

Universidad Nacional de Ingeniería

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGIA



Estudio Comparativo Microscopio Vs.
Wincha de Rastrillo en Vetas Angostas

Informe de Ingeniería

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Juan Guillermo Brito Añorga

Promoción 1984 • 1

Lima - Perú 1992

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA

TITULACION POR EXAMEN PROFESIONAL

"ESTUDIO COMPARATIVO
MICROSCOOP VS. WINCHA DE
RASTRILLO EN VETAS ANGOSTAS"

CENTROMIN PERU S.A. UNIDAD DE PRODUCCION CASAPALCA

TRABAJO PROFESIONAL PARA OPTAR EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR : JUAN GUILLERMO BRITO ANORGA

LIMA - PERU

1,992

A C T I V I D A D P R O F E S I O N A L

BACHILLER: Juan Guillermo Brito Añorga

FECHA DE EGRESADO DE LA UNI: 05 de Octubre de 1984

FECHA DE INGRESO A CENTROMIN PERU S.A. UNIDAD DE PRODUCCION DE CERRO DE PASCO:
01 de Octubre de 1985

DEPARTAMENTO: Ingeniería

CARGO: Asistente Jefe de Planeamiento Mina

FECHA DE TRANSFERENCIA CON PROMOCION A LA UNIDAD DE PRODUCCION DE CASAPALCA:
03 de Abril de 1988

DEPARTAMENTO: Operaciones Mina

CARGO: Asistente Jefe de Mina

Lima, 19 de Octubre de 1992

I N D I C E

	Pag.
I.- <u>GENERALIDADES:</u>	1
1.1 Ubicación	1
1.2 Accesibilidad.....	1
1.3 Antecedentes Históricos, Legales y Financieros.....	2
II.- <u>GEOLOGIA</u>	
2.1.- Geología Regional.....	6
2.1.1.- Estratigrafía.....	6
2.1.2.- Plegamientos y fracturamientos.....	8
2.2.- Geología de la Mina Casapalca.....	8
2.2.1.- Forma del Depósito.....	9
2.2.2.- Zonación.....	10
2.2.3.- Alteración Hidrotermal.....	11
2.2.4.- Mineralogía y Paragénesis.....	12
III.- <u>USO DE MICROSCOOP EN VETAS ANGOSTAS</u>	
3.1.- Generalidades.....	15
3.2.- Objetivo del Estudio.....	17
3.3.- Alcances del Estudio.....	17
3.4.- Explotación de la Mina Casapalca.....	18
3.4.1.- Método de Explotación de Corte y Reducción.....	19
3.4.2.- Método de Explotación de Corte y Relleno.....	20
3.6.- Alternativas Propuestas para la Explotación de vetas angostas.....	22
3.6.1.- Empleo de Winchas Eléctricas de Arrastres.....	23

3.6.2.- Empleo de Microscoop LHD-500	23
3.7.- Operación de Minado.....	23
3.7.1.- Método de minado en la parte baja de la mina.....	24
3.7.2.- Descripción del método del minado.....	25
A) Perforación Horizontal.....	25
a.1) Ventajas	
a.2) Desventajas	
B) Perforación Vertical.....	26
b.1) Ventajas	
b.2) Desventajas	
C) Limpieza de Tajeos.....	26
c.1) Utilización de Winchas de Arrastre.....	27
Ventajas	
Desventajas	
c.2) Utilización de Microscoop LHD-500.....	28
3.8.- Relleno Hidráulico.....	31
3.8.1.- Requerimiento de Relaves.....	32
3.8.2.- Disponibilidad de Relaves.....	32
3.8.3.- Incremento con Relaves en Cancha.....	32
3.8.4.- Preparaciones para Relleno Hidráulico....	33
3.9.- Servicios Auxiliares requeridos	34
3.9.1.- Aire Comprimido.....	34
3.9.2.- Ventilación.....	34
3.9.3.- Energía Eléctrica.....	35

3.9.4.- Agua.....	35
3.9.5.- Personal requerido.....	35
3.10.- Labores de Preminado.....	36
a.- Diseño de echaderos	37
b.- Diseño de chimeneas de servicios.....	37
3.11.- Equipamiento y Mecanización.....	38
3.12.- Estudio Técnico de las alternativas propuestas.....	38
3.12.1.- Con Microscoop.....	38
3.12.2.- Con Winchas Eléctricas de Arrastres.....	44
3.12.3.- Análisis Comparativo de los resultados..	48

