Avance(M/disparo)	: 1.40
Volumen roto(M3)	: 7.28
Tipo de roca	: Semidura.
Densidad del material	: 2.8TM/M3
Diámetro del taladro (mm)	: 39
No. de taladros teóricos	: 23
No. de taladros reales	: 30
Explosivos a usar	: Anfo y Dinamita(cebo)
Cantidad de explosivo/taladro	: 1 Kg.Anfo.
Cantidad de explosivo/disparo	: 30 Kg.Anfo.
Tonelaje roto /disparo	: 20.38
Factor de Potencia	: 1.47 Kg.

CHIMENEA:**Parámetros de perforación y voladura:**

Equipo a utilizar	: perforadora STOPER
Sección(M*M)	: 1.5*1.8(5'*6')
Area (M2)	: 2.7
Longitud efectiva del talad(M)	: 1.40
Avance (M/disparo)	: 1.20
Volumen roto(M3)	: 3.24
Tipo de roca	: Semidura.
Densidad del material(TM/M3)	: 3
Diámetro del taladro(mm)	: 39
No. de taladros teóricos	: 16
No. de taladros reales	: 22
Explosivos	: Anfo y Dinamita65%(cebo)
Cantidad de explosivo/taladro	: 0.9Kg
Cantidad de explosivo/disparo	: 19.8Kg
Tonelaje roto/disparo	: 9.72
Factor de Potencia	: 2.03



7'

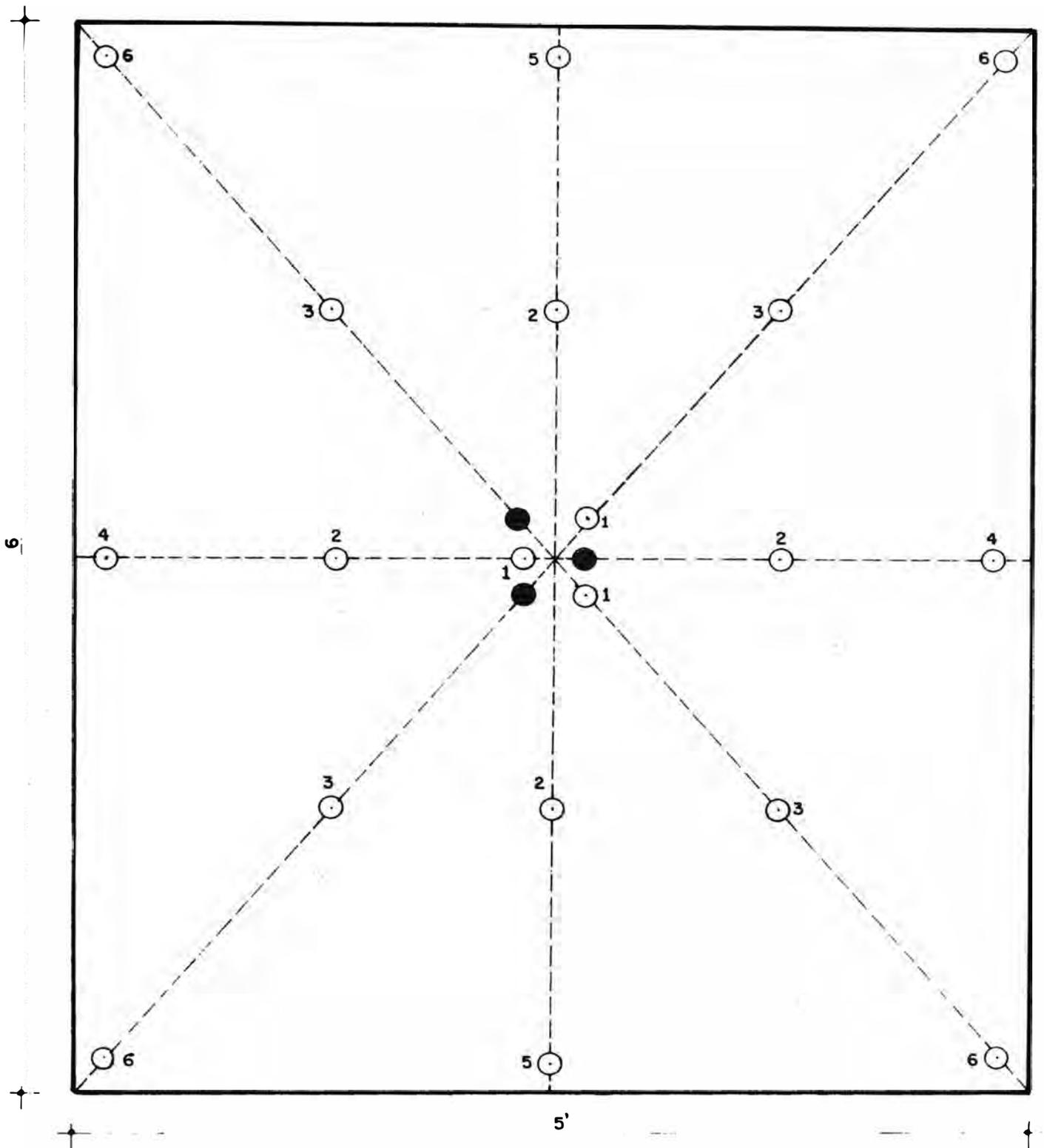
LEYENDA

- TALADRO SIN CARGA
- TALADRO CON CARGA

ORDEN DE ENCENDIDO SE INDICA POR NUMEROS.

TERRENO: DURO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERAY METALURGICA ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS		
DISEÑO DE TRAZO DE PERFORACION FRENTE DE GALERIA - SECCION 7'x8'		
DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA	ESCALA: 1/12.5	FECHA JULIO 1991



LEYENDA

- TALADRO SIN CARGA
- TALADRO CON CARGA

ORDEN DE ENCENDIDO SE INDICA POR NUMEROS.

TERRENO: DURO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS		
DISEÑO DE TRAZO DE PERFORACION CHIMENEA - SECCION 5' x 6'		
DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA	ESCALA: 1/10	FECHA: JULIO 1991

CUADRO RESUMEN DEL PROGRAMA DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS:

(AÑO 1991)

NIVEL	LABOR	AVANCE(MT)	OBJETIVO
Buena Suerte	GAL 903(1)	140	Explorar por Au,Ag y desarrollar principalmente la zona NE de dicho nivel en el Volcanico Colqui.
	CHIM (2)	140	
Gran Fortuna	GAL 933(1)	150	Explorar por Au,Ag y desarrollar fundamentalmente al NE del actual tope y también en litología volcánica.
	CHIM (2)	100	
Riqueza	SUB-NIV	37	Explorar la zona adyacente del block 250
	CH 285	40	Explorar verticalmente el extremo NE del block 250.
San Miguel	GAL	60	Exploración horizontal en la prolongación Nuevo horizonte.
	CHIM	210	Exploración vertical para desarrollar y cubicar.

TOTAL = 877Mt. (Labor de desarrollo y
 ***** exploración).

CALCULO DE LA LEY EQUIVALENTE DE Cu PARA LA VETA POLIMETALICA: FARALLON

	Ag(Oz/TM)	Pb(%)	Cu(%)	Zn(%)	Au(Oz/TM)
LEY CONCENTRADO	18.29	12.97	7.56	37.02	0.23
DEDUCCIONES	2.89	0.00	0.25	7.00	0.80
COTIZACION	3.91 US\$/Oz	27.31 USC\$/Lb	95.00 USC\$/Lb	54.75 USC\$/Lb	370.26 US\$/Oz
VALOR BRUTO (\$/TM)	60.21	78.09	39.58	362.35	68.13
MAQUILA	0.00	0.00	0.00	272.00	0.00
ESCALADOR	0.00	0.00	0.00	-35.44	0.00
REFINADO Ag	2.87	0.00	0.00	0.00	0.00
VALOR PAGABLE (\$/TM)	57.34	78.09	39.58	125.79	68.13
VALOR PAGABLE(100% FINO)	3.14 US\$/Oz	602.08 US\$/TM	523.59 US\$/TM	339.79 US\$/TM	296.21 \$/Oz
FACTOR EQUIVALENTE	0.60	1.15	1.00	0.65	56.57

	Ley de Cabeza	Recuper. (%)	Ley Recup. (%)	Fact.Equiv.	Ley Equiv. Cu(%)
Ag (Oz/TM)	2.892	92.92%	2.69	0.60	1.61
Pb(%)	1.980	92.94%	1.84	1.15	2.12
Cu(%)	1.175	89.77%	1.05	1.00	1.05
Zn(%)	5.505	92.91%	5.11	0.65	3.32
Au(Oz/TM)	0.036	93.86%	0.03	56.57	1.91
				TOTAL(%)	10.01

*****>LEY EQUIVALENTE DE Cu = 10.01/0.8977 = 11.15%*****

CALCULOS PARA HALLAR LA LEY DE CORTE:

OPERACION ACTUAL (234 TMD)

COTIZACIONES	Ag(US\$/Oz)	Pb(USC\$/lb)	Cu(USC\$/lb)	Zn(USC\$/Lb)	Au(US\$/Oz)	Valor Total
	3.91	27.31	95	54.75	370.26	

	Ag(Oz/TM)	Pb(%)	Cu(%)	Zn(%)	Au(Oz/TM)	
Leyes de cabeza	2.892	1.980%	1.175%	5.505%	0.036	
Leyes de concentrado	18.29	12.970%	7.560%	37.020%	0.23	
Ley equivalente de Cu	1.610%	2.120%	1.050%	3.320%	1.910%	11.151%==>Ley Equiv.
Recuperaciones(R)	92.920%	92.940%	89.770%	92.910%	93.860%	De cabeza
Valor Conc.(\$/TM)	71.675	78.090	158.320	445.800	85.160	839.045 US\$/TM
Fact. Comerc.(FC)	0.800	1.000	0.250	0.282	0.800	0.440
Valor Conc. Neto(\$/TM)	57.340	78.090	39.580	125.791	68.128	368.929 ==>VC(US\$/TM)
Radio de Concent. Metalur.	7.000	7.000	7.000	7.000	7.000	7.000

Valor Min.(\$/TM)	8.191	11.156	5.654	17.970	9.733	52.704 ==>VM(US\$/TM)
(%)Respecto al Total	15.542%	21.167%	10.728%	34.096%	18.466%	=====
Costo de Produccion(\$/TM)	6.528	8.890	4.506	14.320	7.756	42 ==>CP(US\$/TM)

NOTA:

VC = VALOR DEL CONCENTRADO

VM = VALOR DEL MINERAL

CP = COSTO DE PRODUCCION

COTIZACIONES	Ag(US\$/Oz)	Pb(USC\$/lb)	Cu(USC\$/lb)	Zn(USC\$/Lb)	Au(US\$/Oz)
	3.91	27.31	95	54.75	370.26

Ley de corte	2.246	1.589%	0.959%	4.527%	0.028

CALCULOS PARA HALLAR LA LEY DE CORTE EN LEY EQUIVALENTE DE Cu(%):

LEY DE CORTE EXPRESADO EN LEY EQUIVALENTE DE COBRE (%)

Calculo del Factor Equivalente:

Leyes de concentrado	Ag(Oz/TM)	Pb(%)	Cu(%)	Zn(%)	Au(Oz/TM)	Valor Total
	18.29	12.970%	7.560%	37.020%	0.23	
	\$/TM	\$/TM	\$/TM	\$/TM	\$/TM	
Valor min.= Costo Prod.	6.528	8.890	4.506	14.320	7.756	42.000 ==>VM(US\$/TM)
RADIO CONCENT. METALUR.	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	
Valor Concentrado(\$/TM)	47.653	64.897	32.893	104.539	56.618	306.600 ==>VC(US\$/TM)
Valor(100%)Fino	2.605	500.362	435.094	282.386	246.165	
Factor Equivalente	0.599	1.150	1.000	0.649	56.578	

Ley de Recuperacion Ley RecuperFactor Equiv.Ley Equiv.Cu
Corte (%) (%)

Ag(Oz/TM)	2.246	92.920%	2.087	0.599	1.250
Pb(%)	1.589%	92.940%	1.477%	1.150	1.699
Cu(%)	0.959%	89.770%	0.861%	1.000	0.861
Zn(%)	4.527%	92.910%	4.206%	0.649	2.730
Au(Oz/TM)	0.028	93.860%	0.026	56.578	1.481
			TOTAL(%)		8.020 %

 =====>LEY DE CORTE ,EQUIVALENTE DE Cu 8.020

 \$LEY PROMEDIO PONDER.EQUIV.DE Cu 11.151

CUADRO DE DATOS CORRESPONDIENTES PARA EL PLOTED DE LA CURVA CUT OFF

(234 TMD)

PRECIO Cu (VS) LEY DE EQUIVALENTE DE Cu(%)						
CTV\$/Lb	NIVEL 1	NIVEL 2	NIVEL 3	NIVEL 4	NIVEL 5	NIVEL 6
0.00						
0.20	11.34	22.23	24.05	27.09	30.72	38.11
0.25	9.07	17.79	19.24	21.67	24.57	30.49
0.30	7.56	14.82	16.03	18.06	20.48	25.41
0.35	6.48	12.70	13.74	15.48	17.55	21.78
0.40	5.67	11.12	12.02	13.54	15.36	19.06
0.45	5.04	9.88	10.69	12.04	13.65	16.94
0.50	4.54	8.89	9.62	10.83	12.29	15.25
0.55	4.12	8.08	8.74	9.85	11.17	13.86
0.60	3.78	7.41	8.02	9.03	10.24	12.70
0.65	3.49	6.84	7.40	8.33	9.45	11.73
0.70	3.24	6.35	6.87	7.74	8.78	10.89
0.75	3.02	5.93	6.41	7.22	8.19	10.16
0.80	2.84	5.56	6.01	6.77	7.68	9.53
0.85	2.67	5.23	5.66	6.37	7.23	8.97
0.90	2.52	4.94	5.34	6.02	6.83	8.47
0.95	2.39	4.68	5.06	5.70	6.47	8.02
1.00	2.27	4.45	4.81	5.42	6.14	7.62
1.05	2.16	4.23	4.58	5.16	5.85	7.26
1.10	2.06	4.04	4.37	4.92	5.58	6.93
1.15	1.97	3.87	4.18	4.71	5.34	6.63
1.20	1.89	3.71	4.01	4.51	5.12	6.35
1.25	1.81	3.56	3.85	4.33	4.91	6.10

NIVEL 1 = COSTO DE MINADO

NIVEL 2 = COSTO DE PLANTA CONCENTRADORA

NIVEL 3 = COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES

NIVEL 4 = COSTO DE TRANSPORTE DE CONCENTRADOS

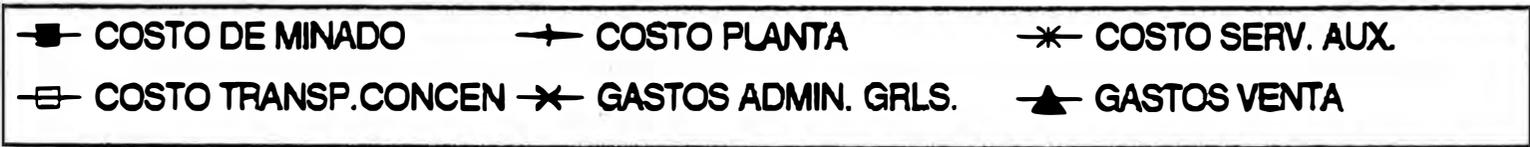
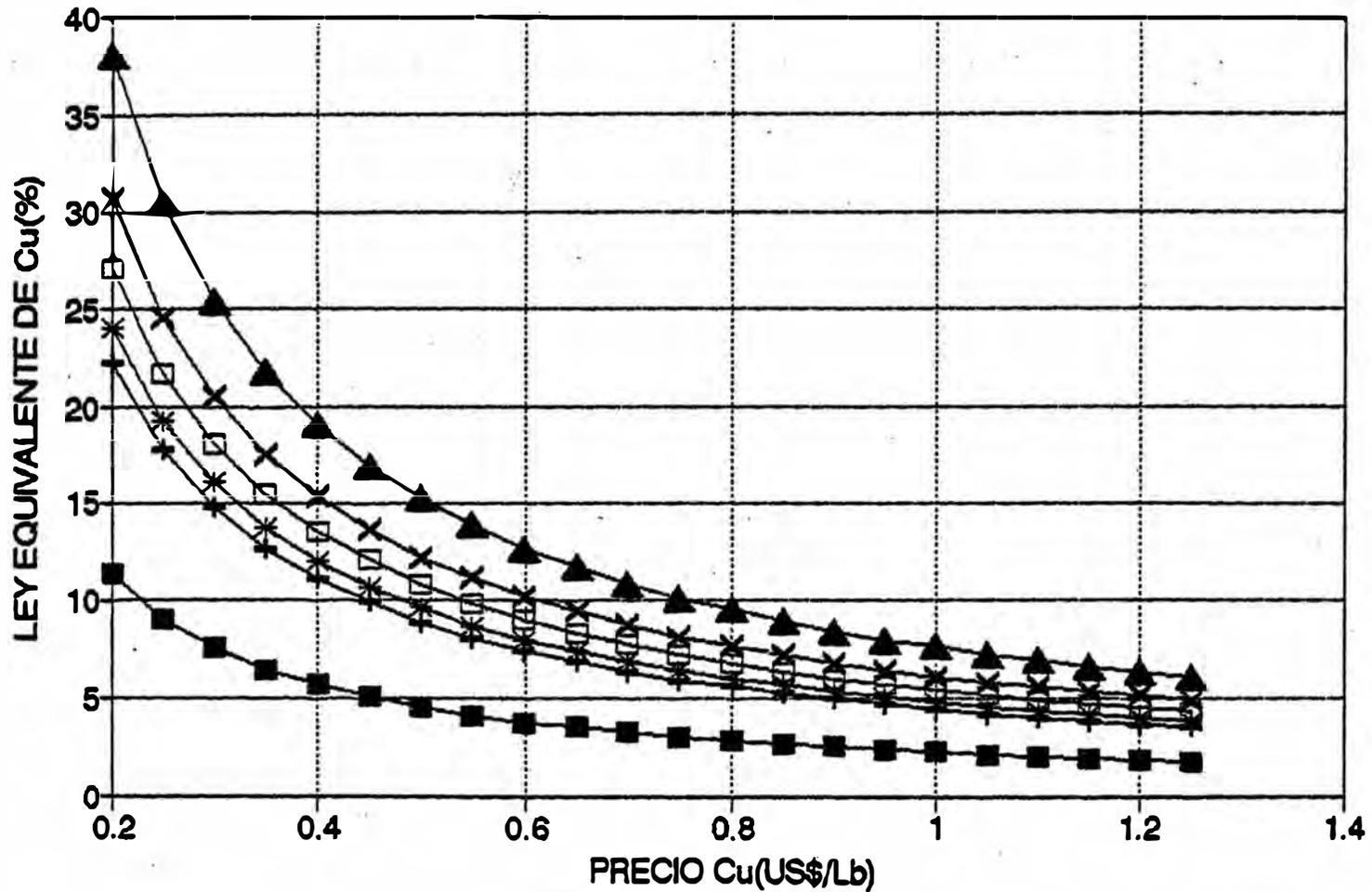
NIVEL 5 = GASTOS ADMINISTRATIVOS Y GASTOS GENERALES

NIVEL 6 = GASTOS DE VENTA

CUADRO RESUMEN DE COSTOS PARA CALCULO DE LA CURVA CUT OFF (234TMD)

DESCRIPCION	NOMEN	MONTO ANUAL MILLONES US\$	MONTO ANUAL ACUMULADO US\$/TM	ACUMULADO US\$/TM	PORCENTAJE DE VENTAS
VALOR VENTAS	VV	4245360	4245360	50.54	100.00%
COSTO DE MINADO	CM	1050000	1050000	12.50	24.73%
COSTO DE PLANTA	CPL	1008000	2058000	12.00	48.48%
COSTO DE SERVICIOS CSA		168000	2226000	2.00	52.43%
AUXILIARES					
TRANSPORTE CONCENT.CTC		281400	2507400	3.35	59.06%
ADMINISTRACION Y	AGG	336000	2843400	4.00	66.98%
GASTOS GENERALES					
GASTOS DE VENTA	GV	684600	3528000	8.15	83.10%
TOTAL				42	

CURVA CUT OFF (234 TMD) UNIDAD FARALLON



CALCULOS PARA HALLAR LA LEY DE CORTE:

OPERACION ACTUAL (250 TMD)

	Ag(US\$/O	Pb(USC\$/lb)	Cu(USC\$/l)	Zn(USC\$/Lb)	Au(US\$/Oz	Valor Total	
COTIZACIONES	3.91	27.31	95	54.75	370.26		
	Ag(Oz/TM	Pb(%)	Cu(%)	Zn(%)	Au(Oz/TM)		
Leyes de cabeza	2.892	1.980%	1.175%	5.505%	0.036		
Leyes de concentrado	18.29	12.970%	7.560%	37.020%	0.23		
Ley equivalente de Cu	1.610%	2.120%	1.050%	3.320%	1.910%	11.151%==>Ley Equiv.	
Recuperaciones(R)	92.920%	92.940%	89.770%	92.910%	93.860%		De cabeza
Valor Conc.(\$/TM)	71.675	78.090	158.320	445.800	85.160	839.045 US\$/TM	
Fact. Comerc.(FC)	0.800	1.000	0.250	0.282	0.800	0.440	
Valor Conc. Neto(\$/TM)	57.340	78.090	39.580	125.791	68.128	368.929 ==>VC(US\$/TM)	
Radio de Concent. Metalur.	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	
Valor Min.(\$/TM)	7.855	10.697	5.422	17.232	9.333	50.538 ==>VM(US\$/TM)	
(%)Respecto al Total	15.542%	21.167%	10.728%	34.096%	18.466%	=====	
Costo de Produccion(\$/TM)	6.142	8.365	4.240	13.475	7.298	39.52 ==>CP(US\$/TM)	

NOTA:

VC = VALOR DEL CONCENTRADO

VM = VALOR DEL MINERAL

CP = COSTO DE PRODUCCION

	Ag(US\$/O	Pb(USC\$/lb)	Cu(USC\$/l)	Zn(USC\$/Lb)	Au(US\$/Oz)	
COTIZACIONES	3.91	27.31	95	54.75	370.26	
Ley de corte	2.113	1.495%	0.902%	4.259%	0.026	

CALCULOS PARA HALLAR LA LEY DE CORTE EN LEY EQUIVALENTE DE Cu(%):

(250 TMD)

Calculo del Factor Equivalente:

Leyes de concentrado	Ag(Oz/TM)	Pb(%)	Cu(%)	Zn(%)	Au(Oz/TM)	Valor Total
	18.29	12.970%	7.560%	37.020%	0.23	
	\$/TM	\$/TM	\$/TM	\$/TM	\$/TM	
Valor min.= Costo Prod.	6.142	8.365	4.240	13.475	7.298	39.520 ==>VN(US\$/TM)
RADIO CONCENT. METALUR.	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	
Valor Concentrado(\$/TM)	44.839	61.065	30.951	98.367	53.275	288.496 ==>VC(US\$/TM)
Valor(100%)Fino	2.452	470.817	409.403	265.712	231.630	
Factor Equivalente	0.599	1.150	1.000	0.649	56.578	

Ley de Recuperacion Ley RecupFactor Equiv.Ley Equiv.Cu
Corte (%) (%) (%) (%) (%)

Ag(Oz/TM)	2.113	92.920%	1.964	0.599	1.176
Pb(%)	1.495%	92.940%	1.390%	1.150	1.598
Cu(%)	0.902%	89.770%	0.810%	1.000	0.810
Zn(%)	4.259%	92.910%	3.957%	0.649	2.568
Au(Oz/TM)	0.026	93.860%	0.025	56.578	1.394
				TOTAL(%)	7.547 %

====>LEY DE CORTE, EQUIVALENTE DE 7.547

CUADRO RESUMEN DE COSTOS PARA CALCULO DE LA CURVA CUT OFF (250 TMD)

DESCRIPCION	NOMEN	MONTO ANUAL MILLONES US\$	MONTO ANUAL ACUMULADO US\$/TM	ACUMULADO US\$/TM	PORCENTAJE DE VENTAS
VALOR VENTAS	VV	4245360	4245360	50.54	100.00%
COSTO DE MINADO	CM	982800	982800	11.70	23.15%
COSTO DE PLANTA	CPL	943320	1926120	11.23	45.37%
COSTO DE SERVICIOS CSA		157080	2083200	1.87	49.07%
AUXILIARES					
TRANSPORTE CONCENT.CTC		281400	2364600	3.35	55.70%
ADMINISTRACION Y AGG		314160	2678760	3.74	63.10%
GASTOS GENERALES					
GASTOS DE VENTA	BV	640920	3319680	7.63	78.20%
TOTAL				39.52	

CUADRO DE DATOS CORRESPONDIENTES PARA EL PLOTEO DE LA CURVA CUT OFF

(250 TMD)

PRECIO Cu (VS) LEY DE EQUIVALENTE DE Cu(%)						
CTV%/Lb	NIVEL 1	NIVEL 2	NIVEL 3	NIVEL 4	NIVEL 5	NIVEL 6
0.00						
0.20	10.62	20.81	22.50	25.54	28.94	35.86
0.25	8.49	16.65	18.00	20.44	23.15	28.69
0.30	7.08	13.87	15.00	17.03	19.29	23.91
0.35	6.07	11.89	12.86	14.60	16.54	20.49
0.40	5.31	10.40	11.25	12.77	14.47	17.93
0.45	4.72	9.25	10.00	11.35	12.86	15.94
0.50	4.25	8.32	9.00	10.22	11.58	14.34
0.55	3.86	7.57	8.18	9.29	10.52	13.04
0.60	3.54	6.94	7.50	8.51	9.65	11.95
0.65	3.27	6.40	6.92	7.86	8.90	11.03
0.70	3.03	5.95	6.43	7.30	8.27	10.25
0.75	2.83	5.55	6.00	6.81	7.72	9.56
0.80	2.65	5.20	5.63	6.39	7.23	8.97
0.85	2.50	4.90	5.30	6.01	6.81	8.44
0.90	2.36	4.62	5.00	5.68	6.43	7.97
0.95	2.24	4.38	4.74	5.38	6.09	7.55
1.00	2.12	4.16	4.50	5.11	5.79	7.17
1.05	2.02	3.96	4.29	4.87	5.51	6.83
1.10	1.93	3.78	4.09	4.64	5.26	6.52
1.15	1.85	3.62	3.91	4.44	5.03	6.24
1.20	1.77	3.47	3.75	4.26	4.82	5.98
1.25	1.70	3.33	3.60	4.09	4.63	5.74

NIVEL 1 = COSTO DE MINADO

NIVEL 2 = COSTO DE PLANTA CONCENTRADORA

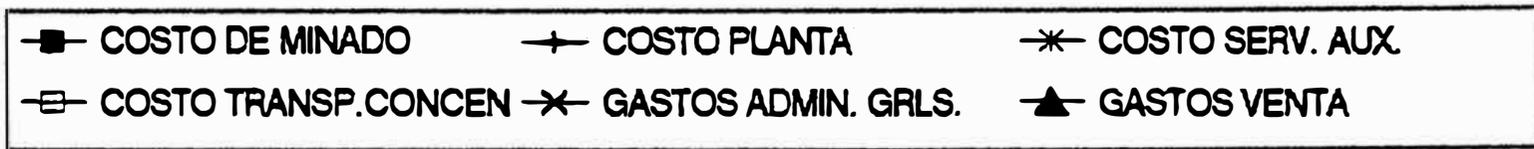
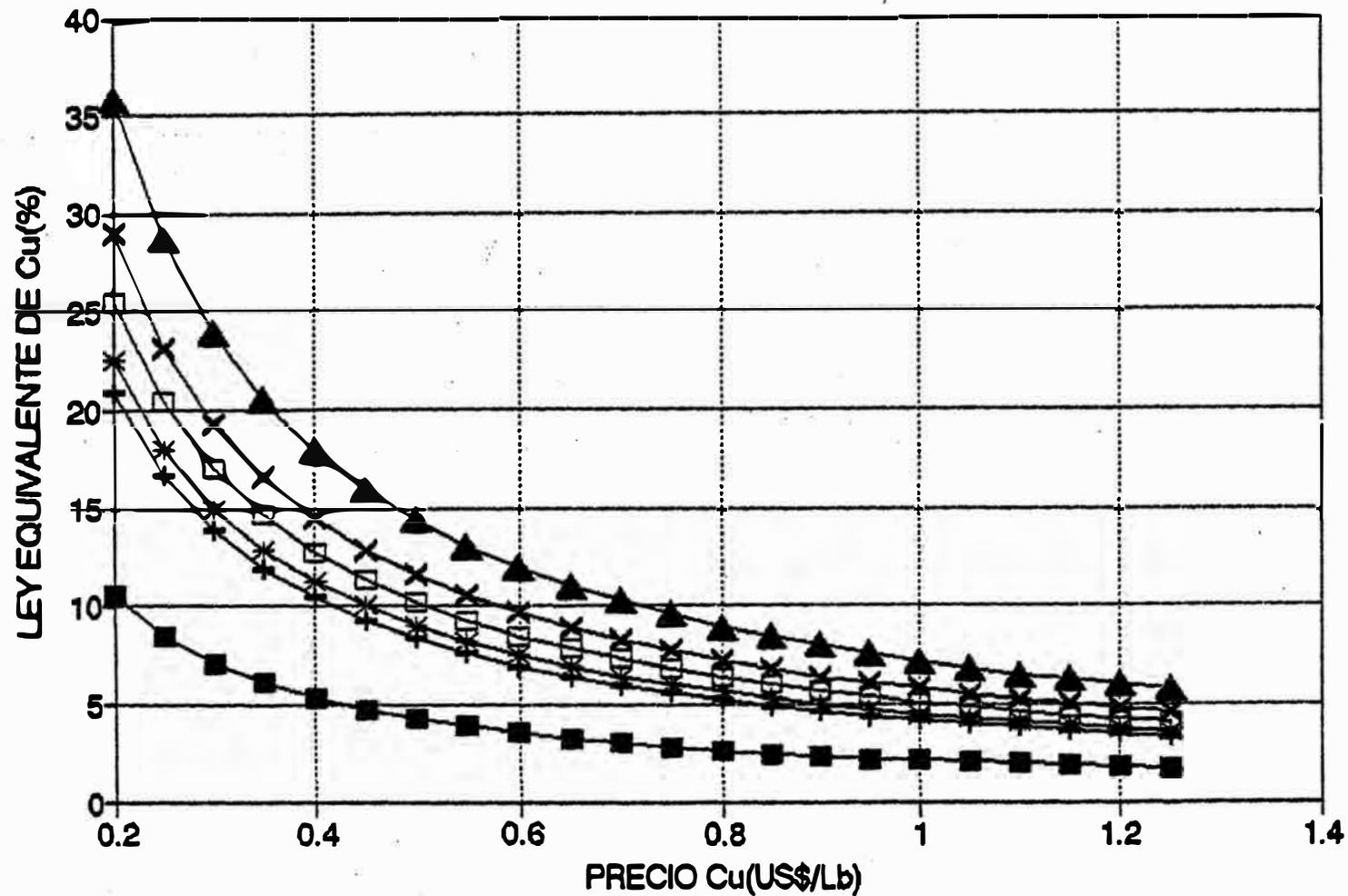
NIVEL 3 = COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES

NIVEL 4 = COSTO DE TRANSPORTE DE CONCENTRADOS

NIVEL 5 = GASTOS ADMINISTRATIVOS Y GASTOS GENERALES

NIVEL 6 = GASTOS DE VENTA

CURVA CUT OFF (250 TMD) UNIDAD FARALLON



II.a.2 RITMO DE OPERACION .

En cuanto al ritmo de operación se tendrá en cuenta el siguiente plan de trabajo:

- Días lab. (transp. de mineral)	28 días/mes
- Número de guardias / día	2
- Producción prevista	7,000 Ton/mes

La distribución de la producción mensual será:

	TM	%
*Tajeos en rotura	4,221.79	60.31
*Tajeos en jale	2,016.29	28.80
*Preparación	328.60	4.69
*Exploración y Desarrollo	433.40	6.20
<hr/>		
TOTAL	7,000.00	100.00

NOTA: En lo que respecta al número de días laborables para obtener mineral roto se considera 26 días/mes y con una producción diaria de 269.23 Ton/día; tal que al mes se obtendrá las 7,000Ton. planeadas.

La vida de la mina será 2.62 años, que fue obtenido de la siguiente manera:

$$\text{VIDA MINA} = \frac{220,914 \text{ Ton}}{250 \text{ Ton/día} * 336 \text{ días}} = 2.62 \text{ años}$$

Tajeos en Rotura y Jale:

- Tajeos en rotura mensual.

LABOR	ROTURA(TM)	EXTRACCION(TM)
Taj-372 Gran Fortuna	4,492.80	1,347.84
Taj-250 Riqueza	3,036.80	1,012.27
Taj-315 Exito	5,584.80	1,861.60
TOTAL	13,114.40	4,221.71

- Tajeos en jale mensual.

LABOR	JALE(TM)
Taj-210 Exito	1,008.15
Taj-072 Esperanza	1,008.15

- Cantidad de labores a operar.

3 Tajeos en rotura.

2 Tajeos en jale.

1 Tajeo en preparación.

APLICACION DE LA PROGRAMACION LINEAL PARA OPTIMIZAR.

Primer paso.

Para la aplicación de esta técnica primero se obtuvo datos de campo que se muestra en forma resumida en el siguiente cuadro resumen:

LABOR	PRODUCCION (TM/DIA)	Ag Oz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	Au Oz/Tc	US\$/TM
Tj-372 (GRAN FORTUNA)	48.13	3.21	1.7	0.8	5.5	0.064	55.80
Tj-072 (ESPERANZA)	36.00	3.14	1.50	0.67	5.0	0.050	49.47
Tj-210 (EXITO)	36.00	1.91	1.83	1.13	7.16	0.067	64.81
Tj-315 (EXITO)	66.41	2.36	1.47	3.13	4.91	0.024	50.36
Tj-250 (RIQUEZA)	36.15	2.71	3.00	1.64	4.80	0.030	61.00

LEY DE CORTE 42 US\$/TM
=====

Como segundo paso se planteó los requerimientos:

- Producción requerida en rotura y jale, sin incluir el mineral proveniente de Exploraciones, desarrollos y preparación es 6238 TM/mes (222.70TM/día).
- Cantidad de metal Ag (Oz/Tc) ≥ 1.246
 Cantidad de metal Pb (%) ≥ 1.589
 Cantidad de metal Cu (%) ≥ 0.959
 Cantidad de metal Zn (%) ≥ 4.527

Cantidad de metal Au (Oz/Tc) ≥ 0.028

3. Producción límite:

Tj-372	producción	48.13 ó mas
Tj-072	producción	36.00 ó mas
Tj-210	producción	36.00 ó mas
Tj-315	producción	66.41 ó mas
Tj-210	producción	36.15 ó mas

Como tercer paso se planteó las inecuaciones:

FUNCION OBJETIVO = VALOR MAXIMO

VALOR MAX. = $55.80X_1 + 49.47X_2 + 64.81X_3 + 50.36X_4 + 61.00X_5$

SUJETO A :

$X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 = 222.70$ TM/día

$3.21X_1 + 3.14X_2 + 1.91X_3 + 2.36X_4 + 2.71X_5 \geq 1.246$ † 222.7 TM/día

$1.72X_1 + 1.52X_2 + 1.83X_3 + 1.47X_4 + 32X_5 \geq 1.589$ † 222.7 TM/día

$0.82X_1 + 0.672X_2 + 1.132X_3 + 3.132X_4 + 1.642X_5 \geq 0.9592$ † 222.7 TM/día

$5.52X_1 + 52X_2 + 7.162X_3 + 4.912X_4 + 4.82X_5 \geq 4.5272$ † 222.7 TM/día

$0.064X_1 + 0.05X_2 + 0.067X_3 + 0.024X_4 + 0.03X_5 \geq 0.028$ † 222.7 TM/día

$X_1 \geq 48.13$

$X_2 \geq 36$

$X_3 \geq 36$

$X_4 \geq 66.41$

$X_5 \geq 36.15$

Como cuarto paso resolvemos las inecuaciones mediante el paquete de computación LP88, como se muestra a continuación.

tesis2									
BASIS:	NONE								
			OBJETIVE:	MAX	VARIABLES:	10	DATE:	01-01-1980	
			CONSTRAINTS:	15	SLACKS:	10	TIME	03:51:12	
MAX	X.1	X.2	X.3	X.4	X.5				RHS
RETURN	55.8	49.47	64.81	50.36	61				0
Y.1	1	1	1	1	1				>= 222.7
Y.2	3.21	3.14	1.91	2.36	2.7				>= 277.48
Y.3	1.7	1.5	1.83	1.47	3				>= 353.87
Y.4	.8	.67	1.13	3.13	1.64				>= 213.57
Y.5	5.5	5	7.16	4.91	4.8				>= 1008.1
Y.6	.064	.05	.067	.024	.03				>= 6.24
Y.7	1								>= 48.13
Y.8		1							>= 36
Y.9			1						>= 36
Y.10				1					>= 66.41
Y.11					1				>= 36.15

tesis2	SOLUTION IS OPTIMAL					DATE	01-01-1980	TIME	01:02:59
MAXIMUM			ENTERS:	S.9	BASIS X:	5	VARIABLES:	5	
PIVOTS:	15		LEAVES:	S.10	BASIS S:	6	SLACKS:	10	
LAST INV:	0		DELTA	14.45	RETURN	12349.94	CONSTRAINTS:	11	
BASIS	S.9	S.4	S.5	X.4	S.6	S.2	X.1	X.2	X.3
	S.3	X.5							
PRIMAL	.01	156.9	194	66.41	3.731	313.12	48.13	36	36.01
	53.92	36.15							
DUAL	64.81	0	0	0	0	0	-9.01	-15.34	0
	-14.45	-3.81							

II.a.3 Selección y Diseño del método de explotación adecuado.

Selección del Método de Explotación adecuado:

De acuerdo a los criterios de selección se han considerado los siguientes métodos de explotación:

- Shrinkage Dinámico.
- Corte y Relleno Convencional.
- Tajeos Abiertos.

Las principales ventajas y desventajas de c/u de estos es la siguiente:

- SHRINKAGE DINAMICO:

Ventajas :

- * Bajo costo de desarrollo
- * Bajo costo de explotación
- * Perforación trazos sencillos de método.
- * Ventilación buena.

Desventajas

- * La fragmentación debe ser buena para que la tolva no falle.
- * Hay dilución.
- * No es flexible el cambio
- * Alto grado de esponjamiento, baja recuperación.

CORTE Y RELLENO CONVENCIONAL ASCENDENTE:**Ventajas**

- * Gran flexibilidad
- * Gran capacidad de recuperación.
- * Posibilidad de ser utilizado en roca suave.

Desventajas

- * Se necesita relleno .
- * Arranque muy costoso.
- * Se pierde mineral quebradizo y menudo.
- * Difícil de construir y conservar hechaderos.

TAJEOS ABIERTOS:**Ventajas**

- * Fácil aplicación
- * Muy económico
- * Arranque rápido y sencillo
- * Inversión mínima
- * Bajo costo de producción.

Desventajas

- * No es recomendable una separación entre pisos mayor.
- * Difícil clasificación sistemática en la explotación.
- * La ventilación no es sencilla.
- * La dilución aumenta en los límites mal reconocidos.

Se decide continuar con el método de explotación SHRINKAGE DINAMICO, que es el más adecuado; aparte de que como ya se está aplicando no es flexible su cambio a otro método de explotación. Lo que sí se cambiará será el sistema de perforación horizontal que se viene aplicando, a un sistema de perforación con taladros inclinados a 60 grados, para uno de los tajeos en operación, con el fin de alcanzar la producción requerida.

Diseño del Método de Explotación SHRINKAGE DINAMICO Con perforación inclinada:

Se obtuvo los siguientes datos de campo:

- Longitud del tajeo 60mt., altura 50 mt., ancho de veta 1.80 mt., ancho de minado 2.10 mt.
- Separación de shutes cada 6.8mt., altura de puentes por cada nivel 3 mt.
- Altura de subnivel de preparación 1.80mt. (6').
- Longitud del taladro 6.5', avance efectivo 90%, inclinación de taladros 60 grados, altura de corte 1.44 mt. (4.7').
- Malla 0.76 mt por fila, 4 filas de 2 en 2.
- Densidad del mineral 3 Ton/m³
- Taladros por perforista 32 tal/gdia.; días por mes 26.
- Jale de mineral 25.91 Ton/gdia.
- Número de trabajadores por guardia por labor:

- 2 hombres en rotura de tajeo, perforando.
- 2 hombres en rotura de tajeo, voladura.
- 2 hombres en rotura de tajeo, haciendo campo.
- 1 Ingeniero.

