

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**Facultad de Ingeniería
Geológica Minera y Metalúrgica**



**Método de Explotación Subterránea
por Rampas con Puntales en Tajeo
para Vetas Angostas y Buzamiento
Pronunciado - Mina Huarón**

TESIS

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

PRESENTADO POR :

Victoriano Puclla Zavala

LIMA - PERU

1992

I N D I C E

METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEA POR RAMPAS CON PUNTALES EN TAJEO PARA VETAS ANGOSTAS Y BUZAMIENTO PRONUNCIADO MINA HUARON

	Pág.
INTRODUCCION	
SUMARIO	1
 <u>CAPITULO I</u>	
1. INTRODUCCION - MINA HUARON	4
1.1. Ubicación y Accesibilidad	4
1.2. Clima - Flora - Fauna	5
1.3. Drenaje	5
 <u>CAPITULO II</u>	
2. GEOLOGIA REGIONAL - LOCAL	7
2.1. Estratigrafía	7
2.1.1. Serie Inferior	7
2.1.2. Serie Medio	8
2.1.3. Serie Superior	8
2.2. Tectónica	11
2.2.1. Plegamiento y Erosión	11
2.2.2. Fracturas de Compresión	11
2.2.3. Fracturas de Tensión	12
2.3. Magmatismo	13
2.3.1. Intrusivos y Magmatismo	13
 <u>CAPITULO III</u>	
3. GEOLOGIA ECONOMICA	14
3.1. Tipo de Yacimiento	14

3.2. Mineralización	14
3.3. Zonamiento	16
3.4. Alteración	17
3.5. Control Estructural	17
3.6. Control Litológico	18
3.7. Geología de la Veta Caprichosa Zona del Estudio del Método Propuesto.	18
3.7.1. Origen y Tectónica	19
3.7.2. Características Geológicas del nivel 500	21
3.7.3. Flujos Mineralizantes	23
3.7.4. Controles Geológicos de Mineralización	24

CAPITULO IV

4. CRITERIO PARA LA ELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION VS. OTROS METODOS DE EXPLOTACION	27
4.1. Introducción	27
4.2. Método de Explotación Shrinkage	28
4.2.1. Principio	28
4.2.2. Definiciones	29
4.2.3. Dimensiones	30
4.2.4. Explotación	31
4.2.5. Comentario Método de Explotación Shrinkage vs. El Mét. Propuesto	32
4.3. Método de Corte y Relleno Ascendente	33
4.3.1. Definición	33
4.3.2. Preparación	34
4.3.3. Explotación	35
4.3.4. Comentario Método de Corte y relleno Ascendente vs. El Mét. Propuesto	35
4.3.5. Costos de Desarrollo	36
4.3.6. Costos de Explotación	37

CAPITULO V

5. CALCULO DE LA DISTANCIA ECONOMICA DEL MICROSCOOP	38
5.1. Introducción	38
5.2. Características Técnicas del Microscoop CTX 500 HE	39
5.2.1. Características Técnicas del Microscoop CTX 500 HE	41
5.3. Performace del Microscoop	46
5.3.1. Modelos que gobiernan los sistemas de carguío y transporte	46
5.3.2. Performance del Microscoop	49
5.4. Costo Horario del Microscoop	51
5.4.1. Costo de Adquisición	51
5.4.2. Costo de Operación	52
5.4.3. Costo Total Directo Horario del Microscoop	53
5.5. Datos corregido mediante la regresión exponencial y Lineal	53
5.6. Distancia Económica Calculada	57
5.7. Impacto Económico de la Energía con respecto al Uso del Aire Comprimido	57

CAPITULO VI

6. ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION PROPUESTO	60
6.1. Preparación del Método propuesto	60
6.1.1. Apertura de dos galerías	61
6.1.2. Apertura de Chimeneas	62
6.1.3. Apertura de Echadero	62
6.1.4. Armado de la tolva en el echadero	64
6.1.5. Apertura del Subnivel	66
6.2. Ciclo de Operación del Método de Explotación propuesto	67
6.3. Perforación y Voladura	68

6.4. Sostenimiento (Puntual de Seguridad)	70
6.5. Rampa	71
6.6. Acarreo	72
6.7. Transporte	73
6.8. Ventajas y Desventajas del Método	73
6.9. Condiciones de Aplicación	74

CAPITULO VII

7. EVALUACION DE LOS COSTOS DE OPERACION MINA	75
7.1. Costo de Desarrollo	75
7.1.1. Costo de Galería	75
7.1.2. Costo de Chimenea	78
7.1.3. Costo de Sub-Nivel	80
7.1.4. Costo de Echadero	82
7.1.5. Costo de Tolva en Desarrollo	82
7.1.6. Resumen del Total en Desarrollo	84
7.2. Costo de Explotación	84
7.2.1. Costo de Perforación y Voladura	84
7.2.2. Costo de Desquinche en la Caja Piso	87
7.2.3. Costo de Acarreo en el Tajo	89
7.2.4. Costo de Madera en el Tajo	90
7.2.5. Resumen Total del Costo unitario de Explotación.	93
7.2.6. Costo Total Unitario	93

CAPITULO VIII

8. ANALISIS ECONOMICO DEL METODO PROPUESTO VS. OTRO METODO DE EXPLOTACION	94
8.1. Leyes de Explotación de cabeza	94
8.2. Ratios de Concentración Metalúrgica	95
8.3. Valorización Mensual del Mineral	96
8.4. Costo de Operación	97
8.5. Inversión: Método propuesto y del Método	

de Corte y Relleno	97
8.6. Financiamiento	98
8.7. Cálculo del Margen Operativo Mensual	98
8.8. Determinación de la Utilidad Mensual del método propuesto	99
8.9. Determinación del Flujo de Caja del Método propuesto	100
8.10. Diagrama del Flujo de Caja del Método Propuesto	100
8.11. Cálculo del V.A.E., V.A.N., I.R. y T.I.R., para el Método Propuesto	101
8.12. Determinación de la Utilidad Mensual del Método de Corte y Relleno	102
8.13. Determinación del Flujo de Caja del Método de Corte y Relleno	103
8.14. Diagrama del Flujo de Caja del Método de Corte y Relleno	103
8.15. Cálculo del V.A.E., V.A.N., I.R. y T.I.R, para el Método de Corte y Relleno	104
8.16. Resumen del Análisis Económico	105
8.16.1. Conclusiones	105

CAPITULO IX

9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	106
9.1. Conclusiones	106
9.2. Recomendaciones	110

BIBLIOGRAFIA	112
---------------------	------------

**A mis padres por su invaluable
dedicación en la orientación de
mi vida y mis estudios.**

AGRADECIMIENTO

Agradezco en primer lugar a mi alma mater la UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA por todo lo que me ha brindado.

Agradezco a mis profesores asesores de la presente tesis, los Srs. Ings.: Marco Antonio Flores Olivera, Isaac Ríos Quinteros por sus valiosas sugerencias y revisiones que hicieron a la presente Tesis y al Sr. Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica Ing. Francisco Sotillo Palomino por sus orientaciones y consejos durante mi formación profesional.

Agradezco también a los Ings.: Walter vallejo quien colaboró en la supervisión de los avances iniciales, Carlos García, por la ayuda en la recopilación de información técnica de la Compañía de Minas Huarón S.A.

INTRODUCCION

Presento este método de explotación subterránea para vetas muy angostas, sinuosas y de buzamiento pronunciado, de potencia inferiores a 0.90 Mts. De un modo seguro, eficiente y económico, como una nueva forma de explotación, dentro de los tanto métodos de explotación que existen en minería subterránea.

En el transcurso de la década pasada en la minas de Huarón, la producción procedente de las grandes vetas y bolsonadas fue decreciendo al mismo tiempo que se sumaban a la reservas toneladas contenidas en estructuras muy angostas y sinuosas con cajas relativamente estables. La explotación de estas estructuras se hará aplicando los métodos tradicionales de Cámara Almacén (Shrinkage) y Corte y relleno acendente, empleando para el acarreo del mineral derribado, el sistema de ratrillaje o equipo LHD de una yarda cúbica originaba una gran dilución; pues era necesario e inmediato encontrar una solución a este problema para evitar la caída progresiva de las leyes del mineral producido.

Como es conocido por todo el ambiente minero, la crisis de la minería es debido a muchos factores de índole económico (tipo de cambio del dólar, tributación excesiva, energía cara, precios bajos, etc). Presento este trabajo como un aporte técnico a la minería, para paliar en algo esta crisis minera en lo referente a veta angosta, mejoramiento de la mecanización en el tajo de explotación, de esta forma dar un buen confort al trabajador y mejorar la productividad.

En estos momentos en la minería, los empresarios mineros tienen en mente invertir en cuerpos mineralizados y en el caso de una mina que esté en explotación se trata de ubicar cuerpos mineralizados, de tal forma que la mina tenga una buena productividad y deje utilidades. Pero no sólo los cuerpos mineralizados dan utilidades, las vetas angostas también dan utilidades trabajando con eficiencia, esto se hace mejorando la forma de trabajo en operación mina, reduciendo casi en su totalidad la dilución (cerca al 0%), en la actualidad este problema de explotación para este tipo de veta lo tienen varias compañías mineras como es el caso de Quiruvilca, en Huarón se está ejecutando eficientemente este método de explotación.

Bajando el porcentaje de dilución da buenos beneficios como son en voladura, ahorro en perforación y accesorios de voladura debido al menor ancho de minado, costo de acarreo

en el tajo, transporte de material estéril de interior mina a planta de beneficio y tratamiento en planta concentradora, estos ahorros se deben exclusivamente porque se deja de transportar material estéril del tajo a la planta y el mineral de cabeza se ve incrementada en Ley. Este método de explotación también nos da un ahorro en relleno porque no se utiliza, terminada la etapa de explotación se puede recuperar los pilares dejados al momento de iniciar la explotación del método propuesto.

SUMARIO

En el capítulo uno, se hace una breve introducción de la Mina Huarón sobre su historia, producción de la planta concentradora. Su ubicación y accesibilidad, viene dado por la coordenadas geográfica y los kilómetros de carreteras tanto asfaltada como, afirmada de Lima-Huarón respectivamente. Sobre el drenaje de las aguas de la zona.

En los capítulos segundo y tercero, se hacen una descripción sobre la geología de la zona, tocando los puntos de geología Regional local y Económica.

En el capítulo cuarto, se hace un análisis de los posibles métodos que se puedan aplicar para este tipo de veta. Se hace una breve explicación de los posibles métodos de explotación a utilizar estos son; el método de explotación shrinkage (acumulación y el corte y relleno ascendente. En este capítulo se llega a descartar el método de explotación shrinkage quedando sólo un método para hacer la comparación, este método es el corte y relleno ascendente vs. el método propuesto.

El capítulo cinco, se hace la evaluación de los datos tomados in-situ con respecto a tiempos de acarreo para diferentes distancias del microscopio y estos datos son corregidos mediante regresión exponencial y lineal, calculando de esta forma la distancia económica de acarreo del microscopio, mediante gráficas económicas y esta distancia económica se usa para el dimensionamiento del block a explotar en sección longitudinal. En este capítulo también se menciona el impacto económico de la energía con respecto al aire comprimido, se pone mayor énfasis en la escases de lluvia y el costo de la energía eléctrica hídrica vs. térmica.

En el capítulo seis, se hace un análisis del método de explotación propuesto en la etapa de preparación y del ciclo de operación (perforación y voladura, sostenimiento, rampa y acarreo) en el tajo, se habla del transporte interior mina a la planta concentradora, ventajas y desventajas y condiciones de aplicación del método propuesto.

En el capítulo siete, se hace una evaluación de los costos de operación de mina en desarrollo que comprende galería, chimenea, sub-niveles, echaderos y tolvas. también se evaluaron los costos de explotación que comprende perforación y voladura, desquinche en la caja

piso, acarreo en el tajo, madera en el tajo y luego se presenta un resumen de los costos, tanto de desarrollo como en explotación.

En el capítulo ocho, se hace un amplio análisis económico del método de explotación propuesto vs. el corte relleno ascendente, para los dos métodos de explotación se hacen los siguientes cálculos, valorización del mineral, margen operativo mensual, determinación de la utilidad mensual, determinación del flujo de caja, determinación del VAE, VAN, IR y TIR y luego se evalúan los resultados encontrados para la elección del método de explotación.

En el capítulo nueve, se hacen las conclusiones y recomendaciones generales del tema tratado.

CAPITULO I

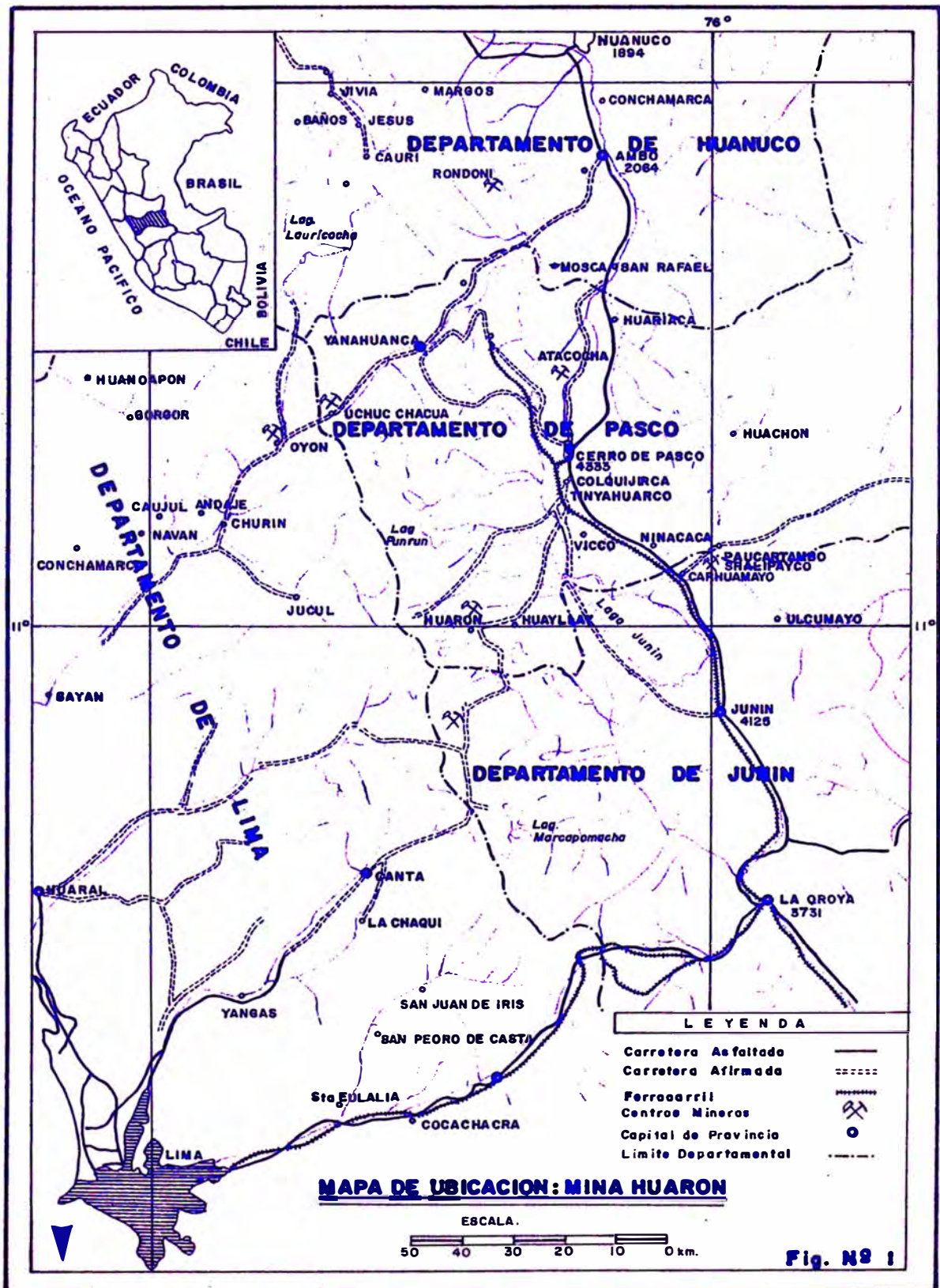
1. INTRODUCCION - MINA HUARON

La explotación de la zona minera Huarón se realiza desde la época colonial e incluso tal vez, desde mucho más antes, la mina Huarón es una mina polimetálica, muy compleja en cuanto se refiere a su geología, generando así diversidad de problemas para el seguimiento de los yacimientos, su extracción y su tratamiento en planta.

La producción de la mina antes del problema de cierre de la mina fué de 38,000 Tm por mes aproximadamente y su tratamiento en planta de 1,200 Tm. por día. Bajando posteriormente a 500 tm. por día y actualmente se encuentran en 700 Tm. por día de mineral roto.

1.1. Ubicación y Accesibilidad

El distrito minero de Huarón, se encuentra ubicado en la sierra central flanco oriental de la cordillera



occidental de los Andes, en el Departamento y Provincia de Pasco, distrito de Huayllay, a una altura de 4,250 y 4,800 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas son

Longitud Oeste 76° 25'

Latitud 11° 00'

El acceso principal es por la carretera central, Lima-Oroya-Unish 285 Km. en carretera asfaltada de Unish a Huarón 35 Km. en carretera afirmada, haciendo un total de 320 Km; otra vía es la carretera Lima-Canta-Huarón; también el ferrocarril Lima-Oroya-Shelby-Pasco.

1.2. Clima - Flora - Fauna

El clima es frío-Puna, con períodos de lluvias y secos. La flora del lugar es pobre, la superficie está cubierta por pastos altos andinos (ichu), que sirven de alimento al ganado ovino y los auquénidos (llamas y Alpacas)

1.3. Drenaje

Las aguas drenan en forma dentrítica que son captadas

por el río San José que discurre de Oeste a Este, siendo uno de los principales tributarios del río Mantaro.

CAPITULO II

2. GEOLOGIA LOCAL - REGIONAL

En el distrito minero de Huarón encontramos rocas sedimentarias - intrusivas tobas grises volcánicas.

2.1. Estratigrafía

En esta unidad minera se distribuyen tres series y un pequeño miembro muy local, llamado miembro Huarón (ver columna estratigráfica).

2.1.1. Serie Inferior

"Capas Rojas Inferiores"; margas y areniscas se ubican en el centro y en la parte más profunda del anticlinal, su potencia debe sobrepasar los 800 metros.

2.1.2. Serie Media

"Capas Rojas Superiores"; presente sólo en el flanco Este del anticlinal Huarón pero es continua y regional; potencia 300 metros a menos.

2.1.2.1. Base Conglomerado Barnabé (metalotecto) potencia media 15 m., a veces se presentan dos niveles separados por pocos metros de areniscas calcáreas, está constituido por clastos de cuarcita (90 %); muy uniforme y pequeños de 2 a 15 cms. de diámetro y su matriz es escasa.

2.1.2.2. Centro Areniscas, margas, calcarenita y dolomitas.

2.1.2.3. Techo : Calcáreo chértico sevilla (metalotecto), potencia hasta 30 m., soportó y protegió los estratos inferiores de una fuerte erosión.

2.1.3. Serie Superior ó Serie Abigarrada

Se distinguen dos fases una muy local y otra regional.

2.1.3.1. Miembro Huarón De dimensiones pequeñas ubicadas al Sur del flanco Este del anticlinal, tiene una longitud de 2.5 Km. y una potencia de 300 m. y es una cufia pues no aflora en el otro flanco del sinclinal lateral Este.

En la base tiene hasta 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan una potencia de 80 m.; los sedimentos de estos conglomerados son detríticos provenientes de la erosión de la serie media.

El nivel inferior de conglomerado tiene bloques grandes chert sevilla redepositado y varía hasta conglomerado de Barnabé redepositado lo que indica que la erosión llegó hasta ese nivel de la serie media; luego se superpone areniscas rojas y un nivel calcáreo pequeño de 0.30 m. de potencia.

2.1.3.2 Serie Abigarrada Superior

Presenta flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silicificada y no es completa en le área de influencia de la mineralización; se inicia con conglomerado grueso, dos niveles y continua con arcosas y areniscas.

En el flanco Oeste es más completa y puede llegar a los 1000 m. de potencia. Se inicia con conglomerados base favorables a la mineralización con potencia de 20 a 50 m. clastos grandes y pequeños 0.70 0.02 m. de cuarcitas, calizas, volcánicos y margas, los clastos de calizas son fácilmente reemplazables por sulfuros; hay bellos "clastos" de esfaleritas, galena, la matriz es arenisca volcánicas.

La secuencia sigue con :

Areniscas de detritos de volcánicos.

Conglomerados intermedios favorables a la mineralización.

Arcosas.

Conglomerados delgados superiores de menos de 10m, de potencia cada uno, varios niveles, son todos favorables a la mineralización.

Areniscas.

Nivel calcáreo chértico en estratos, en total tiene ó sobrepasa los 50 m. de potencia y son favorables a la mineralización.

Areniscas superiores, no se conoce su techo que fue erosionado.

2.2. Tectónica.

2.2.1. Plegamiento y Erosión.

Los plegamientos, fallamientos, fracturamiento y la erosión que se han sucedido en el área de Huarón son importantes en la explicación, búsqueda y ubicación de estas guías mineralizadas, pues han ocurrido sucesivamente, inmediatamente después de la deposición de cada serie de las capas rojas, llegando hasta el cretáceo en la limpieza de seguimientos, en distintas direcciones cada vez; que ocasionaron fracturas y fallas por lo tanto se produjo una erosión diferencial que explica la asimetría del anticlinal Huarón en cuanto a sedimentos; así tenemos el fallamiento N-S. al final de la deposición de la serie media que levantó al bloque Oeste donde fueron erosionados, el chert Sevilla hasta el conglomerado Barnabé, de esta misma época se han podido identificar dos fallas tensionales E-W en el bloque Este de la falla anteriores produjeron un escalonamiento de bloques y erosión diferencial sobre todo en el bloque Sur.

2.2.2. Fracturas de Compresión

Fuerzas de compresión E-W formaron el anticlinal de Huarón y ocasionaron fallas ó ruptura primero en el eje del

anticlinal N-S y que se rellenarón de monzonita porfirítica hay varios diques; y luego una gran ruptura en equis de cizallamiento produciendo grandes fallas que han dividido en cuatro partes el anticlinal Huarón; a partir de aquí cada una de las partes tuvo un comportamiento tectónico diferente y poseen minerales característicos.

También de comprensión hay en el flanco Oeste del anticlinal vetas N-S concordantes con la estratificación. Fastidiosa, son Narciso, Santa Rita, caprichosa, producidas por la compresión y el sobre escurrimiento de estratos de diferente plasticidad.

2.2.3. Fracturas de tensión.

Son Este-Oeste perpendiculares al eje del anticlinal Huarón puede llegar al centenar las fracturas E-W y constituyen junto a los conglomerados y calcáneos el tercer metalotecto.

También en algunas fracturas E-W se ubican diques intrusivos cuya relación como un cuarto metalotecto es positiva, tanto en las mayores acumulaciones son los calcáneos como en los conglomerados.