IV.- EVALUACION ECONOMICA PARA USO DE MICROSCOOP

4.1.- Costo Operativo Actual con Winchas Eléctricas...	49
4.1.1.- Costo de Perforación.....	49
4.1.2.- Costo de Voladura.....	51
4.1.3.- Costo de Limpieza.....	52
4.1.4.- Costo de Relleno Hidráulico	52
4.2.- Costo Operativo con la Mecanización.....	53
4.2.1.- Costo de Perforación.....	53
4.2.2.- Costo de Voladura.....	55
- Voladura Convencional	
- Voladura con Fanel	
4.2.3.- Costo de Limpieza.....	56
4.2.4.- Costo por Relleno Hidráulico.....	57
4.3.- Costo Operativo Actual vs. Mecanización.....	57
- CONCLUSIONES.....	61
- RECOMENDACIONES.....	63

I.- GENERALIDADES

1.1.- UBICACION

La mina Casapalca, políticamente se ubica en el distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí, Departamento de Lima.. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco occidental de la Cordillera de los Andes, entre las coordenadas $11^{\circ} 30'$ de latitud Sur y $76^{\circ} 10'$ de longitud Oeste, a una altura aproximada de 4,150 mts sobre el nivel del mar.

1.2.- ACCESIBILIDAD

Para llegar a la mina Casapalca, se dispone de dos vías de acceso: La carretera Central empleando aproximadamente de 2.5 a 3.0 hrs desde la ciudad de Lima para una distancia de 120 Kms. El Ferrocarril Central que se emplea 4 hrs aproximadamente, es la otra vía.

1.3.- ANTECEDENTES HISTORICOS, LEGALES Y FINANCIEROS

La extracción de menas de Cu, Pb, Zn y Ag de alto contenido metálico en el área de Casapalca se remonta a tiempos coloniales. En esta época la explotación estuvo restringida a las zonas de fácil acceso o a la superficie. A fines del siglo pasado la compañía Backus & Johnston, propietaria en aquel tiempo de los denuncios empezó a desarrollar y explotar sistemáticamente las estructuras mineralizadas del distrito. Posteriormente en 1,921 la compañía Cerro de Pasco Corporation compró la mayoría de las concesiones que actualmente conforman la zona minera activa.

La Cerro de Pasco al desarrollar un tunel de 11 kms de longitud denominado Graton Tunel inició un gran proyecto, el cual permite el drenaje y la subsiguiente exploración y desarrollo de las partes inferiores de las estructuras mineralizadas del distrito. Centromin Perú al perforar una chimenea Raise Borer entre el nivel 3900 y el llamado Graton Tunel, complementó este proyecto drenando el agua de la zona de Aguas Calientes lo cual ha permitido trabajar en los niveles 3000, 3300, 3600 y 3900.

II.- G E O L O G I A

2.1.- GEOLOGIA REGIONAL

La secuencia estratigráfica del distrito está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el Cretáceo hasta el Cuaternario. El distrito muestra fuerte plegamiento con pliegues invertidos con ejes orientados paralelos a la dirección de los Andes, predominando el Anticlinal Casapalca.

2.1.1.- Estratigrafía.-La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por calizas, areniscas y lutitas calcáreas (Capas rojas), brechas y flujos volcánicos; los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 mts.

1.- Cretáceo :

Grupo Machay: Constituido principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas.

Formación Jumasha: No afloran en superficie en el área de Casapalca. Constituida por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas.

2.- Terciario :

La formación Casapalca constituye la más antigua que aflora en el área formando el amplio Anticlinal Casapalca. Comprende rocas sedimentarias. Tiene dos miembros:

- A).- Capas Rojas: Caracterizado por su coloración rojiza y sus areniscas son de grano fino. Yacen sobre las calizas Jumasha.
- B).- Conglomerado Carmen: Se encuentran sobre las capas rojas y se caracteriza por contener paquetes de conglomerado (guijarros y cantos rodados de cuarcitas).

La formación Carlos Francisco se caracteriza por presentar sobre las rocas sedimentarias una potente capa de rocas volcánicas. Está dividido en tres miembros:

- A).- Volcánicos Tablachaca: Sobreyaciendo al Miembro Carmen y se caracteriza por la presencia de tufos, brechas, aglomerados, etc.
- B) - Volcánicos Carlos Francisco: Se encuentra sobre el miembro Tablachaca y se caracteriza por presentar flujos andesíticos de color verdoso.
- C) Tufos Yauliyacu: Sobreyacen a los volcánicos

Carlos Francisco, consisten en tufos rojizos de granos finos.

3.- Cuaternario:

Esta era está representada por una serie de depósitos de glaciares y conos de escombros de formación reciente.

2.1.2.- PLEGAMIENTOS Y FRACTURAMIENTOS

Las unidades estratigráficas en el distrito están intensamente plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N 20o W, que lo hacen casi paralelas al lineamiento de los andes. La estructura de mayor prominencia es el Anticlinal Casapalca que presenta plegamientos (Sinclinales y Anticlinales) menores en sus flancos. En el flanco SW se tiene el Sinclinal Rio Blanco constituido por el pórfido Carlos Francisco, tufos Yauliyacu, volcánicos Rio Blanco y calizas Bellavista. El Sinclinal Americana en el cual todas las unidades volcánicas son expuestas, tiene como núcleo a las calizas Bellavista, se ubica bordeando el flanco NE del Anticlinal Casapalca.