Cálculos Realizados:

1. Numero de chutes:

$$\text{Número de chutes} = \frac{60 \text{ mt.}}{6.8 \text{ mt.}} = 9$$

2. Tonelaje roto por corte de un tajeo:

Altura de corte (H):

$$H = \text{Longitud(talad.)} * \text{sen}60 * 90\%$$

$$H = 6.5' * 0.81 * 0.9$$

$$H = 4.73' (1.44\text{mt.})$$

Tonelaje Roto por corte(Ton/corte):

$$\text{Ton/corte} = 1.44\text{mt} * 60\text{mt} * 2.10\text{mt} * 3\text{Ton/m}^3$$

$$\text{Ton/corte} = 544.32$$

3. Tonelaje roto por block:

$$\text{Ton/Block} = 42\text{mt.} * 60\text{mt.} * 2.10\text{mt.} * 3\text{Ton/m}^3$$

$$\text{Ton/Block} = 15,876$$

4. Toneladas jaladas del tajeo en actividad:

$$\text{Toneladas jaladas} = \frac{544.32\text{Ton}}{3} = 181.44$$

Para tajeo en rotura:

$$\text{Toneladas jaladas} = \frac{15,876\text{Ton}}{3} = 5,292.00$$

5. Número de Taladros por corte y por rotura:

$$\text{Número de cortes} = \frac{15,876 \text{Ton}}{544.32 \text{Ton/corte}} = 29.17$$

$$\text{Taladros/corte} = \frac{60 \text{mt.}}{0.76} * 4 \text{ filas} = 316$$

$$\text{Taladros/tajeo} = 316 \text{ taladros/corte} * 29.17 \text{ cortes.}$$

$$\text{Taladros/tajeo} = 9,218$$

6. Tiempo que demora la rotura del tajeo:

$$\text{Número de cortes} = 29.17$$

$$\text{Nro. taladros/Gdia.} = 32$$

$$\text{Nro. Guardias/corte} = \frac{316 \text{ talad./corte}}{64 \text{ talad./6dia.}} = 5 \text{ Guardias/corte.}$$

$$\text{Guardias/Tajeo} = 5 \text{ Guardias/corte} * 29.17 \text{ cortes} \\ = 146$$

$$\text{Tiempo de rotura} = \frac{146 \text{ Guardias/Tajeo}}{2 \text{ guardias/día}} = 73 \text{ días/Tajeo}$$

$$\text{Tiempo de rotura} = 73 \text{ días} / 26 \text{ días} / \text{mes} \\ = 2.8 \text{ meses}$$

7. Tiempo de jale del mineral:

$$\text{Tonel. de jale} = \frac{1,347 \text{ Ton/mes}}{28 \text{ días/mes}} = 48.13 \text{ Ton/día}$$

$$\text{Tiempo de jale} = \frac{10,584 \text{ Ton}}{48.13 \text{ Ton/día} (28 \text{ días/mes})} = 7.85 \text{ meses.}$$

8. Producción (rotura y jale por mes)

$$\text{Ton. Rotura/mes} = \frac{544.32\text{Ton/corte} \times 26\text{días/mes}}{3.5\text{días/corte}} = 4043.5$$

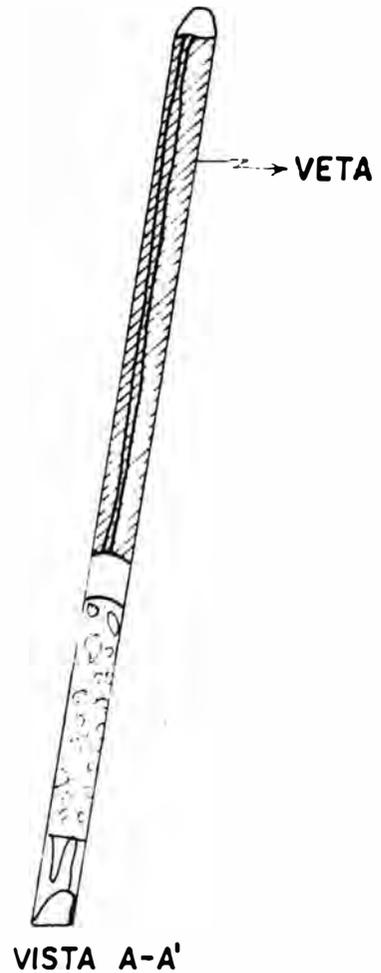
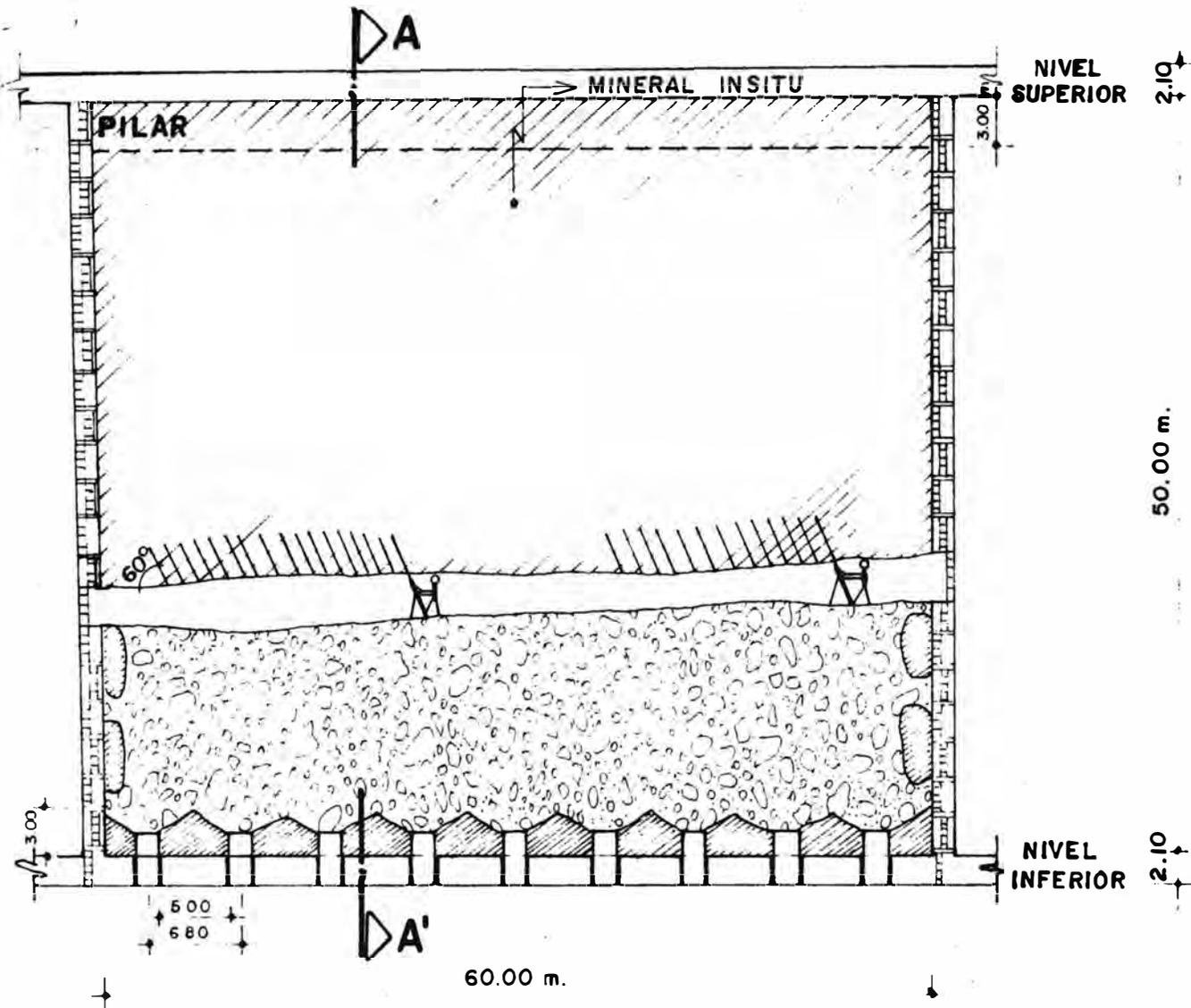
$$\text{Ton. Jale/mes} = 1/3(4,043.5\text{Ton}) = 1,347.84$$

9. Productividad del tajeo (rotura):

	Personal	Horas/6día	Tareas
Perforación	2 hombres	8hr x 2	2
Voladura	2 hombres	8hr x 2	2
Campeo	2 hombres	8hr x 2	2
Ingenieros	1 hombre	8hr x 1	1
TOTAL	7 hombres		7 tareas/6día.

$$\text{Productividad} = \frac{4,043.5\text{Ton/mes} (1\text{mes}/26\text{días}) (1\text{día}/26\text{día.})}{7 \text{ Tareas/6día.}}$$

$$\text{Productividad} = 11.01\text{Ton/Tarea} (11.01\text{ton/homb-6día.})$$



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERAY METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS

DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION
 SHRINKAGE PROPUESTO

CIBUJADO JOSE A CORIMANYA

ESCALA 1/500

FECHA JULIO 1991

II.a.4 Disponibilidad de equipo de reemplazo.

En cuanto a la disponibilidad de equipo de reemplazo para cada operación unitaria será la siguiente:

Perforación:

En lo que se refiere a la rotura se mantendrán el número de perforadoras que están operando; es decir 7 perforadoras: 5 Jackleg y 2 Stoper.

En exploraciones y desarrollos operaran 1 perforadora Jack Leg y 1 perforadora Stoper.

En preparación operará 1 perforadora Jackleg.

total operaran 10 perforadoras (7Jackleg y 3 Stoper).

Cuadro resumen:

LABOR	MAQUINARIA REQUERIDA
TJ-372 NV. GRAN FORTUNA	2 STOPER
TJ-250 NV. RIQUEZA	2 JACKLEG
TJ-315 NV. EXITO	3 JACKLEG
SUB-TOTAL	7 PERFORADORAS
EXPLORACIONES Y DESARROLLOS	1 JACKLEG
EXPLORACIONES Y DESARROLLOS	1 STOPER
PREPARACION	1 JACKLEG
TOTAL	10 PERFORADORAS

Como las perforadoras actuales consumen mucho repuesto es recomendable reemplazar las

actuales por equipo nuevo con el fin de bajar sus costos operativos.

- Compresoras:

Se cuenta con 2 compresoras estacionarias INGERSOLL RAND suministrando ambas 882CFM a 4209.38 msnm. Las cuales pueden alimentar como máximo 8 máquinas perforadoras, también se cuenta con una perforadora portátil INGERSOLL RAND (ex-Regina 800L), la cuál está disponible para alimentar a 2 perforadoras, cubriendo así el requerimiento necesario de 10 perforadoras.

- Limpiezas:

Se cuenta con equipo disponible en buen estado para realizar la labor de limpieza del material proveniente de exploraciones y desarrollos; es decir se cuenta con 3 palas neumáticas LM 36H.

- Extracción:

En lo que respecta a la extracción se cuenta con el siguiente equipo disponible:

LABOR	CANTIDAD	EQUIPO
Nv. San Miguel	01	Locomotor a batería BEV
	01	Carro minero U-35
	01	Carro minero U-40
Nv. Exito	01	Locomotor a Bateria AGEVE de 2.2TM

	05	Carros mineros U-35
Nv. Triunfo	01	Locomotoras a batería MANCHA.
	01	Carro minero U-35
	01	Carro minero U-40
Nv. Esperanza	01	Carro minero U-35
	01	Carro minero U-40
Nv. Gran Fortuna	01	Carro minero U-35

Debido a que la locomotora que opera en el nivel San Miguel trabaja a su máxima capacidad y tiene alto costo de repuestos es recomendable reemplazarla por otra locomotora a batería nueva y que tenga un poco de más capacidad para cumplir con el plan de producción trazado que es de 7,000TM/MES.

II.a.5 Perforación y Voladura-Parámetros.

Se decidió cambiar el sistema de perforación horizontal al sistema de perforación inclinada (ángulo de inclinación de 60 grados), en uno de los tajeos (Taj-372 Nv.Gran Fortuna); para lo cual se tiene en cuenta la siguiente secuencia:

ACTIVIDAD	No.GUARDIAS	DIAS	TALADROS
Perforación del corte	5	2.5	316
Jale	2	1	
TOTAL	7	3.5	

* La perforación se realizará con 2 perforadoras Stoper/Gdia.

- * El número de taladros por guardia es 64.
 - * En voladura se seguirá aplicando el sistema convencional.
- Parámetros de perforación y voladura:
- | | |
|--|----------------------|
| Longitud del tajeo(mt.) | :60 |
| Ancho de veta(mt.) | :1.8 |
| Ancho de minado(mt.) | :2.1 |
| Peso específico del mineral(Ton/m ³) | :3.0 |
| Longitud del taladro en pies(mt.) | :7 pies
(2.13mt.) |
| Velocidad de perforación(pie/min) | :1.12 |
| No. Taladros por corte | :316 |
| Ton roto/corte | :544.32 |
| Ton roto/taladro | :1.72 |
| Cantidad explosivo(Kg)/corte | :379.2 |
| Cantidad explosivo(Kg)/Taladro | :1.2 Kg Anfo |
| Factor de potencia(Kg.Anfo/Ton) | :0.70 |
| Ton roto/mes | :4,043.6 |
| Rendimiento | :11.01Ton/Tarea. |

II.a.6 Acarreo de mina.

En cuanto al acarreo de mina en el nivel San Miguel se reemplazará la locomotora BEV actual a batería que jala 2 carros mineros (U-35 y U-40); por una locomotora nueva a batería, con una capa-

cidad de tracción de 2 carros mineros (U-40),
cuya producción estimada será la siguiente:

Producción = $4.4\text{Ton/viaje} * 4\text{viajes/hora} * 24$
 $\text{horas/día} * 0.8 * 0.74$

Producción = $250\text{Ton/día} * 28 \text{ días/mes}$

Producción = 7000 Ton/mes.

Con lo cual se cumplirá el plan de producción.
Esta locomotora operará en el nivel San Miguel y
extraerá mineral proveniente del buzón 685
principalmente.

II.a.7 Transporte Mina-Planta.

Como sabemos para el transporte Mina-Planta,
éste se realiza por el sistema de cablecarril que
trabaja con un sistema basado íntegramente en el
contrapeso, llegando a alcanzar los baldes en su
descenso una velocidad de hasta 60KM/HR. La
capacidad nominal de los baldes es de 0.600
TM/balde, pudiendo oscilar entre 0.550TM
0.700TM/balde, estando limitado a un sólo balde,
no teniéndose estaciones intermedias ni soportes
que permitan un incremento de la capacidad de
acarreo. Por todo lo anterior expuesto se optó
por optimizar la capacidad de transporte Mina-
Planta, realizando para ello un estudio de
tiempos de carguío y transporte de este sistema
en las mejores condiciones y, condiciones

adversas y en promedio el cual se encuentra en forma resumida en el siguiente cuadro:

Tiempos/viaje	Carguio	Viaje/Hr.	EF	TM/Hr.	TM/Día
Máx. 2.50min	1.3min	Min. 15	0.92	8.28	198.72
Med. 2.00min	1.3min	Med. 18	0.92	9.93	238.50
Min. 1.80min	1.3min	Máx. 19	0.92	10.48	252.00

De la tabla podemos inferir de que es posible alcanzar la producción planeada a 250 TMD, en el menor tiempo de viaje y mayor número viajes/Hr.

II.a.8 Sostenimiento en las labores mineras:

Dado que la roca caja en la que se encuentra emplazado la veta Farallón es competente (Adame-lita en el Intrusivo y Andesita en el Volcánico); con una ligera alteración, se seleccionó el método de explotación Shrinkage dinámico, donde los blocks de mineral económico son explotados uno a continuación de otro, quedando separado por pilares de 3 a 4mt. c/u, con la finalidad de garantizar la estabilidad de las cajas y para mantener seguro los niveles superior e inferior. También se dejan pilares en las chimeneas Norte y Sur respectivamente.

Al dejar los pilares respectivos luego de vacear totalmente el block, se llega a recuperar el 87% del mineral explotable por block.

II.a.9 Rendimiento a obtenerse:

El rendimiento a obtenerse al optimizar la capacidad de transporte del sistema de cablecarril es:

Tpo. de viaje = 1.80min.

Tpo. de carguío = 1.30min.

Viajes/Hr. = 19

Eficiencia = 0.92

Rendimiento = 10.48TM/Hr.

Eficiencia Total Minas

$$\text{Eficiencia Total Mina} = \frac{7,000}{3,400 \text{ Tareas}} = 2.05$$

Comparando el sistema actual:

Tpo. de viaje = 2.00min.

Tpo. de carguío = 1.30min.

Viajes/Hr. = 18

Eficiencia = 0.92

Eficiencia total Minas

$$\text{Eficiencia Total Mina} = \frac{6,566.2 \text{ TM}}{3,392 \text{ Tareas}} = 1.94$$

Por tanto el plan de optimización es mas eficiente y tiene mayor rendimiento en 5.5% más que el sistema actual.

II.a.10 Costo de Minado.

El costo de minado a obtener para el plan de optimización en forma resumida es el siguiente:

TIPO DE LABOR	TOTAL US\$/TM
Exploración y Desarrollos	2.532
Preparación	1.517
Explotación	4.539
Transporte(Mina-Planta)	0.900
Servicios Auxiliares	1.272
Mantenimiento	0.940
Total	<u>11.700</u>

II.a.11 Comparación del costo de minado del sistema actual (VS) el planeado a optimizar.

Para lo cual presentamos el siguiente cuadro comparativo:

TIPO DE LABOR	METODO ACTUAL (US\$/TM)	PLAN DE OPTIMIZACION (US\$/TM)
Exploración y Desarrollos	2.021	1.892
Preparación	1.117	1.045
Explotación	6.037	5.651
Transporte(Mina-Planta)	0.962	0.900
Servicios Auxiliares	1.359	1.272
Mantenimiento	1.004	0.940
TOTALES	12.500	11.700

Comparando costos vemos que el plan de optimización es de menor costo en 6.83% que en el sistema de minado actual.

II.a.12 Operación de la planta concentradora al aplicar el plan de optimización en Mina.

Respecto a la planta concentradora no será necesario añadir equipo adicional alguno ya que con el equipo que se cuenta es suficiente hacerlos operar a 250TMD, es decir la planta trabajará a su máxima capacidad.

El ritmo de operación será el siguiente:

La planta trabajará 7 días/semana.

2 turnos de 12hr c/u.

28 días/mes

336 días/año

RCM = 7.3

BALANCE METALURGICO CALCULADO ANUAL A 250TMD

PRODUCTO	TMS	L E Y E S %				CONTENIDO METALICO: TMS							RECUPERACIONES				
		% PESO	% Cu	% Pb	% Zn	Ac OZ/TC	Au OZ/TC	Cu TM	Pb TM	Zn TM	Ag Kgr	Au Kgr	Cu	Pb	Zn	Ag	Au
Cabeza	84,000.00	100.00	1.122	1.889	5.244	2.764	0.034	942.411	1,586.679	4,464.822	7,961.448	98.196	100.000	100.00	100.000	100.000	100.000
Con. Bulk	11,506.85	13.70	7.560	12.970	37.020	18.230	0.290	896.918	1,492.438	4,259.836	7,215.820	96.740	92.306	94.06	96.708	90.635	92.407
Relave	72,493.15	86.30	0.100	0.130	0.200	0.300	0.003	72.493	94.241	144.986	745.628	7.456	7.692	5.94	3.292	9.365	7.593

 RCM = 7.3

II.B SERVICIOS AUXILIARES.

II.b.1 Ventilación.

La ventilación en la mina Farallón es natural. Se veía que en el nivel Exito y el tajeo 315 se acumulaban los gases y la evacuación de estos era dificultosa.

Dado los problemas de ventilación que ocurrían en la mina realicé un estudio de ventilación del cual presento a continuación un resumen y conclusión de lo realizado.

Luego de tomar datos de campo como son velocidades de aire en diversas secciones de galerías y tajeos con anemómetro, tubo de humo; así como también la determinación del área de las secciones donde se midieron dichas velocidades.

- Caudal de aire disponible en mina:

NIVEL	ENTRADA DE AIRE
Exito	5856.02 CFM
Triunfo	4931.52 CFM
Riqueza	2811.66 CFM
	<hr/>
TOTAL	13599.20 CFM
NIVEL	SALIDA DE AIRE

Esperanza	570.20 CFM
Gran Fortuna	14645.39 CFM
TOTAL	<u>15215.59 CFM</u>

Balance de aire = 15215.59 CFM - 13599.20 CFM

Balance de aire = 1616.39 CFM ==> Error
aprox. 10% permisible.

- Caudal de aire requerido en mina:

i.) Cantidad de aire por personal:

LABOR	No. PERSONAS	CANTIDAD MINIMA/HOMBRE	CANTIDAD TOTAL
Nv.Exito	6	212 CFM	1272 CFM
Tajeo 315	9	212 CFM	1908 CFM
Nv.Triunfo	2	212 CFM	424 CFM
Tajeo 275	6	212 CFM	1272 CFM
Nv.Esperanza	2	212 CFM	424 CFM
Nv.Gran Fortuna	2	212 CFM	424 CFM
Tajeo 372	6	212 CFM	1272 CFM
		TOTAL	<u>6996 CFM</u>

ii.) Cantidad de aire requerido para diluir y
transportar el anfo:

Sabemos que:

$$Q = V \times A$$

Donde: Q = Caudal pies³/min

A = Area en pie².

V = Velocidad en pie/min.

Nv. Exito $Q1 = A1 \times V1 = 42.79 \text{pie}^2 \times 66 \text{pie}/\text{min} = 2824.14$
 Nv. Triunfo $Q2 = A2 \times V2 = 44.00 \text{pie}^2 \times 66 \text{pie}/\text{min} = 2904.00$
 Nv. Gran Fortuna $Q3 = A3 \times V3 = 45.00 \text{pie}^2 \times 66 \text{pie}/\text{min} = 2970.00$
 TOTAL 8698.14

por tanto:

Caudal Requerido = 15,624.14 CFM

Pero:

Caudal Disponible = 15,215.58 CFM

Vemos que el caudal disponible es un poco menor que el caudal requerido.

Si analizamos el nivel Exito y vemos de los cuadros anteriores lo siguiente:

Caudal disponible Nv. Exito	5856.02 CFM
Caudal de aire requerido en	
el Nv.Exito y tajeo 315	6004.14 CFM
Déficit de aire	<u>148.12 CFM</u>

Debido al déficit de aire encontrado se presentaban problemas de ventilación en esta zona de trabajo y se requería una solución inmediata; así que recomendé taponear las chimeneas CH041 Y CH140, debido a que según los cálculos por ahí se escapaba gran cantidad de aire; por tanto luego del taponeo dio como consecuencia una mejor ventilación en la zona de trabajo.

PARA LA GALERIA SAN MIGUEL:

En esta galería recomendé un ventilador extractor de 5000 CFM debido a que esta galería se rehabilitaría. Para lo cual se tuvo en cuenta lo siguiente:

Caudal requerido:

LABOR	N PERSONAS	CANTIDAD DE AIRE/HOMBRE	CANTIDAD AIRE TOTAL
NV. SAN MIGUEL	2	212 CFM	414 CFM
TAJEO 202	6	212 CFM	1272 CFM
		SUB TOTAL	1686 CFM

Cantidad de aire para diluir y transportar

Anfos

$$Q = A \times V = 45 \text{ pie}^2 \times 66 \text{ pie/min} = 2970 \text{ CFM}$$

TOTAL	4656 CFM
--------------	-----------------

II.b.2 Aire Comprimido.

La casa de compresoras está ubicada cerca de la bocamina del nivel Triunfo (4209.388mm).

Capacidad disponible de aire comprimido:

Se cuenta con dos compresoras estacionarias idénticas, marca INGERSOLL RAND, c/u de una sola etapa, cuyas características de son:

- Capacidad Nominal : 715 CFM
- Radio de presión de operación : 125 PSIG
- Potencia : 180.5HP
- Voltaje : 460V
- Fases : 3

Estas 2 compresoras, a través de una red de tuberías distribuyen el aire comprimido a los trabajos productivos y operaciones en exploraciones y desarrollos.

Presentamos el siguiente cuadro:

CANTIDAD DE COMPRESORES ESTACIONARIOS	MARCA	CAPACIDAD NOMINAL (CFM)	CAPACIDAD REAL (CFM A 4200MSNM)
01	INGERSOLL RAND	715	441
01	INGERSOLL RAND	715	441
SUB-TOT. 02		1430	882 CFM
COMPRESOR PORTATIL 01	INGERSOLL RAND	450 CFM	277 CFM
TOTAL			1159 CFM

Por tanto la capacidad real total disponible es 1159CFM.