2.3. Magmatismo

2.3.1. Intrusivos y volcanismo.

Los diques intrusivos de Huarón son del Mioceno y son cuatro diques N-S de potencias de 10 a 50 m. y tres diques E-W de 1 a 20 m. de potencia; en longitud son de 6 km. el máximo de los primeros y 4 km. en los segundos; son de monzonita cuarcífera y posiblemente se han depositado en dos eventos; datados a 15 millones de años.

Hay cuatro etapas de volcanismos, 3 conocidas sobre los 4,600 m. de altitud al sur de Huarón, constituido por una secuencia de volcánicos claros estratificados, levemente basculado, sobre él se depositan andesitas y luego basaltos.

Finalmente el vulcanismo del plioceno constituido por coladas, piroclásticos, tufos y las igninbrita del "bosque de piedras" (Riolitas) depositadas sobre una superficie muy parecida a la actual, ya erosionada.

Hay coladas desde los 4,700 a 4,900 m. de altitud.

CAPITULO III

3. GEOLOGIA ECONOMIA.

3.1. Tipo de yacimiento

Huarón es un yacimiento polimetálico -Epigenético- Primario, constituido por vetas, cuerpos ó bolsonadas y vetas-mantos. Con temperaturas que van de Hipotermal a Mesotermal-Epitermal en los extremos del distrito.

3.2. Mineralización.

La mineralización es producto de varias fases relacionadas con la actividad tectónica-magmática. Cada fase se caracteriza por minerales con características diferentes aún en una misma estructura (apertura-reapertura) dando lugar a mineralizaciones complejas con dificultades para su concentración.

Según el estudio de mineralogía J.M Thouvenin. Huarón

a tenido tres fases de mineralización:

- * Primera fase. minerales de Fe, Zn, Ag, Sn, W, Pirita, Blenda negra, cuarzo.
- * Segunda fase. minerales de Pb, Cu, Ag, Mn, Cu, Pirita, enargita, galena, cuarzo, blenda 2 y carbonatos rodocrosita y siderita.
- * Tercera fase. minerales de Sb, Ag, sulfosales de Cu y Ag y tetraedrita.

Para la práctica minera se han considerado una primera mineralización de plomo, blenda negra, seguida de una mineralización de cuarzo pirita con cobre (enargita, tetraedrita, tenantita) y una tercera de rodocrosita, blenda rubia con sulfosales de plata.

1. Veta y bolsonada de plomo y blenda negra.
2. Vetas de cuarzo pirita con cobre, corazón de la mina.
3. Veta con rodocrosita blenda rubia con sulfosales de plata.

Las estructuras de vetas pueden tener uno, dos y los tres tipos de relleno mineral, pues han sufrido

reaperturas .

Las pulsaciones de minerales se han producido de abajo hacia arriba y del centro hacia los flancos del anticlinal.

3.3. Zonamiento.

En Huarón podemos observar un zonamiento horizontal, que necesariamente no es el mismo estructuralmente, pero que pueda servir para una idea inicial del yacimiento.

Zona Central.- Mineralización cuprosa que sería la más antigua con enargita, pirita, cuarzo (traviezo).

Zona Intermedia.- Mineralización cuprosa y plomo-zinc, enargita, tetraedrita, esfalerita, galena, pirita (Tapada, Alianza, San Narciso, Fastidiosa, Caprichosa), llamada también mineral triple.

Zona Exterior.- Mineralización plomo-zinc algunas veces tetraedrita, galena, esfalerita, pirita (Patrick, Shiusha, bolsonadas, Bernabé Sevilla, veta pozo D, veta 17).

Zona Periférica.- Minerales de plomo-zinc con abundantes plata (Restauradora, Andalucía).

3.4. Alteración

La alteración más notoria es en las cajas cerca a los filones hasta unos 6-8 metros, provocado por el paso y emplazamiento de las soluciones hidrotermales , se puede observar:

- **Silicificación.-** Introducción de sílice, la más abundante en el yacimiento.
- **Piritización.-** Que se presenta en todos los tipos de rocas predominantemente en las margas.
- **Sericitización.-** Por la presencia de sericita y arcillas de caolinitas.
- **Propilitización.-** Presencia de minerales como epidota y clorita.

3.5. Control Estructural

Estructuralmente, la deposición de minerales ha sido controlada principalmente por la presencia de fracturas de tensión y de cizalla.

Las fallas inversas al techo y piso de los

conglomerados ha servido de control y guía de las soluciones mineralizantes, para la formación de cuerpos, bolsonadas y vetas-mantos en los flancos E-W.

3.6. Control Litológico

La litología ha jugado también un rol importante en el control y distribución de la mineralización dentro del distrito.

Así en la capas rojas interiores vetas de gran extensión, capas rojas superiores, cuerpos o bolsonadas en el conglomerado Barnabé, Chert Sevilla y vetas E-W y en la formación abigarrada superior en el conglomerado base San Pedro, cuerpo o bolsonada y vetas E-W.

3.7. Geología de la Veta Caprichosa

La Veta Caprichosa tiene sus inicios a 100 m. al Norte de la Veta Patrick por el Norte y se emplaza hacia el Sur hasta la Veta Travieso con un rumbo promedio de 14° NN-SE y un buzamiento promedio de 40° al Oeste, de estructura N-S del Yacimiento de Huarón, a saber:

Veta	Rumbo	Buzamiento
1.- Caprichosa	14° NW-SE	46° W
2.- Fatidiosa	07° NW-SE	42° W
3.- San Narciso	08° NW-SE	65° W
4.- Surprise	32° NE-SE	58° NW
5.- Santa Rita	11° NW-SE	32° SE
6.- Constancia	23° NW-SE	76° SE
7.- Contacto San Pedro	12° NW-SE	40° W

3.7.1. Origen y Tectónica de la Veta Caprichosa:

Determinar el verdadero origen y sus reactivaciones tectónicas de la Veta Caprichosa, se hace complejo, después de la última intrusión del magma Cuarzo-Monzonita, se produjo el fracturamiento longitudinal Norte-Sur (anteriormente); se produjo parte del fracturamiento Este-Oeste con buzamiento al Norte, éste fracturamiento longitudinal paralelo a la estratificación del flanco occidental del anticlinal de Huarón, seguido de un gran desplazamiento de bloques y ensanchamiento de la estructura, produciéndose el primer flujo mineralizante de temperatura; las condiciones no fueron favorables para el emplazamiento de este flujo, razón por la cual está representado en menor proporción.

Posteriormente a una segunda reactivación tectónica se produce el fracturamiento E-W (otra gran parte de estructuras E-W con buzamiento al N y S) dando lugar a los desplazamientos o saltos horizontales de la Veta Caprichosa, con mayor énfasis en la parte Central de la veta en mención; seguida del segundo flujo mineralizantes que tampoco encontró condiciones favorables, solamente en la parte Sur se encuentran evidencias notorias de éste flujo.

Subsiguientemente una nueva reactivación tectónica incrementó los desplazamientos horizontales de la Veta Caprichosa y produjo por cizalla el fracturamiento longitudinal de las fracturas constituyentes del Ramal intermedio, Ramal del Piso y fracturas menos paralelas.

Es evidente que en ésta etapa y casi al finalizar la reactivación tectónica se produce el mayor ensanchamiento de casi la totalidad de las estructuras y luego vino el tercer flujo mineralizante y el más abundante (Carbonatos y Sulfosales).

Finalmente viene la lixiviación y oxidación representada mayormente en la parte Norte y Central de la Veta Caprichosa.

3.7.2. Características Geológicas en el Nivel 500:

En el nivel 500 mayormente reconocida, tiene un comportamiento geológico muy irregular, se han considerado tres tramos principales:

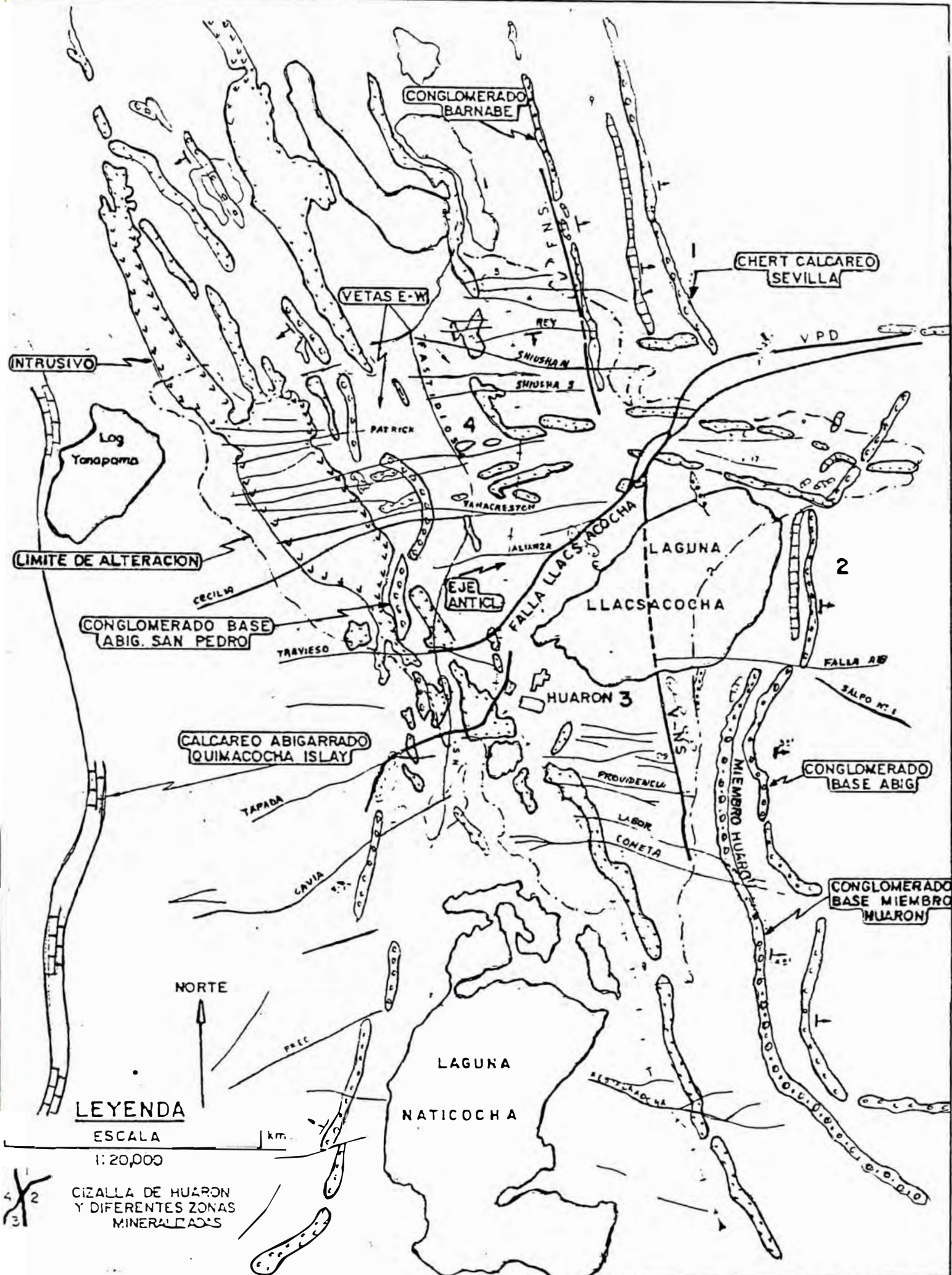
Veta Caprichosa Parte Norte: A partir de la intersección con la Veta 8 ó al Norte con 450 m. de longitud, su potencia oscila de 0.20 a 1.10 m. con un rumbo promedio de 13° NW-SE y su buzamiento oscila de 25° a 60° al oeste.

En la intersección con las Vetas Patrick, Roque y Martín es una simple falla sin desplazamiento horizontales.

La Veta 104 desplaza a la Veta Caprichosa en 0.5 m., la veta 94 desplaza a Caprichosa en 0.3 m. y la Veta 80 desplaza a Caprichosa en 35 m.

Esta parte de la Veta Caprichosa constituye una zona antieconómica por la ascendencia de cuarzo-calcita, la rodocrosita muy irrisoria y ausencia de sulfosales de Cu y Ag la veta es bastante estrecha.

Veta Caprichosa Parte Intermedia.- Con 185 m. de longitud entre las vetas 80 y Constancia Cuarto Sur, la



ESQUEMA GEOLOGICO HUARON

1
2
3

LEYENDA

ESCALA 1:20,000 km

CIZALLA DE HUARON Y DIFERENTES ZONAS MINERALIZADAS

veta está constituida por tres ramales:

Ramal del techo, intermedio y del piso. El ramal del techo de potencia promedio 1.30 m. y con 42° de buzamiento al Oeste es el de mejor mineralización presencia de cuarzo abundante, esfalerita rubia, la galena esporádica y evidencias de proustita, pirargirita y tetraedrita.

Los ramales intermedio y del piso de 0.40 y 0.30 m. respectivamente de potencia de mineralización bastante pobre en base a calcita, cuarzo, caolín, pequeñas evidencias de rodocrosita, constituyen vetas no rentables para la explotación.

Entre el ramal del techo y del piso la fracturas casi verticales paralelas a los ramales antes indicados, están rellenas por rodocrosita, sin embargo hacia el ramal del piso hay predominio casi total de calcita-cuarzo, el cruce de la Veta Caprichosa (Ramal de Techo e Intermedio) con estructura de orientación E-W y la influencia de la barbillas se presentan condiciones favorables para el entrapamiento de la mena.

Veta Caprichosa parte Sur.- Como 300 m. de longitud entre vetas Constancia, Cuarto Sur y Travieso, se tiene un sólo Ramal con un rumbo de 22° NW-SE, la potencia oscila de

0.20 a 1.40 m. y el buzamiento de 26° a 67° al Oeste.

Debido a la influencia de Travieso se tiene dos mineralizaciones bastante marcadas a saber:

Mineralización común (Pb, Zn, Ag).- Preferentemente junto a la caja techo con gran predominio de rodocrosita, rodonita, cuarzo, pirita, galena y esfalerita rubia en bandeamiento característico. Precisamente aquí se han encontrado las mejores evidencias de proustita asociada íntimamente a la pirargirita. Junto a la caja piso también hay manifestaciones de mineralización común en forma interrumpida y en menor proporción.

Mineralización triple (Pb-Zn-Cu-Ag).- Se ubica en la parte central de la estructura formando un zoneamiento irregular, en algunos tramos se interrumpe totalmente por el ensanchamiento de la mineralización común de la caja techo, es notoria la presencia de cuarzo ahumado con Cu gris, Calcopirita y pequeñas diseminaciones de esfalerita marrón.

3.7.3. Flujos mineralizantes:

Primer Flujo.- Casi ausente, la galena es la única representación de este flujo con cuarzo-pirita; de mayor

temperatura.

- Segundo Flujo.- De cuarzo-pirita con Cobre gris, Calcopirita, Tenantita, tetrahedrita y esfalerita marrón, de temperatura relativamente media.

- Tercer Flujo.- Rodocrosita, rodonita, esfalerita rubia, galena argentífera, proustita, pirargirita, cuarzo lechoso, de temperatura relativamente baja.

- Cuarto Flujo.- Rodocrosita, calcita, proustita, pirargirita y otros Sulfosales de Ag, Arsénico, Antimonio; de temperatura baja.

3.7.4. Controles Geológicos de Mineralización:

Los controles indicativos en la localización y búsqueda de la mineralización en profundidad y altura para esta veta son:

- Control Estructural.- Es la más importante, debido a la gran reactivación tectónica acaecida en esta veta consideramos: La fractura-falla correspondiente a la Veta Caprichosa Sur y el ramal techo (en la parte intermedia son indicativos de la mejor mineralización).

El cruce de la fractura-falla de Caprichosa con fracturas de rumbo E-W y la gran influencia de las barbillas mineralizadas son indicativos de los entrampamientos de mena y buena disseminación a manera de clavos mineralizados, pero de poca profundización.

El fracturamiento transversal en la caja piso (Ramal Intermedio) a contribuido notablemente para la disseminación y reemplazamiento parcial.

La ausencia de ramales y fracturamiento transversal en la parte Norte y Sur de Caprichosa no ha favorecido la formación de clavos mineralizados.

Control litológico.- Las margas fracturadas longitudinalmente, no silidificadas es el mejor control litológico asociado con el cruce de fracturas que da lugar a la formación de los entrampamientos antes indicados.

Las margas alteradas con fracturamiento transversal son favorables para la disseminación, reemplazamiento parcial de sulfuros y relleno de éstas fracturas por carbonatos

Control Mineralógico.- La asociación de cuarzo-rodocrosita constituyen el mejor control mineralógico en la

localización de los Sulfosales de Plata esfalerita rubia y galena.

Con respecto a la mineralización triple (en menor proporción de ésta veta) la asociación cuarzo ahumado-pirita sirve de control mineralógico.

<u>Mena</u>	<u>Ganga</u>
1) Esfalerita	1) Rodocrocita
2) Galena	2) Calcita
3) Proustita	
4) Pirargirita	
5) Cobre gris	

	<u>Reserva de Mineral</u>					
	TN	Pot	%Pb	%Zn	%Cu	Onz Ag
Probados	62,800	1.06	1.38	3.42	0.19	14.10
Probables	157,100	1.16	1.41	2.91	0.20	11.86

CAPITULO IV

4. CRITERIO PARA LA ELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION VS. OTROS METODOS DE EXPLOTACION

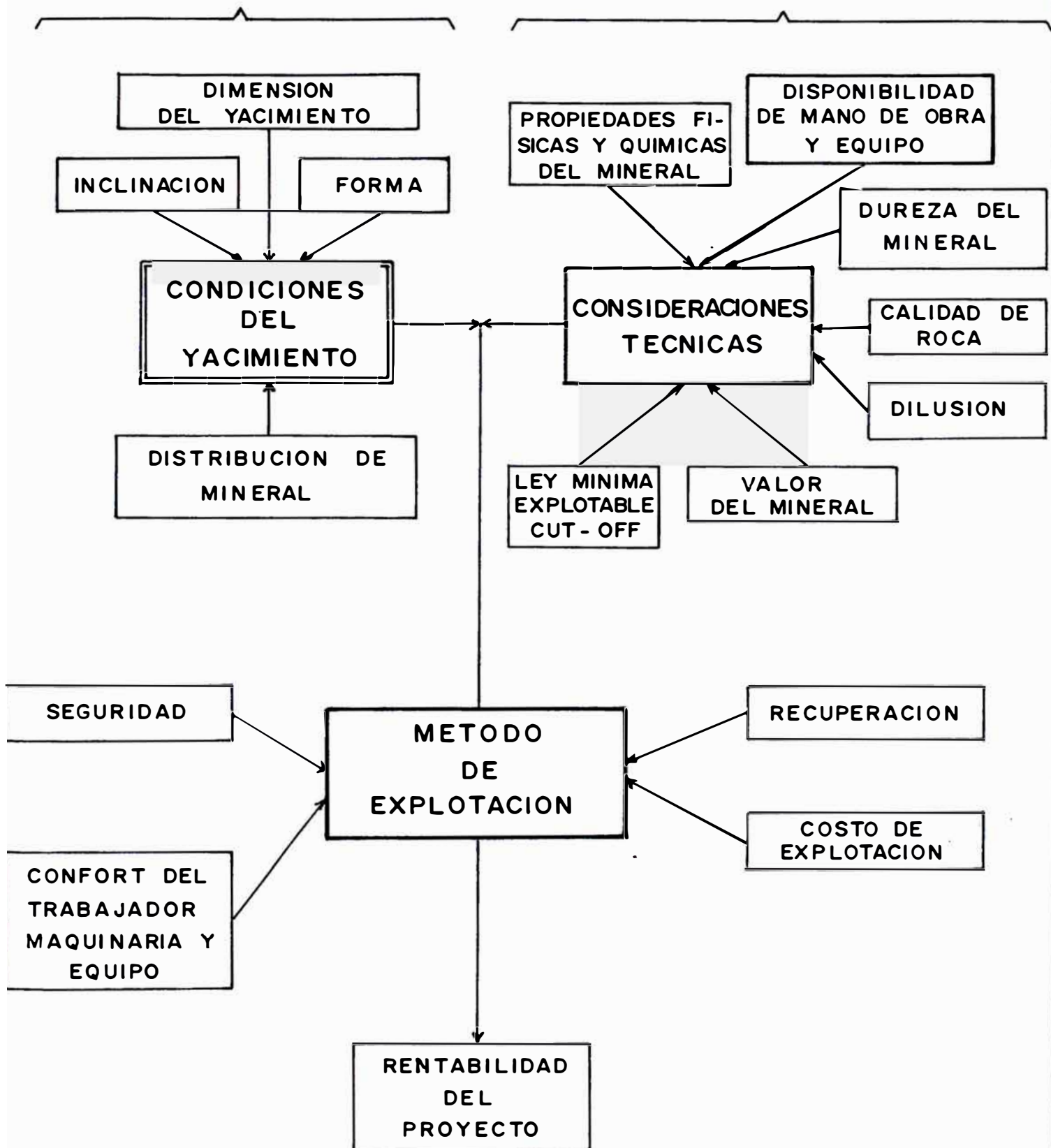
4.1. Introducción:

Para el siguiente proyecto de explotación se analizó teniendo destinado un equipo de acarreo (Microscoop) para el tajo, observando un buzamiento bien pronunciado de 37° en promedio, se diseñó evaluando la distancia óptima y económica del Microscoop, dando una distancia económica de 60 m., esta distancia se utiliza para dimensionar el block a explotarse que es de 115 m. de longitud total, ubicando su echadero aproximadamente al centro de su longitud total, ésta longitud se ha dividido en dos alas (izquierda y derecha). La ala derecha mide 60 m., utilizando para esta ala la distancia máxima económica porque el equipo de acarreo siempre trabaja en forma horizontal y en la ala izquierda su longitud es de 55 m., porque el equipo de acarreo siempre trabaja subiendo o bajando pendiente,

SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

DATOS GEOMETRICOS

DATOS GEOMECANICOS Y ECONOMICOS



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

VICTORIANO PUELLA ZAVALA
TESIS DE GRADO

ESCALA : S/E.
FECHA : SETIEMBRE 1992

debido al método ésta ala es importante porque se va ganando altura debido a la rampa, en este tramo el microscopio baja su eficiencia en el acarreo, pero esta diferencia es contrarrestada por el menor dimensionamiento del ala izquierda (55 m. de longitud).

Previamente a la elección del método de explotación propuesto para el siguiente proyecto se hizo las evaluaciones siguientes a los posibles métodos que se podrían aplicar para el siguiente proyecto, estos son:

Shrinkage

Corte y Relleno Ascendente

Las comparaciones con el método en proyecto y en ejecución se utilizaron las mismas dimensiones del block esto es tanto en longitud, buzamiento y el comportamiento de la veta en el tajo es en forma sinuosa.

4.2. Método de Explotación Shrinkage o Acumulacion:

4.2.1. Principio

El Shrinkage es un método de almacenamiento provisional en el cual el mineral roto sirve de piso para las perforaciones de los arranques sucesivos. En Huarón se

aplicó a vetas cuyo buzamiento es de 70° a 96°.