2.2.- GEOLOGIA DE LA MINA CASAPALCA

La mineralización se presenta en vetas que han sido formadas por relleno de fisuras o fracturas. En superficie, las estructuras son conocidas en una longitud de 5 Km. de los cuales 3.5 Km. han sido ya

explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un intervalo de 2000 mts.,. Las vetas son angostas, generalmente de menos de 1.0 mts. de ancho.

Las estructuras han sido agrupadas en dos secciones:

- Sección Aguas Calientes: Está en la parte suroeste de la mina, tiene a la veta C como su estructura principal.
- Sección Carlos Francisco: Está al noreste siendo la veta M su estructura principal.

2.2.1.- FORMA DEL DEPOSITO

Se presenta en forma de vetas y en forma de cuerpos siendo los primeros de mayor importancia económica, como esfalerita, galena y tetraedrita, en menor escala calcopirita y bornita.

Los cuerpos se han formado por el reemplazamiento de capas favorables de calizas, areniscas y lutitas calcáreas adyacentes a las vetas, las que han servido de canales de flujos a las soluciones mineralizantes. La mineralización es de dos tipos, sulfuros y masivos que son el resultado de estratos favorables, disseminaciones y vetillas de sulfuros que son relleno de fisuras y reemplazamiento de elementos calcáreos, los minerales presentes son, tetraedrita, galena, calcopirita y tetraedrita.

La permeabilidad de las areniscas y lutitas están directamente relacionados con la densidad de

fracturamiento, que para el caso específico de los cuerpos mineralizados, ha tenido gran influencia y permitido el relleno de fisuras y/o disseminaciones en áreas adyacentes a la veta principal.

2.2.2.-ZONACION

La mina Casapalca constituye un modelo típico de zonamiento de mineral, el cual ha sido descrito por muchos geólogos. Siendo el zonamiento más definido en dirección horizontal, en la vertical está relacionado a la presencia de argentita, pirargirita y otras sulfosales acompañada de pirita y cuarzo en los niveles superiores de la mina.

Existen tres zonas cuyas características son las siguientes:

ZONA 1 :

- 1.- El mineral consiste de abundante esfalerita con poca galena y tenantita; calcopirita es común; la pirita está presente en cristales cúbicos.
- 2.- Los minerales de ganga son: Cuarzo y calcita.
- 3.- La roca de la formación Casapalca están fuertemente silicificadas, además, presentan disseminaciones de pirita cúbica y nódulos de epidota.

ZONA 2 :

- 1.- El mineral consiste en calcopirita con inclusiones de esfalerita.abundante tetraedrita; es asociada con galena y esfalerita;la pirita está presente en piritoedros.
- 2.- Los minerales de ganga son pequeños cristales de cuarzo,calcita y rodocrosita.
- 3.- La alteración de la caja encajonante decrece en esta zona en comparación con la zona 1.Los productos de alteración son los carbonatos y sericitas.

ZONA 3 :

- 1.- Los minerales son: tetraedrita, esfalerita, galena, bournonita, geocronita, estibina, rejalgar, oropimente, y jamesonita.
- 2.- Los minerales de ganga son:Calcita ,pirita y cuarzo.
- 3.- La alteración de la roca encajonante es de unos cuantos centímetros.Propilitización (clorita y epidota)es característica de esta zona.

2.2.3.-ALTERACION HIDROTHERMAL

La alteración hidrotermal desde un punto de vista general,la roca encajonante sigue una secuencia normal que va de la propilitización,a cierta distancia de las vetas; a la piritización,seritización y silicificación cerca a las vetas.

Las capas rojas y los conglomerados, en la zona central de la mina, están intensamente alteradas, extendiéndose la silicificación y piritización por varias decenas de metros. Hacia el Sur, en la sección de Aguas Calientes, la alteración es menos intensa; la roca se presenta blanqueada hasta unos 10 a 15 mts. en las proximidades de las vetas, la silicificación no es muy intensa.

2.2.4.-MINERALOGIA Y PARAGENESIS

La mineralización en la mina Casapalca es simple. Los principales minerales de mena son: Esfalerita, galena, tetraedrita, tenantita y calcopirita. Los minerales de ganga son: Pirita, cuarzo y carbonatos.

La secuencia de la formación de los minerales establecida por I. Wu y U. Petersen (1977) confirma que en parte el estudio paragenético de la superposición de las fases del mineral en drusas. En base a estudios mineragráfico determinaron que la mayor parte de la tetraedrita de la tercera etapa reemplaza parcialmente a la calcopirita de la segunda etapa y crece sobre ella o forma venilla en la calcopirita.