- Capacidad requerida de aire comprimido:
Presentamos el siguiente cuadro resumen:

CANTIDAD PERFORADORAS	MARCA	CONSUMO NOMINAL (CFM)	CONSUMO REAL (CFM)	CONSUMO TOT. REAL (CFM)
03	MONTABERT	121	172	516
07	GARDNER DENVER	96	136	952
TOTAL	10			1468 CFM

El consumo de las 10 perforadoras corrigiendo por un factor de simultaneidad = 0.75 será:

$$1468 \text{ CFM} \times 0.75 = 1101 \text{ CFM}$$

Luego la capacidad disponible de aire comprimido es 1,101CFM y cubre la demanda de aire requerido.

II.b.3 Suministro de Energía Eléctrica.

Se jala energía eléctrica de la sub-estación Pablo Booner ó en casos extremos de la central de Moyopampa (Eléctrolima); donde esta energía es distribuida tanto en la mina como en la planta concentradora, siendo el consumo de energía en mina y planta de 272,000 Kw/mes.

En mina se tiene una torre de 10,000 voltios, del cual la corriente es conducida a un almacenador de corriente y un sistema de 6 transformadores; los cuales transforman la corriente a 440 voltios. La corriente ya transformada alimenta a las 2 compresoras estacionarias en mina con

corriente trifásica. Esta energía también es aprovechada para el alumbrado de campamento, caminos, casa de lamparas, casa de compresoras en mina; así como también alimenta energía a la maquinaria y campamento existente en la planta concentradora.

II.b.4 Disponibilidad de Agua.

El agua para la perforación y demás servicios en mina proviene de un reservorio ubicado a 4,400 msnm., cuya capacidad es de 7,130 Lts., el cuál es alimentado por un riachuelo; también por la quebrada Condorsune cerca del nivel San Miguel se toma agua proveniente del río que pasa por esa quebrada y mediante una red de tuberías el agua es transportada al campamento ubicado en mina.

En la planta concentradora el agua necesaria para la planta concentradora es tomada de un reservorio que se encuentra cercano al punto de descarga de mineral del cable carril. El agua existente satisface las necesidades de dicha planta.

II.b.5 Programa de Seguridad é Higiene Minera de la Empresa.

En lo que respecta a este punto en forma resumida diremos lo siguiente:

En coordinación con el departamento de seguridad de la mina Farallón, se ha elaborado un programa de seguridad é higiene minera con la finalidad de prevenir accidentes, eliminando los actos y condiciones inseguras que puedan existir; para lo cuál se realizará inspecciones diarias a labores subterráneas y una vez por semana a la planta concentradora y talleres de superficie, exigiéndoles mantenimiento de orden y limpieza de su área de trabajo. Uso correcto de herramientas adecuadas y uso de implementos de protección personal.

Meñualmente se realizará inspecciones de al polvorín principal, depósito de nitrato de amonio y sala de preparación de anfo, controlándose el correcto almacenamiento de las cajas de dinamita y los sacos de nitrato de amonio; así como también, la distribución de los mismos, teniendo en cuenta la fecha de expedición ó fabricación.

Una vez por mes se realizará la inspección de todos los extinguidores existentes en mina y

planta; así como también en los depósitos de líquidos inflamables, chequeándose el buen estado de funcionamiento.

Todas las inspecciones serán realizadas por el Ing. de Seguridad, acompañado por el jefe de sección respectivo, anotándose en el libro de seguridad las recomendaciones hechas como resultado de los mismos.

Cada dos meses y cuando las circunstancias lo requieran se efectuará evaluaciones de Ventilación, levantándose un plano general de ventilación y tomándose las medidas necesarias a fin de mantener bien ventiladas todas las labores para lo cual se hará uso de Ventilación Natural y ventilación mecánica según las circunstancias lo requieran.

Mensualmente se llevarán cuadros estadísticos de accidentes teniendo en cuenta las causas que lo producen, la hora de ocurrencia y los días de la semana, edad de los accidentados, etc. y de acuerdo a estos resultados se planeará campañas a fin de que se evite que se produzca accidentes similares.

El cumplimiento del programa de seguridad estará supeditado a la colaboración de la empresa, Jefes de sección, trabajadores y comité de

seguridad; así como estará bajo el control del Jefe de Programa de Seguridad é Higiene Minera.

Otras medidas a realizar son las siguientes:

- Elaboración de afiches de seguridad, los cuales se ubicaran en lugares visibles con el fin de evitar accidentes.
- Control de implementos de seguridad respecto a la calidad y durabilidad.
- Análisis bacteriológico del agua potable; es decir cada mes se tomarán muestras de agua y serán enviadas a los laboratorios para su análisis respectivo. Las muestras se tomarán de las fuentes de abastecimiento, el sistema de distribución y los depósitos.
- Cuadrilla de salvataje minero, compuesto por doce miembros (6 en cada guardia) y por lo general pertenecerán a diferentes especialidades (perforistas, tuberos, enmaderadores, etc.). Esta cuadrilla recibirá entrenamiento sobre el manejo de equipo de seguridad (oxigenación y rescate), manejo de detectores de gas, primeros auxilios, cronómetros, etc.
- Se contará con 12 efectivos de la Guardia Republicana para seguridad antisubersiva.

II.C ASPECTO ECONOMICO FINANCIERO.

II.c.1 Costo Total de Inversión:

El costo total de la inversión necesaria para realizar el plan de optimización de las operaciones mineras en la mina Farallón se resume en el siguiente cuadro:

INVERSION GLOBAL (US\$)

Concepto	Inversión Fija	Capital de Trabajo	TOTAL INVERSION
Plan de Optimización.	154,500	1,456	155,956

II.c.2 Desgregado Costo de Inversión:

INVERSION FIJA :	US\$
7 Perforadoras Jack Leg	24,885
3 Perforadoras Stoper	10,665
1 Locomotora a Bateria	40,000
1 Ventilador	5,000
Seguridad	8,000
Sub-Total	88,550
Imprevistos (10%)	8,855
Repuestos	45,500
Sub-Total	142,905
Escalamiento (8.113%)	11,595
TOTAL	154,500 =====
CAPITAL DE TRABAJO	US\$
39.52US\$/TM * 28Dias/Mes * 1Mes * 250TM/Dia	276,640
42.00US\$/TM * 28Dias/Mes * 1Mes * 234TM/Dia	275,184
TOTAL	1,456

II.c.3 Financiamiento.

Estructura Financiera:

La estructura del capital propuesto es el siguiente:

	US\$	%
Autofinanciación	62,382.40	40
Préstamo	93,573.60	60
TOTAL	155,956.00	100

La financiación se hará a través de la CORPORACION ANDINA DE FOMENTO, línea de crédito que maneja COFIDE.

Las condiciones para la financiación son:

- Monto de crédito = US\$ 93,573.60 en moneda extranjera.
- Tasa de interés = 21% anual.
- Término de crédito = 3 años.
- Costo de Oportunidad = 15%.

II.c.4 Costo de Operación.

Los costos de operación son los siguientes:

	250TMD (US\$/TN)	234TMD (US\$/TN)
MINADO	11.70	12.50
PLANTA	11.23	12.00
SERVICIOS AUXILIARES	1.87	2.00
TRANSPORTE DE CONCENTRADO	3.35	3.35
ADMINISTRACION Y GASTOS GENERALES	3.74	4.00
GASTOS DE VENTA	7.63	8.15
COSTO DE OPERACION	39.52	42.00

II.c.5 Valor de la producción

CUADRO DE VALORIZACION:

VALORIZACION CONCENTRADO BULK 1991
(PASMINGO EUROPE ENGLAND)

PAGOS:

Elemen.	%/Oz TM	UNID	DM	PRICES	US\$/TM
Zn	37.02	0.85	7.00	54.75 USC\$/Lb	362.35
Pb	12.97	0.00	0.00	27.31 USC\$/Lb	78.09
Cu	7.56	0.25	0.00	95.00 USC\$/Lb	39.57
Ag	18.29	0.90	2.89	3.91 US\$/Oz	60.21
Au	0.23	0.80	0.00	370.26 US\$/Oz	68.13
					<u>608.35</u>

DEDUCCIONES:

				US\$/TM
Maquila				272.00
Escalador	1650	0.12	-0.08	-35.44
Ref.Ag \$/kg de Ag pagable		6		2.87
				<u>239.44</u>
VALOR DE CONCENTRADO NETO (US\$/TM)				<u><u>368.9155</u></u>

VALOR DE MINERAL SISTEMA ACTUAL (VM):

RCM = 7 ==> VM = 52.70222

VALOR DE MINERAL PLAN DE OPTIMIZACION

RCM = 7.3 ==> VM = 50.53637

II.c.6 Evaluación Económica Financiera.

La evaluación del plan de optimización de la mina Farallón se ha efectuado a nivel económico, en términos incrementales utilizándose como indicadores los siguientes métodos:

- **La Tasa Interna de Retorno Financiera (TIRF)**, que es la tasa a la cual la inversión es repagada con los ingresos generados. Si el TIRF es mayor que el costo de oportunidad, quiere decir que el plan de optimización es una buena alternativa de inversión.
- **El Valor Actual Neto (VAN)**, que es que es la diferencia entre el valor presente de los flujos generados por el plan propuesto, a la tasa de interés prevaeciente del mercado y el monto total de la inversión. Un VAN positivo representa el beneficio neto generado al aplicar el plan de optimización.
- **Indice de Rentabilidad (IR)**, que es la relación Beneficio/Costo.
- **El PAY BACK**, que es el período de recuperación del capital.
- **La Cobertura de la Deuda**, que es la capacidad de pago durante el período de amortización de la deuda.

* Factores asumidos para la evaluación Económica-Financiera.

La evaluación económica se efectúa en términos reales del 31 de Diciembre de 1990.

En la proyección de los estados financieros, se ha considerado el pago de Regalías por el contrato referente a la explotación del yacimiento, sobre la base del 7% de los ingresos por ventas.

La depreciación es lineal en 3 años.

La comunidad minera se considera 10% de la Utilidad Bruta.

El impuesto a la Renta se considera 30% de la Utilidad imponible.

La participación de INGEMMET es del 1.5% de la utilidad imponible.

El financiamiento es el 60% de la inversión total.

II.c.7 Estado de Perdidas y Ganancias.

En los siguientes cuadros mostramos los resultados económicos de la operación a 234TMD, 250TMD y de los incrementales para un período de operación de 3 años, calculados de acuerdo a los dispositivos legales:

234TMD

AÑO	US\$*10 ³
1 (1991)	319.13
2 (1992)	319.13
3 (1993)	177.53

250TMD

AÑO	US\$*10 ³
1 (1991)	343.61
2 (1992)	351.69
3 (1993)	190.24

INCREMENTALES

AÑO	US\$*10 ³
1 (1991)	3.77
2 (1992)	11.85
3 (1993)	(8.00)

Todos estos datos fueron obtenidos del cuadro de Estados y Perdidas de Ganancias que adjuntamos mas adelante.

II.c.8 Flujo de Fondos.

Los resultados de los flujo de fondos para un horizonte financiero de 3 años se muestran en los siguientes cuadros, donde se podrá notar que el proyecto genera flujos netos positivos desde el primer año, permitiendo apreciar la capacidad del plan de optimización para cubrir sus obligaciones financieras:

234TMD

AÑO	US\$*10³
0	(100.76)
1 (1991)	383.77
2 (1992)	383.77
3 (1993)	237.46

250TMD

AÑO	US\$*10³
0	(62.38)
1 (1991)	397.36
2 (1992)	406.22
3 (1993)	244.55

INCREMENTALES

AÑO	US\$*10³
0	(38.38)
1 (1991)	24.08
2 (1992)	32.16
3 (1993)	17.28

Todos estos datos han sido obtenidos de los cuadros de estados financieros de flujo de fondos que adjuntamos mas adelante.

II.c.9 Determinación de la Rentabilidad.

El análisis de la rentabilidad se hace de los incrementales del aporte propio para llevar a cabo el plan de optimización y la diferencial de los flujos netos obtenidos entre la operación con el plan de optimización y la operación actual. Se considera el año 0 al iniciar el año 1991. El análisis se hace sólo para los años que dura la reserva probado-probale (2.62 años).

Los indicadores utilizados para medir la rentabilidad son los siguientes:

Tasa interna de retorno Financiero(TIRF):

La tasa interna de retorno financiero del aporte inicial incremental, US\$38,380 es 38.87%; es decir mas del 20% del costo de oportunidad, lo que indica que el proyecto es atractivo.

El Valor Actual Neto de los flujos incrementales (VAN):

Descontados al 15% es de US\$ 15,191.5. Estos resultados ratifican la capacidad económica del plan de optimización a llevar a cabo.

El Indice de Rentabilidad de los flujos incrementales (IR):

Que es la relación Beneficio Costo es de 1.40 .

Periodo de Recuperación del Capital (PAY BACK):

Se Requiere de 1.97 años para que la suma de los beneficios netos igualen al monto de aporte, descontados a una tasa de actualización del 15% en US\$. Esto considerando sólo los flujos incrementales.

Cobertura de la Deuda:

La capacidad de pago de la proyección de los flujos incrementales durante el período de amortización de la deuda que se muestra a

continuación, refuerza la garantía financiera a corto plazo.

Considerando que:

SD = Servicio de la Deuda (Intereses+Amortizaciones).

FF = Flujo de Fondos Netos Disponibles.

AÑOS/US\$10 ³	0	1	2	3
Flujo de Fondos Netos	24.08	28.12	17.28	
Cobertura de la deuda(SD+FF)/SD	1.47	1.63	1.46	
Flujo de Fondos Acumulado	24.08	52.21	69.48	
Cobertura de deuda acumulada(SD+FF)/SD	1.47	2.18	2.84	

II.c.10 Análisis de Sensibilidad.

Se realizó el análisis de sensibilidad para los flujos incrementales del plan de optimización a factores importantes, tales como valor de ventas (precio de metales), monto de inversión y costo de operación con la finalidad de poder conocer como varía el TIR y/o el VAN. En el siguiente cuadro mostraremos las variaciones obtenidas:

Factor Considerado	- Variación	Estimado Base	+ Variación
Valor de Ventas	-10%	US\$ 101.88\$103	+5%
TIR/VAN \$		20.56/3,455.48	38.87/15,191.5
			47.76/21,060
Costo de Operación	-10%	US\$ 17.5\$103	+20%
TIR/VAN \$		42.17/17,355.77	38.87/15,191.5
			32.21/10,863
Monto de Inversión	-5%	US\$ 38.38\$103	+15%
TIR/VAN \$		39.39/14,692.27	38.87/15,191.5
			37.59/16,689

OPERACION ACTUAL DE LA MINA FARALLON(234 TMD)

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

CONDICION CONSERVADORA

		(MILES DE US\$)			
CONCEPTO/ AÑOS	0	1	2	3	
Produccion(TM)		78,624	78,624	45,864	
INGRESO POR VENTAS		4143.48	4143.48	2417.03	
Regalias(7%)		290.04	290.04	169.19	
Costos de produccion		2346.93	2346.93	1369.04	
Gastos Administrativos		314.50	314.50	183.46	
Gastos de venta		640.79	640.79	373.79	
Gastos Financieros		0.00	0.00	0.00	
Depreciacion		33.59	33.59	33.59	
UTILIDAD BRUTA		517.65	517.65	287.97	
COMUNIDAD MINERA (10%)		51.76	51.76	28.80	
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		465.88	465.88	259.17	
Impuesto a la renta(30%)		139.76	139.76	77.75	
Ingemmet(1.5%)		6.99	6.99	3.89	
UTILIDAD DEL EJERCICIO		319.13	319.13	177.53	
FLUJO DE FONDOS					
=====					
FUENTES					

Utilidad Neta		319.13	319.13	177.53	
Depreciacion		33.59	33.59	33.59	
Particip. Directorio (6%)		31.06	31.06	17.28	
Recup. Capital de Trabajo		0.00	0.00	0.00	
Valor de rescate				9.07	
TOTAL FUENTES		383.77	383.77	237.46	
USOS					

Amortizaciones	0.00	0.00	0.00	0.00	
Inversiones	100760.00	0.00	0.00	0.00	
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-100.76	383.77	383.77	237.46	

IR = 7.46

T.I.R.F.
372.13%

VAN(15%) = 679,281.73 US\$

 CONDICION CONSERVADORA
 OPERACION ACTUAL 234 TMD

TASA %	VAN	AÑOS	FLUJOS	FLUJOS	TIEMPO
ANUAL	ANUAL	ACTUAL.	ACT.ACUM.	AJUSTADO	
0.00	904.25	1.00	319.81	319.81	4.21
20.00	622.98	2.00	266.51	586.32	8.80
50.00	396.02	3.00	164.91	751.23	11.64
100.00	216.75			100.76	0.44
150.00	129.35	0.44			AÑOS
200.00	70.60	5.24			MESES
250.00	45.76				
300.00	22.88				
350.00	12.23				
350.00	6.08				
400.00	-6.75				

Regression Output:

Constant	-1.29791
Std Err of Y Est	1.034307
R Squared	0.572082
No. of Observations	4
Degrees of Freedom	2
X Coefficient(s)	0.017217
Std Err of Coef.	0.010529

PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON (250 TMD)

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS		***** CONDICION CONSERVADORA *****			

		(MILES DE US\$)			
CONCEPTO/AÑOS	0	1	2	3	

Produccion(TMD)	84,000	84,000	49,000		
INGRESO POR VENTAS	4245.36	4245.36	2476.46		
Regalias(7%)	297.18	297.18	173.35		
Costos de produccion	2364.60	2364.60	1379.35		
Gastos Administrativos	314.16	314.16	183.26		
Gastos de venta	640.92	640.92	373.87		
Gastos Financieros	19.65	13.10	6.55		
Depreciacion	51.50	51.50	51.50		
UTILIDAD BRUTA	557.35	563.90	308.58		
COMUNIDAD MINERA (10%)	55.74	56.39	30.86		
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS	501.62	507.51	277.72		
Impuesto a la renta(30%)	150.49	152.25	83.32		
Ingenmet(1.5%)	7.52	7.61	4.17		
UTILIDAD DEL EJERCICIO	343.61	347.65	190.24		
FUJJO DE FONDOS					

FUENTES					

Utilidad Neta	343.61	347.65	190.24		
Depreciacion	51.50	51.50	51.50		
Particip. Direct.(6%)	33.44	33.83	18.51		
Recup. Capital de trabajo			1.46		
Valor de rescate			14.04		
TOTAL FUENTES	428.55	432.98	275.74		
USOS					

Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19	
Inversiones	155956.00				
Inversion Fija	154500.00				
Capital de Trabajo	1456.00				
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-62.38	397.36	401.79	244.55	

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		8.82	10.07	7.48	
Flujo de Fondos Acumulado		397.36	799.15	1043.71	
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		8.82	19.04	28.65	

		IR =	12.99		
T.I.R.F.	632.25%	VAN(15%) =	747,759.05 US\$		

CONDICION CONSERVADORA	TASA % ANUAL	VAN ANUAL	AÑO FLUJOS ACTUA.	FLUJOS ACT.ACUM.	TIEMPO AJUSTADO
OPERACION OPTIMIZACION 250 THD	0.00	981.32	1.00	345.53	0.93
	0.10	814.65	2.00	303.81	2.20
	0.15	747.76	3.00	160.80	2.87
	0.20	689.30		62.38	-0.25
	0.50	453.56	PAY BACK ==> 0.25 AÑOS		
	1.00	267.32	3.00 MESES		
		222.34	*****		
	1.50	176.50			
	2.00	123.77			
	2.20	108.49	Regression Output:		
	2.21	107.79	Constant		-0.51071
	2.30	101.73	Std Err of Y Est		0.247456
	2.40	95.47	R Squared		0.969382
	2.50	89.65	No. of Observations		3
	3.00	65.89	Degrees of Freedom		1
	4.00	35.12	X Coefficient(s)	0.004172	
	5.00	16.14	Std Err of Coef.	0.000741	
	3.50	9.15			
	6.00	3.30			
	6.50	-1.66			
	7.00	-5.96			

CUADRO DE VALORES INCREMENTALES
(MILES US\$)

CONCEPTO/AÑO	1991	1992	1993 (7 MESES)
Produccion sin Optimizacion(TM)	78,624.00	78,624.00	45,864.00
Produccion con Optimizacion(TM)	84,000.00	84,000.00	49,000.00
PRODUCCION INCREMENTAL (TM)	5,376.00	5,376.00	3,136.00
Ingresos sin optimizacion	4,143.48	4,143.48	2,417.03
Ingresos con Optimizacion	4,245.36	4,245.36	2,476.46
INGRESOS INCREMENTALES	101.88	101.88	59.43
Costo de operacion sin Optimizacion	3,302.22	3,302.22	1,926.29
Costo de Operacion con Optimizacion	3,319.68	3,319.68	1,936.48
COSTOS DE OPERACION INCREMENTALES	17.46	17.46	10.19
Inversion sin Optimizacion	100.76		
Inversion con Optimizacion	62.38		
INVERSION INCREMENTAL	(38.38)		
Operacion sin optimizacion	234TMD		
Operacion con Optimizacion	250TMD		

VOLUMEN DE PRODUCCION ANUAL

AÑO	TM
1(1991)	84,000.00
2(1992)	84,000.00
3(1993)	49,000.00 ==> 7 MESES
TOTAL	217,000.00

PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS		CONDICION CONSERVADORA			
=====		*****			
		(MILES DE US\$)			
CONCEPTO/AÑOS	0	1	2	3	
Produccion(TM)		5,376	5,376	3,136	
INGRESO POR VENTAS		101.88	101.88	59.43	
Regalias(7%)		7.13	7.13	4.16	
Costos de produccion		17.6736	17.6736	10.3096	
Gastos Administrativos		-0.34	-0.34	-0.20	
Gastos de venta		0.13	0.13	0.08	
Gastos Financieros		19.25	13.10	6.55	
Depreciacion		51.50	51.50	51.50	
UTILIDAD BRUTA		6.12	12.67	-12.98	
COMUNIDAD MINERA (10%)		0.61	1.27	-1.30	
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		5.51	11.40	-11.68	
Impuesto a la renta(30%)		1.65	3.42	-3.50	
Ingenmet(1.5%)		0.08	0.17	-0.18	
UTILIDAD DEL EJERCICIO		3.77	7.81	-8.00	
FLUJO DE FONDOS					
=====					
FUENTES					