4.2.2. Definiciones:

El presente texto se refiere al método de explotación shrinkage para un sólo block de mineral cúbicado.

- Chimenea de Preparación:

Las chimeneas de preparación se preparan al comienzo y final del block de explotación. Esta chimenea a la vez sirve de acceso, ventilación y servicio al tajo.

Estas chimeneas son complementadas, terminadas y equipadas antes de empezar otra fase de preparación, es decir, con escaleras, descansos, tuberías de aire y agua a medida que se avance con la explotación.

- Chimenea Central:

Es la que se ejecuta al centro de las dos chimeneas de preparación, ésta chimenea puede servir de ventilación y de servicio al tajo.

- Buzones:

Se llama así a la comunicaciín entre la galería de base y el sub-nivel . Son normalmente de 1.50 x 1.20 m. de sección. Su ubicación en la galería principal es cada 5 m. aproximadamente dependiendo de la mejor ubicación para colocar el centro de línea.

- Subnivel:

Es la galería de preparación que se hace de una chimenea a otra. Esta se lleva a cabo 2 m. sobre la galería de base y de una sección de 6' y 7'.

4.2.3. Dimensiones:

Se dimensionan los pilares laterales, puentes de base, puente superior, ventanas, etc, adecuadamente, relacionado al ancho de minado del tajo.

El frente tendrá una altura de 1.80 m. delante y a la espalda del perforista, debe quedar constantemente a una altura de 1.70 m. entre el mineral del piso (mineral roto) y el techo (frente de perforación).

- Conos:

Una vez terminado el sub-nivel, buzones y comunicado el subnivel con la chimenea central, se tiene una idea clara de las cajas. Se puede entonces determinar la forma y posición de los conos. Estos deben estar siempre apoyados en la caja piso para facilitar el desplazamiento del mineral. Se disparan los conos y se ensancha el sub-nivel y se termina el cono extrayendo la cantidad de mineral estrictamente necesaria.

Estos conos deben ser hechos de madera que una en la caja piso, siendo a veces preferible entallar ligeramente de tal modo que la superficie de deslizamiento del mineral quede lisa el tajeo hasta la tolva o que la parte inferior de ésta superficie sea más vertical que la caja misma. El cono no debe tocar la caja techo de ninguna manera.

En el momento que el sub-nivel está ensanchado a toda la potencia y se han hecho los conos, la fase de preparación queda terminada.

4.2.4. Explotación:

El ciclo de explotación es perforación, disparo, extracción del mineral del tajo aproximadamente el 30 % del

mineral roto, campo de perforación en el tajo.

4.2.5. Comentario : Método de Explotación Shrinkage vs. El Método Propuesto

Debido al fuerte buzamiento de la veta (37°, éste método de explotación no es conveniente. Porque al momento de extraer el mineral por las tolvas bases, se produciría constantemente campaneos o atoros definitivos. Deficiente productividad, debido a la extracción del mineral no es consecutivo por la inclinación de la veta y los consecutivos problemas anteriormente mencionado. Deficiente inseguridad, debido a la evacuación del mineral correspondiente al esponjamiento que en algunos casos provocaran vacíos o campaneos no detectados, ésta situación representa un serio riesgo de hundimiento no previsto y por lo tanto un serio riesgo de accidente para el personal que labora en este tajo.

Este método de explotación queda descartado para su ejecución en este block de explotación.

4.3. Método de Explotación, Corte y Relleno ascendente:

4.3.1. Definición:

El Corte y Relleno como su nombre lo indica, es el método de tajeado por lo cual se extrae el mineral del tajo por medio de una serie de rebanadas paralelas hechas a lo largo de toda la cara de tajo y cada vez que se extrae el mineral de una rebanada, una capa de relleno entra al tajo, para el caso de tener buenas cajas se puede dejar vacío el tajo 2 a 3 cortes o más, dependiendo de la mecanización que se le de al método.

En el tajo el relleno es aquel que:

- a) El sostenimiento de las cajas, hombres y muchas veces el techo de mineral es realizado por roca estéril, relave o arena; materiales que constituyen el relleno del tajo.

- b) El relleno es parte integral del tajo y los cortes se hacen con intervalos de rellenos. Es decir se arranca el mineral de las paredes adyacentes, se rellena la cavidad abierta por el primer arranque y así sucesivamente. Para nuestro proyecto en la mina Huarón se utiliza el relleno hidráulico.

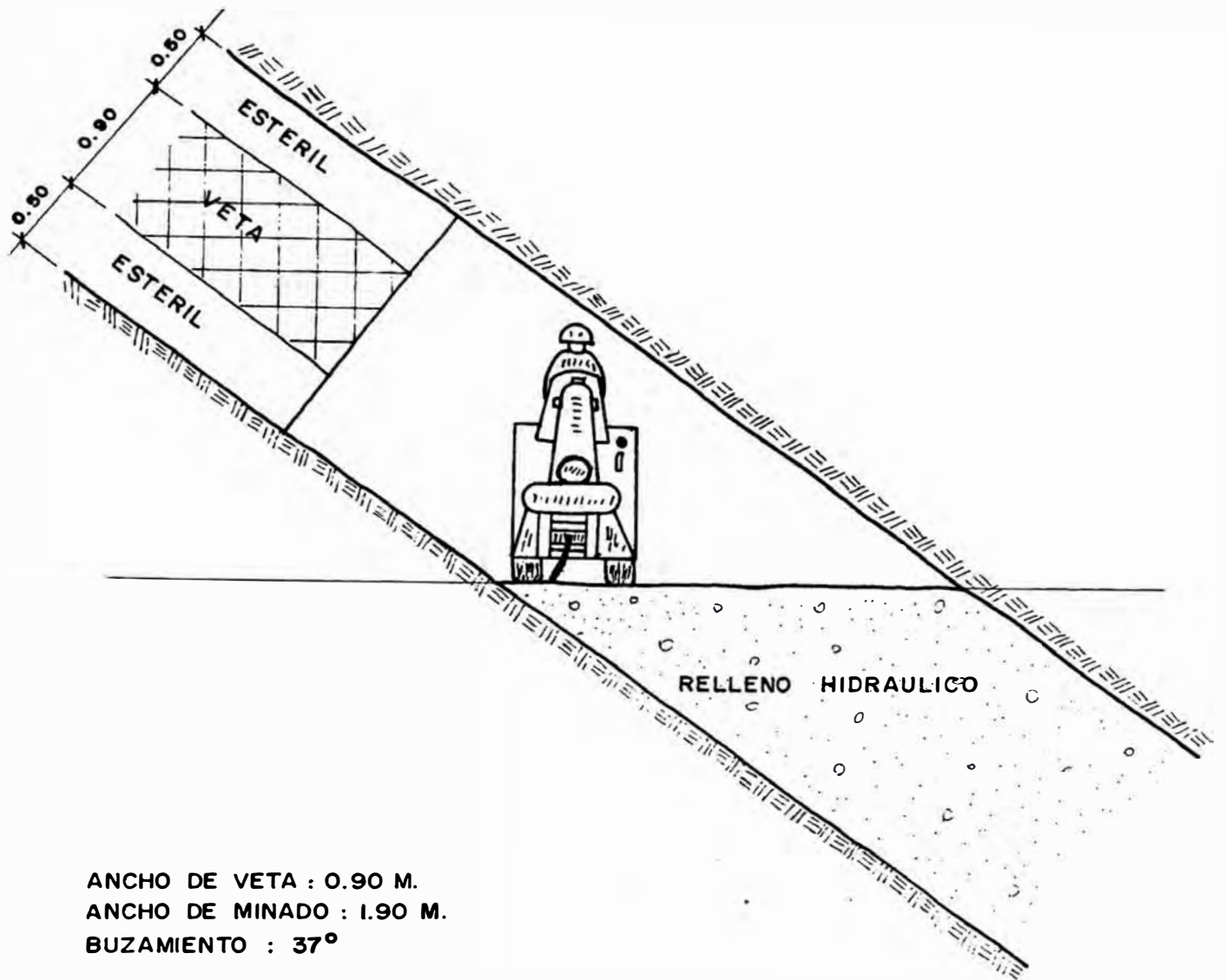


GRAFICO N° 1

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
 MECANIZADO CON MICROSCOOP

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA ESCALA : 1:50
 TESIS DE GRADO FECHA : SETIEMBRE 1992

En forma general, el empleo de madera es temporal e incidental para servir de sostenimiento temporal de las cajas techo del mineral y esta madera muchas veces se recupera después que el espacio abierto es cerrado o cubierto por el relleno. Este sostenimiento accidental con madera no es sistemático como en el tajeado propuesto.

En estos últimos años es desarrollado un sistema de corte frontal llevando el techo en arco en el sentido transversal y horizontal en sentido longitudinal del tajo; éste sistema es conocido como tajo con techo en arco (Arch Back) puede ser convencional o mecanizado. Esta forma de minado se utilizan para vetas más anchas o cuerpos mineralizados, donde la mineralización tiene deficiente auto sostenimiento.

4.3.2. Preparación:

La preparación con respecto al método explotación shrinkage y al propuesto es el mismo sus dos chimeneas de preparación, una chimenea central, con puente sobre la galería base, para seguir con los cortes de explotación. La variante en éste método es la ubicación y posición del echadero de extracción del tajo, con una caída de 45° de buzamiento. Al momento de terminar el sub-nivel y comunicado con la chimenea de preparación, la chimenea

central y el echadero se a culminado la fase de preparación.

4.3.3. Explotación:

El ciclo de explotación en éste método es, perforación, voladura, acarreo en el tajo (hacia el echadero) y relleno.

4.3.4. Comentario Método de Corte y Relleno Ascendente vs.

El método propuesto:

El método de explotación de corte y relleno, tiene las mismas labores de preparación y altura de explotación que es de 100 m. en dirección del buzamiento de la veta. Tiene una chimenea central. Respecto al método propuesto.

En éste método de explotación trabajan 7 personas, 4 perforistas, 2 enmaderadores y el operador del Microscoop.

Este método de explotación de corte y relleno ascendente, necesariamente tiene que ampliarse el ancho de minado a 1.90 m., para que el equipo de acarreo pueda trabajar (microscoop). Ver el gráfico N° 1.

La explotación de ésta veta angosta es de 37° de

buzamiento, con potencia promedio de 0.90 m. y con leyes de:

Pb:3.20 % Zn:4.25 % y Ag:14.50 onz/TM.

Esta veta angosta explotado a un ancho de minado de 1.90 m.; sufre una dilución del 52 %, Obteniéndose los siguientes resultados de producción:

Pb:1.54 % Zn:2.04 % y Ag:6.96 onz/TM.

4.3.5. Costos de Desarrollo:

El trabajo de desarrollo es casi el mismo al método propuesto, con la única variante que no se hace el sub-nivel.

	US\$
- Costo de galeria 6' x 7'	29,565.88
- Costo de chimenea central	5300.80
- Costo de chimenea camino 5' x 5'	10,601.60
- Costo de subnivel 5' x 7'	9,666.90
- Costo de echadero 5' x 5'	4,072.35
- Costo de tolva	<u>285.04</u>
- Costo total de desarrollo	<u>59,492.57</u>
- Costo unitario de desarrollo	0.97 U\$/TM

4.3.6. Costo de Explotación:

	US\$/TM
- Costo de perforación y Voladura	4.97
- Costo de Acarreo en el tajo	1.21
- Costo de madera en el tajo	1.15
- Costo de relleno hidráulico	1.80
- Costo de transporte	<u>1.56</u>
- COSTO TOTAL DE EXPLOTACION	10.68 US\$/TM

4.3.7. Costo total unitario de

de explotacion mas desarrollo 11.66 US\$/TM

 Aparentemente el costo total unitario del método Corte y Relleno Ascendente es más bajo respecto al método propuesto, veamos más adelante en la evaluación económica que se le hace a éste método de explotación, respecto al método propuesto, se observa lo contrario.

CAPITULO V

5. CALCULO DE LA DISTANCIA ECONOMICA DEL MICROSCOOP:

5.1. Introduccion

El empleo de equipos mecanizados en la explotación minera, hacen que se incremente el rendimiento y la productividad, ya sea esto tener equipos de acarreo en estado cautivo o con rampa en los tajos de explotación, todo el dimensionamiento tanto de equipo y de la zona mineralizada dependerá de las evaluaciones constantes que se hagan respecto a la performance del equipo y al operador. Todo esto tendrá un beneficio tanto en evitar la dilución y por ende reducir el costo de operación.

La compañía minera Huarón S.A. pioneros en este tipo de equipo de acarreo y haber evaluado constantemente el performance del equipo para trabajos de vetas muy angostas y sinuosas de potencias inferiores a 1.20 m., de un modo por seguro, eficiente y económico, para lo cual fue

necesario resolver el problema de carguio y acarreo en tajeos inferiores a 1.20 m. empleando equipo LHD de 0.80 m. de ancho, fabricado especialmente para este fin, esta dimensión es del primer modelo que llegó a Huarón es el Microscoop CT 500 HE, de los cálculos efectuados para este equipo se obtuvo una distancia económica de 50 m.. El último modelo llegado a Huarón fue el Microscoop tipo: CTX1HE, los dos modelos son de procedencia de la FRANCE LOADER, año de fabricación 1990. Los cálculos efectuados para este último modelo se obtiene un distancia económica de 60 m. (Ver gráfico N° 2) para el trabajo de acarreo en el tajo en explotación interior mina. Los cálculos y especificaciones técnicas se verán a continuación.

5.2. Características técnicas del Microscoop CT 500 HE

MODELO: CT 500-HE FRANCE LOADER-1980

MOTOR: Eléctrico 380/525 voltios-50/60 Hz

PROTECCION: IP 55

Capacidad de enrollador o carrete: Cable de 4x16mm²:85m.

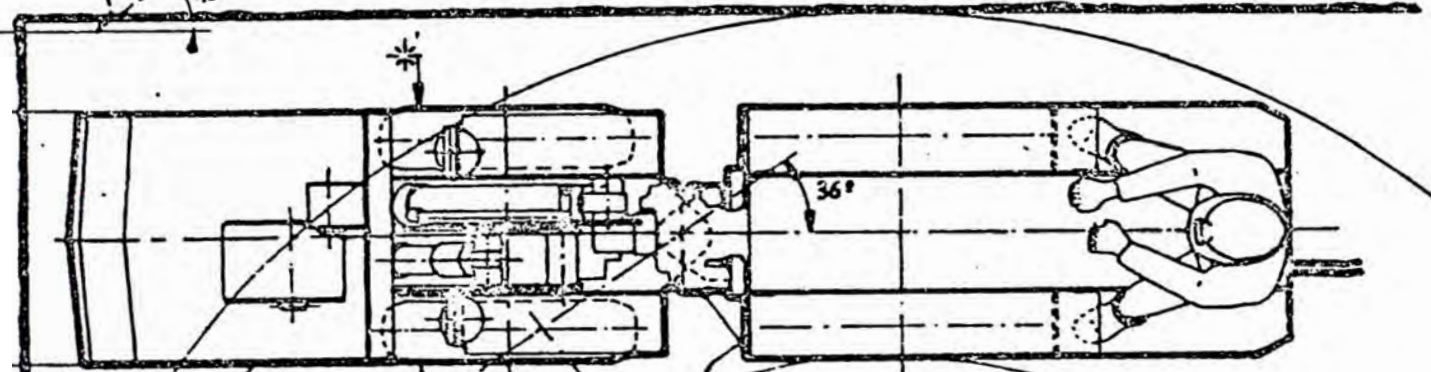
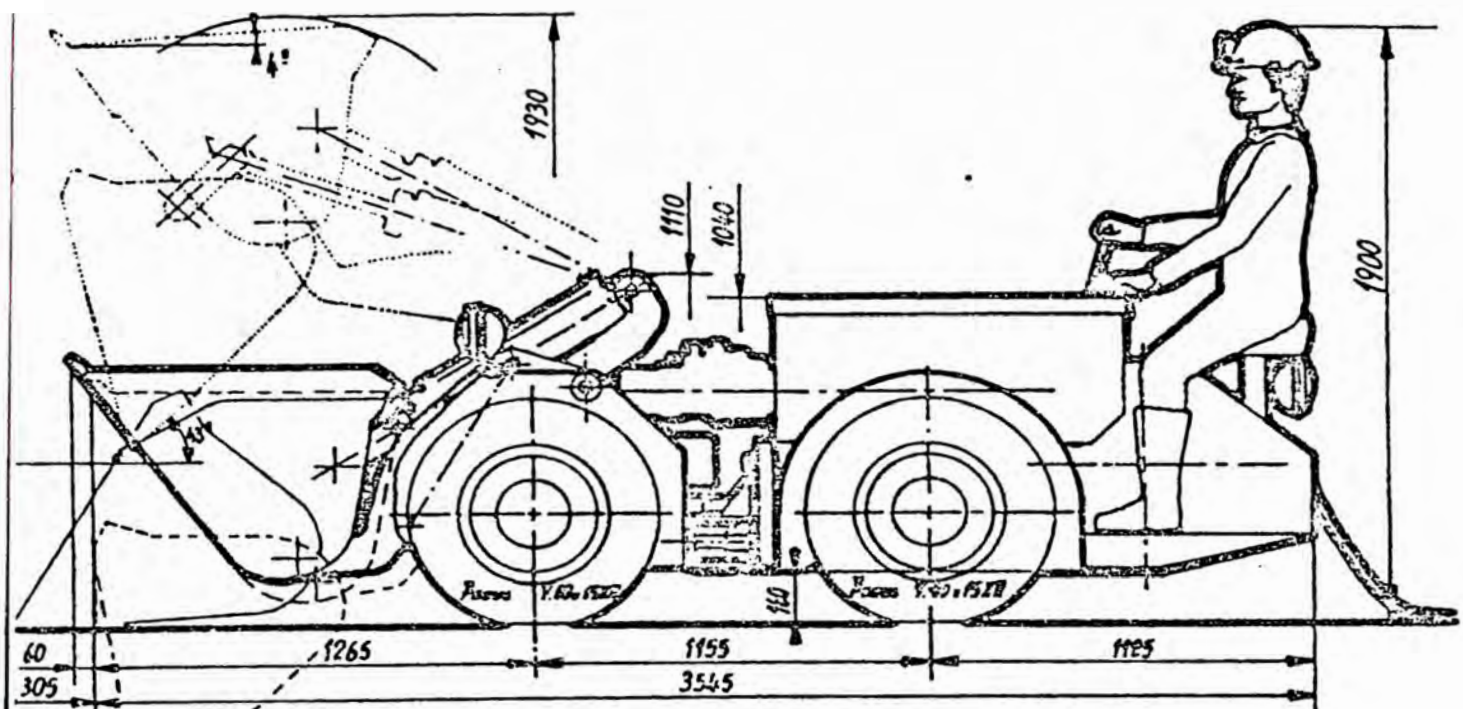
Transmisión:

Transmisión hidrostática

Dos velocidades adelante y atrás

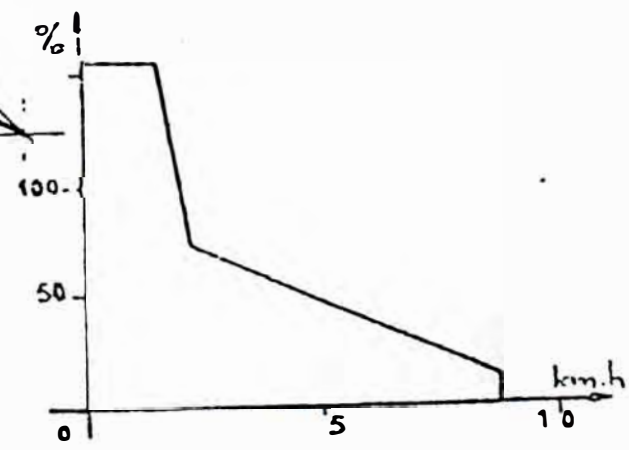
Bomba de 50 cm³ de capacidad variable

Motor de dos cilindros 50 y 26 cm.



- Croquis heights → * Standard: tires 7.00x15 XR lg: 800%
 - heights + 15% → Option: tires 7.50x15 XR lg: 820%
 - heights + 65% → Option: tires 7.50x15 X Mine B2 lg: 860%

Mini gallery width 1500
 Pied 1420
 Rart 2500



Ejes delanteros y trasero NAF con reductor planetario en los bujes de ruedas.

Frenos:

Servicio: Por la transmisión hidrostática
Estacionamiento: Tipo multidisco en barro de aceite sobre eje trasero.

Neumáticos

Estandar: 7.00 x 15 x R
Opciones: 7.50 x 15 x R
7.50 x 15 x MINE

Sistema Hidráulico :

Dirección por control hidráulico
Radio de giro: 36°+36°
Dos gatos de dirección: Interior 1.42 m./Exterior: 50 m.
Dos gatos de dirección: ϕ 63/40
Un gato de elevación: ϕ 80/50
Un gato de volteo: ϕ 100/50
Una bomba hidrostática de 50 cm³
Una bomba de movimiento de 45 Lt/min.
Filtro sobre circuito hidrostático: 10 micras
Filtro sobre aspiración hidráulica: 10 micras.

Capacidad (SAE):

Cuchara standar: 0.3 m³.

Carga transportada: 600 kg.

Fuerza de arrancamiento: 3200 kg.

Velocidad (en carga):

1ra: 4.3 km/h

2da: 9 km/h

Aptitud a subir las pendientes: Véase
curvas

Peso Operacional:

2700 kgs.

Dimensiones Exteriores:

Ancho: 0.80 m.

Largo en posición de transporte:
3,545 mm.

Altura: 1,110 mm.

5.2.1. Características técnicas del Microscoop CTX 1 HE:

MODELO: CTX 1 HE FRANCE LOADER-1987

Características Generales :

Peso en operación (vacío) : 2.760 kg

Máxima capacidad de la pala 700 kg

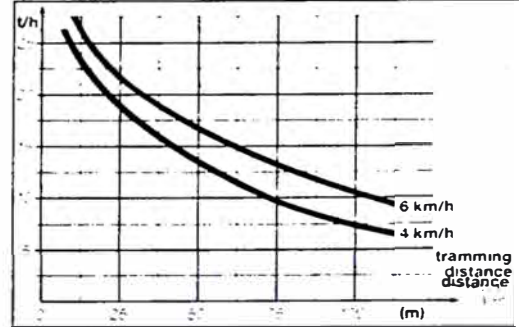
Peso cargado 3.460 kg

Longitud de la Máquina (cuchara en posición de
transporte) : 4,205 mm.