III.- USO DE MICROSCOOP EN VETAS ANGOSTAS

A través del tiempo, las vetas angostas han significado un motivo de inquietud para los operadores mineros, ya que por una parte su propia morfología provoca una baja productividad y por la otra parte, el aspecto técnico-económico obliga a depurar los sistemas a utilizar.

De los diferentes métodos de explotación que son aplicables a las vetas angostas, es posible que el Corte y Relleno sea el más adaptable a las diferentes variantes que pueden presentar en las características de este tipo de yacimientos además del alto grado de flexibilidad para adoptar algún cambio de sistema.

3.1.- GENERALIDADES

El estudio técnico económico para el empleo de MicroScoop en vetas angostas, tiene por objeto diseñar

y evaluar para viabilizar el incremento de eficiencia, y reducción de costos de la explotación actual de la mina Casapalca en su parte baja, dado su alto contenido de leyes que contribuyen a compensar las leyes de cabeza de la producción diaria.

El alcance del presente estudio abarca los desarrollos y preparaciones en la veta M,N y P en los niveles 3600 y 3900, y de acuerdo a las características geológicas se presentan las alternativas técnicas.

Para la limpieza del mineral en los tajeos se considera el uso de winchas de arrastre eléctricas, y la alternativa del uso de Microscoop, variando la longitud del tajeo de acuerdo al equipo a utilizar.

La extracción del mineral en su primera etapa será transportado al pique Aguas Calientes tanto del nivel 3600 como del 3900.

El mineral debe ser izado por el pique Aguas Calientes a la galería 2700 (Yauliyacu) para ser transportado por locomotoras hasta el pique Central.

En el pique Central nuevamente es izado hasta la galería 1700 (A.F.E.) de donde se traslada con locomotoras a las tolvas de la planta Concentradora.

El sostenimiento que se emplea en los tajeos, es el Relleno Hidráulico.

Para la perforación de los tajeos, se presenta 2 alternativas, que son la perforación horizontal con

equipo Jackleg y perforación vertical con equipo Stoppers.

3.2.- OBJETIVO DEL ESTUDIO

Lograr una alta productividad en la explotación de vetas angostas y sinuosas de potencias inferiores a 1.20 m. de un modo seguro, eficiente y económico, resolviendo el problema de carguío y acarreo empleando equipo LHD DE FRANCE LOADER modelo CTX1-HE de 0.80 m. de ancho fabricados especialmente para este fin.

Mientras un alto nivel de selectividad fué logrado usando winchas con rastrillos, la productividad es baja cuando la distancia de rastrillaje excede los 30 mts. Se requiere limpieza del tajeo, el cual es lento y de uso intenso de labor debido a estos inconvenientes, se condujo a la búsqueda de una unidad de limpieza que fuera más apropiado para minar vetas angostas.

3.3.- ALCANCES DEL ESTUDIO

Ultimamente se han preguntado los empresarios y operadores directos de la empresa hasta que punto es ventajosa la mecanización, que diferencias en la inversión, niveles de productividad, etc., existen respecto a los métodos convencionales con los mecanizados. Es decir es evidente que hay diferencias,

que hay ventajas y desventajas en un sistema de explotación mecanizado que en otro. Este trabajo trata de mostrar cualitativamente los resultados de una evaluación de alternativas y su implicancia de este proyecto en el incremento de producción de la sección 5.

El presente trabajo que contiene el presente estudio se refiere a la concepción de un plan de minado que contiene:

- a) El diseño del sistema de minado basado en la interpretación geológica del depósito mineralizado y la geometría del mismo.
- b) Desarrollos y preparaciones iniciales.
- c) Equipamiento y mecanización.
- d) Relleno Hidráulico.
- e) Servicios Auxiliares Requeridos.
- f) Costos de Inversión y Costos Operativos.

3.4.- EXPLOTACION DE LA MINA CASAPALCA

En la actualidad la mina Casapalca está dividida en 5 secciones principales de producción. La zona alta, corresponde a las secciones 1, 2 y 3 ubicados desde el nivel H1 en el nivel superior hasta el nivel 1700 que es el nivel principal de tracción (A.F.E.) a superficie donde se ubica la Concentradora. Los métodos de minado aplicados en estas secciones son:

- a) Corte y Reducción.
- b) Corte y Relleno con material Detrítico proveniente de superficie.

La zona baja corresponde a las secciones 4 y 5 ubicados desde el nivel 1900 en el nivel superior hasta el nivel 3900. Los métodos de minado son:

- a) Corte y Reducción.
- b) Corte y Relleno Hidráulico Ascendentes.