Utilidad Meta		3.77	7.81	-8.00	
Depreciacion		51.50	51.50	51.50	
Particip. Directorio(6%)		0.37	0.76	-0.78	
Recup. Capital de Trabajo				1.456	
Valor de rescate				4.97	
TOTAL FUENTES		55.27	59.31	48.47	
USOS					

Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19	
Inversiones	38376.00				
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-38.38	24.08	28.12	17.28	

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		1.47	1.63	1.46	
Flujo de fondos Acumulado		24.08	52.21	69.48	
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		1.47	2.18	2.84	

		IR =	1.40		
T.I.R.F.	39.87%	VAN(15%) =	15,191.50 US\$		

CONDICION CONSERVADORA FLUJOS INCREMENTALES	TASA % ANUAL	VAN ANUAL	AÑO	FLUJOS ACTUALIZ.	FLUJOS ACT.ACUM.	TIEMPO AJUSTADO
*****	0.00	31.11	1.00	20.94	20.94	0.93
*****	3.75	26.43	2.00	21.26	42.21	2.20
	7.50	22.80	3.00	11.36	53.57	2.87
	11.25	18.54			38.38	1.97
	15.00	15.19	PAY BACK ==>			1.97 AÑOS
	18.75	12.17				
	22.50	9.42				
	26.25	6.93				
	30.00	4.65				
	33.75	2.57				
	37.50	0.66				
	41.25	-1.10				
	45.00	-2.72				
	48.75	-4.23				
	50.00	-4.70				

APLICACION DRegression Output:
 Constant -0.31369
 Std Err of YRegression Output:0.244171
 R Squared 0.970190
 No. of Observations 3
 Degrees of Freedom 1

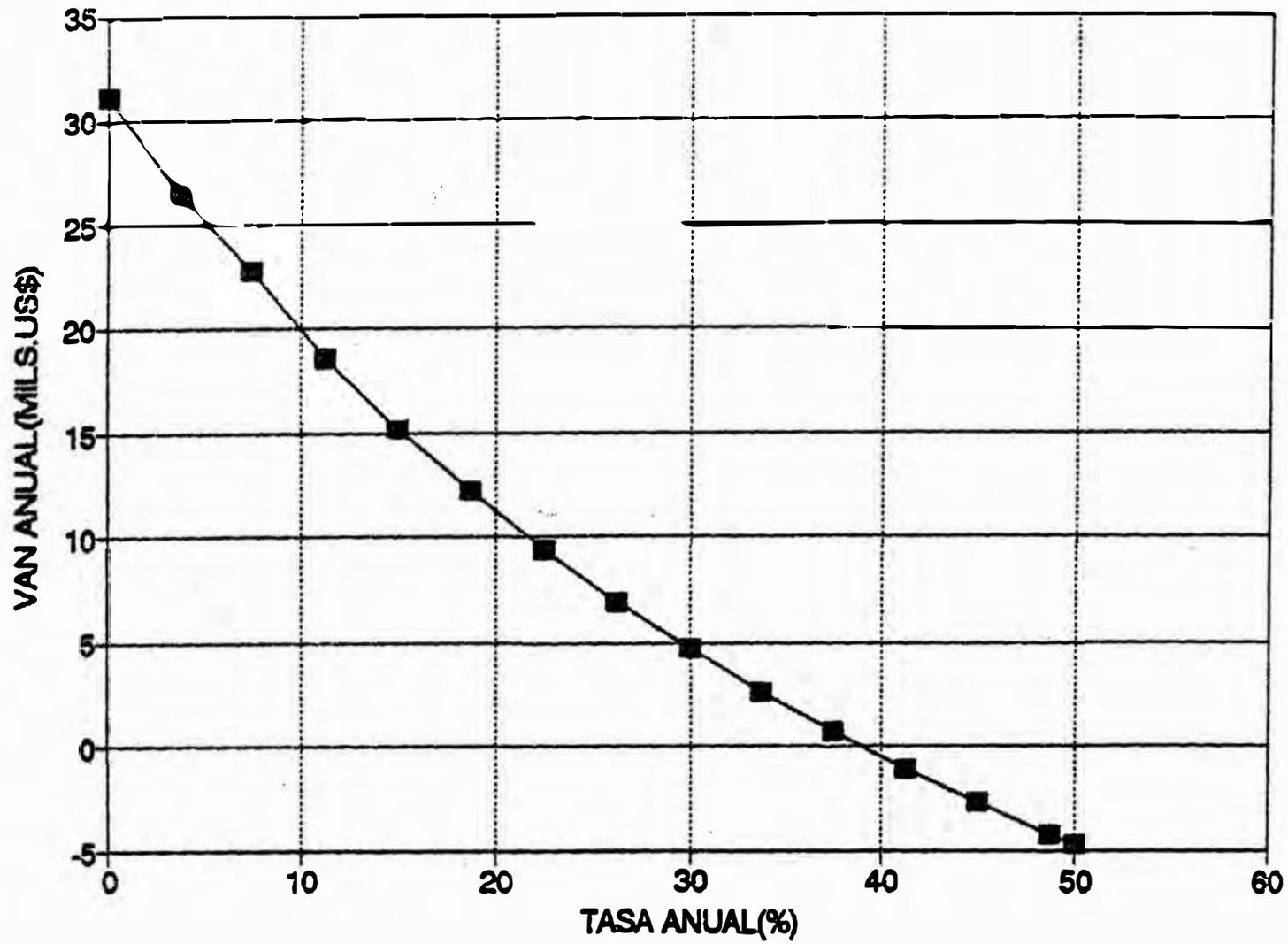
 X Coefficient(s) 0.059470
 Std Err of Coef. 0.010424

PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS
UNIDAD FARALLON(Cond.conservadora)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON(Cond.conservadora)



PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS -----		***** CONDICION PESIMISTA SENSIBILIDAD VALOR DE VENTAS (-10%) *****			
(MILES DE US\$)		0	1	2	3
CONCEPTO/AÑOS					
Produccion(TM)			5,376	5,376	3,136
INGRESO POR VENTAS			91.69	91.69	53.48
Regalias(7%)			6.42	6.42	3.74
Costos de produccion			17.67	17.67	10.31
Gastos Administrativos			-0.34	-0.34	-0.20
Gastos de venta			0.13	0.13	0.08
Gastos Financieros			19.65	13.10	6.55
Depreciacion			51.50	51.50	51.50
UTILIDAD BRUTA			-3.35	3.20	-18.50
COMUNIDAD MINERA (10%)			-0.34	0.32	-1.85
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS			-3.02	2.88	-16.65
Impuesto a la renta(30%)			-0.91	0.86	-5.00
Ingenmet(1.5%)			-0.05	0.04	-0.25
UTILIDAD DEL EJERCICIO			-2.07	1.97	-11.41
FLUJO DE FONDOS =====					
FUENTES -----					
Utilidad Neta			-2.07	1.97	-11.41
Depreciacion			51.50	51.50	51.50
Particip. Directorio(6%)			-0.20	0.19	-1.11
Recup. Capital de Trabajo					1.456
Valor de rescate					4.97
TOTAL FUENTES			49.43	53.47	45.06
USOS -----					
Amortizaciones	93.57		31.19	31.19	31.19
Inversiones	38376.00				
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-38.38		18.24	22.28	13.87

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD			1.36	1.50	1.37
Flujo de Fondos Acumulado			18.24	40.52	54.39
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD			1.36	1.91	2.44

T.I.R.F.

20.56%

VAN(15%) =

3,455.48 US\$

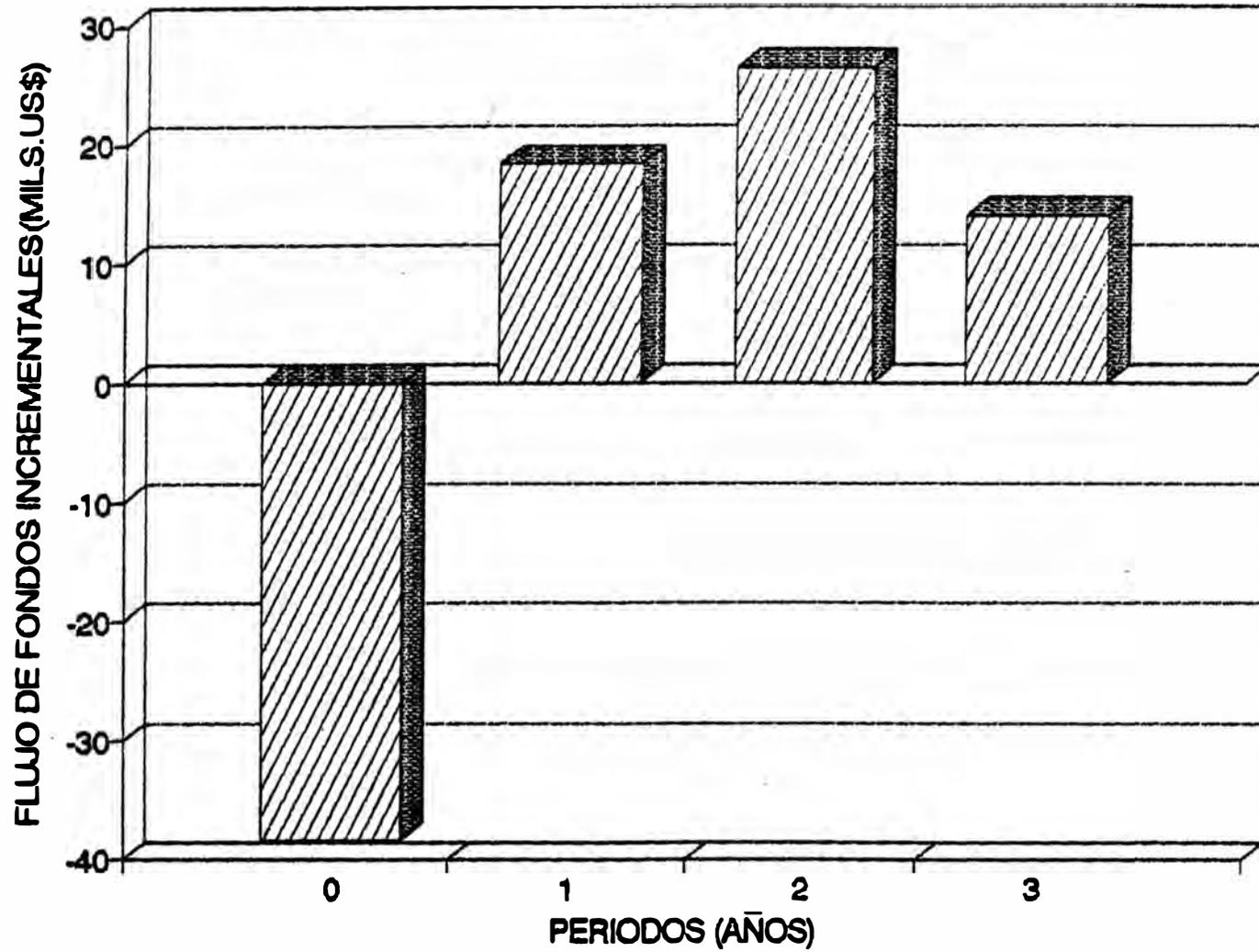
 SENSIBILIDAD VALOR DE
 VENTAS (-10%)

TASA %	VAN	NO FLUJOS	FLUJOS	TIEMPO
ANUAL	ANUAL	ACTUALIZ.	ACT.ACUM.	AJUSTADO
0.00	16.02	1.00	15.86	15.86 0.93
3.75	12.33	2.00	16.85	32.71 2.19
7.50	9.46	3.00	9.12	41.83 2.87
11.25	6.10			38.38 2.62
15.00	3.46	PAY BACK ==>		2.62 AOS
18.75	1.07			
22.50	-1.09			
26.25	-3.05			
30.00	-4.85			
33.75	-6.48			
37.50	-7.99			
41.25	-9.37			
45.00	-10.65			
48.75	-11.83			
50.00	-12.20			

APLICACION D
 Regression Output:
 Constant -0.25441
 Std Err of YRegression Output:0.239450
 R Squared 0.971331
 No. of Observations 3
 Degrees of Freedom 1
 No. of Observations 3
 X Coefficient(s) 0.074809
 Std Err of Coef. 0.012852

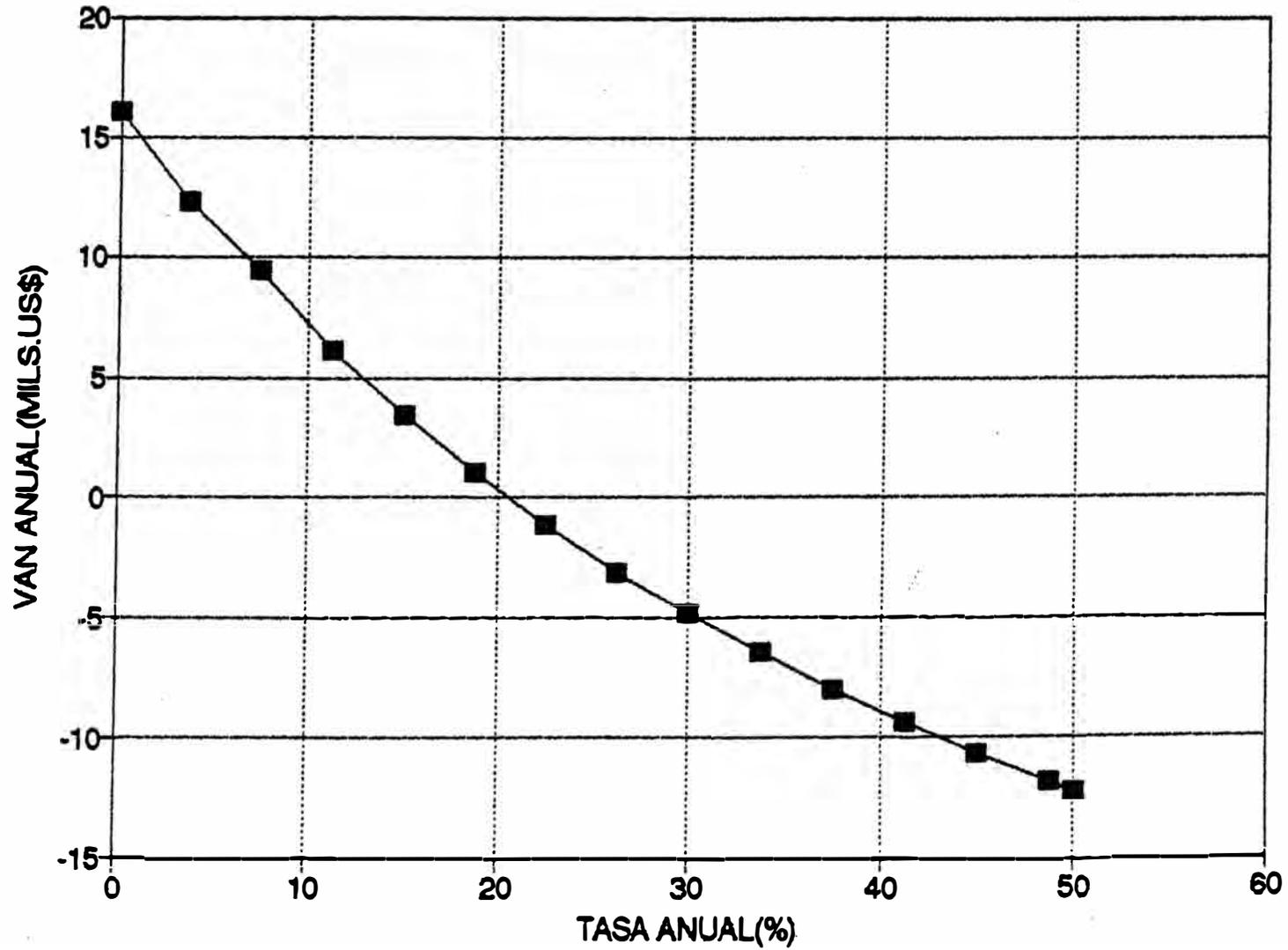
PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS

UNIDAD FARALLON (VALOR DE VENTAS -10%)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON (VALOR DE VENTAS -10%)



PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS -----		***** CONDICION OPTIMISTA SENSIBILIDAD VALOR DE VENTAS (+5%) *****			
(MILES DE US\$)					
CONCEPTO/AÑOS -----	0	1	2	3	
Produccion(TM)		5,376	5,376	3,136	
INGRESO POR VENTAS		106.97	106.97	62.40	
Regalias(7%)		7.49	7.49	4.37	
Costos de produccion		17.67	17.67	10.31	
Gastos Administrativos		-0.34	-0.34	-0.20	
Gastos de venta		0.13	0.13	0.08	
Gastos Financieros		19.65	13.10	6.55	
Depreciacion		51.50	51.50	51.50	
UTILIDAD BRUTA		10.86	17.41	-10.21	
COMUNIDAD MINERA (10%)		1.09	1.74	-1.02	
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		9.77	15.67	-9.19	
Impuesto a la renta(30%)		2.93	4.70	-2.76	
Ingemmet(1.5%)		0.15	0.24	-0.14	
UTILIDAD DEL EJERCICIO		6.69	10.73	-6.30	
 FLUJO DE FONDOS -----					
FUENTES -----					
Utilidad Neta		6.69	10.73	-6.30	
Depreciacion		51.50	51.50	51.50	
Particip. Directorio(6%)		0.65	1.04	-0.61	
Recup. Capital de Trabajo				1.456	
Valor de rescate				4.97	
TOTAL FUENTES		58.19	62.23	50.17	
 USOS -----					
Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19	
Inversiones	38376.00				
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-38.38	27.00	31.04	18.98	

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		1.53	1.70	1.50	
Flujo de Fondos Acumulado		27.00	58.05	77.03	
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		1.53	2.31	3.04	

I.I.R.F.
47.76%

VAN(15%) = 21,059.51 US\$

 SENSIBILIDAD VALOR DE
 VENTAS (+5%)
 #####

TASA % ANUAL	VAN ANUAL
0.00	38.65
3.75	33.49
7.50	29.47
11.25	24.77
15.00	21.06
18.75	17.71
22.50	14.68
26.25	11.92
30.00	9.40
33.75	7.10
37.50	4.98
41.25	3.04
45.00	1.24
48.75	-0.43
52.50	-1.97
56.25	-3.40

AÑO	FLUJOS ACTUALIZ.	FLUJOS ACT.ACUM.	TIEMPO AJUSTADO
1.00	23.48	23.48	0.93
2.00	23.47	46.95	2.20
3.00	12.48	59.44	2.87
		38.38	1.74
1.74	AÑOS		

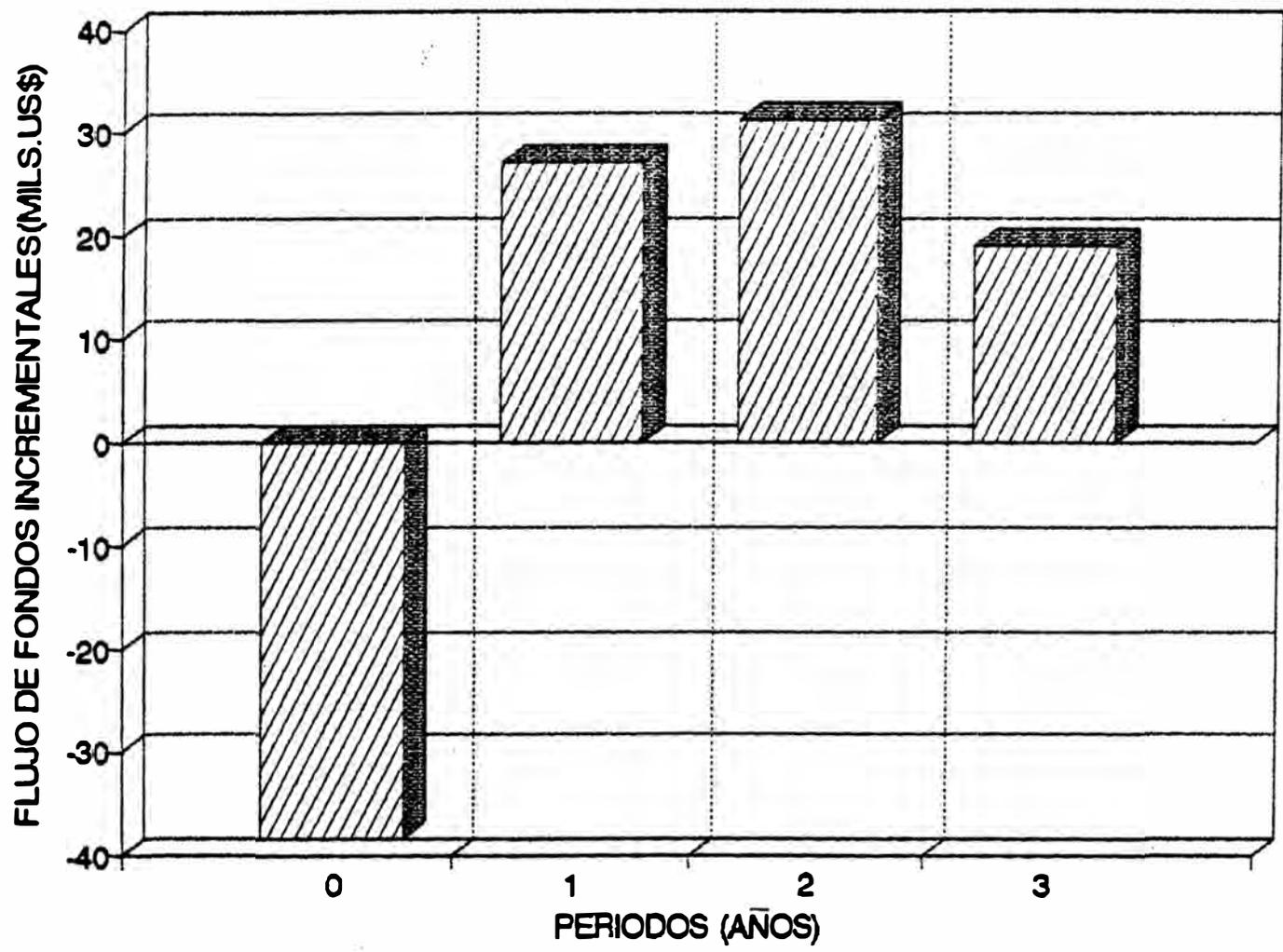
PAY BACK ==>

APLICACION DRegression Output:

Constant	-0.33539
Std Err of YRegression Output:	0.245816
R Squared	0.959787
No. of Observations	3
Degrees of Freedom	1
No. of Observations	3
X Coefficient(s)	0.053946
Std Err of Coef.	0.009521

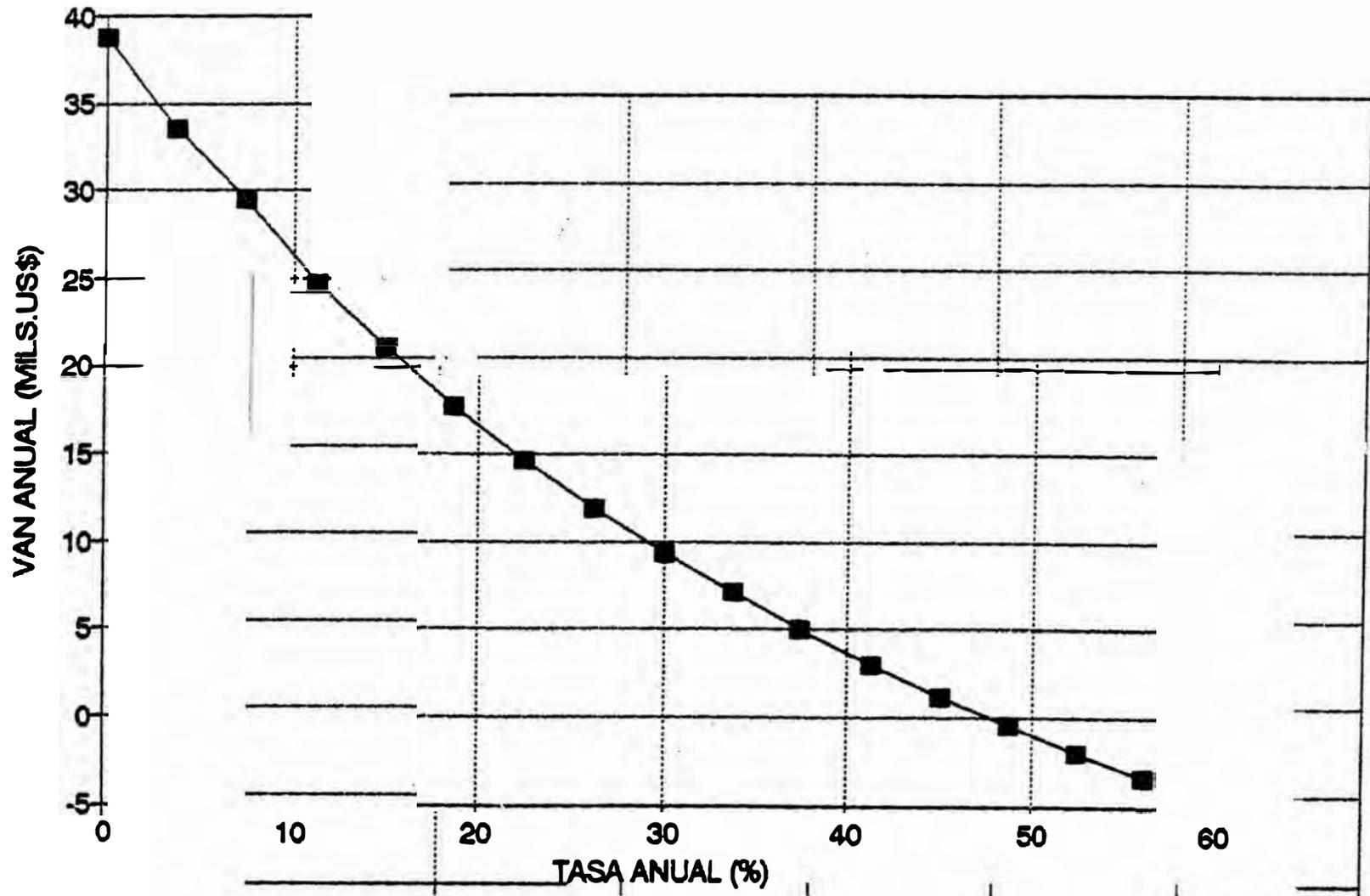
PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS

UNIDAD FARALLON (VALOR DE VENTAS +5%)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON (VALOR DE VENTAS +5%)



PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

CONCEPTO/AÑOS	(MILES DE US\$)			
	0	1	2	3
ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS				

Produccion(TM)		5,376	5,376	3,136
INGRESO POR VENTAS		101.88	101.88	59.43
Regalias(7%)		7.13	7.13	4.16
Costos de produccion		15.91	15.91	9.28
Gastos Administrativos		-0.30	-0.30	-0.18
Gastos de venta		0.12	0.12	0.07
Gastos Financieros		19.65	13.10	6.55
Depreciacion		51.50	51.50	51.50
UTILIDAD BRUTA		7.87	14.42	-11.96
COMUNIDAD MINERA (10%)		0.79	1.44	-1.20
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		7.08	12.98	-10.76
Impuesto a la renta(30%)		2.12	3.89	-3.23
Ingenmet(1.5%)		0.11	0.19	-0.16
UTILIDAD DEL EJERCICIO		4.85	8.89	-7.37
FLUJO DE FONDOS				
=====				
FUENTES				

Utilidad Neta		4.85	8.89	-7.37
Depreciacion		51.50	51.50	51.50
Particip. Directorio(6%)		0.47	0.87	-0.72
Recup. Capital de Trabajo				1.456
Valor de rescate				4.97
TOTAL FUENTES		56.35	60.39	49.10
USOS				

Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19
Inversiones	32376.00			
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-38.38	25.16	29.20	17.91

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		1.49	1.66	1.47
Flujo de Fondos Acumulado		25.16	54.36	72.27
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		1.49	2.23	2.91

I.I.R.F.

42.17%

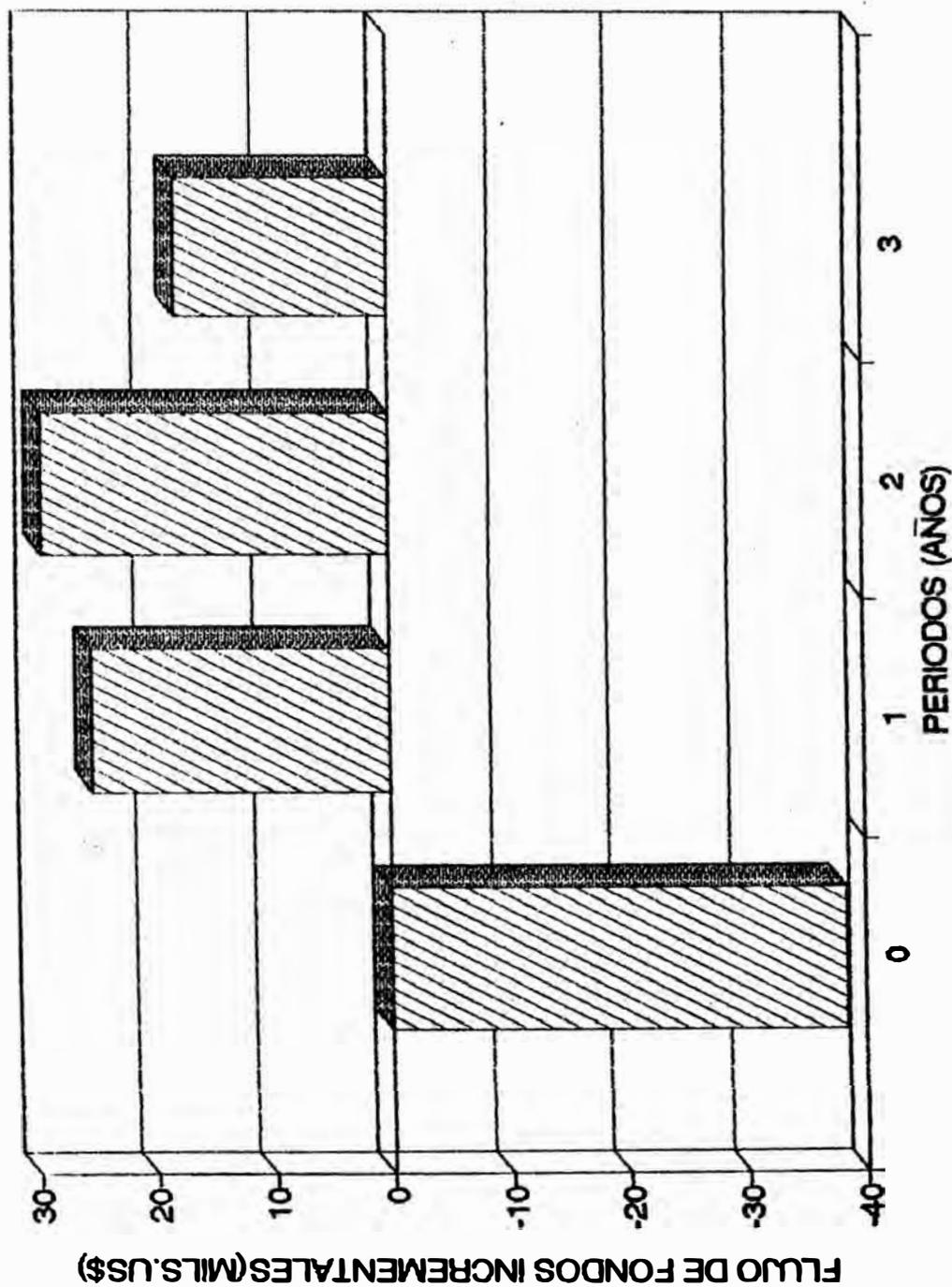
VAN(15%) = 17,355.77 US\$

 SENSIBILIDAD COSTO
 OPERACION (-10%)

TASA % ANUAL	VAN ANUAL	AÑO	FLUJOS ACTUALIZ.	FLUJOS ACT.ACUM.	TIEMPO AJUSTADO
0.00	33.89	1.00	21.88	21.88	0.93
3.75	29.04	2.00	22.08	43.96	2.20
7.50	25.26	3.00	11.77	55.73	2.87
11.25	20.84			38.38	1.88
15.00	17.36	PAY BACK ==>		1.88 AÑOS	
18.75	14.21				
22.50	11.36				
26.25	8.77				
30.00	6.41				
33.75	4.24				
37.50	2.26				
41.25	0.43				
45.00	-1.26				
48.75	-2.82				
50.00	-3.32				

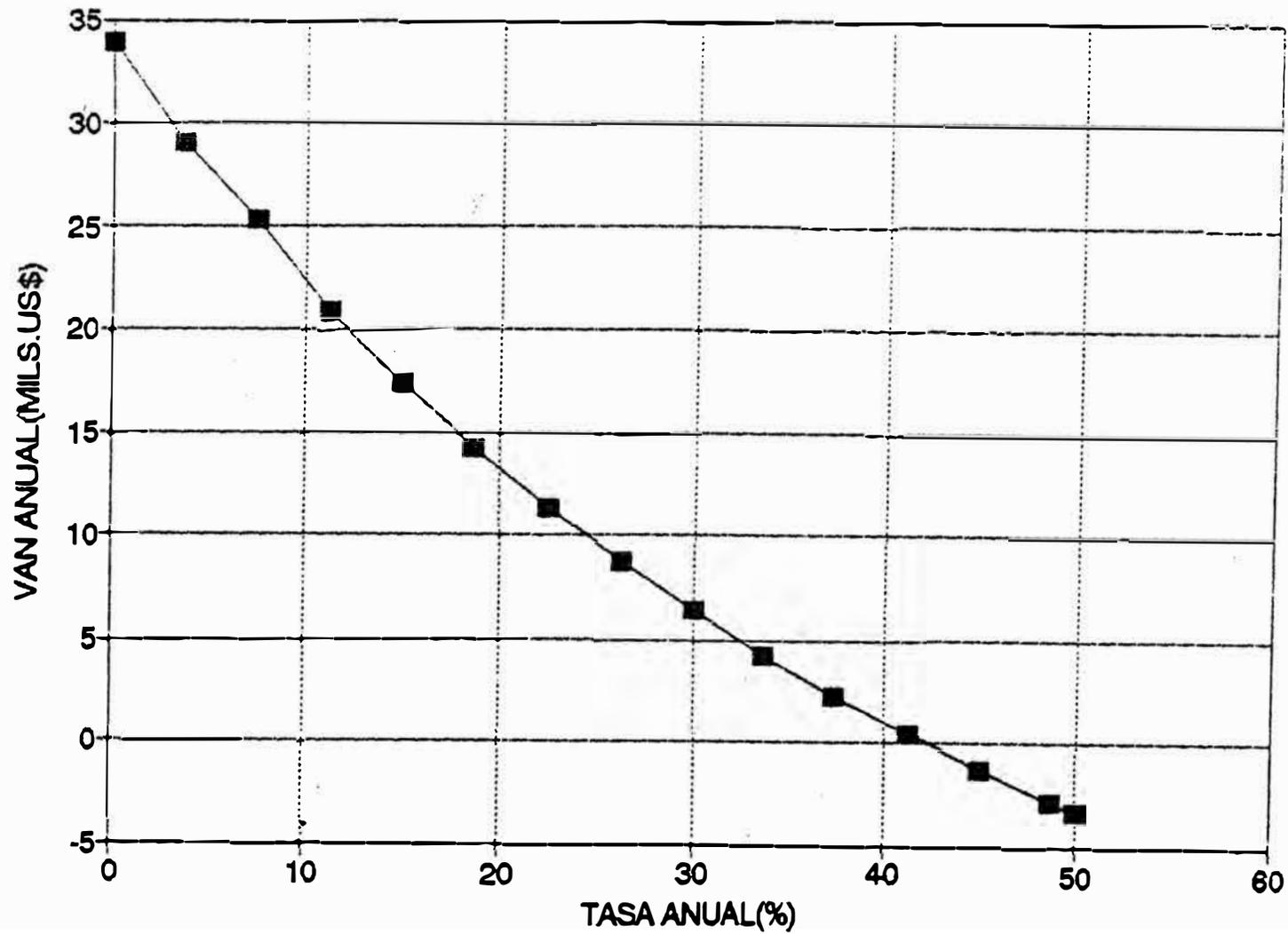
APLICACION DRegression Output:
 Constant -0.32235
 Std Err of YRegression Output:0.244790
 R Squared 0.970038
 No. of Observations 3
 Degrees of Freedom 1
 No. of Observations 3
 X Coefficient(s) 0.057309
 Std Err of Coef. 0.010071

PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS
UNIDAD FARALLON(Costo de operacion-10%)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON (Costo de operacion-10%)



PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
 PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS		***** SENSIBILIDAD COSTO OPERACION (+20%) *****			
(MILES DE US\$)		0	1	2	3
CONCEPTO/AÑOS					
Produccion(TM)		5,376	5,376	3,136	
INGRESO POR VENTAS		101.88	101.88	59.43	
Regalias(7%)		7.13	7.13	4.16	
Costos de produccion		21.21	21.21	12.37	
Gastos Administrativos		-0.40	-0.40	-0.24	
Gastos de venta		0.16	0.16	0.09	
Gastos Financieros		19.65	13.10	6.55	
Depreciacion		51.50	51.50	51.50	
UTILIDAD BRUTA		2.63	9.18	-15.01	
COMUNIDAD MINERA (10%)		0.26	0.92	-1.50	
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		2.36	8.26	-13.51	
Impuesto a la renta(30%)		0.71	2.48	-4.05	
Ingemmet(1.5%)		0.04	0.12	-0.20	
UTILIDAD DEL EJERCICIO		1.62	5.66	-9.26	
FLUJO DE FONDOS					

FUENTES					

Utilidad Neta		1.62	5.66	-9.26	
Depreciacion		51.50	51.50	51.50	
Particip. Directorio(6%)		0.16	0.55	-0.90	
Recup. Capital de Trabajo				1.456	
Valor de rescate				4.97	
TOTAL FUENTES		53.12	57.16	47.21	
USOS					

Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19	
Inversiones	38376.00				
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-38.38	21.93	25.97	16.02	

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		1.43	1.59	1.42	
Flujo de Fondos Acumulado		21.93	47.90	63.92	
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		1.43	2.08	2.69	

T.I.R.F.

32.21%

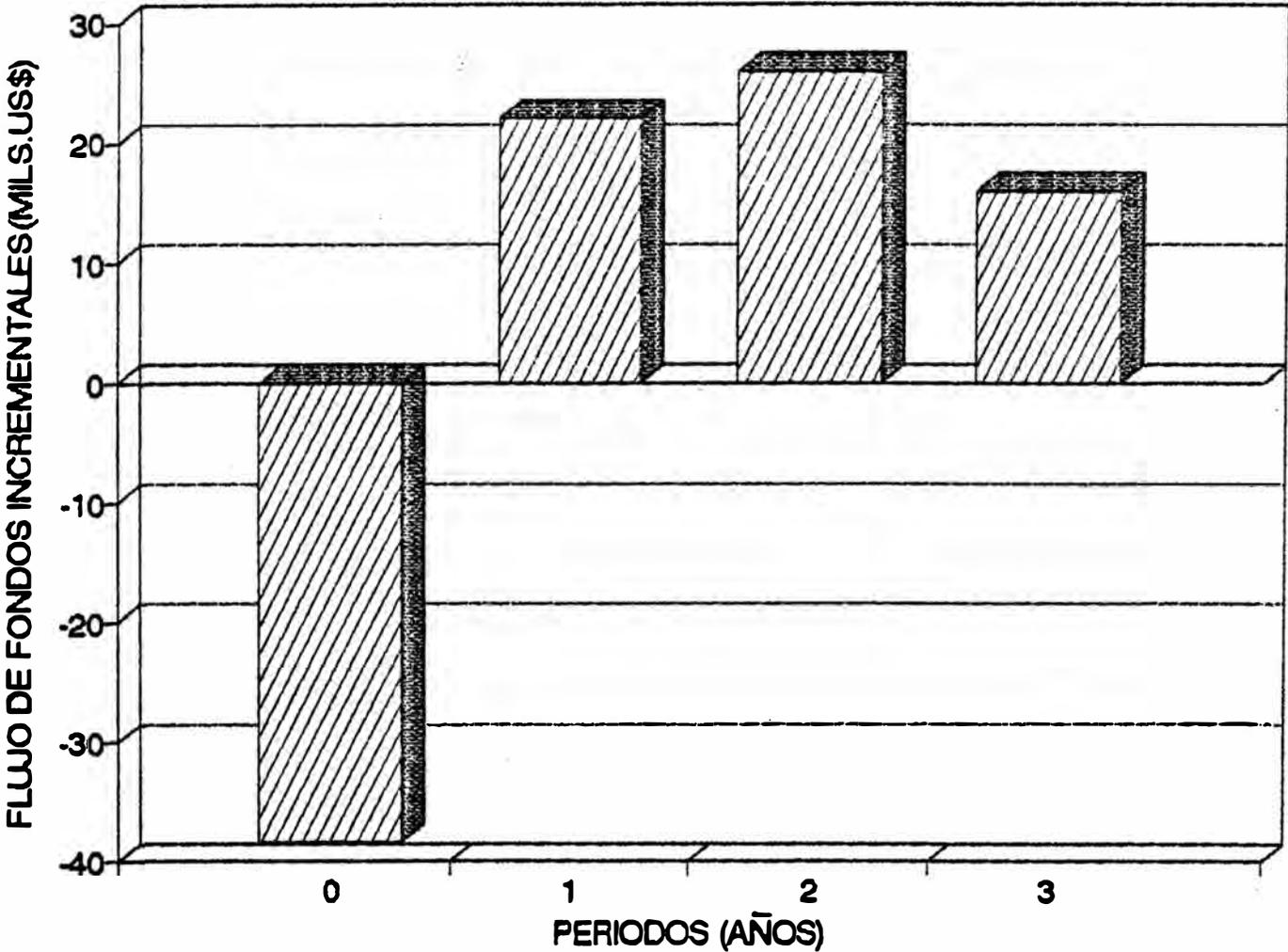
VAN(15%) = 10,862.95 US\$

SENSIBILIDAD COSTO
OPERACION (+20%)

TASA %	VAN	AÑO	FLUJOS	FLUJOS	TIEMPO
ANUAL	ANUAL		ACTUALIZ.	ACT.ACUM.	AJUSTADO
0.00	25.54	1.00	19.07	19.07	0.93
3.75	21.23	2.00	19.64	38.70	2.20
7.50	17.88	3.00	10.53	49.24	2.87
11.25	13.95			38.38	2.17
15.00	10.86	PAY BACK ==>		2.17 AÑOS	
18.75	8.07				
22.50	5.55				
26.25	3.25				
30.00	1.15				
33.75	-0.77				
37.50	-2.53				
41.25	-4.15				
45.00	-5.65				
48.75	-7.03				
50.00	-7.47				