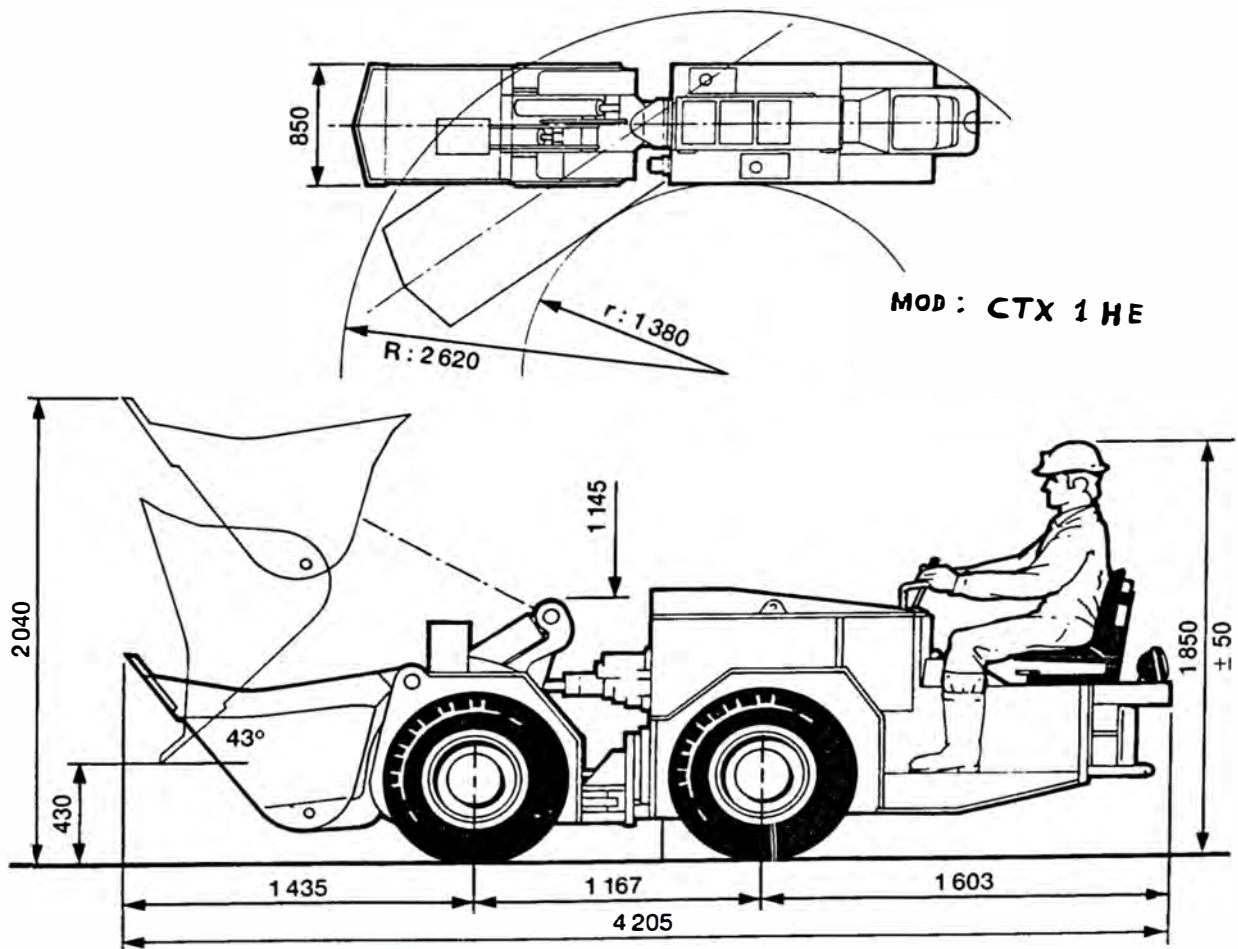
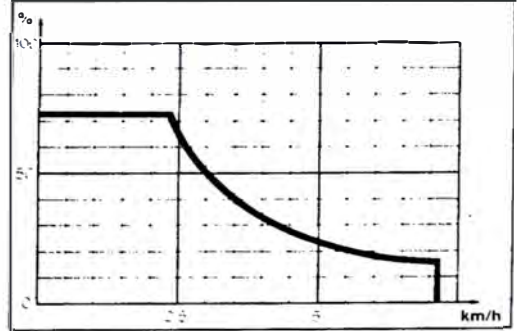
MAIN SPECIFICATIONS

Standard bucket	: 0.4 m ³ (0.52 yd ³)
Tramming capacity	: 700 kg (1,543 lbs)
Breakout force	: 3,200 kg (7,055 lbs)
Operating weight	: 2,760 kg (6,098 lbs)
Motor	: 22 kW – 380/440/575 V – 50/60 Hz
Cable reel	: 85 m (280 ft)
Transmission	: hydrostatic reversible with variable flow
Axles	: planetary drive, front and rear
Brakes	: circuits in conformity with NF 58055 standard – service: 4 wheels, by hydrostatic – parking: multiple wet disc – emergency: 4 wheels + parking automatic/manual action
Tires	: standard: 7.50 x 15
Articulations	: steering : 36° + 36° oscillation: 8° + 8°

Production (metric tons per hours)



Performance (loaded)



Alimentación: Tres fases de corriente : 380 a 550 volt.
50 ó 60 Hz.

Insolación : F
Protección : IP 55 (agua+polvo)
Ventilación : Por ventilador
encerrado

2. Tren de Fuerza:

Transmisión hidrostática completamente reversible, con
circuito de vuelta cerrada y filtración encerrada.

Bomba hidrostática de LINDE : 0 a 50 cm³ rev.
Motor hidrostático de LINDE : 35 cm³ / rev.
Eje frontal : EM
Eje de levantamiento : EM
Reducción en la rueda final planetaria
Reducción del eje frontal : 42
Reducción del eje de elevación : 19.56

3. Frenos:

Circuito en conformidad con la NF 58055 standards.

Freno de servicio : Por la transmisión hidrostática
en las cuatro ruedas
Freno de estacionamiento : Multidiscos en baño de aceite
encerrado a levantar el eje.

Utilizado para doblar, presión
de aceite en circulación.

Freno de emergencia : Cuatro ruedas+estacionamiento.

4. Llantas:

Frente y eje : 7,50 x 15 R.

5. Circuitos Hidráulicos:

Dirección por control hidráulico

Dirección : 02 cilindros simples de
acción (diámetro : 60 mm.)

Angulo de giro : $\pm 36^\circ$

Descarga : 01 cilindro doble de
acción.(diámetro: 100/50 mm.)

Elevación : 01 cilindro doble de
acción.(diámetro 80/50 mm.)

Una bomba para movimientos, enrollamiento
y dirección : 17 lit./min.

Una bomba para movimientos : 30 lit./min.

Circuito hidráulico e hidrostático completamente
independiente.

Capacidad del tanque hidráulico : 70 lit.

Capacidad del tanque hidrostático : 35 lit.

Aceite hidrostático enfriado por radiador ventilador

encerrado.

Filtros:

Sobre la línea de succión hidráulica : 10 micrones

Sobre la bomba hidrostática : 10 micrones

6. Alimentación Eléctrica:

Por cable de enrollamiento : $4 \times 10 \text{mm}^2 - \phi 25 \text{mm}$.

Capacidad de enrollamiento (carrete) : 85 m.

Carrete automático del cable

Circuito secundario eléctrico : 24 voltios

7. Acondicionamiento del operador:

El acomodo del asiento está situado a los costados del mismo, con asiento ajustable de suspensión.

Opciones:

- Llantas: 7.50 x 15 x MINE D2
- Presión baja de las llantas
- Cucharas especiales
- Sistema de enfriamiento para trabajos violentos en condiciones de alta temperatura de trabajo.
- Cable a control remoto
- Radio a control remoto
- Interruptor de campana del operador
- Versión ancha :

950 mm. de ancho

820 kg de capacidad

480 lit. de capacidad de cuchara

5.3. Performance del Microscoop

5.3.1. Modelos que gobiernan los sistemas de carguío y transporte:

Generalidades.— La historia de la aplicación de los equipos de acarreo de mineral en interior de los tajos. Se trabajó en las minas de Huarón desde la traída de los primeros scoops de 1 cy; el yacimiento que se explotó hasta la década pasada lo constituía mayormente las vetas de 10.00 m. de potencia y algunas bolsonadas, la selectividad no era un problema.

En el transcurso de la década pasada, la producción procedente de las grandes vetas y bolsonadas fué decreciendo al mismo tiempo que se sumaban a las reservas toneladas contenidas en estructuras muy angostas y sinuosas con cajas poco estables. La explotación de estas estructuras aplicando los métodos tradicionales de Cámara Almacén (Shrinkage) y corte con relleno ascendente, empleando para el acarreo del mineral cribado al sistema de rastrillaje o equipo LHD de una yarda cúbica originaba una

gran dilución; pues era necesario e inmediato encontrar una solución a este problema para evitar la caída progresiva de las leyes del mineral roto producido.

Teniendo la experiencia en Huarón con los Scoops electro-hidráulicos Wagner 1 cy, la máquina anhelada indudablemente debía ser una pala auto cargadora transportadora electro-hidráulica de 0.80 m. de ancho equipada con una cuchara de una capacidad mínima de 0.5 cy.

El conductor podría operar esta máquina en posición de pie o sentado a condición de no estar ubicado en el flanco como en el caso de las máquinas de aire comprimido.

Se consultó el proyecto con los representantes de más de dos firmas especializadas en la fabricación de estos equipos electro-hidráulicos, casi todos ellos lo veían con pesimismo; sin embargo la FRANCE LOADER aceptó encargarse del estudio debiendo pagar todos los gastos. La Compañía Minera Huarón antes de concluir los estudios respectivos la France Loader decide no cobrar a Huarón el costo del mismo y acepta fabricar el prototipo, denominándolo Proyecto Microscoop CT 500 HE.

Este prototipo fué probado en las minas de Largentiere-Francia, en el curso de 1980, en la explotación

de vetas falla mineralizada de potencia inferior a 1.20m.; los resultados fueron satisfactorios por lo que Huarón solicitó 4 unidades las mismas que empezaron a operar en las Minas de Huarón en Setiembre de 1981 (datos de la 16ava. Convención de Ingenieros de Minas). Posteriormente llegarán los últimos Microscoop en Octubre de 1990, denominándole Tipo: CTX 1 HE, año de fabricación 1990.

Ciclo de trabajo de los equipos de carguío y transporte en el tajo:

Las actividades que se requieren en el trabajo de cargador y transportador es principalmente el ciclo de trabajo, y este ciclo está únicamente en función del tiempo, que a su vez va a depender de varios factores. En suma definimos lo siguiente:

$$C_t = T_f + T_v$$

siendo:

C_t : Ciclo de trabajo en función del tiempo

T_f : Tiempo fijo

T_v : Tiempo de vaciado de la larga

Tiempo Fijo.- Son aquellos tiempos en que el equipo

en hacer movimientos estables y repetitivos que pueden considerarse constantes debido a que no presenta mucha variabilidad, a este rubro imputamos los siguientes movimientos:

Tiempo de carguío

Giro y descarga

Demoras

Pero este valor fijo es el promedio de todos los valores que se tomaron para cada tramo, esto se hace con el fin de obtener una buena evaluación por ciclo de cada tramo.

Tiempo Variable.- Se considera tiempo variable en el ciclo de un equipo de acarreo en el transporte de los tiempos de ida y de retorno en el ciclo de trabajo, estos movimientos gobernados por factores que varían en el tiempo, un factor que gobierna el tiempo variable es la velocidad que desarrolla el equipo, esto va a depender del perfil de terreno, grado de estrechez de las vías, nivel de iluminación, etc.

5.3.2. Factores que influyen en el Ciclo de Trabajo

Los factores que pueden influir en el ciclo de trabajo de un equipo de carguío y transporte se puede considerar lo

siguiente:

Resistencia a la rodadura.- La resistencia a la rodadura es una medida de la fuerza necesaria para vencer la fricción interna de los cojinetes, estos equipos cuyos desplazamientos es sobre neumáticos, para vencer el efecto retardado entre los neumáticos y el suelo, esto es debido a la resistencia causado por la penetración de los neumáticos en el suelo y por flexión del neumático bajo la carga.

Resistencia a la gradiente.- La resistencia a la gradiente es la fuerza debida a la gravedad que debe superar el equipo a medida que asciende una pendiente, cuando el equipo desciende una pendiente la fuerza de la gravedad ayuda al movimiento. Las pendientes generalmente se miden en %. Es decir la relación que existe entre la elevación del camino a lo largo de la horizontal. Por lo tanto un camino que se eleva 12 m. en una longitud de 100 m., tiene una pendiente de 12 %. Esta es la pendiente con la que trabaja el microscopio para el presente proyecto en la mina Huarón.

Tracción.- Una rueda patinando no transmite potencia al suelo, los dos factores que evitan que la rueda patine son el peso que llevan y la tracción disponible para las

condiciones de ese suelo.

El grado de tracción entre los neumáticos y el suelo se denomina coeficiente de tracción, puesto que nunca la adhesión es 100 %, el coeficiente siempre es menor que 1.0.

El resultado de multiplicar el peso del eje de motor por el coeficiente de tracción representa la fuerza máxima que puede ser transmitida antes que los neumáticos patinen.

5.4. Costo horario del Microscoop 14 \$/hr.

5.4.1. Costo de Adquisición:

	US\$
- Valor EX FACTORY: MOUTIERS, FRANCIA	66,675
- Preparación para exportar	45
- Flete interno (MOUTIERS-ANTWERP)	<u>255</u>
- F.O.B. (ANTWERP-FRANCIA)	66,975
- Flete marítimo (ANTWERP-CALLAO)	<u>1,636</u>
- C Σ F (CALLAO)	68,611
- Seguro (2 %)	<u>1,372</u>
- CIF (CALLAO)	69,983
- Arancel AD VALOREN (15 %)	10,497.45
- I.G.V. (18 %)	12,596.94
- Agente Aduana-Tarifas (≅ 2 %)	<u>1,399.66</u>
- Valor Almacén LIMA	94,477.05

- Flete LIMA-HUARON 600
- Precio puesto en MINA 95,077.05
- Vida útil del equipo : 15.000 Hrs.
- Costo de Adquisición : 95,077.05
- Costo del Juego de llantas = US\$ 636
- Depreciación (\$/hr) = 6.29 \$/hr

$$\text{- Depreciación} = \frac{\text{Costo de Adq.} - \text{Costo de llantas}}{\text{Vida útil del equipo}}$$

5.4.2. Costo de Operación:

	US\$/Hr
- Reemplazo de llanta	1.69
- Reparación de llantas	0.25
- Reparaciones generales	5.67
- Energía	1.10
- Mantenimiento	0.55
- Reposición de cuchara	0.55
- Cables	0.20
- Faros	0.19
- Operador	1.64
- Enchufe	0.25
- Interruptor (Compak)	0.01

5.4.3. Costo Total Directo Horario del Microscopio

$$= 18.39 \text{ US\$/Hr}$$

5.5. Datos corregidos mediante la regresión lineal y exponencial

Se hace necesario el ajuste de las dos curvas TM/Hr vs. Distancia y US\$/TM vs. Distancia. Para una mejor evaluación de la intercepción de las dos curvas que viene a ser la distancia económica del microscopio.

La curva TM/Hr vs. Distancia, se ajusta a una curva de regresión exponencial y la curva US\$/TM vs. Distancia, se ajusta a una curva de regresión lineal. Estos cálculos se hacen mediante éstas fórmulas.

La fórmula de regresión es $y = A + BX$; el término constante A y el coeficiente de regresión B se calculan las siguientes fórmulas:

Coeficiente de regresión de la fórmula de regresión:

$$B = \frac{n\sum xy - \sum x \sum y}{n\sum x^2 - (\sum x)^2}$$

**Datos promedios para cada Distancia de Acarreo
tomados In-Situ**

<i>Distancia (mts)</i>	<i>T.Op1. (min)</i>	<i>T.Op2. (min)</i>	<i>T.Op.3 (min)</i>	<i>T.Op4. (min)</i>	<i>T.Op5. (min)</i>	<i>T Ciclo (min)</i>	<i>Cic/Hr.</i>	<i>TM/Hr</i>	<i>US\$/TM</i>
17	0.60	0.43	0.20	0.35	0.20	1.78	33.71	19.12	0.96
20	0.60	0.45	0.20	0.42	0.20	1.87	32.09	18.20	1.01
29	0.60	0.47	0.20	0.57	0.20	2.04	29.41	16.68	1.10
50	0.60	0.92	0.20	0.83	0.20	2.75	21.82	12.37	1.49
75	0.60	1.18	0.20	1.13	0.20	3.31	18.13	10.28	1.79
78	0.60	1.22	0.20	1.20	0.20	3.42	17.54	9.95	1.85
80	0.60	1.40	0.20	1.30	0.20	3.70	16.22	9.20	2.00
85	0.60	1.60	0.20	1.57	0.20	4.17	14.39	8.16	2.25
116	0.60	2.17	0.20	2.12	0.20	5.29	11.34	6.43	2.86

- T.Op.1 = Tiempo de carguio
T.Op.2 = Tiempo de acarreo
T.Op.3 = Tiempo de giro y descarga
T.Op.4 = Tiempo de retorno
T.Op.5 = Tiempo de demoras

Para los Cálculo del Cuadro anterior se tomaron las siguientes consideraciones:

- Volumen de cuchara : 0.38 m3
- P.E. In-Situ : 3.00 TM/m3
- P.E. de Disparo : 2.13 TM/m3
- Factor de esponjamiento : 30 %

- Capacidad de Llenado : 0.95
 - Eficiencia Combinada : 0.68
 - Cálculo del Factor de Carga (L.F.) :
- $$\% S = (1/L.F. - 1) \times 100 \%$$
- $$L.F. = 0.77$$

Para el cálculo de la carga útil/viaje se utilizó la siguiente fórmula.

Carga útil/ viaje = Volumen de cuchara x P.E. x 30 %
(factor de esponjamiento) x capacidad de llenado x
ciclo/Hr x eficiencia combinada.

Término constante de la fórmula de regresión

$$A = \frac{\Sigma y - B \Sigma x}{n}$$

Coeficiente de correlación r para el dato entrado en
calcularse usando la siguiente fórmula:

$$r = \frac{n \Sigma xy - \Sigma x \Sigma y}{\sqrt{[n \Sigma x^2 - (\Sigma x)^2] [n \Sigma y^2 - (\Sigma y)^2]}}$$

El cálculo para la curva de regresión exponencial:

Fórmula de regresión: $y = A E^{B \cdot x}$

$$B = \frac{n\sum(xLny) - \sum x \sum Lny}{n\sum x^2 - (\sum x)^2}$$

$$A = e \left(\frac{\sum Lny - B\sum x}{n} \right)$$

Los resultados para las dos curvas ajustadas es el siguiente:

Regresión Lineal:

$$A = 0.5879379889$$

$$B = 0.01814956178$$

$$r = 0.9858967611$$

Regresión Exponencial:

$$A = 22.56695596$$

$$B = -0.01097743534$$

$$r = -0.993357951$$

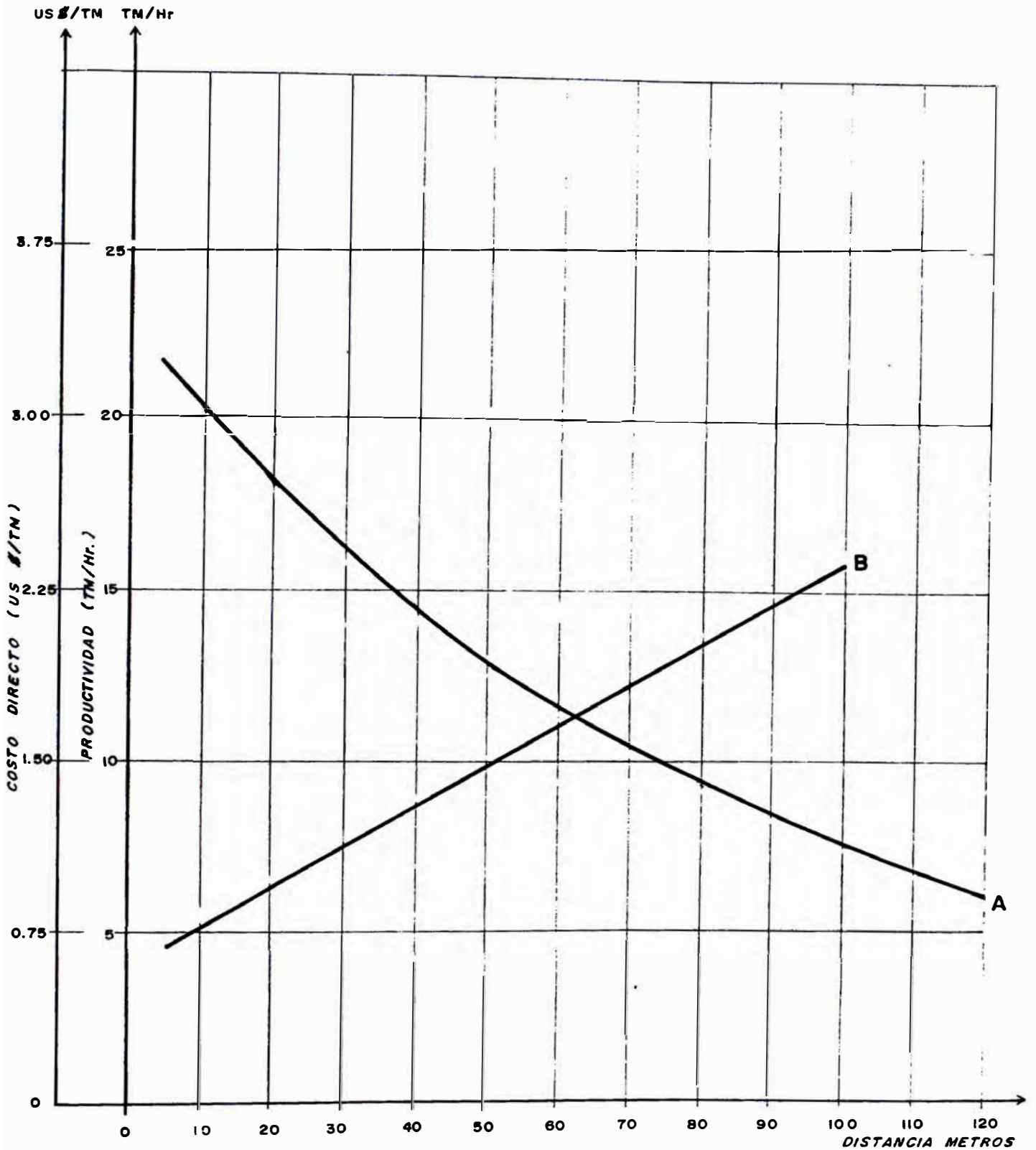
DISTANCIA	US\$/TM	TM/Hr
10	0.77	20.22
20	0.95	18.12
30	1.13	16.23
40	1.31	14.55
50	1.50	13.03
60	1.68	11.68
70	1.86	10.46
80	2.04	9.38
90	2.22	8.40
100	2.40	7.53
110	2.58	6.75

5.6. Distancia Económica del Microscoop

La distancia Económica calculada se obtiene de la intercepción de las dos gráficas: TM/Hr vs. Distancia de acarreo en el tajo y US\$/TM vs. Distancia, que viene a ser la distancia económica del microscoop. Esta distancia económica es de 60 metros aprox. Ver la Fig. N° 2.