En Vetas

En Cuerpos

3.4.1.- METODO DE EXPLOTACION DE CORTE Y REDUCCION

Conocido como almacenamiento provisional o Shrinkage Stopping; es aplicado en la zona alta por presentar cajas competentes que no se desprenden durante el arranque ni en la extracción posterior del mineral roto y cuentan con buzamiento mayor a 60°. La particularidad de este método reside en el hecho de que el mineral bruto se almacena en el lugar para asegurar el sostenimiento de esta hasta la terminación del cuartel y en cada corte de una franja horizontal se extrae solo la 1/3 parte del mineral roto por trasiego desde la galería de base que cuenta con chimeneas armadas con tolvas de maderas distribuidas cada 6 mts. Entre centros, en un número determinado por la longitud del block con chimeneas en ambos extremos utilizados como de acceso, ventilación y de

instalación de las líneas de aire y agua necesarias para la perforación.

Actualmente con la campaña de control de calidad para vetas menores de 1 m., Se rompe hasta este ancho o sea 1 m. y en vetas mayores de 1 m. sólo hasta el límite de ambas cajas: techo y piso.

Este método hasta hace muchos años atrás era el método prominente en la explotación de vetas angostas con los siguientes resultados:

- Buena selectividad, cuando se trataba de filones con cajas bien definidas y estables.
- Deficiente productividad, debido en particular a la importancia de los trabajos de preparación de tolvas
- Deficiente seguridad, debido a la evaluación del mineral correspondiente al esponjamiento que en algunos casos provocaba vacíos o campaneos no detectados; siendo un serio riesgo de hundimiento no previsto.
- Contar con buzamiento mayor de 60° y mineral no arcilloso que se deslice bien.

3.4.2.- METODO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO

En la parte alta se utiliza este método con relleno Detrítico en los cuerpos Carmen y Q, para esto se ha preparado chimeneas situados en el muro del cuartel.

Este cuartel está dividido en paneles que pueden ser 2 ó 3 (Norte, Centro y Sur) de acuerdo a la longitud del cuerpo ubicándose estas chimeneas en cada uno de los paneles. Es una explotación mecanizada con Scoop de 2.2 yd³., utilizando el mismo equipo para el tendido del material Detrítico dejando la luz necesaria para su desplazamiento y posterior perforación con Stoppers.

El Relleno es extraído de los estériles de cantera en superficie y transportado con volquete por la galería del nivel 400 hasta el collar de la chimenea.

En la parte baja utiliza este método con Relleno Hidráulico en cuerpos y en vetas con características similares a las preparaciones de los tajeos con relleno Detrítico, a diferencia que no necesita chimeneas exclusivas para la línea del Relleno Hidráulico. El Relleno Hidráulico utiliza la misma chimenea de acceso de ventilación, pero estas deben estar comunicadas al nivel superior antes de inicio de la rotura. La tubería de relleno Hidráulico de 4'0 (polietileno) debe bajar por esta y entrar por las ventanas a los tajeos, nunca subir ya que ocasionaría el desacoplado de la tubería por la densidad del relleno.

La limpieza del mineral roto de los cuerpos es con scoop de 2.2 yd³. LHD JARVIS CLARK y en vetas con

winchas que varían en potencia y marca de 15 a 40 HP, con rastrillos de 25" a 36".

Los resultados iniciales son positivos pero se experimentan problemas con relleno Hidráulico. La barrera de contención no proporciona suficiente drenaje y gotéo. Limpiar los escapes es difícil e interrumpe el ciclo de minado y tracción de mineral inferior. Una alternativa para corregir estos problemas es construir unas cercas convencionales de 1 m. de altura para retener los relaves.

3.6.- ALTERNATIVAS PROPUESTAS PARA LA EXPLOTACION DE VETAS ANGOSTAS

Las características estructurales de las vetas son bastante cambiantes; es así, que la potencia de la veta varían de 0.30 m. a 1.70 m. con cajas poco estables en algunos tramos y competentes en otras.

Considerando estos cambios estructurales de las vetas la mecanización total es limitada y no es posible plantear diversas alternativas para su explotación. El desarrollo de cada alternativa estará orientada a determinar el número de tajeos retenidos, y la inversión necesaria del costo de operación comparativo, de manera de poder sobre esa base comparar los resultados técnicos de una alternativa versus la otra.

3.6.1.- Empleo de Winchas Eléctricas de Arrastres

Con el sistema actual utilizando en la limpieza winchas de 25 HP con rastrillo de 25", con longitud de tajeos de 40 mts. se prepara chimeneas para echaderos y caminos independientes separados por pilares de mineral ó chimeneas con cuadros estandar de doble compartimiento para cada tajeo. El rendimiento alcanzado es de 7.5 tms/hora y una eficiencia de 4.8 tms/hombre-tajeos.

3.6.2.- EMPLEO DE MICROSCOOP LHD 500

En esta alternativa se considera que 4 tajeos serán preparados en zonas de rocas semicompetentes en longitud de 240 mts., utilizando un crucero central de volteo de 120 mts. dividiéndolos en tajeos de 60 mts cada uno. En esta alternativa se prepara solamente 2 echaderos con sus respectivos caminos.