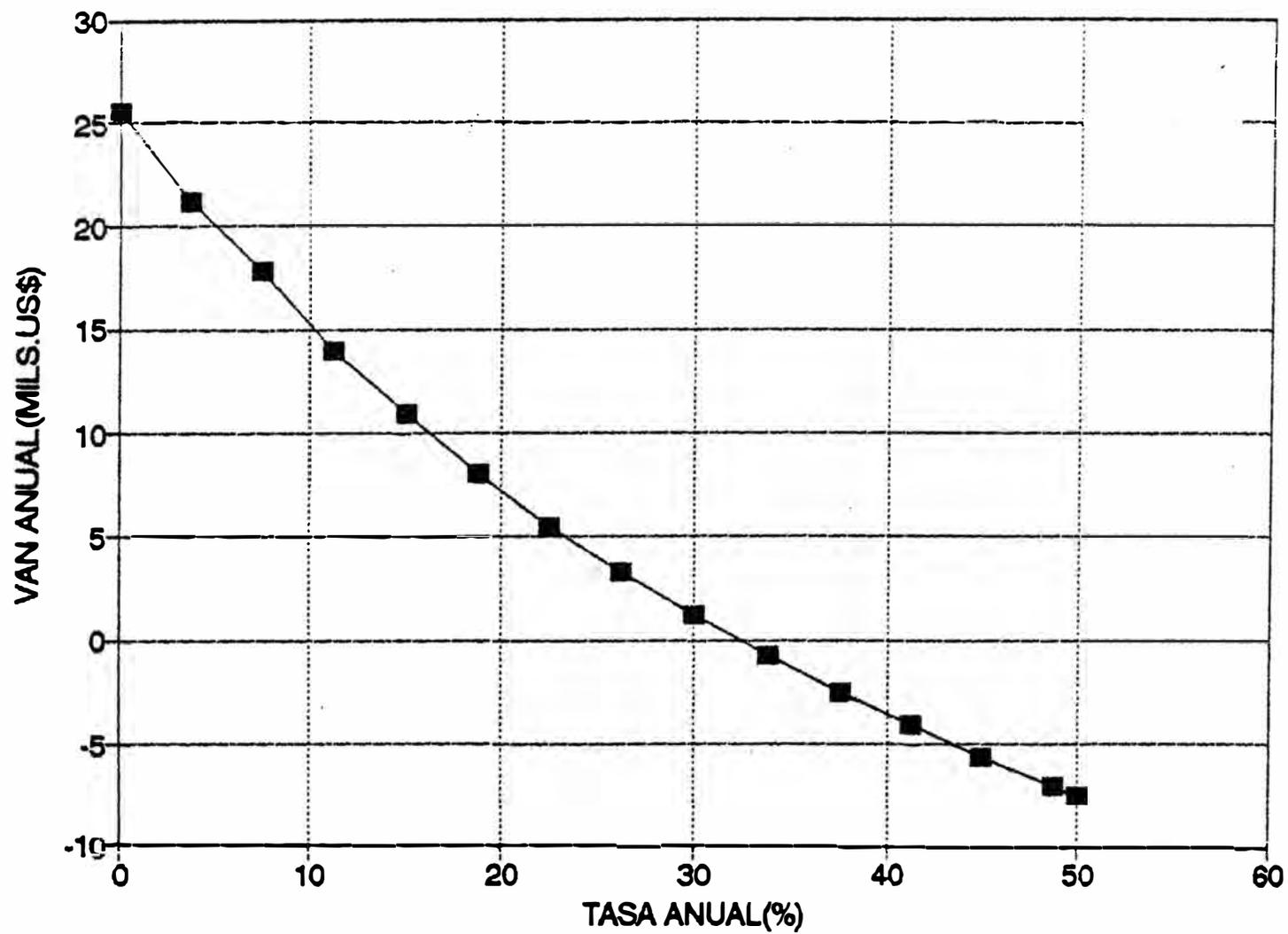
APLICACION DRegression Output:
Constant -0.29506
Std Err of YRegression Output:0.242644
R Squared 0.970561
No. of Observations 3
Degrees of Freedom 1
No. of Observations 3
X Coefficient(s) 0.064340
Std Err of Coef. 0.011205

PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS
UNIDAD FARALLON(Costo operacion +20%)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON(Costo operacion +20%)



PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS				

***** SENSIBILIDAD (INVERSION -5%) *****				
(MILES DE US\$)				
CONCEPTO/AÑOS	0	1	2	3

Produccion(TM)		5,376	5,376	3,136
INGRESO POR VENTAS		101.88	101.88	59.43
Regalias(7%)		7.13	7.13	4.16
Costos de produccion		17.6736	17.6736	10.3096
Gastos Administrativos		-0.34	-0.34	-0.20
Gastos de venta		0.13	0.13	0.08
Gastos Financieros		19.65	13.10	6.55
Depreciacion		48.93	48.93	48.93
UTILIDAD BRUTA		8.70	15.25	-10.40
COMUNIDAD MINERA (10%)		0.87	1.52	-1.04
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		7.83	13.72	-9.36
Impuesto a la renta(30%)		2.35	4.12	-2.81
Ingemet(1.5%)		0.12	0.21	-0.14
UTILIDAD DEL EJERCICIO		5.36	9.40	-6.41
FLUJO DE FONDOS				
=====				
FUENTES				

Utilidad Neta		5.36	9.40	-6.41
Depreciacion		48.93	48.93	48.93
Particip. Directorio(6%)		0.52	0.91	-0.62
Recup. Capital de Trabajo				1.456
Valor de rescate				4.72
TOTAL FUENTES		54.29	58.32	47.23
USOS				

Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19
Inversiones	36457.20			
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-36.46	23.10	27.13	16.04

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		1.45	1.61	1.43
Flujo de Fondos Acumulado		23.10	50.23	66.27
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		1.45	2.13	2.76

T.I.R.F.				
39.39%				
VAN(15%) = 14,692.27 US\$				

SENSIBILIDAD (INV. -5%)
 #####

TASA % ANUAL	VAN ANUAL	AÑO	FLUJOS ACTUA.	FLUJOS ACT.ACUM.	TIEMPO AJUSTADO
0.00	29.82	1.00	20.08	20.08	0.93
3.75	25.38	2.00	20.52	40.60	2.21
7.50	21.92	3.00	10.55	51.15	2.86
11.25	17.88				
15.00	14.69	1.75		36.46	1.95
18.75	11.81				
22.50	9.21				
26.25	6.83				
30.00	4.67				
33.75	2.68				
37.50	0.86				
41.25	-0.81				
45.00	-2.36				
48.75	-3.79				
50.00	-4.25				

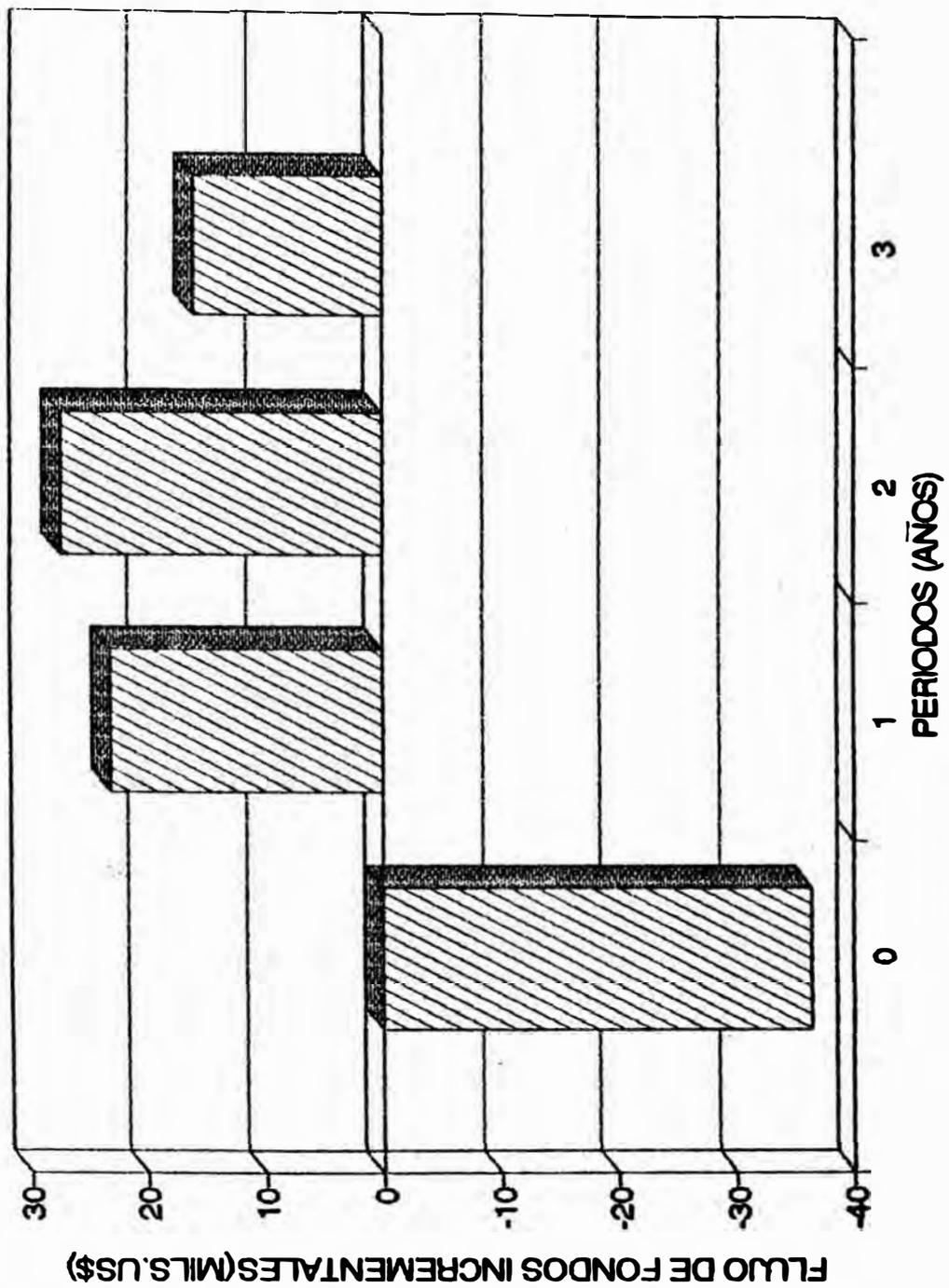
APLICACION DE LA REGRESION LINEAL
 PARA EL CALCULO DEL PAY BACK:

Regression Output:

Constant	-0.32030
Std Err of Y Est	0.257638
R Squared	0.966811
No. of Observations	3
Degrees of Freedom	1
X Coefficient(s)	0.062243
Std Err of Coef.	0.011532

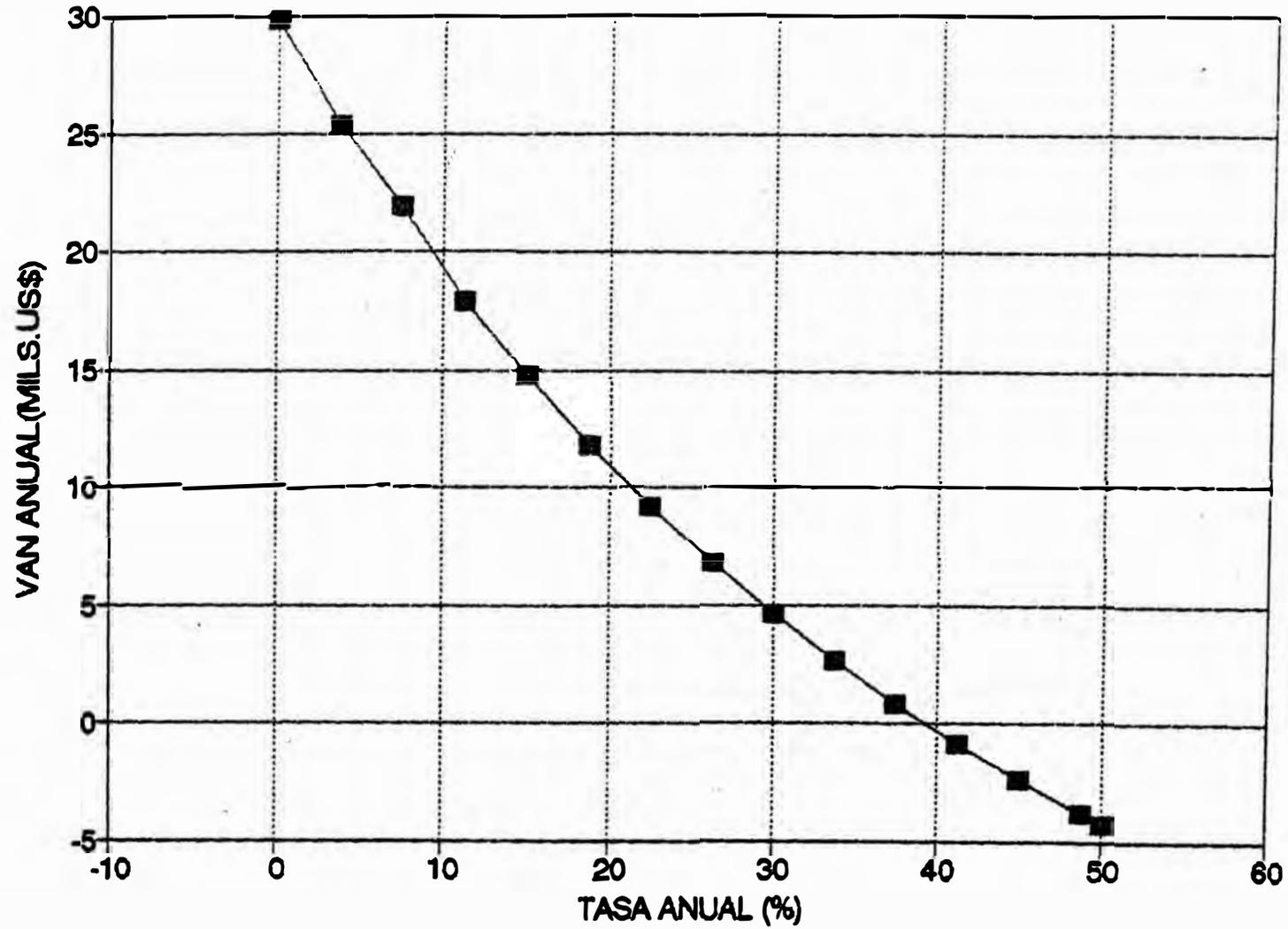
PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS

UNIDAD FARALLON(Sensib. INV. -5%)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON (Sensib. INV. -5%)



PLAN DE OPTIMIZACION DE LA MINA FARALLON
 PROYECCION DE LOS FLUJOS INCREMENTALES

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

 SENSIBILIDAD (INVERSION +15%)

(MILES DE US\$)				
CONCEPTO/AÑOS	0	1	2	3
Produccion(TM)		5,376	5,376	3,136
INGRESO POR VENTAS		101.88	101.88	59.43
Regalias(7%)		7.13	7.13	4.16
Costos de produccion		17.6736	17.6736	10.3096
Gastos Administrativos		-0.34	-0.34	-0.20
Gastos de venta		0.13	0.13	0.08
Gastos Financieros		19.65	13.10	6.55
Depreciacion		59.23	59.23	59.23
UTILIDAD BRUTA		-1.60	4.95	-20.70
COMUNIDAD MINERA (10%)		-0.16	0.49	-2.07
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		-1.44	4.45	-18.63
Impuesto a la renta(30%)		-0.43	1.34	-5.59
Ingenmet(1.5%)		-0.02	0.07	-0.28
UTILIDAD DEL EJERCICIO		-0.99	3.05	-12.76
FLUJO DE FONDOS				
FUENTES				
Utilidad Neta		-0.99	3.05	-12.76
Depreciacion		59.23	59.23	59.23
Particip. Directorio(6%)		-0.10	0.30	-1.24
Recup. Capital de Trabajo				1.456
Valor de rescate				5.71
TOTAL FUENTES		58.24	62.27	52.18
USOS				
Amortizaciones	93.57	31.19	31.19	31.19
Inversiones	44132.40			
FONDOS NETOS DISPONIBLES	-44.13	27.05	31.08	20.99

Cobertura de la deuda (SD+FF)/SD		1.53	1.70	1.56
Flujo de Fondos Acumulado		27.05	58.13	79.12
Cobertura de la deuda acumulada (SD+FF)/SD		1.53	2.31	3.10

VAN(15%) = 16,689.18 US\$

SENSIBILIDAD (INV. +15%)

TASA % ANUAL	VAN ANUAL	AÑO	FLUJOS ACTUA.	FLUJOS ACT.ACUM.	TIEMPO AJUSTADO
0.00	34.98	1.00	23.52	20.08	0.93
3.75	29.61	2.00	23.50	47.02	2.21
7.50	25.43	3.00	13.80	60.82	2.86
11.25	20.54				
15.00	16.69	PAY BACK ==>		44.13	2.07
18.75	13.22	2.07	AÑOS		
22.50	10.08				
26.25	7.22				
30.00	4.62				
33.75	2.24				
37.50	0.05				
41.25	-1.96				
45.00	-3.81				
48.75	-5.53				
50.00	-6.07				

APLICACION DE LA REGRESION LINEAL
PARA EL CALCULO DEL PAY BACK:

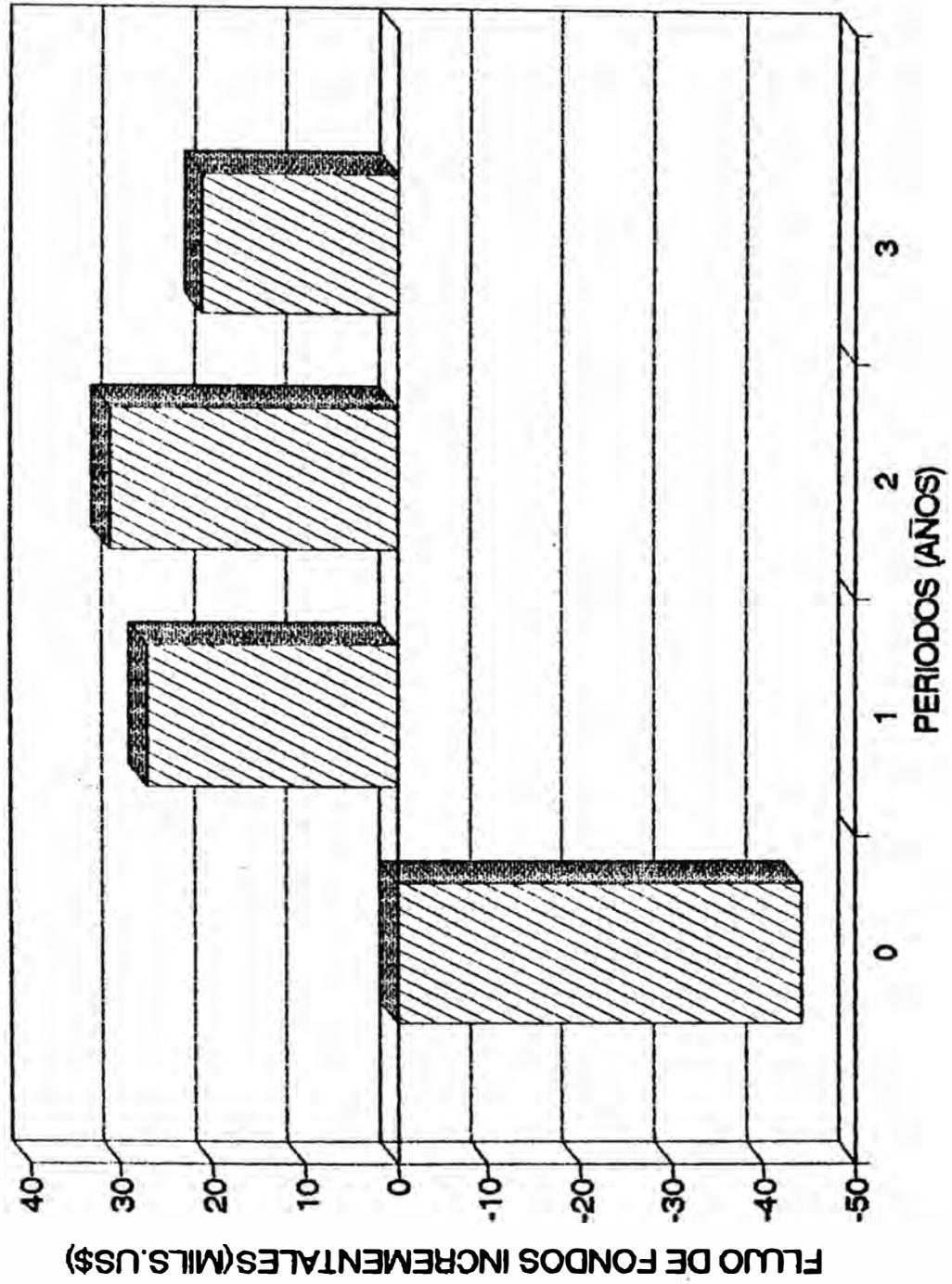
Regression Output:

Constant	-0.02335
Std Err of Y Est	0.258919
R Squared	0.966480
No. of Observations	3
Degrees of Freedom	1