5.7. Impacto económico de la energía con respecto al uso del aire comprimido

Específicamente las necesidades de distribución de energía, para el normal desarrollo de las operaciones de mina, planta y campamentos de la Mina Huarón es 3'121,373 kw-Hr, disgregados de la siguiente manera:



A PRODUCTIVIDAD (TM/Hr) vs. DISTANCIA DE TRANSPORTE
B COSTO DIRECTO (US \$/TM) vs. DISTANCIA DE TRANSPORTE

GRAFICO N° 2

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

**CALCULO DE LA DISTANCIA OPTIMA
 DEL MI CROSCOOP**

VICTORIANO PULLA TESIS DE GRADO ZAVALA ESCALA : GRAFICA
 FECHA : SETIEMBRE 1992

SECCION	DISTRIBUCION	Kw-Hr
MINA:	Compresoras	534,833
	Winchas	51,530
	Ventiladores	93,745
	Locomotoras	169,486
	Bombeo de agua	38,491
	Rastrillaje	32,283
	Scoops y Microscoop	141,549
	Lampareria	7,450
	Relleno hidr�ulico	56,495
	Dresser	27,316
	Total Mina	1'153,178
PLANTA CONCENTRADA	Planta	1'302,629
	Laboratorio	2,483
	Total Planta Concentrada	1'305,112
SERVICIOS GENERALES	Alumbrado de Campamentos	437,634
	Alumbrado Oficinas	29,839
	Alumbrado Staff	132,617
	Talleres en General	62,993
	Total Serv. Generales	663,083
Total General		3'121,373

Los costos tanto de Energ a El ctrica hidr ulica y t rmica en Kw-Hr son:

Energ a El ctrica hidr ulica = 0.03 US\$/Kw-Hr

Energ a El ctrica t rmica = 0.12 US\$/KW-Hr

Como se muestra en el cuadro anterior en la distribuci n de energ a, el uso de la energ a es alto con respecto a compresoras (aire comprimido) vs. otros  tems dentro del consumo de energ a en mina.

En estos momentos debido a problemas de producir la

energía hidráulica por la escasez de lluvias, las empresas mineras se ven obligadas a producir energía térmica, elevando de esta forma el costo de la energía, como se muestra en el siguiente cálculo.

El costo en Kw-Hr del aire comprimido usando los dos tipos de energía (Hidráulica y Térmica).

- **Utilización de la energía en compresoras = 534,833 Kw-Hr**

- **Costo utilizando Energía Hidráulica:**

$$534,833 \text{ Kw-Hr} \times 0.03 \text{ US\$/Kw-Hr} = \$ 16,045$$

- **Costo utilizando Energía Térmica:**

$$534,833 \text{ Kw-Hr} \times 0.12 \text{ US\$/Kw-Hr} = \$ 64,180$$

- **El ahorro producido usando energía hidráulica es :**

$64,180 - 16,045 = \$ 48,135$, y usando la energía eléctrica térmica se produce un incremento en el costo de la energía eléctrica del orden del 300 % por Kw-Hr. De esta forma se incrementan los costos de energía eléctrica en los diferentes ítems del cuadro anteriormente descrito, debido a la ausencia de lluvias, y es por esto que la compañía se ve obligado a racionar el consumo de la energía tanto para campamentos y operación (mina, planta concentradora y servicios generales).

CAPITULO VI

6. Análisis del Método de Explotación propuesto

6.1. Preparación del Método de Explotación

La preparación para explotar una veta angosta y con buzamiento pronunciado (37°) aplicando el método propuesto, se realizan operaciones previas antes de iniciar el ciclo de operación que es la etapa de explotación o trabajos propios del tajeo, éste método tiene pocas labores de preparación para el acceso al tajo, la preparación consiste en :

Apertura de dos Galerías, Galería Superior e Inferior

Apertura de dos chimeneas

Preparación del Echadero

Armado de tolva en el Echadero

Apertura de subnivel

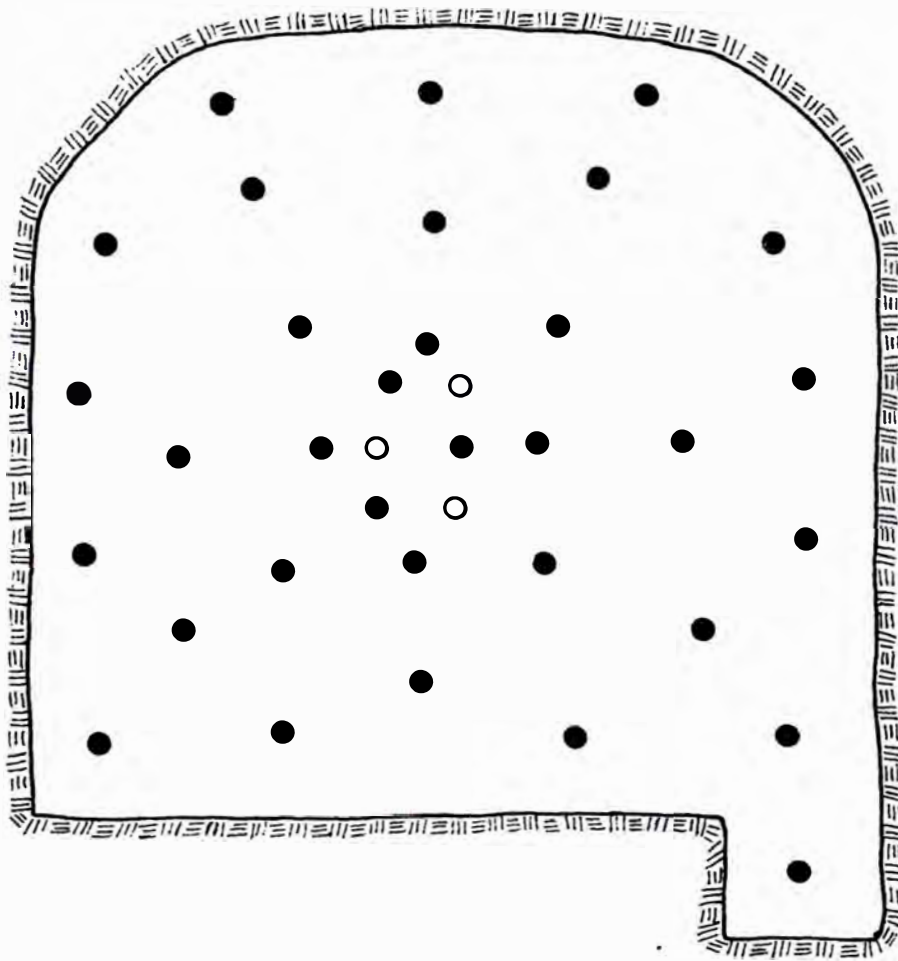
6.1.1. Apertura de dos Galerías:

Siendo el área por explotar sin desarrollo, será necesario el corrido de estas dos galerías, que nos servirán para delimitar el block de explotación en altura y por niveles, estos son nivel superior y nivel inferior. Estos niveles inferior y superior sirven también de ventilación, para instalación de tuberías tanto de agua y aire, para el tendido de cable eléctrico, sirve como acceso del personal y transporte de materiales al tajo.

Para la ubicación de esta galería hay que tener en cuenta la sección de galería necesaria para éste proyecto es de 6'x 7' y otra de las consideraciones es el rumbo de la veta, para nuestro proyecto se ha corrido tanto en el nivel superior e inferior 115 m.. Para el corrido no se ha utilizado ningún tipo de sostenimiento (perno de roca, arco de acero, cuadros cónicos de madera) debido a que la roca es competente (dureza media).

Las dos galerías limitan al block de explotación en altura, la altura inclinada siguiendo el buzamiento de la veta es de 100 m. y la altura vertical es de 60 m. aproximadamente. Ver la malla de perforación utilizada para la galería mencionada. Ver Fig. N° 3.

GALERIA DE DESARROLLO 6'x7'



TALADROS :

Cargado : ●

Vacio : ○

GRAFICO N° 3

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

TRAZO DE PERFORACION EN
FRENTE

VICTORIANO PUELLA ZAVALA
TESIS DE GRADO

ESCALA : S/E.
FECHA : SETIEMBRE 1992

6.1.2. Apertura de chimeneas:

Después de haber terminado con la ejecución de las dos galerías y haber delimitado el block de explotación en forma vertical, se inicia la ejecución de las dos chimeneas a una distancia entre chimeneas de 115 m., estas chimeneas delimitan el block de explotación en forma longitudinal. Para nuestro método propuesto se ha corrido 100 m. de chimenea en la dirección del buzamiento de la veta con una sección de 5'x 5'. Estas chimeneas comunican a la galería inferior y superior, con estos trabajos quedan delimitados el block totalmente. La galería de nivel superior, además de servir como reconocimiento y delimitación de la veta mineralizada en altura, también sirven de acceso y transporte de materiales (cuando los tajeos están cerca al nivel superior); tienen también la función básica de servir de ventilación.

Generalmente una chimenea sirve para dos tajeos, estos tajeos que siguen a continuación de otro block, siguiendo el rumbo y buzamiento de la veta. Ver el gráfico con respecto a la malla de perforación en la Fig. N° 4.

6.1.3. Apertura de Echadero:

El echadero aproximadamente se ubica en la parte media

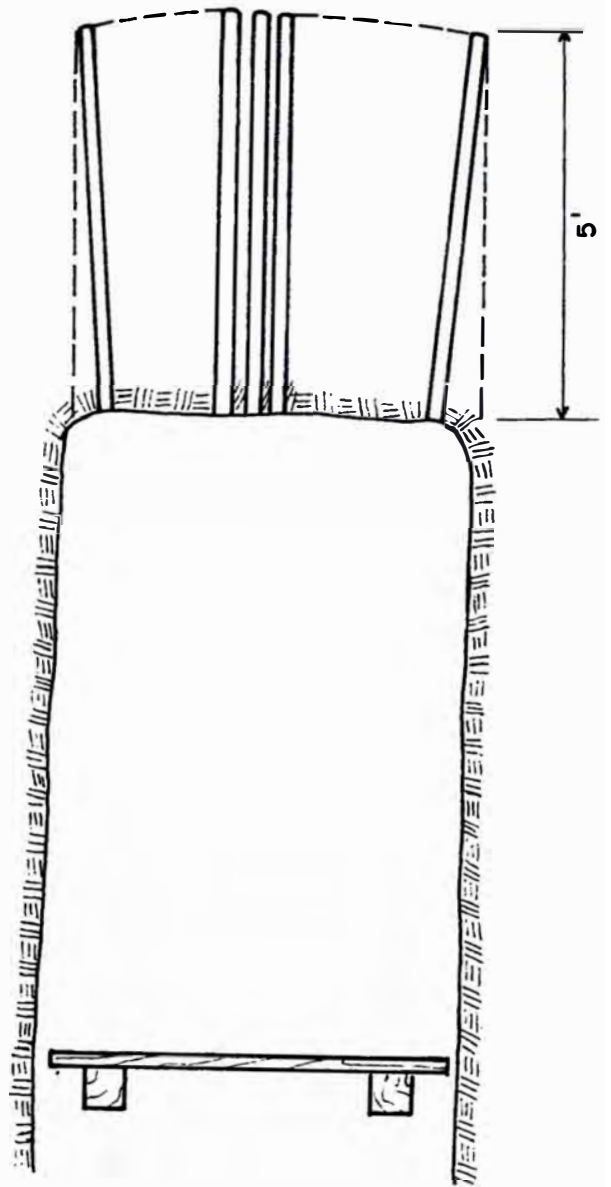
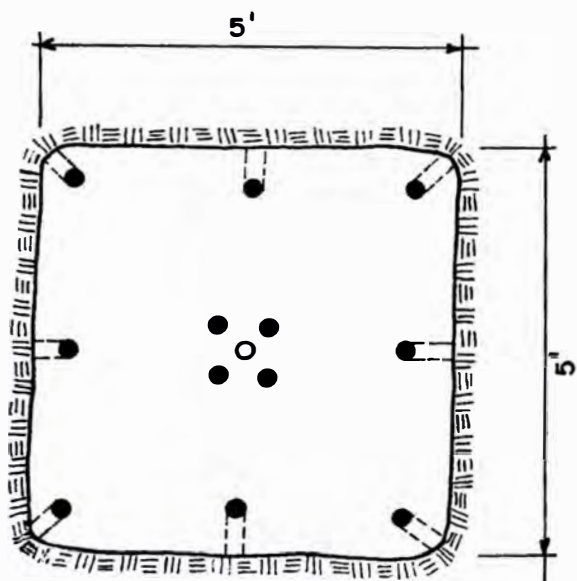


GRAFICO N° 4

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

**TRAZO DE PERFORACION EN
CHIMENEA**

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA ESCALA : 1:1000
TESIS DE GRADO FECHA : SETIEMBRE 1992

de la longitud total del block a explotarse. Para éste método de explotación propuesto el echadero va a tener un buzamiento de 45° , se hace éste buzamiento con la finalidad, cuando el tajo entre en explotación el mineral extraído por éste echadero tenga una buena caída, si se hace un echadero con el buzamiento de la veta (37°) no va tener una buena caída, en éste caso se produciría atoro en el echadero y constantes campaneos, lo cual dificulta el trabajo de extracción.

Con éste diseño, el echadero se va a ubicar primeramente al lado de la caja piso, para comunicar al echadero con el subnivel, se tiene que hacer una estocada en la caja piso cada 15 m. de altura (longitud medida en el buzamiento de la veta), esta estocada va a servir para la extracción del mineral del tajo y así sucesivamente se sigue avanzando con respecto a la estocada hacia el echadero, cuando el tajo ha sido explotado en un 50 % se van a cruzar echadero y veta, luego posteriormente el echadero estará ubicado en la caja techo.

Previamente a la iniciación de la ejecución de este echadero. A partir de la longitud media de la galería inferior o de extracción, se hace un crucero de 7 m. aproximadamente, a partir de este último tramo del crucero se inicia la perforación del echadero con un buzamiento de

45°, el echadero va a tener una longitud de 85 m. en su buzamiento proyectado y con una sección de 5'x 5'. Ver el gráfico respecto al perfil de la veta y echadero en la Fig. N° 5.

6.1.4. Armado de la tolva en el echadero

La ubicación de armado de la tolva está situada en la parte inferior del echadero, esta tolva va a servir para la extracción del mineral roto dentro del tajo, para el armado de esta tolva se utilizan los siguientes elementos:

- **Longarinas.**- Son maderas circulares (redondas) dispuestas de caja a caja, son fijadas por compresión, soporta la camada de marchavantes y el peso del mineral fragmentado, su diámetro está en función del peso que va a soportar y su longitud de la distancia entre cajas.

- **Postes.**- Redondos fijados a las longarinas por medio de una espiga, ayudan a las longarinas a soportar el peso del mineral derribado y en ellos va fijado la tolva.

- **Cabezal.**- Redondos, dispuesta entre los extremos de las longarinas, sirve como base de la parte superior de la mesa.

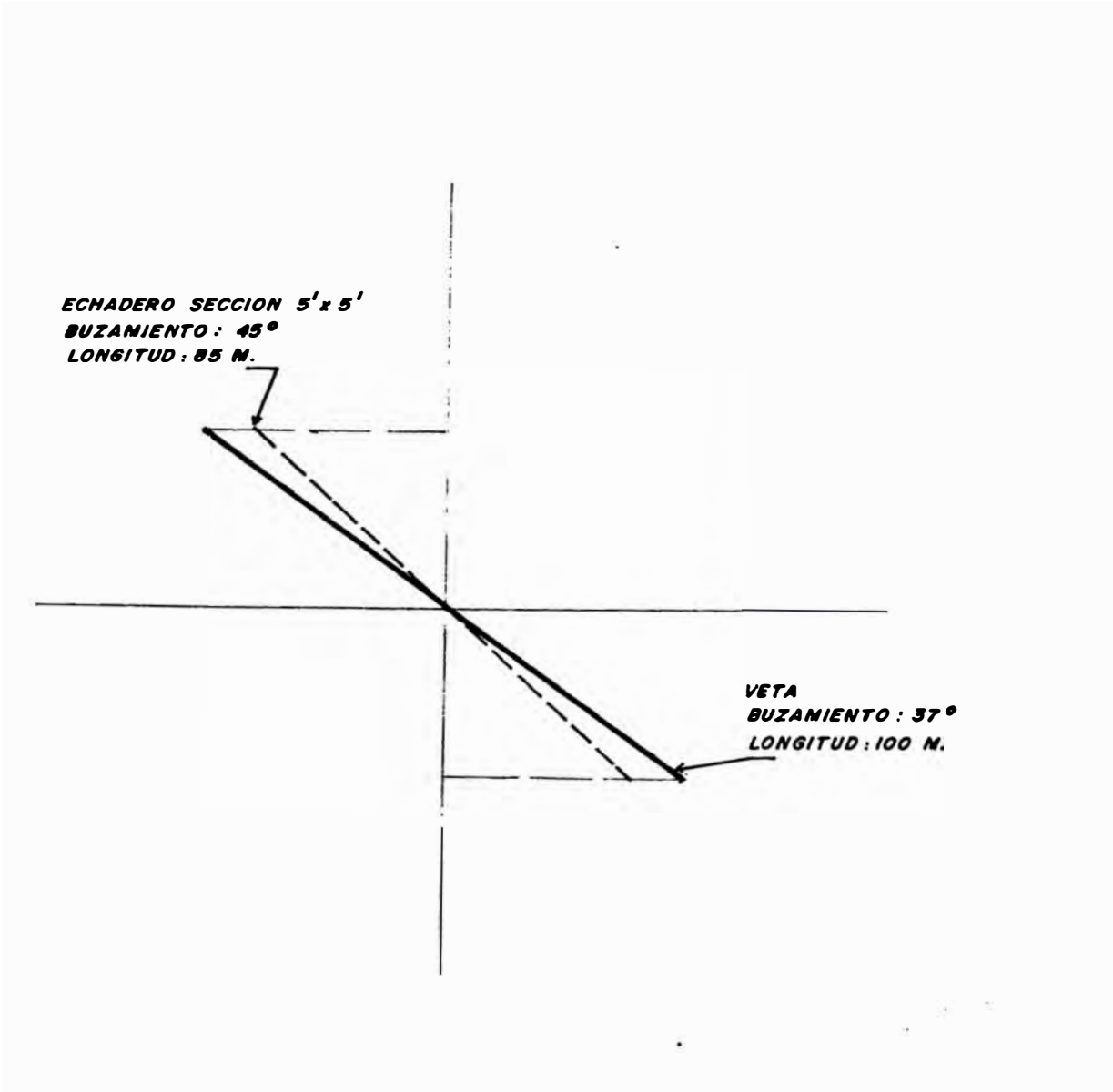


GRAFICO N° 5

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M.-ESCUELA DE MINAS

PERFIL DE LA VETA Y ECHADERO

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA **ESCALA : 1:1250**
TESS DE GRADO **FECHA : SETIEMBRE 1992**

Caballote.— Redondo, dispuesto entre los postes, conjuntamente con el cabezal, sirven de base de apoyo a las tablas que conforman la mesa.

La altura que se les fija a los postes depende del cabezal y de la inclinación de la mesa (45°).

- **Mesa.**— Conjunto de tablas, dispuestas en forma inclinada (45°), sirve de base para el armado de la tolva y es el principal inclinado que sirve de caída del mineral en la tolva.

El ancho de esta mesa, así como también la altura a la que va a quedar del suelo, está en función del carro minero que se encuentran para el transporte.

En la mina se cuentan con carros GRAMBY de 60 pies³ y el ancho de la mesa es de 42'' y la altura del suelo es de 60''.

Cribe.— Redondos, dispuestas en forma paralela a las longarinas, sirve para fijar a los marchavantes que están sobre estas.

- **Camada de Marchavantes.**— Conjunto de maderas circulares (redondos), dispuestas sobre longarinas, con la función de

impedir la caída del mineral, por otro lado que no sea la salida en la tolva.

Quijada.— Conjunto de madera, dispuestas en forma perpendicular a la mesa y en sus extremos, formando así una canaleta por donde saldrá el mineral.

NOTA: Las dimensiones de estos elementos de la tolva anteriormente mencionado se encuentran más adelante en costos.

6.1.5. Apertura del sub-nivel:

Se corre el subnivel dejando previamente un pilar de 2 m., sobre la galería inferior o galería. Para iniciar este trabajo de preparación se construye una tolva auxiliar, en longitud media del nivel inferior (o galería de extracción), de este modo se facilita la extracción tanto de la preparación como la extracción hasta una altura de 17 m. del block a explotarse. La longitud corrida del subnivel es de 115 m. con una sección de 5' x 7', ver el gráfico N° 6 y 6.1. De esta forma queda terminada la etapa de preparación y el tajo queda listo para empezar la etapa de explotación.