El tiempo de limpieza con gran intensidad de labor es notablemente reducido siendo la máquina más maniobrable en las secciones sinuosas del tajeo. El rendimiento a alcanzar es de 10.9 tms/hora, y una eficiencia de 9.81 tms/hombre-tajeos.

3.7.- OPERACION DE MINADO

Para llevar a efecto el minado se debe desarrollar y preparar en la sección 5, en la veta 39-m2-Sur y 36-M2-Sur ubicados en los niveles 3900 y 3600

respectivamente por presentar cajas competentes, en una longitud de 240 mts.

El ciclo de minado de perforación-voladura-limpieza-relleno deben ser programados y cronometrados en días, añadiendo siempre al tiempo, cierto margen de reserva constituido por los imprevistos apenas en un 10%.

Algunas operaciones pueden simultanearse para reducir la duración total del ciclo, por ejemplo:

Perforación y voladura.

Limpieza y sostenimiento de la labor.

3.7.1.- METODO DE MINADO EN LA PARTE BAJA DE LA MINA

El método recomendado es el de Corte Relleno Ascendente, utilizando como sostenimiento de los tajeos el relave cicloneado de la planta Concentradora. El método de minado propuesto se viene aplicando actualmente con buenos resultados.

Para la perforación de los tajeos se considera dos alternativas: La perforación vertical con máquinas Stopper y perforación horizontal con Jacklegs, ó combinado si se requiere controlar la dilución.

Para la limpieza de los tajeos se consideran el uso de winchas eléctricas y Microscoop.

3.7.2.- DESCRIPCION DEL METODO DE MINADO

A) PERFORACION HORIZONTAL

En la zona baja de la mina Casapalca se viene utilizando una perforación horizontal debido a la incompetencia de las cajas de la veta M, o como también del mineral, utilizando perforadoras Jacklegs.

En la perforación horizontal, se debe dejar una luz entre el relleno y el techo del mineral de 1 metro. La perforación debe alcanzar una altura de 2.0 metros quedando el tajo con una altura de 3.0 metros libres.

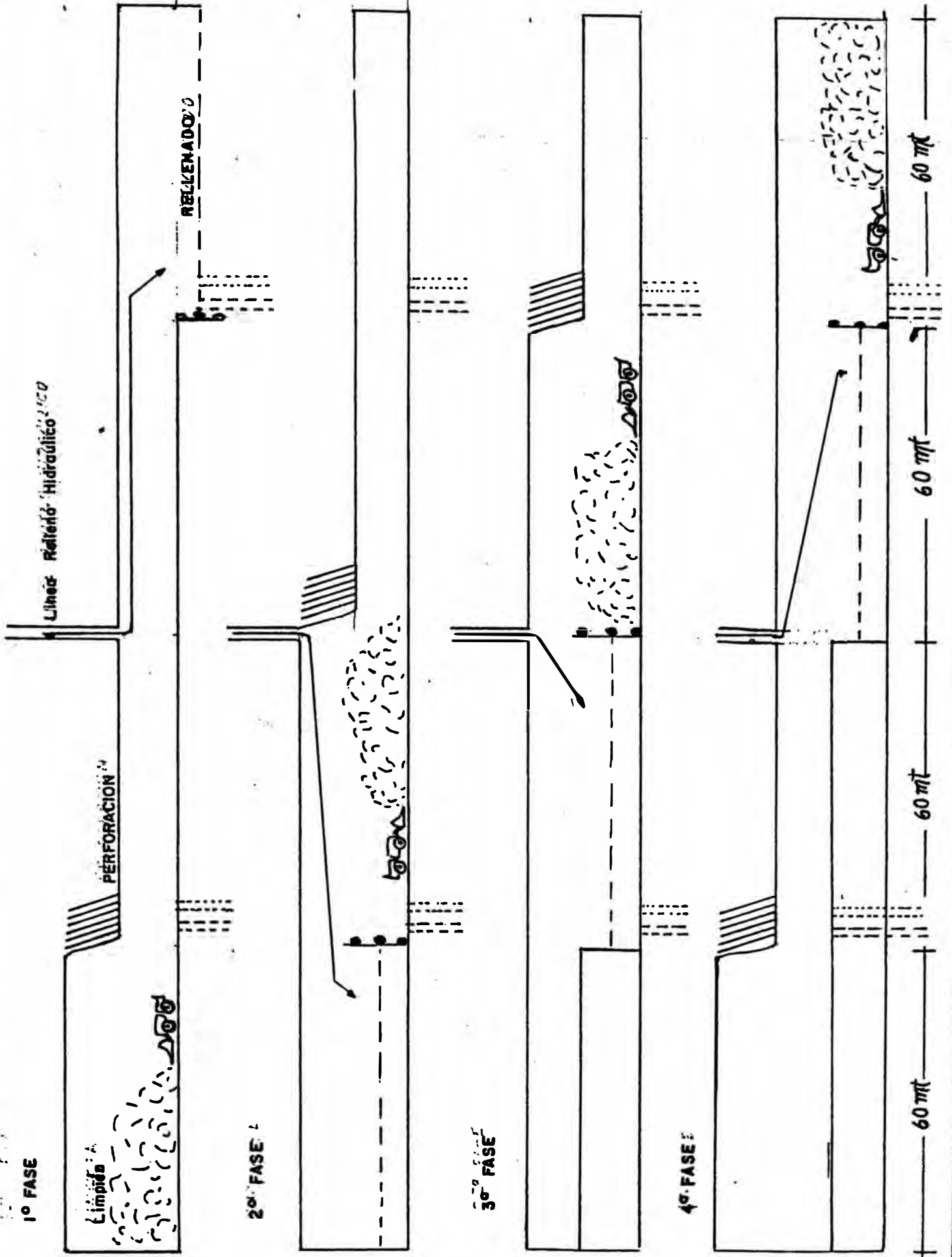
Después de cada disparo se requiere realizar la limpieza para tener un nuevo frente de perforación. Tanto la eficiencia y la utilización de equipo en este tipo de perforación es bajo (ver fig.).