X Coefficient(s)	0.047448
Std Err of Coef.	0.008836

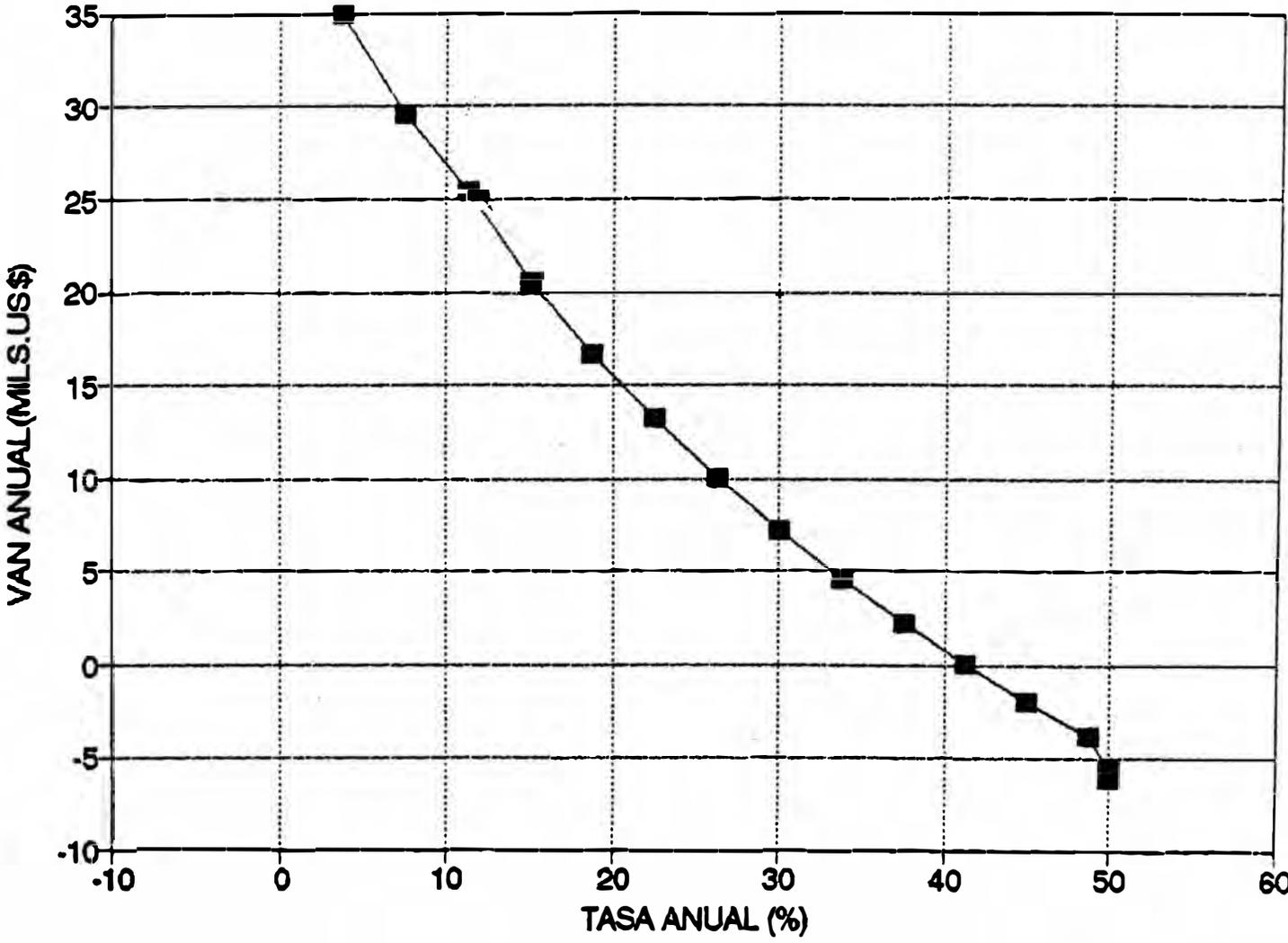
PERFIL DE COSTOS Y BENEFICIOS

UNIDAD FARALLON(Sensib. INV. +15%)



CURVA DE LOS VAN FLUJOS INCREMENTALES

UNIDAD FARALLON (Sensib. INV.+15%)



A N E X O S

ANEXOS

COSTOS DE EXPLORACION Y DESARROLLO:

A. Desgregado de costos de operación para construcción de
Galería:

	<u>US\$/MT</u>
Dinamita de 65%(Dinasol)	4.19
Fulminantes	5.24
Guía de seguridad	9.1
Anfo	18.4
Brocas	9.21
Mangueras	1.99
Herramientas	2.41
Mano de obra	37.55
Implementos de seguridad	1.3
Supervisión Técnica	4.14
	<u>93.53</u>

$$\begin{aligned}
 \text{Costo de operación Galería} &= 93.53 \text{ US\$/MT} \\
 &= 93.53 \text{ US\$/MT} \times 2.8 \text{ MT/Día} \\
 &= \frac{261.884 \text{ US\$/DIA}}{250 \text{ TM/DIA}} = 1.05 \text{ US\$/TM}
 \end{aligned}$$

$$\text{Costo de operación Galería} = 1.05 \text{ US\$/TM}$$

COSTOS DE EXPLORACION Y DESARROLLO:

B. Desgregado de costos de operación para construcción Chimenea

	<u>US\$/MT</u>
Dinamita de 65%(Dinasol)	3.710
Fulminantes	4.640
Guía de seguridad	9.090
Anfo	16.280
Brocas	5.860
Flanqueras	2.330
Herramientas	2.230
Mano de obra	38.196
Implementos de seguridad	1.520
Supervisión Técnica	4.830
	<u>87.686</u>
	=====

Costo de operación Chimenea = 87.68 US\$/MT

= 87.686 US\$/MT x 2.4 MT/Día

210.4464US\$/DIA

= $\frac{210.4464\text{US}\$/\text{DIA}}{250\text{ TM}/\text{DIA}}$ = 0.842US\$/TM

Costo de operación Chimenea = 0.842 US\$/TM

Sumando A + B = 1.05 + 0.842 = 1.892

Costo de Exploración y Desarrollo = 1.892 US\$/TM

COSTOS DE PREPARACION:

	<u>US\$/TM</u>
Costo de construcción de	
Sub-nivel y Box - Holes	0.892
Costo de mano de obra	0.14
Costo de implementos de seguridad	0.013
	<u>1.045</u>
<hr/> <hr/>	
Costo de Preparación =	1.045 US\$/TM
<hr/> <hr/>	

COSTOS DE EXPLOTACION (ROTURA Y EXTRACCION):

A. Rotura:

A.1 Costo de capital en perforación.-

Equipo: Perforadora

- Valor neto del equipo US\$ 3,555.00

Período de Depreciación

- Vida útil, pies(x) 100,000.00

- Pies/año(y) 70,210.00

- Años(N) = $x/y = 1.40$

- Promedio de inversión anual:

$$(N+1)/2N * \text{valor neto equipo} = 3047.142$$

(1) Costo de Depreciación por pie:

$$\text{Valor depreciable/Vida útil} = \frac{3,555 \text{ US\$}}{100,000 \text{ Pies}} = 0.0356 \text{ US\$/Pie}$$

(2) Costo de inversión por pié

$$\frac{\text{Promedio de inversión anual}}{\text{Pies/año}} * \text{Interes} = 0.0052 \text{ US\$/Pie}$$

Interes = 0.12

- Costo de capital/Pie

$$(1) + (2) = 0.0408 \text{ US\$/Pie}$$

$$0.04 \text{ US\$/Pie} \times 240 \text{ Pie/Día} = 9.600 \text{ US\$/Pie}$$

$$9.6 \text{ US\$/Día} / 250 \text{ TM/Día} = 0.0382 \text{ US\$/TM}$$

$$* \text{ Para 10 Perforadoras} = 0.0382 \times 10 = 0.382 \text{ US\$/TM}$$

$$\text{COSTO DE CAPITAL EN PERFORACION} = 0.382 \text{ US\$/TM}$$

A.2 Costo de operación en Perforación y Voladura:

	US\$/TM
Dinamita de 65% (Dinasol)	0.14 US\$/TM
Fulminante	0.18
Guía de Seguridad	0.39
Anfo	0.75
Brocas	0.40
Mangueras y conecciones	0.09
Aceites y Grasas	0.19
Herramientas y varios	0.08
Mano de obra y supervisión	1.34
Implementos de seguridad	0.072
	3.632

$$\begin{aligned} \text{Sumando A.1 y A.2} &= 0.382 \text{ US$/TM} + 3.632 \text{ US$/TM} \\ &= 4.014 \text{ US$/TM} \end{aligned}$$

Costo de Rotura	4.014 US\$/TM
------------------------	----------------------

B. EXTRACCION:**B.1 Costo de Capital.**

- 03 Locomotoras a Bateria(2TM),	
Valor Depreciable	60,000.00 US\$
- Vida útil en Hrs.	20,000.00
- Horas/Año = 24 Hrs./Día x 336 Días/Año	7,257.60
(Considerando 90% Hrs./año)	
- Años(N)	3
- Promedio de inversión Anual:	
(N + 1)/N * Valor Deprec.	80,000.00

(1) Costo de Depreciación US\$/Hr:

$$\text{Valor Depreciable/Vida útil} = \frac{60000 \text{ US\$}}{20000 \text{ Hrs.}} = 3 \text{ US\$/Hr}$$

(2) Costo de inversión US\$/Hr:

$$\frac{\text{Promedio de Inversión/Año}}{\text{Hrs./año}} = \frac{80000 \text{ US\$}}{7257.6 \text{ Hrs.}} = 11.02 \text{ US\$/Hr.}$$

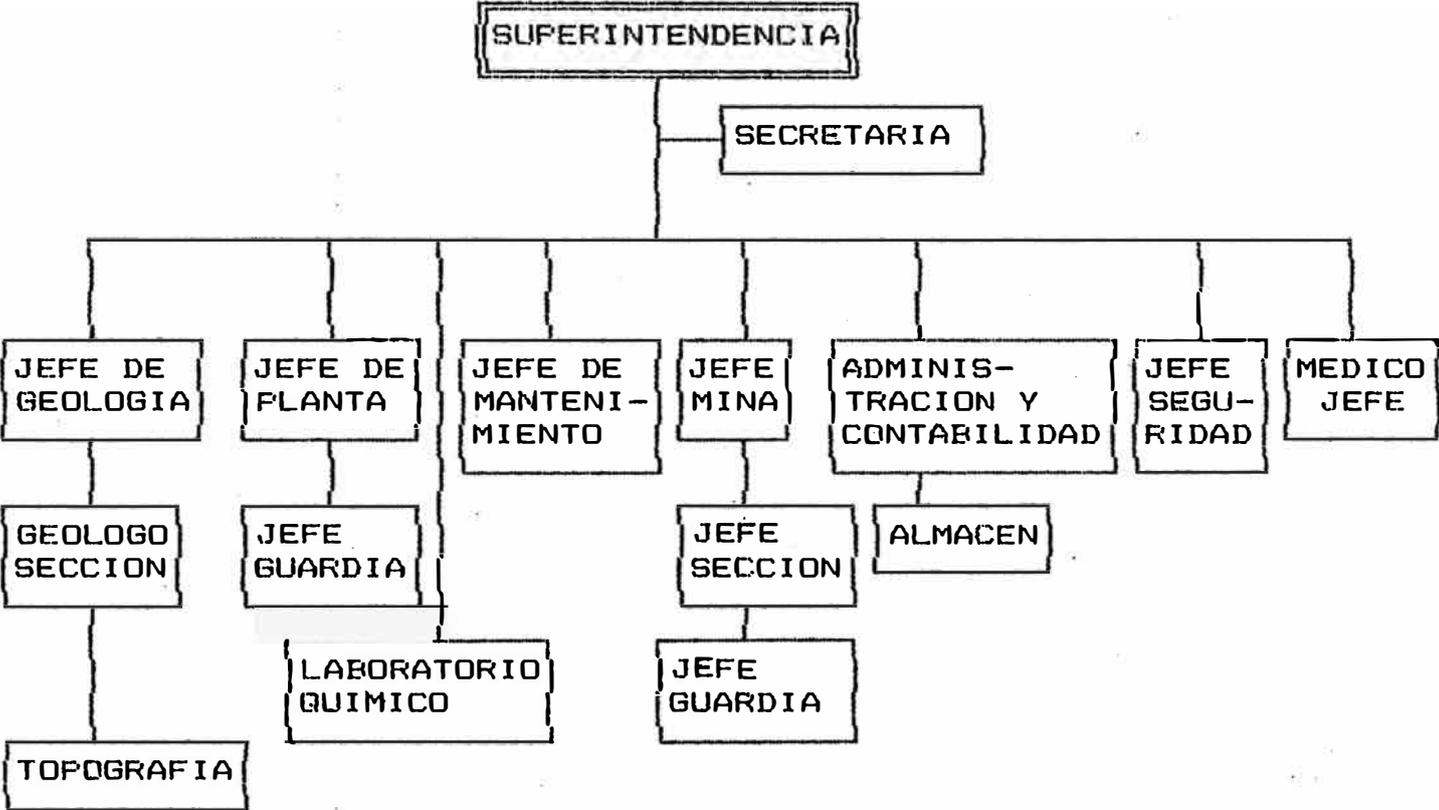
$$\frac{11.02 \text{ US\$/Hr.} \times 24 \text{ Hr./Día}}{250 \text{ TM/día}} = 1.05792 \text{ US\$/TM}$$

$$\text{Costo de Capital en Extracción} = 1.06 \text{ US\$/TM}$$

B.2 Costo operativo extracción:

	<u>US\$/Día</u>
Costo de explosivos	25.2
Costo de herramientas	0.48
Costo de personal	41.95
Costo de implementos de seguridad	<u>4.61</u>
	72.24
<u>72.24 US\$/Día</u>	<u> </u>
250 TM/Día	= 0.579 US\$/TM
Sumando Costo capital extracción + Costo Operativo extracción:	
(B.1 + B.2):	
<u>Costo de Extracción</u>	<u>1.637</u>
<u>COSTO DE EXPLOTACION (ROTURA Y EXTRACCION)</u>	<u>= 5.651</u>

ORGANIGRAMA

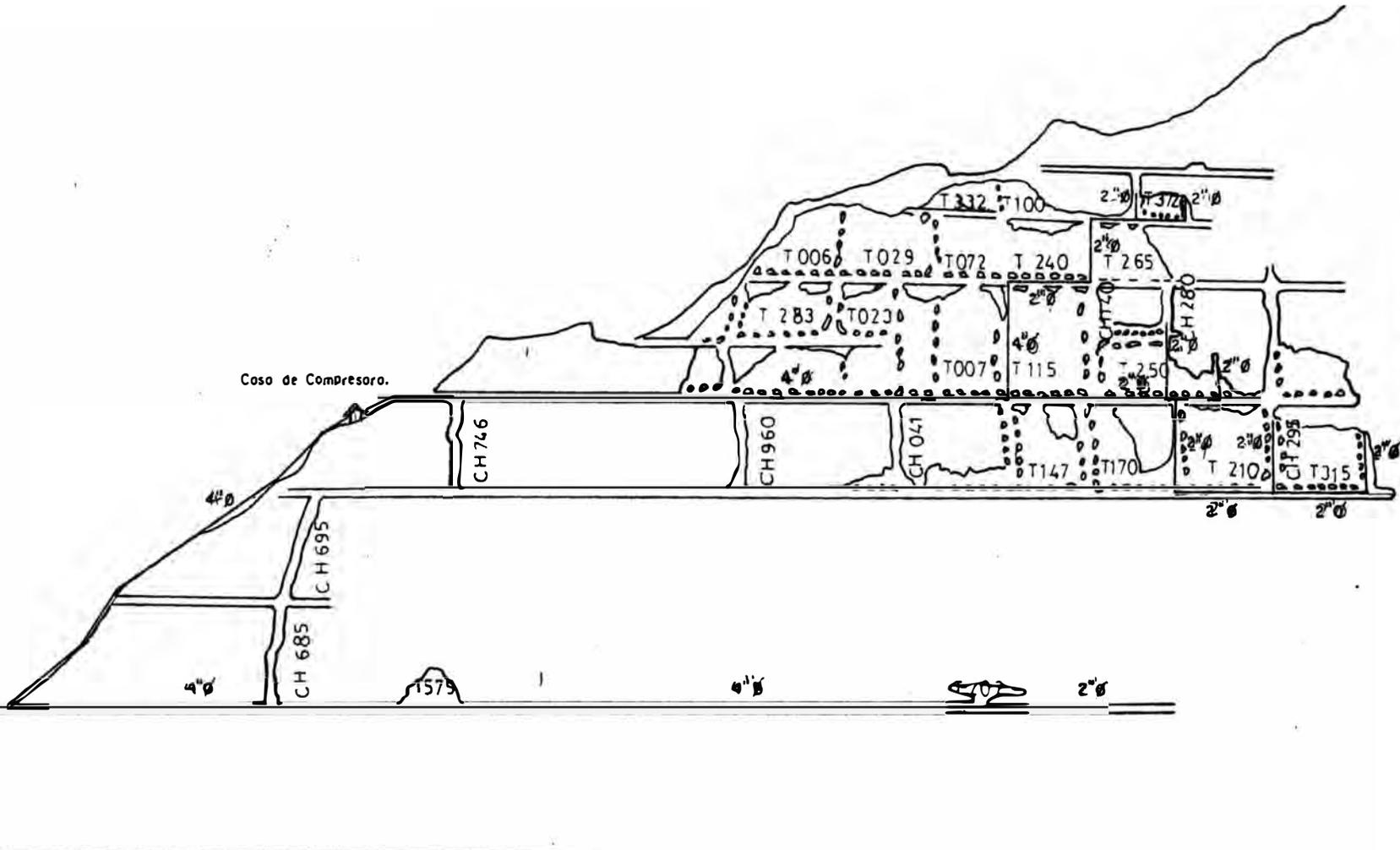


REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

- Elementos de Proyectos de Inversión ,por F. Carbajal D'A.
- Explotación de Minas Subterráneas por Ing. Isaac Rios Quinteros.
- Estudio Geológico del Farallón por el Ing. Pedro Hugo Tumialán De La Cruz.
- Beneficio de Minerales por Oscar Beltran .
- Seguridad e Higiene Minera por Ing. Washington Callapiña Durand.
- Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico por Alan M. Bateman.
- Manual Práctico de Voladura por EXSA.
- Evaluación Económica de Proyectos Minerales y Energéticos por Petrick Associates.
- Ingeniería Económica por George A. Taylor.
- Mine Ventilation & Air Conditioning por H.Hartman.

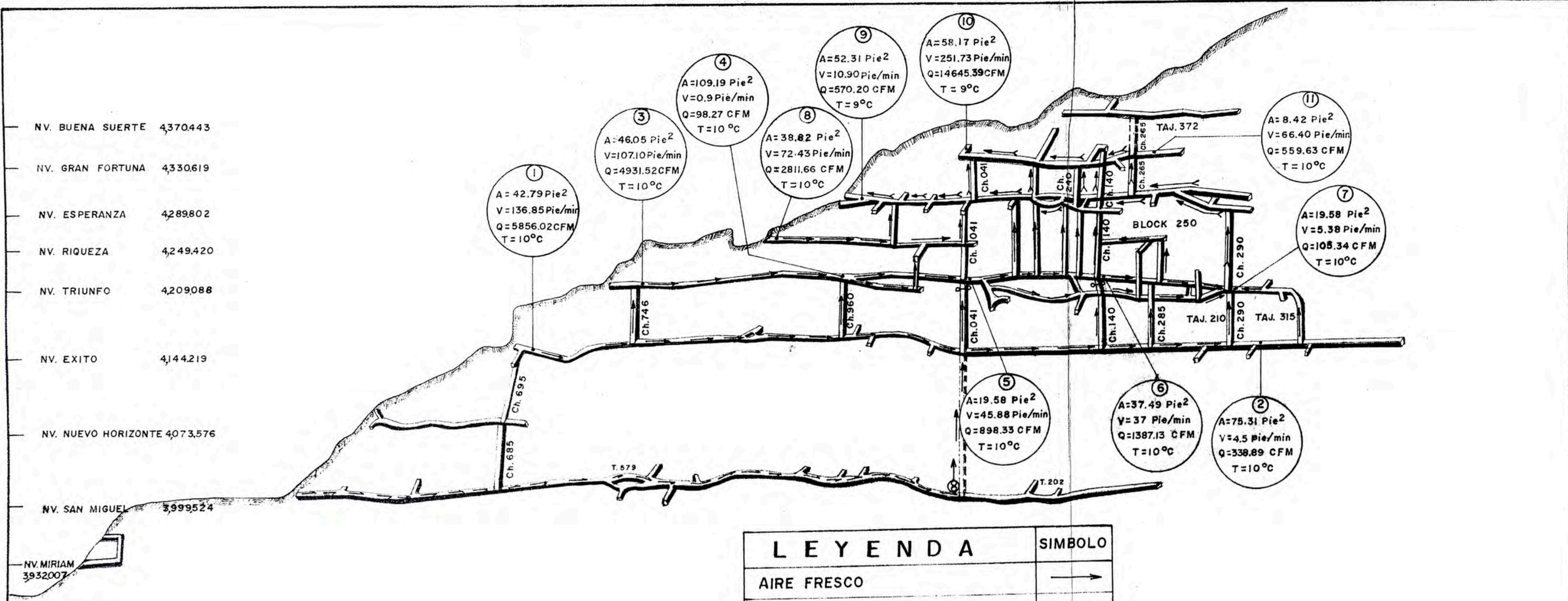
- Economic Evaluation and Investment Decision Methods by Franklin J. Stermole.
- Investigación de Operaciones por Dr. Ing. Carlos Agreda Turriarte.
- Investigación de Operaciones por L. Friedman.
- Microcomputación por Dr. Ing. Riso Patrón.
- Evaluación de Proyectos por Msc. Ing. Walter Casquino.
- Diseño y Planeamiento de Minas por Msc. Ing. Jaime Tumialán De La Cruz.
- Introducción al estudio del trabajo, oficina Internacional del trabajo O.I.T., 1983 (3ra. impresión).
- System Simulation by G. Gordon.
- Principles of Operations Research por H.H. Wagner.
- Capital Investment Decision Analysis for Management and engineering.

-Nv. Buena Suerte 4370,443
 -Nv. Gran Fortuna 4330,619
 -Nv. Esperanza 4289,802
 -Nv. Riqueza 4249,420
 -Nv. Triunfo 4209,088
 -Nv. Exito 4144,219
 -Nv. Nuevo Horizonte 4073,576
 -Nv. San Miguel 3999,524
 -Nv. Miriam 3932,007



— LINEA DE AIRE COMPRIMIDO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FAC.DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA
 ESC.PROF: INGENIERIA DE MINAS.
 PLANO GENERAL DE MINA.
 DPTO. MINAS: JOSÉ A CORIMANYA M.
 ESCALA: 1/5000
 LAMINA:
 FECHA:



LEYENDA	SIMBOLO
AIRE FRESCO	→
AIRE USADO	↘
VENTILADOR AUXILIAR	⊗ →
MANGA DE VENTILACION	→ → → →
CHIMenea CONVENCIONAL	⊠
ESTACION DE MEDICION	⊙
TAPON	⊙

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS
PLANO ISOMETRICO DE VENTILACION
MINA FARALLON
 DIBUJADO: JOSE A. CORIMANYA | ESCALA: 1/2,600 | FECHA: JULIO 1992