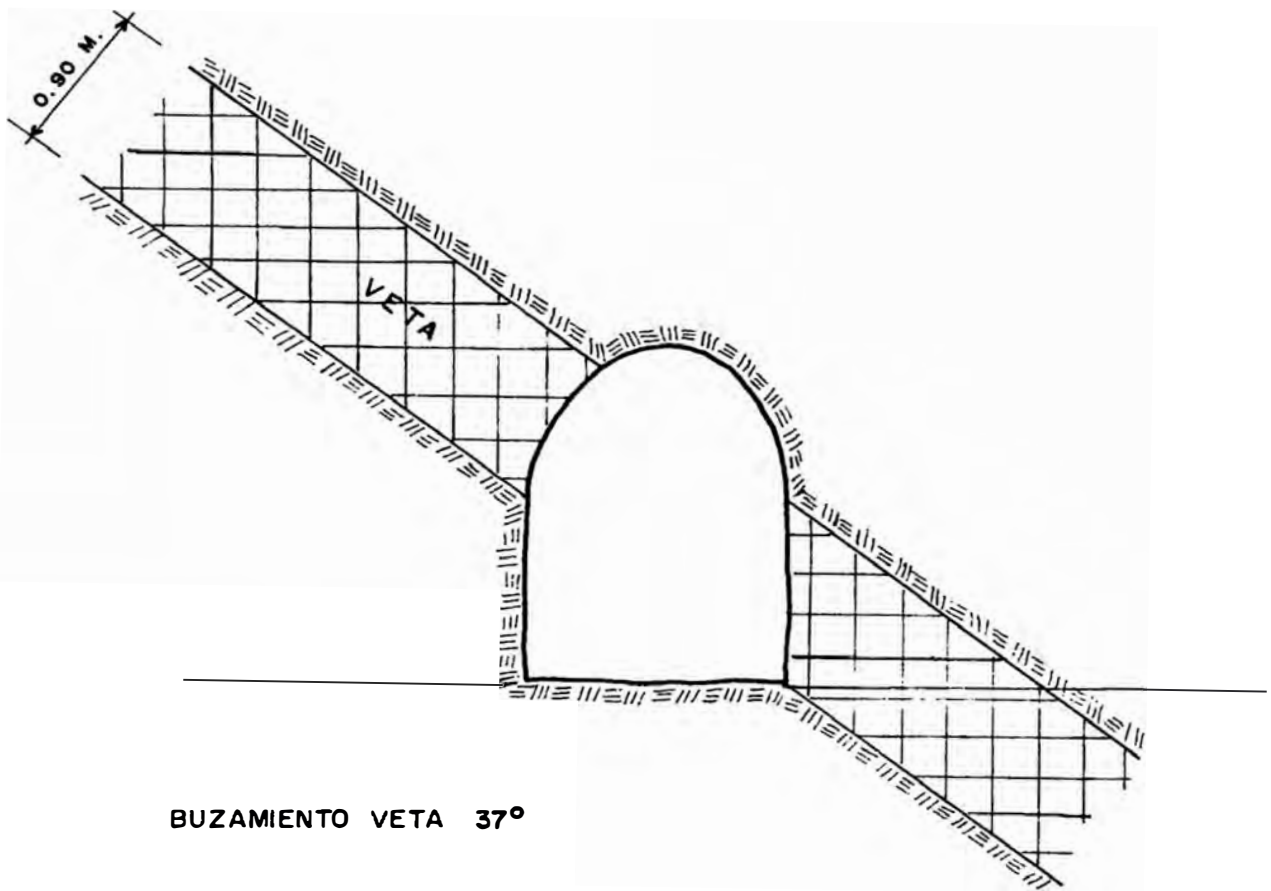


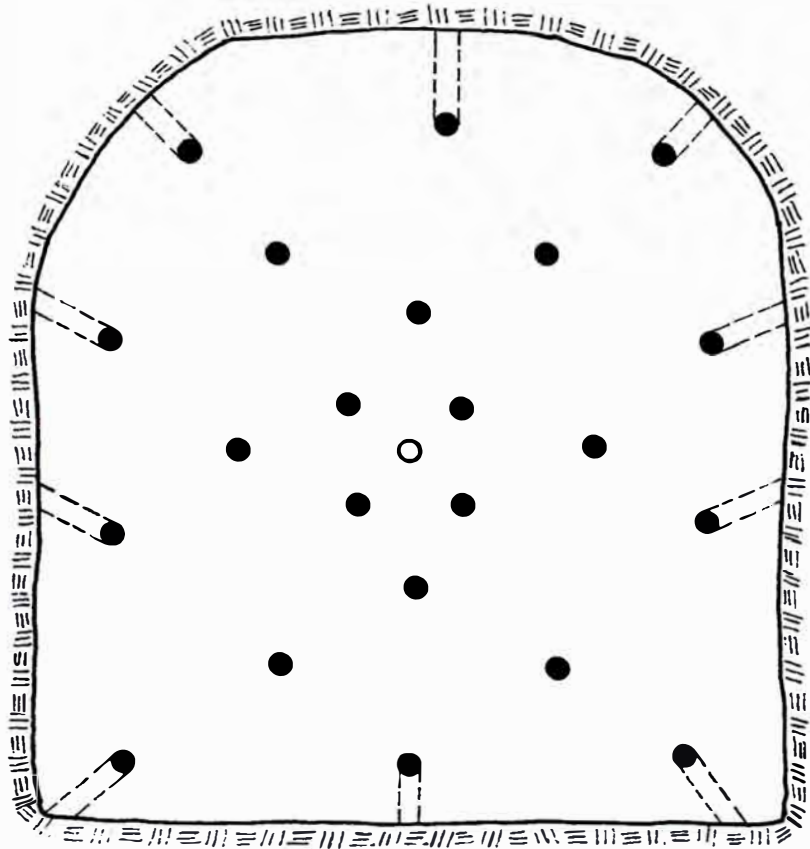
GRAFICO N° 6

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

SUB NIVEL 5' x 7'

VICTORIANO PUELLA ZAVALA ESCALA : 1:50
TESIS DE GRADO FECHA : SETIEMBRE 1992

SUB NIVEL DE DESARROLLO 5'x7'



TALADROS :

Cargado : ●

Vacio : ○

GRAFICO N° 6.1

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

**TRAZO DE PERFORACION DEL
SUB NIVEL**

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA ESCALA : S/E.
TESIS DE GRADO FECHA : SETIEMBRE 1992.

6.2. Ciclo de operación del método de explotación propuesto:

Para empezar con la explicación del ciclo de explotación se tiene que tener en cuenta previamente, el block a explotar tiene las siguientes dimensiones de 115m. x 100 m. en dirección y buzamiento respectivamente. Este método de explotación tiene un ancho de minado de 0.90 m., que es el ancho promedio de la veta, obteniéndose de esta forma un mínimo de dilución, para este método también se utiliza un microscopio cautivo para el acarreo del mineral roto, para ganar altura en este método de explotación se construye rampas previamente, el block es dividido en dos partes llamados ala izquierda y ala derecha, en la ala izquierda se hace una rampa con una gradiente 12-14 % y en la ala derecha se hace una rampa con gradiente normal (horizontal). Una característica de la actividad cíclica de este método de explotación es que la extracción del mineral de un tajo es discontinua, esto es porque el arranque y extracción debe ser interrumpido durante la preparación de la rampa tanto la rampa inclinada como la horizontal, esto es debido a la terminación de la rampa, desquinche en la caja piso (Ver Gráfico N° 7.1) y el aplanamiento del desquinche por el microscopio, esto demora aproximadamente de 3 a 4 guardias (02 días). Pero esta interrupción no hace que el método disminuya la productividad en la explotación

y sea el más rentable. A continuación se describe en forma explícita el ciclo de minado:

- Perforación y voladura
- Sostenimiento
- Rampa acarreo

6.3. Perforación y voladura:

La perforación se realiza con máquinas perforadoras manuales tipo Jack-Leeg, la perforación es inclinada siguiendo el buzamiento de la veta (37°) se perfora con barrenos integrales de $5' 3'' = 1.6$ m. de longitud y $\phi = 33$ mm., ancho promedio de minado es de 0.90 m., con una malla de perforación de 0.50 m. x 0.50 m. (Ver fig. N° 8), con un promedio de 24 taladros por perforista, teniendo 02 perforistas por guardia, se tiene 48 taladros por guardia, para el cargado de los taladros se utiliza 6 cartuchos de dinamita EXADIT de 65 % por taladro, con una mecha de seguridad de 8' encapsulado a un fulminante N° 6, el chispeo se realiza uno por uno.

La perforación y voladura sigue una secuencia enrebanadas horizontales, respecto al piso, la perforación de cada perforista en una ala empieza en la parte media de cada ala, este punto medio de cada ala es el arranque de

FRENTE DEL TAJO

CORTE TRANSVERSAL DEL TAJO

Esc. 1:50

GRAFICO N°7

ANCHO DE LA VETA : 0.90 M.
BUZAMIENTO : 37°

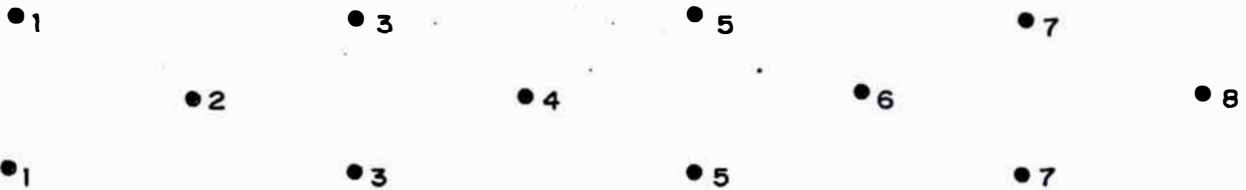
PUNTAL DE SEGURIDAD

RAMPA

DESQUINCHE
EN LA CAJA PISO

MALLA DE PERFORACION DEL TAJO

Esc. 1:25



ANCHO DE MINADO : 0.90 M.
MALLA DE PERFORACION 0.50 x 0.50 M.

GRAFICO N°8

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M.-ESCUELA DE MINAS

CORTE Y MALLA DEL TAJO

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA
TESIS DE GRADO

ESCALA : INDICADA
FECHA : SETIEMBRE 1992

perforación y disparo.

*** Determinación del tiempo standar en perforación y voladura**

- 02 perforistas
- Tonelaje por taladro: 1.20 TM/tal.
- Número de taladro por perforista: 24 tal./perforista
- Número de perforista por guardia: 2 perf./guardia
- Tonelaje disparado por guardia: 57.60 TM/guardia
- Número de guardia por día: 02 guardias
- Tonelaje disparado por día: 115.20 TM/día

*** Tiempo de perforación de cada ala del tajo**

- Consideraciones a tomar para el cálculo
- Altura de tajo = 93.87 m.

Esto es destacando el pilar que se deja sobre el nivel inferior (2 m.), subnivel en la preparación 7' (2.13 m.) y el puente que se deja antes de finalizar el block de explotación (aproximadamente 2 m.), este puente se deja con la finalidad de no derribar el acceso en el nivel superior a futuros blocks de explotación.

Para el ala izquierda:

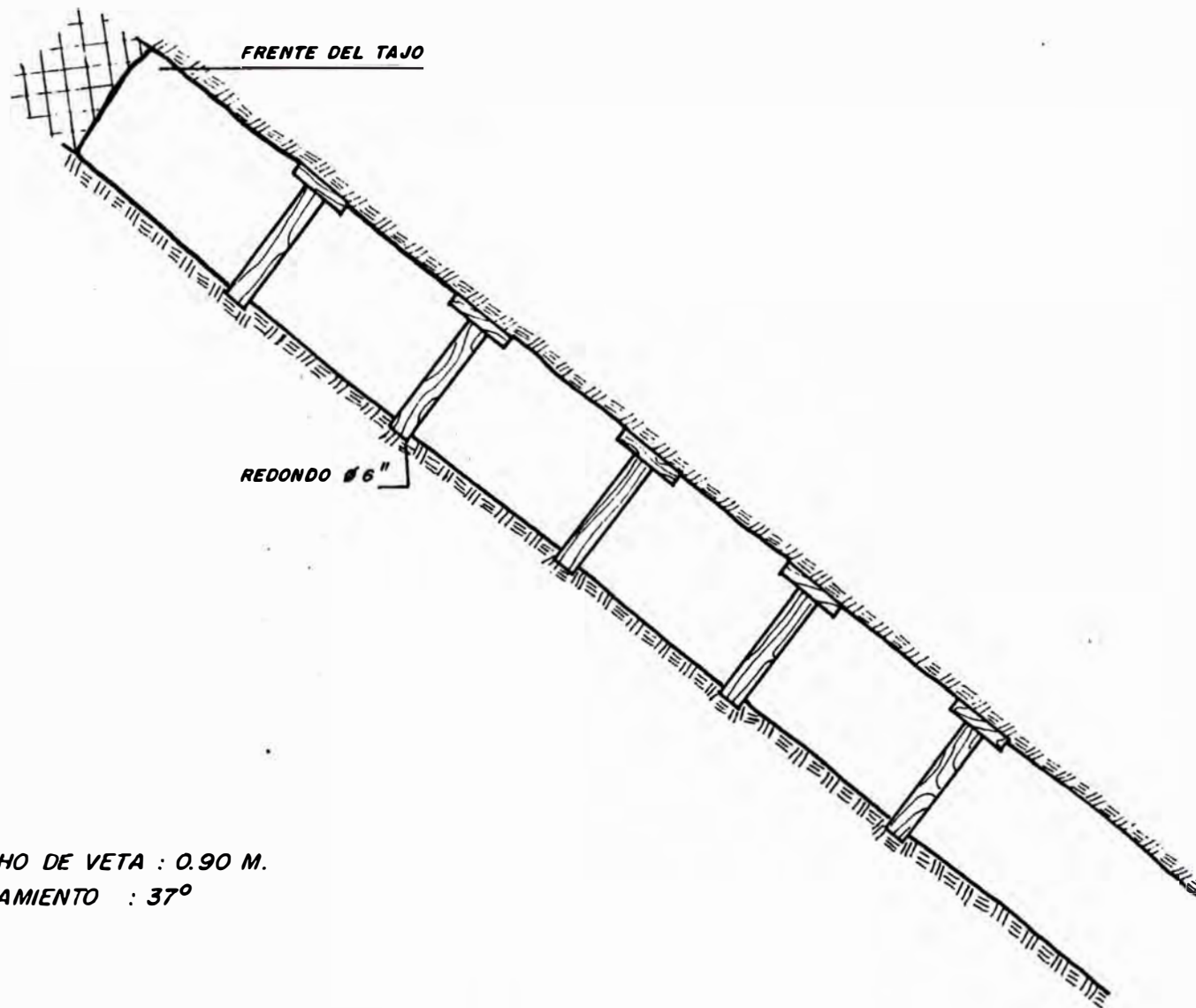
- Altura del tajo = 93,87 m.
- Ancho de minado = 0.90 m.
- Longitud de minado = 55 m.
- Peso específico in situ = 3 TM/m³
- Mineral disparado = 13,939.70 TM
- Número de días de perforación = 121 días

Para el ala derecha:

- Altura del tajo = 93.87 m.
- Ancho de minado = 0.90 m.
- Longitud minada = 60 m.
- Peso específico in situ = 3 TM/m³
- Mineral disparado = 15,206.94 TM
- Número de días de perforación = 132 días

6.4. Sostenimiento-Puntal de seguridad:

Para el sostenimiento de caja a caja se utilizan puntales de seguridad, estos puntales son redondos de Eucalipto, de un diámetro de 6'' con patilla en la caja techo, cuyas dimensiones de la tabla para patilla es 6'' x 3'' x 0.55 m. (Ver gráfico N° 9). Estos puntales son ubicados a un espacio de 1.5 m. de puntal a puntal, estos



FRENTE DEL TAJO

REDONDO # 6"

ANCHO DE VETA : 0.90 M.
 BUZAMIENTO : 37°

GRAFICO N° 9

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 F.I.G.M.M.-ESCUELA DE MINAS

TAJO EN EXPLORACION

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA
 TESIS DE GRADO

ESCALA : 1:50
 FECHA : SETIEMBRE 1992

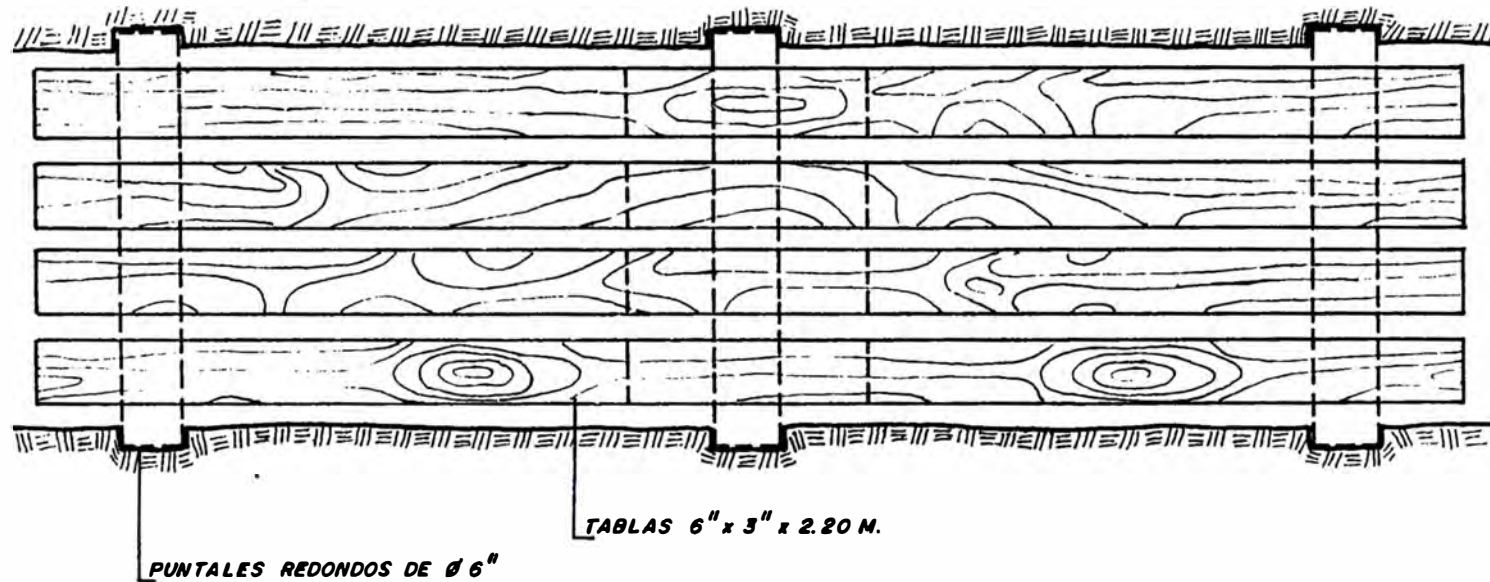
puntales de seguridad son importantes en el ciclo de explotación porque aparte de servir de sostenimiento, sirve de apoyo para transportarse al frente de perforación de tajo y también es recomendable dejar pilares de mineral en ciertos lugares estratégicos para contrarrestar de esta forma la presión existente de la caja techo.

Para el trabajo en la colocación de puntales de seguridad, se utilizan 02 personas que colocan 06 puntales por guardia (Ver gráfico N° 9).

6.5. Rampa:

La rampa en este método de explotación es la columna vertebral del ciclo de minado, respecto al acarreo del mineral hacia el echadero, una de las particularidades importantes de esta rampa es la construcción sobre la misma veta (37°), este buzamiento se aprovecha en la curva de la rampa, de esta forma se hace un mínimo de desquinche en la curva.

La rampa en este método de explotación sirve para ganar altura en el tajo. Se construye esta rampa con un gradiente de 12-14 %, como se ha visto en este método de explotación el block se divide en 02 alas, en la ala izquierda la rampa es inclinada y en la ala derecha es con



ANCHO DE VETA : 0.90 M.

GRAFICO N° 10

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M.- ESCUELA DE MINAS

PREPARACION DE LA RAMPA CON
PUNTALES Y TABLAS

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA
TESIS DE GRADO

ESCALA
FECHA : SETIEMBRE 1992

rampa horizontal.

Para la preparación de esta rampa se utilizan redondos de 6'' de diámetro por 1.00 m. aproximadamente de longitud, para puntales de caja a caja, estos puntales están separados 1.5 m. de puntal a puntal con la gradiente de 12-14 %, luego estos puntales son entablados con tablas cuyas dimensiones son 6''x 3''x 2.20 m., terminado con el trabajo de madera se sigue con el trabajo de desquinche en la caja piso y posteriormente el aplanado por el microscopio quedando de esta forma terminada la ejecución de la rampa (Ver gráf. N° 10).

Para el trabajo de esta rampa, se utiliza 02 enmaderadores por guardia, colocando por guardia 02 puntales y el entablado de los dos puntales.

6.6. Acarreo:

Para el acarreo en el tajo se utiliza un microscopio CTX 1 HE con las especificaciones técnicas y mecánicas anteriormente mencionadas. Este equipo de acarreo hace el trabajo sobre rampas preparadas con gradiente 12-14 %, tiene el siguiente trabajo de producción:

Hora efectiva de trabajo : 3.41 Hr

Producción por hora	:	15.60 TM/Hr
Producción por Guardia	:	57.46 TM/día
Producción por día	:	114.92 TM/día
Tiempo por mes	:	26 días
Producción por mes	:	2,988 TM/Mes

6.7. Transporte interior mina a planta:

El transporte interior mina se hace mediante locomotora a Trolley de 2 a 4 ton. en carros GRAMBY de 60 pies³, el mineral es extraído de la tolva del tajo que está ubicado en el nivel inferior del block a explotarse y luego es transportado a la planta concentradora.

6.8. Ventajas y desventajas del método de explotación:

Ventajas:

- Se logra un aumento sustantivo en la producción y por ende una alta productividad.
- La simplicidad del sistema hombre-máquina, reduce la mano de obra en mina.
- Las rampas, echaderos y chimeneas también sirven como labores de ventilación.
- Una de las grandes ventajas de este método de explotación con respecto a otros métodos, es la no utilización de relleno y de esta forma se reduce los

costos en la explotación.

- Pocas labores de preparación
- Los pilares que se dejan en el nivel inferior pueden ser recuperados en su totalidad.
- La dilución del mineral es mínima y puede ser bien controlado.

Desventajas:

- Una de las desventajas es debido a la inclinación de la veta, el mineral no se desliza en su totalidad después del disparo por gravedad, pero debido a la rampa y elevación del equipo de acarreo, este problema de deslizamiento del mineral se soluciona muy significativamente.
- Es necesario contar con personal entrenado para operar la unidad de acarreo, de no ser así se tendrá un aumento considerable de los tiempos muertos, que existen en la operación.

6.9. Condiciones de aplicación:

- Fuerte buzamiento
- Potencia (para vetas angostas)
- Mineral relativamente firme
- Roca encajonante de mediana a alta dureza
- Para minerales de valor relativamente alto.