a.1) Ventajas de la perforación Horizontal

- La altura de los tajeos son limitados.
- Es posible controlar el techo del tajeo.
- Menor dilución en las vetas irregulares.

a.2) Desventajas de la Perforación Horizontal

- El rendimiento es bajo.
- No se aprovecha a su máxima capacidad tanto el equipo de perforación y limpieza.
- No es posible desfasar las operaciones de perforación y limpieza.



1º FASE

Limpieza

PERFORACION

Línea Rellenó Hidráulico

RELENADO

2º FASE

3º FASE

4º FASE

60 mt

60 mt

60 mt

60 mt

B) PERFORACION VERTICAL

La perforación vertical se viene utilizando en algunos tajeos permitidos por las características tanto del terreno como del mineral, teniendo en cuenta que se tenga abierto los tajeos a una altura de 4.20 metros ya que se requiere 2.2 metros de altura del relleno al techo del mineral para la perforación con juegos de barrenos de 4 cambios: 2', 4', 6' y 8'.

b.1) Ventajas de la Perforación Vertical

- La operación de perforación es independiente de la limpieza.
- Se aprovecha a su máxima capacidad el equipo de perforación y limpieza.
- Permite realizar el resuing (Circado) disminuyendo la dilución del mineral derribado.
- El rendimiento de perforación taladros/guardia es superior.

b.2) Desventaja de la Perforación Vertical

- Cuando el buzamiento de la veta es inferior a 45o tanto la perforación y limpieza es difícil.
- En cajas incompetentes es difícil controlar la dilución.

C) LIMPIEZA DE LOS TAJEOS

Para una limpieza de los tajeos se vienen utilizando winchas eléctricas con potencia de 25-40 HP en cada tajeos de 40 mts.

En el proyecto de acuerdo a las características de las vetas estructuras competentes, se considera para la limpieza de los tajeos microscoops.

c.1) Utilización de Winchas Eléctricas

- Ventajas de las Winchas

- La inversión es baja en comparación al microscoop.
- Simplicidad y robustez del sistema.
- Se adapta muy bien en filones angostos.

- Desventajas

- Su productividad es baja cuando la longitud de los tajeos pasa los 30 mts.
- Rendimientos bajos en filones sinuosos.
- Los Scrapper o rastrillos deben ser lo suficientemente pesados para efectuar el acarreo y además deben estar bien equilibrados. Una rastra de 60 cm., No reúne estas condiciones, deslizando con frecuencia sobre el material que ha de acarrear.
- Por la longitud limitada de los tajeos, se requiere contar con mayor número de tajeos para cumplir la producción, ello obliga a mayor número de personal y equipo.
- Cada tajeo requiere una wincha.

Las características de las winchas eléctricas son:

- Winchas Joy : 25-40 Hp
- No. Tamboras : 2

- R.P.M : 1745
- Voltaje : 440 V.
- Amperaje : 19.5 A.
- Frecuencia : 60 Hz
- Rastrillos : 25" - 30" - 36"
- Rondana : 8"
- Cable de Jale : 1/2" (6x19)

c.2) Utilización del Microscopio LHD 500

- Es el Prototipo CT 500 HE
- Motor:
 - Eléctrico 380/525 voltios-50/60 Hz
 - 22 kw a 1450 r.p.m
 - Proteccion : IP55
- Capacidad del enrollador o carrete:
 - cable de 4x16 mm² : 85 m.
- Transmisión:
 - Transmisión Hidrostática
 - dos velocidades adelante y atrás
 - bomba de 50 cm³ de capacidad variable
 - Motor de 2 cilindros 50 y 26 cm³.
 - Ejes delantero y trasero NAF con reductor Planetario en los bujes de ruedas
- Frenos:
 - Servicio: Por la transmisión Hidrostática.
 - Estacionamiento: Tipo multidiscos en baño de aceite sobre eje trasero.
- Neumáticos:

Estandar: 7.00x15xR.