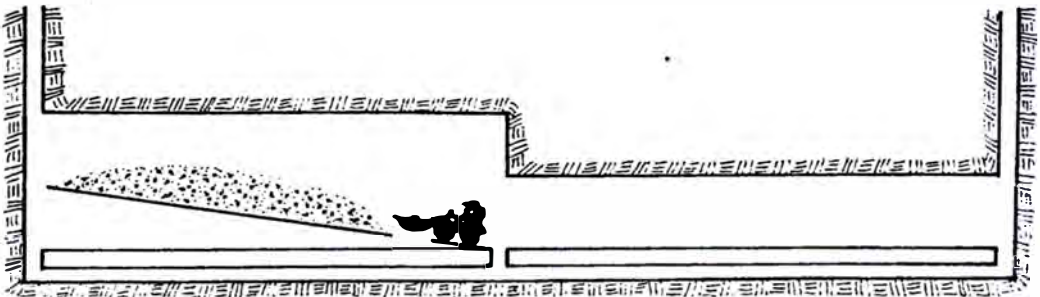
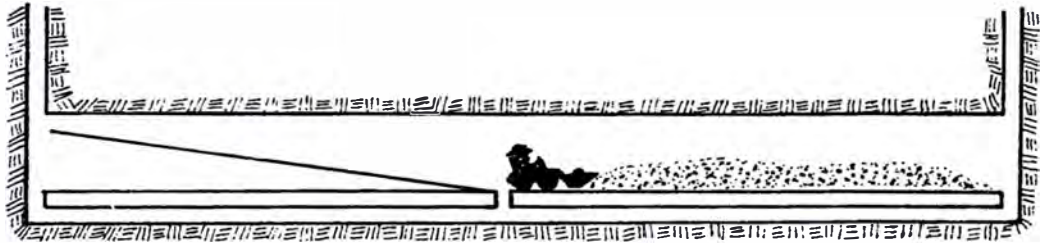
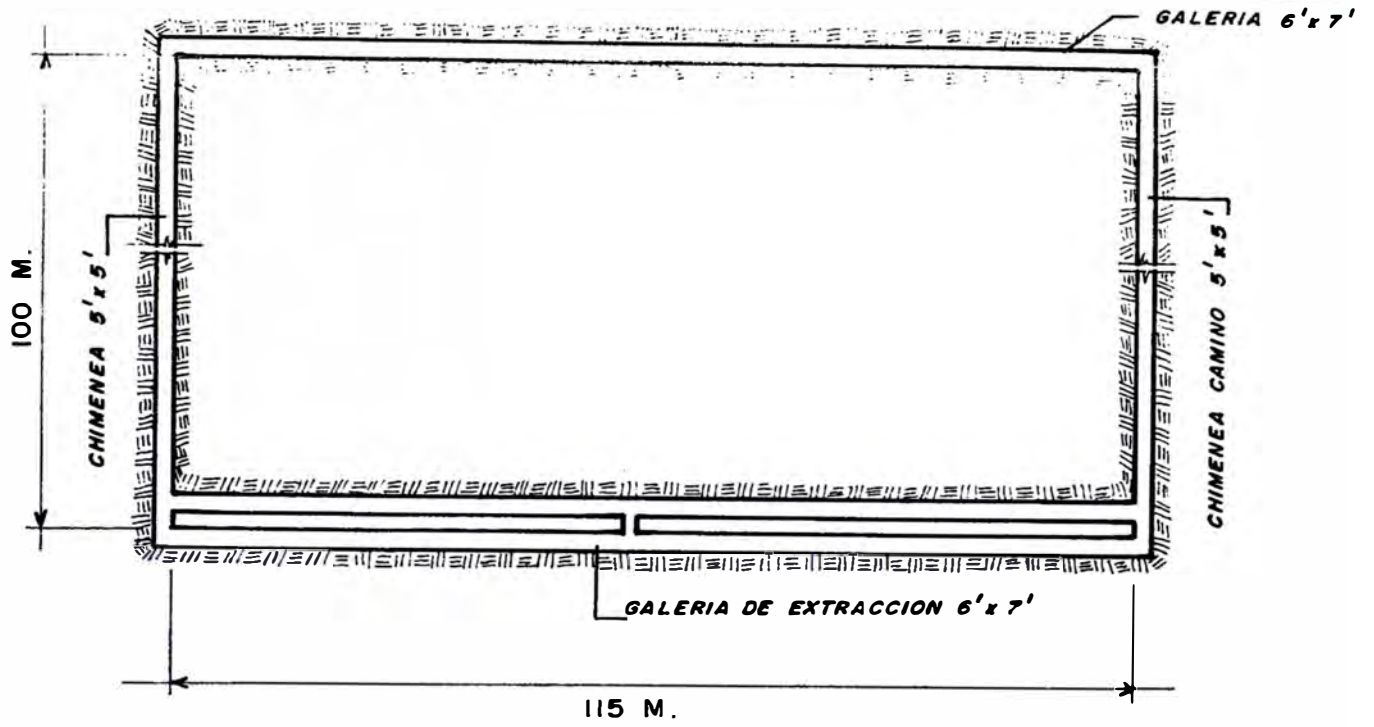


GRAFICO N° 11

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

CICLO DE MINADO DEL METODO
DE EXPLOTACION

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA ESCALA 1: 1000
TESIS DE GRADO FECHA SETIEMBRE 1992

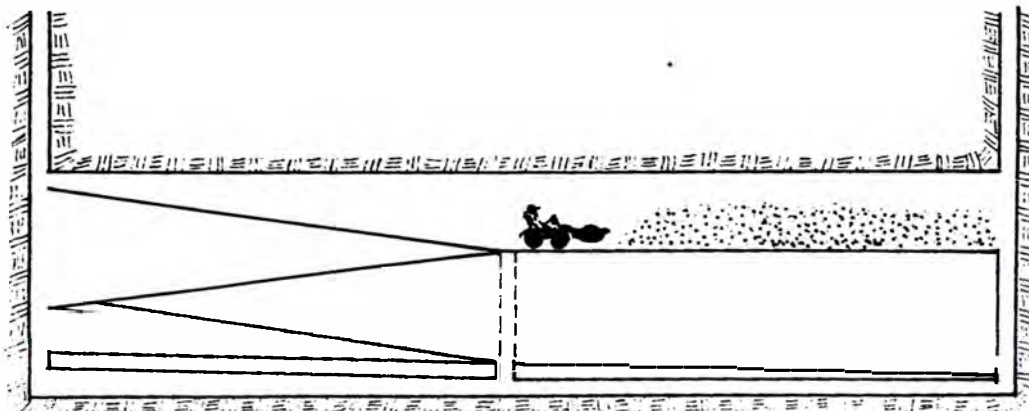
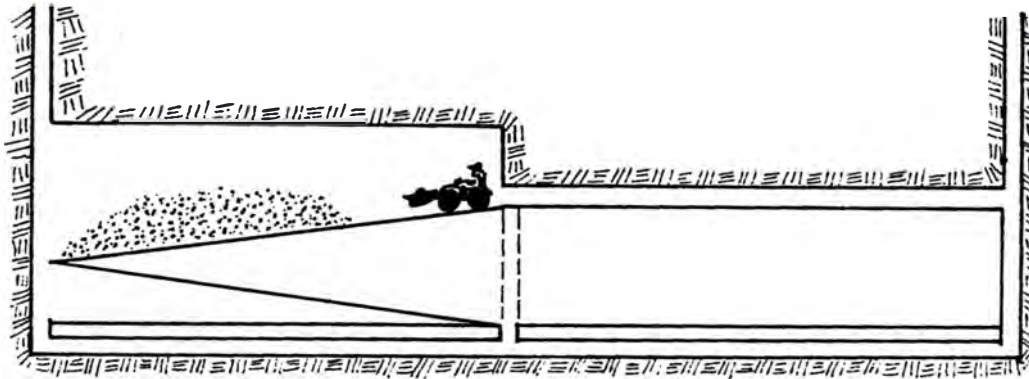
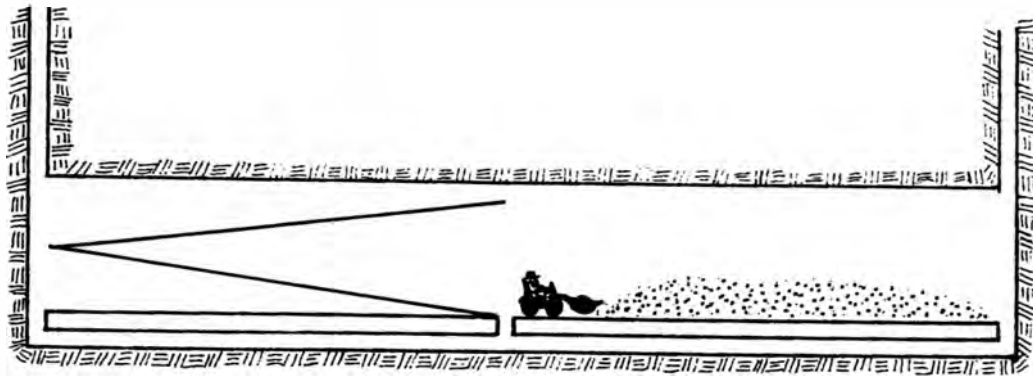


GRAFICO N° 11

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

CICLO DE MINADO DEL METODO
DE EXPLOTACION

VICTORIANO PUCLLA ZAVALA ESCALA 1:1000
TESIS DE GRADO FECHA : SETIEMBRE 1992

CAPITULO VII

7. EVALUACION DE LOS COSTOS DE OPERACION MINA

7.1. Costo de desarrollo

7.1.1. Costo de galería 6'x 7':

Costo de Perforación:	US\$/m.
1.- Mano de obra:	
3 personas = US\$ 13.08 x 3 = 39.24	32.70
Longitud del taladro: 1.20 m = 3.94 Ft	
Número total de taladros :36	
Metros perforados 1.20 m. x 36 = 43.2 mt.	
2.- Depreciación de la perforadora Jack-Leg	
Precio de la perforadora = US\$ 5,000	
Vida útil = 90,000 Ft = 27,432 m.	6.56
3.- Aceite de perforación	0.34
4.- Costo de mantenimiento	0.46
5.- Costo de barreno	19.50
6.- COSTO TOTAL DE PERFORACION	59.56

Costo de voladura:

- 1.- Volumen disparado $1.83 \times 2.13 \times 1.20\text{m}$.
= $4.68 \text{ m}^3/\text{disp}$.
- 2.- Ton. roto: $4.68 \text{ m}^3/\text{disp} \times 3 \text{ TM}/\text{m}^3$
= $14.04 \text{ TM}/\text{disp}$.
- 3.- Costo de accesorio de voladura:
Explosivos = $5 \text{ cart} \times 33 \text{ tal} \times \text{US\$ } 0.25/\text{cart}$.
= $\text{US\$ } 41.25/\text{disp}$.
- 4.- Guía de seguridad = $33 \text{ tal} \times 8.15 \text{ Ft} \times \text{US\$ } 0.024/\text{tal}$.
= $\text{US\$ } 6.45/\text{disp}$.
- 5.- Fulminantes = $33 \text{ tal} \times \text{US\$ } 0.17/\text{tal}$.
= $\text{US\$ } 5.61/\text{disp}$.
- 6.- Costo total de accesorios de voladura
= $\text{US\$ } 53.31/\text{disp}$.
- 7.- Costo de Implemento de Seguridad (5 % del costo de accesorios de voladura) = $\text{US\$ } 2.87/\text{disp}$.
- 8.- Costo de harramientas (5 % costo de accesorios de voladura) = $\text{US\$ } 2.87/\text{disp}$.
- 9.- Costo total de voladura
= $\text{US\$ } 59.05/\text{disp}$.
- 10.- Costo total de voladura por metro
= $\text{US\$ } 49.21/\text{m}$.
- 11.- Costo total de perforación y voladura **US\$ 108.87/m.**
- 12.- Longitud de la Galería = 118 m .

13.- Costo total de Galería inferior y superior

$$= \text{US\$ } 108.87/\text{m} \times 118 \text{ m.} \times 2 \text{ Galerías} = \text{US\$ } 25,693.32$$

COSTO DE DURMIENTES :

1.- Colocación de durmientes cada 0.5 m en la galería

2.- Total de durmientes:

Longitud de la galería = 118 m

$$118 \text{ m} \times 2 \text{ durm/m.} + 1 = 237 \text{ durmientes}$$

3.- 237 x 02 galerías = 474 durmientes

4.- Durmientes de 6" x 6" x 1.20 m.

5.- Costo por durmientes = 2.6 \$/durmiente

- Costo Total de Durmientes US\$ 1,232.30

COSTO TOTAL DE RIELES :

1.- 118 m. de galería X 4 veces = 472 m. de rieles

rieles de 40 lbs/yd

2.- Costo x m. = 2.38 US\$

3.- Costo total de rieles : 472 m. x 4.16 US\$/m.

- Costo total de rieles = 472 m. x US\$ 2.38/m. 1,963.41

COSTO DE CLAVOS :

1.- Total de Kgs = 190.44 Kg x 2 US\$/Kg US\$ 380.77

COSTO TOTAL DE GALERIA 6'x 7' US\$ 29,269.80

7.1.2. Costo de chimenea 5' x 5'

Costo de perforación:	US\$/m.
1.- Mano de obra (02 personas) = US\$ 13.08 x 2 = 26.16	21.80
2.- Depreciación de la perforadora	1.19
3.- Aceite de perforación	0.25
4.- Costo de mantenimiento	0.39
5.- Costo de barreno	6.50
- Costo total de perforación	US\$ 30.13

Costo de voladura:

- 1.- Volumen disparado = 1.52 m.x 1.52 m.x 1.20 m.= 2.77 m³
- 2.- Ton. roto/disp. = 2.77 m³ x 3 TM/m³ = 8.31 TM

Costo de accesorios de voladura :

- 3.- Dinamita = 5 cart./tal.x 12 tal.x US\$ 0.25/cart.
 = US\$ 15/disp.
- 4.- Guías = 12 tal.x 8.15 Ft x US\$ 0.024/Ft
 = US\$ 2.35/disp.
- 5.- Fulminantes = 12 tal.x US\$ 0.17/tal.
 = US\$ 2.04/disp.
- 6.- Costo total de accesorios de voladura

= US\$ 19.39/disp.

7.- Costo de implementos de seguridad
(5 % de costo de accesorio de voladura)

= US\$ 0.97 /disp.

8.- Costo de herramientas
(5 % del costo de accesorios de voladura)

= US\$ 0.97 /disp.

9.- Costo total de voladura por disparo

= US\$ 21.33/disp.

10.- Costo total de voladura por metro

= US\$ 17.78/m.

Costo total de perforación y voladura

= US\$ 47.91/m.

Longitud de la chimenea : 100 m.

Costo total de chimeneas =

100 m. x 02 chim. x US\$ 47.91/m. = US\$ 9,582.00

Costo de Escalera y Puntales de Seguridad en la Chimenea

1.- Cálculo para 100 m. de chimenea camino

2.- Número de esaleras = 100 m. / 13.10 m. = 32 esc.

3.- Número de puntales = (32+1) x 2 = 66 puntales

4.- Para dos chimeneas :

- N_o Escaleras = 32 x 2 = 64

- N_o puntales = 66 x 2 = 132

5.- Costo total

- Costo total de Escaleras = $64 \times 4.8 \text{ US\$/esc.} = 307.2$

- Costo total de Punt.= $132 \times 1.10 \text{ US\$/puntal} = 145.2$

6.- Costo Total de Tareas :

- N^o Tareas = $132 \text{ puntales} / (4 \text{ puntales} / \text{tarea}) = \text{tareas}$

- Sueldo del trabajador = $13.08 \text{ US\$/Tarea}$

- $33 \text{ tareas} \times 13.08 \text{ US\$/tarea} \times 02 \text{ trab.} = 863.28$

COSTO TOTAL DE MADERA EN CHIMENEA 1,315.68

COSTO TOTAL DE CHIMENEA CAMINO 5' X 5' US\$10,897.68

7.1.3. Costo de sub-nivel 5' x 7':

1.- Costo de perforación y voladura:

Costo de perforación : US\$/m.

1.- Mano de obra :

$03 \text{ personas} = \text{US\$ } 13.08 \times 3 = 39.24$ 32.70

2.- Costo de perforadora = $\text{US\$ } 0.05/\text{Ft}$

= $\text{US\$ } 0.16/\text{m. (tal.)}$

= $23 \text{ tal.} \times 1.20 \text{ m.} = 27.6 \text{ m.}$

= $27.6 \text{ m.} \times \text{US\$ } 0.16/\text{m.} = \text{US\$ } 4.42$

= $\text{US\$ } 4.42/1.20 \text{ m.}$ 3.68

3.- Costo de mantenimiento 0.42

4.- Aceite de perforación: $\text{US\$ } 0.46/\text{m. (tal)} 0.30$

5.- Barreno :

US\$ 0.17/Ft = US\$ 0.56/m. (tal.)

= 23 tal. x 1.20m.

= 27.6 m = 27.6 m. x US\$ 0.56/m.

= US\$ 15.46

= US\$ 15.46/1.20 m.

12.89

6.- Costo total de perforación US\$ 49.99/m.

Costo de voladura:

1.- Volumen disparado = 1.52 m. x 2.13 m. x 1.20 m.

= 3.89 m³

2.- Ton. roto/disp. = 3.89 m³ x 3 TM/m³

= 11.67 m³

3.- Costo de accesorios de voladura:

- Dinamita : 5 cart./tal. x 23 tal. x US\$ 0.25/cart.

= US\$ 28.75/disp.

- Mecha de seguridad :

23 tal. x 8.15 Ft x US\$ 0.024/Ft

= US\$ 4.50/disp.

- Fulminantes = 23 tal. x US\$ 0.17/tal. = US\$ 3.91/disp.

- Costo total de accesorios de voladura = US\$ 37.16/disp.

4.- Costo de implementos de seguridad :

(5% del costo de accesorios de voladura) = US\$ 1.86/disp

5.- Costo de herramientas :

(5% del costo de accesorios de voladura)= US\$ 1.86/disp.

6.- Costo total de voladura por disparo = US\$ 40.88/disp.

- 7.- Costo total de voladura por metro = US\$ 34.07/m.
 - Costo total de perforación y voladura = US\$ 84.06/m.
 - Costo total del sub-nivel :
 115 m. x US\$ 84.06/m. = US\$ 9,666.90

7.1.4. Costo de Echadero:

- Dimensión: 5' x 5'
 - Costo de perforación y voladura por metro = US\$ 47.91/m.
 - Longitud del echadero : 85 m.
 - Costo total del echadero en preparación
 = US\$ 47.91/m. x 85 m. = US\$ 4,072.35

7.1.5. Costo de tolva en el echadero

- Cantidad de madera utilizada para armar el buzón:

<u>Nombre</u>	<u>Cant.</u>	<u>Espesor</u> (Pulg.)	<u>Ancho</u> (Pulg.)	<u>Largo</u> (Pie)	<u>Diámetro</u> (Pulg.)
Longarinas	02	-	-	7.00	8
Postes	02	-	-	9.00	8
Cribe	01	-	-	8.00	8
Cabezal	01	-	-	4.50	5.5
Caballete	01	-	-	3.50	6
Marchavantes	12	-	-	9.00	5.5
Listones	06	03	04	2.8	-
Tablas (mesa)	07	02	06	5.2	-
Tablas (quij.)	07	02	06	4.6	-

Costo de madera = 19 redondos x US\$ 4.30
 = US\$ 81.70 = 20 tablas x US\$ 2.60/tablas
 = US\$ 52.00

- Consumo de clavos por buzones es el siguiente:

Labor:

Clavos :

- Plataforma falsa	10
- Unión de postes y longarinas	04
- Unión de mesa y caballete	28
- Unión de longarina y cabezal	02
- Unión de postes y caballete	04
- Unión de longarina y cribe	04
- Unión de postes y quijada	23
- Unión de listones	29
- Unión de longarinas y soporte del cribe	<u>04</u>
Total :	108 clavos

- Considerando 20 % falladas : 22
 - Total/buzón : 130
- Costo de clavos = 9.11 kg x US\$ 8/kg = US\$ 72.86
- Costo de tareas = 02 personas/guardia x US\$ 13.08/tarea
 x 3 guardias = US\$ 78.48
- Costo total de la tolva = US\$ 285.04

Costo total de desarrollo **1,019.60**

7.1.6. Resumen total del costo en desarrollo:

- Costo de galería 6' x 7'	29,269.80
- Costo de chimenea 5' x 5'	10,897.68
- Costo de subnivel 5' x 7'	9,666.90
- Costo de echadero 5' x 5'	4,072.35
- Costo de tolva	285.04

- Costo total de desarrollo **US\$ 54,191.77**

- Tonelaje removido = $93.83 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.} \times 115 \text{ m.} \times 3 \text{ TM/m}^3$
 $= 29,146.64 \text{ TM}$

- Costo unitario de desarrollo = **US\$ 1.86/TM**

7.2. Costo de explotación:

7.2.1. Costo de perforación y voladura:

- Costo de perforación: **US\$/ft.**

1.- Depreciación de la perforadora Jack-Leg

Marca TOYO

- Precio de la perforadora US\$ 5,000

- Vida útil : 90,000 Ft

	US\$/pie
- Costo depreciado	0.05
2.- Costo de mantenimiento	
= 5,000 x 2.5/90,000 Ft	0.14
3.- Aceite de perforación	
= (0.125 gal./guardia x US\$ 3.50)/126 Ft	0.003
4.- Costo del aire comprimido	
= (120 CFM x 8 hr x 0.35)/6.7 CFM/kw	
= 78.8 kw-hr	
Costo = (78.81 kw-hr x US\$ 0.03)/126 Ft	0.02
5.- Costo de barrenos:	
Sandvik Coromant	
- Costo de barrenos 5'3'' = US\$ 132	
- Vida económica = 800 Ft	
- Costo por Ft =	0.17
6.- Mano de obra:	US\$
- Sueldo del trabajador	8.12
- Quinquenio 12 %	0.97
- Otros beneficios 0.5%	0.04
Por altura, sub-suelo, bonificación por hora nocturna, asignación familiar, asignación escolar, día del trabajador por minero, refrigerio, 1° de Mayo, asignación pasaje a de paso.	
- Gratificación 25 %	2.03

Fiestas Patrias, Navidad,	
vacaciones	US\$
- IPSS 6 %	0.49
- S. N. de P. 6%	0.49
- FONAVI 8 %	0.65
- Accidente de trabajo 3.6 %	<u>0.29</u>
- Sueldo total trabajador	13.08
- Jornal del perforista	13.08
- Jornal del ayudante	<u>13.08</u>
- Total de jornales	26.16
- Costo de mano de obra por Ft perforado	
= US\$ 26.16/126 Ft	0.21

7. Costo total/unitario de perforación 0.59

Costo de voladura: US\$/TM

1.- Malla de perforación = 0.50 m. x 0.50 m.

2.- Diámetro de taladro = 33 mm.

3.- Longitud del taladro = 5.25 Ft = 1.60 m.

4.- Volumen minado por taladro =

$$0.50 \times 0.50 \times 1.60 = 0.40 \text{ m}^3/\text{tal.}$$

5.- Tonelaje por tal. =

$$0.40 \text{ m}^3/\text{tal.} \times 3 \text{ TM}/\text{m}^3 = 1.20 \text{ Tm}/\text{tal.}$$

6.- Perforación específica = 1.60 m./tal.

$$= 1.33 \text{ m.}/\text{m.}$$

7.- Costo de perforación = US\$ 0.59/Ft

$$= \text{US\$ } 1.94/\text{m.}$$

8.- Costo de perforación por TM	US\$/TM
= 1.33 m./TM x US\$ 1.94/m.	2.58
9.- Costo de accesorios de voladura :	
- Mecha de seguridad = 8.15 Ft x US\$ 0.084/Ft	
= US\$ 0.68/tal.	
- Fulminante N° 6 = 1 pieza/tal. x US\$ 0.17/pieza	
= US\$ 0.17/tal.	
- Dinamita = 7 cartuchos/tal. x US\$ 0.25/cart.	
= US\$ 1.75/tal.	
- Costo total de accesorios de voladura	
= (US\$ 2.6/tal.)/(1.20 TM/tal.)	2.17
10.- Costo de implementos de seguridad:	
(5 % de accesorios de voladura)	0.11
11.- Costo de herramientas:	
(5 % de accesorios de voladura)	0.11
12.- Costo total unitario de perforación	
y voladura	4.97
13.- Factor de potencia	
= (5 cart./tal. x 0.076 kg./cart.)/1.20 TM/tal.	
= 0.32 kg/TM	

7.2.2. Costo de desquinche en la caja piso:

- 1.- Tramo a desquinchar = 55 m. + 55 m. + 60 m. + 170 m.
- 2.- Cálculo de perforación y voladura:

2.1.- Costo de perforación:

- Malla de perforación: 0.50 m. x 0.50 m.
- Longitud total a desquinchar = 170 m.
- Tramos de longitud a desquinchar = $170 \text{ m.} / 10 \text{ m.} = 17 \text{ m.}$
tramos de 10 m.
- En 10 m. se perfora 20 tal. de 1.04 m. de longitud
- Costo de perforación = US\$ 0.59/Ft = US\$ 1.94/m.
- Costo total de perforación en todo el tramo:
= 20 TAL. X 17 Tramos X 1.04 M./Tal. X US\$ 1.94/m.
= US\$ 685.98

3.- Costo de voladura:

3.2.- Costo de accesorios de voladura:

- Mecha de seguridad
= 8.15 Ft x US\$ 0.17/Ft
= US\$ 0.68/tal.
- Fulminante N° 6
= 1 pieza/tal. x US\$ 0.17/pieza
= US\$ 1.00/tal.
- Dinamita
= 4 cart./tal. x US\$ 0.25/cart.
= US\$ 1.00/tal
- Costo total de accesorios de voladura = US\$ 1.85/tal.
- Costo total de accesorios de voladura para todo el
tramo :
= 20 tal. x 17 tramos x US\$ 1.85/tal. = US\$ 629

4.- Costo total de perforación y voladura en todo el tramo:
= 685.98 + 629 = US\$ 1,314.98

5.- Costo total de desquinche en US\$/TM:

= US\$ 1,314.98/5,278.50 TM = US\$ 0.25/TM

7.2.3. Costo de acarreo en el tajo

El costo de acarreo en el tajo se calculó anteriormente para diferentes distancias de acarreo, como sabemos que la distancia económica es de 60 m. y hacemos un promedio de todo y calculamos el costo aproximado en US\$/TM.

Distancia	US\$/TM	TM/Hr
10	0.77	11.46
20	0.95	13.03
30	1.13	14.55
40	1.31	16.23
50	1.50	18.12
60	1.60	20.22

Entonces el costo de acarreo es = US\$ 1.21/TM y 15.60 TM/Hr

7.2.4. Costo de madera en el tajo:

1.- Para calcular los costos de puntales de seguridad y rampas en US\$/Tm, se tomó las siguientes consideraciones de dimensiones en el tajo, porque los trabajos de madera es en forma cíclica para las siguientes dimensiones:

- Altura = 17 m.
- Longitud = 115 m.
- Ancho = 0.90 m.

2.- Volumen de mineral disparado:

$$= 17 \text{ m.} \times 115 \text{ m.} \times 0.90 \text{ m.} = 1,759.5 \text{ m}^3$$

3.- Tonelaje disparado:

$$= 1,759.50 \text{ m}^3 \times 3 \text{ TM/m}^3 = 5,278.50 \text{ TM}$$

4.- Cálculo de puntales de seguridad de 6 pulg. de diámetro por 0.90 m. de longitud :

$$= 115 \text{ m.} / 1.5 \text{ m.} = 77 + 1 = 78 \text{ puntales};$$

$$\text{zona horizontal} = 17 \text{ m.} / 1.5 \text{ m.} = 11 + 1 = 12 \text{ puntales};$$

$$\text{zona vertical entonces total de puntales} = 78 \times 12 = 936 \text{ puntales}$$

4.1.- Tablas para patilla = 6'' x 3'' x 0.55 m. :

Dimensión de una tabla = 6'' x 3'' x 0.55 m. x 4

Entonces: 936 patillas/4 = 234 tablas de 6''x 3''x 2.20 m.

4.2.- Costo de puntales y patilla:

- Costo de puntales:

936 puntales x US\$ 2.10/puntales = US\$ 1,965.60

- Costo de patillas:

234 tablas x US\$ 2.60/tabla = US\$ 608.4

- Costo de puntales y patilla = US\$ 2,574

4.3.- Total de tareas:

- 936 puntales/6 puntales/tarea = 156 tareas

- Costo por total de tareas : 02 personas

- 156 tareas x US\$ (13.08 x 2)/tarea = US\$ 4,080.96

4.4.- Costo total unitario de puntales de seguridad:

= US\$ 8,695.44/5,278.50 TM = US\$ 1.65/TM

5.- Costo de puntales y tablas para rampas:

5.1.- Costo de puntales (02 personas):

- Tramo total de puntales = 55 + 55 + 60 + 170 m.

- Número de puntales = 170 m./1.5 m. = 113 + 1 = 114
puntales

- Costo de puntales = 114 puntales x US\$ 2.10/puntal =
US\$ 239.40

5.2.- Costo de tablas:

- N° total de puntales = 114 punt.

- Entonces N° tablas = N° puntales x 4 - 4
= 114 puntales x 4 - 4

N° tablas = 452 tablas

- Costo de tablas:

= 452 Tablas x US\$ 2.60/tabla = US\$ 1,175.2

5.3.- Número de tareas :

114 puntales/(02 puntales/tarea) = 57 tareas

57 tareas x US\$ 13.08 x (2/tarea) = US\$ 1,491.12

5.4.- Costo de clavos:

- N°clavos = 112 puntalesx4 clavos = 448 clavos + 5% = 470

- Costo clavos = 31.02 kg x US\$ 8/kg = US\$ 248.16

5.5.- Costo total de rampas = US\$ 3,153.88

5.6.- Costo total de rampa x TM :

US\$ 3,153.88/5,278.50 TM = US\$ 0.60/TM

6.- Costo total unitario en el tajo:

$$1.65 + 0.60 = \text{US\$ } 2.25/\text{TM}$$

7.2.5. Resumen del costo total unitario de explotación:

- Costo de perforación y voladura	:	4.97
- Costo de desquinche en la caja piso	:	0.25
- Costo de acarreo en el tajo	:	1.21
- Costo de madera en el tajo	:	2.25
- Costo de transporte (locomotora)	:	<u>1.56</u>

COSTO TOTAL DE EXPLOTACIÓN

US\$ 10.24/TM

7.2.6. COSTO TOTAL UNITARIO (DESARROLLO + EXPLOTACIÓN)

$$= \text{US\$ } 12.10/\text{ TM}$$

CAPITULO VIII

8. ANALISIS ECONOMICO DEL METODO PROPUESTO VS. OTRO METODO DE EXPLOTACION

8.1. Leyes de explotación de cabeza:

Método	Pb (%)	Zn (%)	Ag (Oz/TM)
Método Propuesto	3.20	4.25	14.50
Método de Corte Relleno	1.54	2.04	6.96

- Valorización en dólares de los metales para el cálculo de una producción mensual.
- Cotización de los metales:

Pb: US\$ 0.35/16 = US\$ 772/TM

Zn: US\$ 1,359/TM

Ag: US\$ 4.04/onza

8.2. Ratios de concentración metalúrgica:

De acuerdo al balance metalúrgico se tiene los siguientes ratios de concentración metalúrgica y el valor por una tonelada de mineral.

Método Propuesto:

Rc Zn	=	15.34
Rc Ag	=	24.29
Rc Pb	=	26.50
Zn	=	US\$ 29.21/TM
Ag	=	US\$ 34.53/TM
Pb	=	US\$ 13.85/TM

Para el Método de Corte y Relleno:

Rc Zn	=	30.68
Rc Ag	=	48.58
Rc Pb	=	53.00
Zn	=	US\$ 13.90/TM
Ag	=	US\$ 16.39/TM
Pb	=	US\$ 6.58/TM

8.3. Valorización mensual del mineral

Para el método propuesto:

Zn: US\$ 29.21/TM x 2,915 TM = US\$ 85,147.15/TM

Ag: US\$ 34.53/TM x 2,915 TM = US\$ 100,654.95/TM

Pb: US\$ 13.85/TM x 2,915 TM = US\$ 40,372.75/TM

Valorización Total = US\$ 226,174.85/TM

Valorización mensual para el corte y relleno:

Zn: US\$ 13.90/TM x 2,930 TM = US\$ 40,727

Ag: US\$ 16.39/TM x 2,930 TM = US\$ 48,022.70

Pb: US\$ 6.59/TM x 2,930 TM = US\$ 19,308.70

Valorización Total = US\$ 108,058.40

8.4. Costo de operación:

	Método Propuesto US\$/TM	Método Corte y Relleno US\$/TM
Exploración	1.06	0.55
Desarrollo y preparación	1.86	0.97
Explotación	12.10	11.66
Planta de Tratamiento	6.56	6.56
Servicios Auxiliares	3.93	3.93
Gastos Generales	5.01	5.01
Gastos Administrativos	6.18	6.18
TOTAL	36.70	34.84

8.5. Inversión:

ALTERNATIVAS :

	Método Propuesto US\$	Método Corte y Relleno US\$
Exploración	30,895	33,842
Desarrollo y preparación	54,213	59,686
Activos Fijos	105,077	105,077
Imprevistos (10%)	19,019	19,861
Capital Fijo (14%)	209,204	218,466
Capital de Trabajo	29,289	30,585
Total Inversión	238,493	249,051

**8.8. Determinación de la utilidad mensual del método
propuesto:**

	6-14 avo Mes (US\$)	15 avo Mes (US\$)
Margen Operativo	119,194	119,194
Depreciación de Activo Fijo	1,746	1,746
Valor de Rescate	---	87,617
Renta Imponible	120,940	208,557
Participación de Trabajadores (4%)	4,838	8,342
Comunidad Minera (0,5%)	605	1,043
Utilidad Antes de Impuestos	115,497	199,172
Impuesto a la renta (30%)	34,649	59,752
Renta Neta	80,848	139,420
Ingemmet (1.5%)	1,213	2,091
Utilidad Neta	79,635	137,329

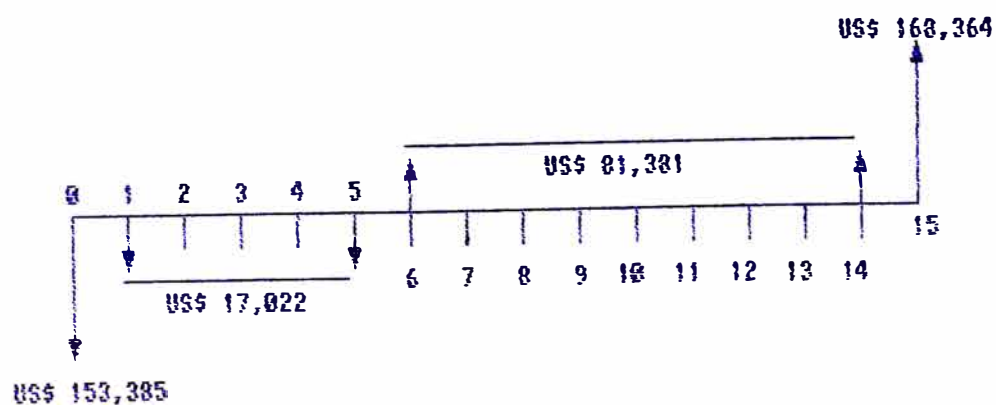
8.9. Determinación del flujo de caja del método propuesto:

Meses	0 US\$	1-5 US\$	6-14 US\$	15 US\$
Inversión total	(153,385)	(17,022)	----	----
Recuperación Capital	----	----	----	29,289
Utilidad Neta	----	----	79,635	137,329
Depreciación	----	----	1,746	1,746
Flujo de Caja Neto	(153,385)	(17,022)	81,381	168,354

NOTA: Tasa efectiva de oportunidad = 12.5 % anual

i mensual = $[(1 + i)^{1/12} - 1] \times 100\% = 0.99\% = 1\%$ mensual

8.10. Diagrama del flujo de caja del método propuesto:



8.11. Cálculo del valor anual equivalente (V.A.E.)

V.A.E. = flujos de horizontes equivalentes

$$\begin{aligned} \text{V.A.E.} &= - 153,385 (A/P)^{15}_{1x} - 17,022 (P/A)^5_{1x} (A/P)^{15}_{1x} \\ &\quad + 81,381 (P/A)^9_{1x} (P/F)^5_{1x} (A/P)^{15}_{1x} \\ &\quad + 168,364 (A/F)^{15}_{1x} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{V.A.E.} &= - 153,385 (0.07213) - 17,022 (4.8530)(0.07213) \\ &\quad + 81,381(8.5654)(0.9515)(0.07213) \\ &\quad + 168,364 (0.06213) \end{aligned}$$

$$\text{V.A.E.} = \text{US\$ } 41,279$$

Cálculo del valor actual neto (V.A.N.) :

$$\text{V.A.N.} = 41,279 (P/A)^{15}_{1x}$$

$$\text{V.A.N.} = 41,279 (13.8641) = \text{US\$ } 572,296$$

Cálculo del Índice de rentabilidad (I.R.) :

$$\begin{aligned} \text{Inversión Total} &= 153,385 + 17,022 (P/A)^5_{1x} \\ &= 153,385 + 17,022(4.8530) = \text{US\$ } 235,993 \end{aligned}$$

$$\text{I.R.} = \frac{572,296 - 235,993}{235,993} = 1.42$$

Cálculo de la tasa interna de retorno (TIR) :

Para el cálculo del TIR se hace VAE = 0

Para un VAE = 0 ==> TIR = 15.20 %

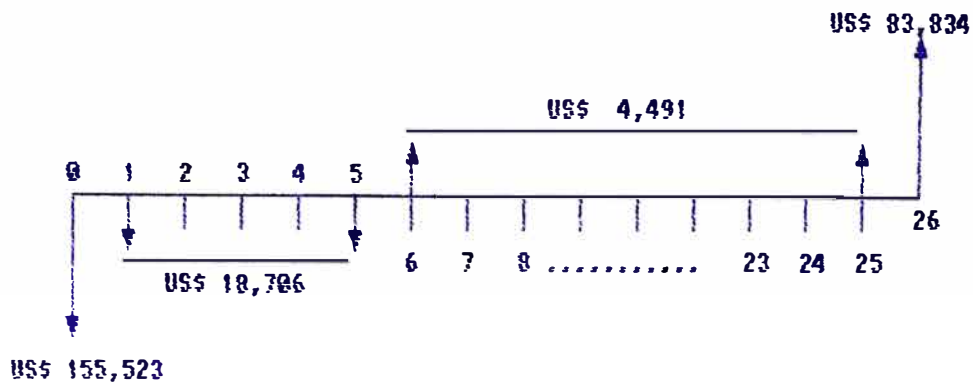
8.12. Determinación de la Utilidad Mensual del Método de Corte y Relleno

	6-25 avo Mes (US\$)	26 avo Mes (US\$)
Margen Operativo	5,918	5,918
Depreciación de Activo Fijo	(1,746)	(1,080)
Valor de Rescate	---	74,388
Renta Imponible	4,172	79,226
Participación de Trabajadores (4%)	169	3,169
Comunidad Minera (0,5%)	21	396
Utilidad Antes de Impuestos	3,982	75,661
Impuesto a la renta (30%)	1,195	22,698
Renta Neta	2,787	52,963
Ingemmet (1.5%)	42	794
Utilidad Neta	2,745	52,963

8.13. Determinación del flujo de caja del método de corte y relleno :

Meses	0 US\$	1-5 US\$	6-25 US\$	26 US\$
Inversión total	(155,523)	(18,706)	----	----
Recuperación Capital	----	----	----	30,585
Utilidad Neta	----	----	2,745	52,169
Depreciación	----	----	1,746	1,080
Flujo de Caja Neto	(155,523)	(18,706)	4,491	83,834

8.14. Diagrama del flujo de caja de corte y relleno:



8.15. Cálculo del V.A.E. (Valor Anual Equivalente):

$$\begin{aligned} \text{V.A.E.} &= - 155,523 (A/P)^{26}_{1x} - 18,706 (P/A)^5_{1x} (A/P)^{26}_{1x} \\ &\quad + 4,491 (P/A)^{20}_{1x} (P/F)^5_{1x} (A/P)^{26}_{1x} + 83,834 (A/F)^{26}_{1x} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{V.A.E.} &= - 155,523(0.04387) - 18,706(4.8530)(0.04387) \\ &\quad + 4,491(18.0443)(0.9515)(0.04387) + 83,834(0.03387) \end{aligned}$$

$$\text{V.A.E.} = \text{US\$} - 4,583$$

Cálculo del valor actual neto (V.A.N.):

$$\text{V.A.N.} = - 4,583 (P/A)^{26}_{1x}$$

$$\text{V.A.N.} = - 4,583 (22.7937) = \text{US\$} - 104,464$$

Cálculo del Índice de Rentabilidad: (I.R.)

$$\begin{aligned} \text{Inversión Total} &= 155,523 + 18,706 (P/A)^5_{1x} \\ &= 155,523 + 18,706 (4.8530) \\ &= \text{US\$} 246,303 \end{aligned}$$

$$- 104,464 - 246,303$$

$$\text{I.R.} = \frac{- 104,464 - 246,303}{246,303} = - 1.43$$

8.16. Resumen del análisis económico:

Evaluación Económica	Método Propuesto	Método de corte y relleno
VAE	41,279	- 4,583
VAN	572,296	- 104,464
IR	1.42	- 1.43
TIR	15.20	----

8.16.1. Conclusiones:

Observando los valores del V.A.E., V.A.N., I.R. y T.I.R. del método propuesto, dan positivo en todo se recomienda aceptar el método propuesto.

CAPITULO IX

9.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1.- Conclusiones

En los métodos de explotación propuesto y de corte y relleno ascendente, se tienen la siguiente organización y rendimiento, obteniéndose los siguientes resultados.

Método de explotación de corte y relleno ascendente

Organización

- 02 Equipos de perforación por guardia con un rendimiento de 24 taladros/guardia de 1.20 m de profundidad.
- 01 Operador del microscopio CTX 1 HE (01 por guardia)
- 01 Equipo dedicado a los trabajos de abastecimiento y preparación para el relleno (3 hombres/guardia).

01 Equipo destinado a los trabajos de relleno (02 hombre/guardia)

Rendimiento

Tonelaje por Taladro	1.20 TM/Tal.
factor de Potencia	0.32 Kg/TM
Rendimiento	5.75 TM/hombre-guardia
Producción	117 TM/día

Método de Explotación Propuesto

Organización

02 Equipos de Perforación (04 hombres/guardia)
02 Equipo de Enmaderadores (04 hombres/guardia)
01 Operador del Microscoop

Rendimiento

Tonelaje por taladro	1.20 TM/tal.
factor de Potencia	0.32 Kg/Ton
Rendimiento	6.38 TM/hombre-guardia
Producción	117 TM/día

Para la aplicación del método de explotación de corte y relleno, se tiene que ampliar el ancho de minado necesariamente, esto es debido al ancho y altura del equipo de acarreo que se va a utilizar (microscoop) se utiliza

este equipo porque su rendimiento es el más óptimo debido al buzamiento y sinuosidad de la veta, se descartó otro equipo de acarreo como el rastrillo, por su baja eficiencia y dificultad en el manipuleo para este tipo de veta, para la ejecución de este método de explotación de corte y relleno ascendente da como resultado una dilución del 52% como se observa en la gráfica mostrada anteriormente para este método de explotación, el siguiente cuadro son las leyes de explotación para ambos métodos.

	Pb %	Zn %	Ag Oz por TM
Método de Explotación Propuesto	3.20	4.25	14.50
Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente	1.54	2.04	6.96

- Al ampliar el ancho de minado se tendrá mayor volumen del mineral roto por el block cubicado, pero de baja ley, de este modo el tiempo de vida de explotación del block se ve incrementada, este incremento es de 11 meses más que el método de explotación propuesto. Con este incremento de la vida de block hace que el método de corte y relleno sea el más costoso con respecto a la velocidad de recuperación del dinero y la mayor cantidad del material estéril a romper. Por lo cual se

concluye no recomendar su aplicación como se muestra en el análisis económico.

- El desarrollo y preparación del método a explotar, para los dos casos tanto del método de explotación propuesto y del corte y relleno ascendente es de 5 meses como se muestra en los cálculos y en el diagrama de caja para los dos métodos.
- El método propuesto nos da un ahorro en relleno, debido a la no utilización en este método de explotación, ahorrandonos de este modo de un 26 % del costo operativo por tonelada del mineral extraído en el tajeo.
- El empleo del equipo CT 500 HE (microscop) en la explotación de veta angostas en Huarón, fue el primer modelo que llegó de la France - Loader de Francia, los cálculos tomados insitu para este trabajo, se realizaron al último microscop que entró a operación (Enero-1991) en Huarón, es el modelo CTX 1 HE, es un modelo que tiene más robustez en el trabajo y ciertas modificaciones tanto en la parte mecánica y eléctrica como se muestra en la especificaciones técnicas anteriormente mostrada de los modelos.

9.2. Recomendaciones

- El método de Explotación propuesto puede ser aplicado para blocks de mayor longitud horizontal sin bajar su eficiencia, esto se hace ubicando los respectivos echaderos cada 60 m. Esta distancia es debido a la distancia económica calculada anteriormente, a un echadero mayor que uno dentro del block a explotar, el método propuesto se hace más flexible con respecto al ciclo de minado.

- Este método de explotación propuesto es recomendable usarlo cuando existe el tipo de veta indicado para su aplicación y también se puede aplicar en combinación con vetas ramificadas (conjunto de vetas), de este modo el equipo de acarreo tendría mayor frente de trabajo, como ocurre en la mina Huarón, esto indudablemente incrementaría su productividad.

- Para que este método de explotación propuesto muestre las eficiencias de operación que se ha determinado anteriormente para el microscoop, el operador de este equipo de acarreo tiene que ser una persona experimentada o tiene que ser entrenado previamente para que entre a operación, respecto al manejo y al cuidado del equipo, este punto es la parte vertebral

del método propuesto.

- En la mina Huarón, la explotación selectiva puesta en práctica a partir de 1981 permitió mejorar las leyes de producción (Información de la XVI Convención de Ingenieros de Minas del Perú), pero para este tipo de veta tanto en buzamiento y sinuosidad es recomendable aplicar este método de explotación propuesto, de este modo se mejora aún más la ley de producción o la ley de cabeza y la productividad como lo demuestran los cálculos anteriormente expuestos y comentados.

BIBLIOGRAFIA

1. **Alejandro Novitzky**
Métodos de Explotación subterránea y Planificación de Minas; 1ra. Edición, Taller de Reprografías JMA S.A. Buenos Aires 1975.
2. **B. Stoces**
Métodos de Explotación en Minería.
3. **INGEMMET**
Conversatorio Internacional sobre Minería sin Rieles.
4. **Isaac Ríos Quinteros**
Métodos de Explotación Subterránea; (Apuntes de Clase).
5. **XVI Convención de Ingenieros de Minas (Lima-Perú); 8-12 Nov. 1982.**
6. **Robert Peele**
Mine Engineers Handbook
Volúmen I, John Wile and Sons, Inc. New York EE.UU.
7. **B.Boky**
Mining; Ediciones MIR; Moscú 1967.

8. **Caamins Given**
SME, Mining Engineering Handbook
Volúmen II EE.U. Port. City Press, Baltimore, Maryland.

9. **Association of Mine Manager South Africa**
Paper and Discussions 1974-1975"
Transval and. Cape Printers Limited 1975

10. **EXSA**
Manual Práctico de Voladura

11. **George J. Yongi**
Elementos de Minería

12. **Anthony**
La Contabilidad en la Administración de la Empresa.

13. **Charles T. Horngren/George Foster**
Contabilidad de Costos un Enfoque Gerencial; 1991
Sexta Edición.

14. **Guerra-Armestar**
Ingeniería Económica; PUCP abril-1990.

15. **Anthony J. Tarkin, Leland T. Blank**
Ingeniería Económica.