Opciones: 7.50x15xR.

7.50x15xMine.

Sistema Hidráulico:

Dirección por control Hidráulico

Radio de giro: 360 + 360

Radio de curvatura: interior 1.42 m./exterior:
50 m.

Dos gatos de dirección: 0 63/40

Un gato de elevación : 0 80/50

Un gato de volteo : 0 100/50

Una bomba Hidrostática de 50 cm³.

Capacidad (SAE):

Cuchara interior : 0.3 m³.

Carga transportador:600 Kg.

Fuerza de arrancamiento:3200 Kg.

Velocidad en Carga:

1ra :4.3 Km/h

2da :9 Km/h

Peso operacional:2700 Kgs.

Dimensiones Exteriores

Ancho :800 mm.

Largo :3545 mm.

Alto :1110 mm.

c.2.1) PERFORMANCES

Carguío:

Muy buena penetración de la cuchara dentro

del montículo del mineral, aceptando trozos hasta de 40 cm. de diámetro sin dificultad, sin producir patinaje ni exigir a la máquina fuerte aceleración; es muy manejable y permite una buena limpieza.

- **Marcha ó Desplazamiento:**

A pesar de su pequeño ancho (800 mm.) goza de una buena estabilidad en virtud a una doble articulación:

- a) En horizontal, adopta un ángulo máximo de 36° que le permite desplazarse sin dificultad, aun en galería que cambian bruscamente de dirección con radios de curvatura de 1.42 m.
- b) En vertical desplaza un ángulo de 15° que le permite adaptarse a terrenos relativamente irregulares sin perder estabilidad.
- c) Dispone de dos cambios para la marcha; los ensayos efectuados a +25% demuestra que la máquina no sufre, desplazándose normalmente sin exigir al operador una aceleración a fondo.

- **Descarga:**

Ejecuta esta operación con dos movimientos bien definidos de la cuchara:

- a) Elevación de la cuchara horizontalmente

hasta alcanzar una altura de 1.93 m.

b) Volteo de cuchara hasta adoptar la siguiente posición el labio de esta:

0.52 m. sobre el piso.

43o con la horizontal.

Dos movimientos en "va y ven" hasta alcanzar esta posición asegura la descarga total del material transportado.

3.8.- RELLENO HIDRAULICO

El sistema de sostenimiento de los tajeos es con relave clasificado(cicloneado) proveniente de la planta de Concentradora. Es una mezcla de relave y agua comportándose dicha mezcla como un fluido, el mismo que es impulsado por medio de bombas desde la planta de relleno por medio de tubería de 40 de FC de alta presión.

En el relleno Hidráulico se debe alcanzar los siguientes parámetros:

Velocidad de percolación

Resistencia al paso de vehículos pesados o CBR

Flujo de pulpa

Flujo de sólidos

Densidad de pulpa

Porcentaje de sólidos de pulpa

3.8.1.- REQUERIMIENTO DE RELAVES

En la sección 5 se implementará 2 Microscopos en combinación con winchas eléctricas de acuerdo a las características estructurales de los filones, y llegar a una producción de 8000 Tms. Esta producción significa un vacío de 2667 m³ (factor 3.0 veta M, 3.3 Tms en los ramales); significa 6134 Tms. de material de relave por mes (gravedad específica del relave 2.3).

3.8.2.- DISPONIBILIDAD DE RELAVES.

La Concentradora trata 51000 TMS/mes del cual 93.8% es relave y el 44 % de este relave será eliminado por el ciclón (malla-200). El relleno disponible para el Relleno Hidráulico, en la planta Concentradora es

$$51,000 \text{ TMS} \times 0.938 \times 0.56 = 26,790 \text{ TMS.}$$

3.8.3.- INCREMENTO CON RELAVES EN CANCHA

Actualmente no se abastece la mina con el relave proveniente de la planta Concentradora debido al volumen roto en la sección IV y V de 30,000 TMS principalmente en los cuerpos, Se realizó un estudio de factibilidad y en ejecución actualmente, de llevar relave de la cancha de relave ubicado frente a la Estación Enafer, y que consiste en extraer el material con Payloader a una tolva. De ahí pasa a una zaranda y

luego transportado en volquete a la Bocamina Carlos Francisco(a otra tolva) donde con ayuda de agua el material es transportado por una tubería de 4"0 como un fluido al tanque de relave donde es mezclado con el relave cicloneado de la planta Concentradora. Finalmente pasa a las bombas Zimpro y Gardner Denver de donde es bombeado a la mina.

En el mes de Marzo se bombeó 2600 m³ del material de cancha, a este proceso se le llama REPULPADO.

3.8.4.- PREPARACIONES PARA RELLENO HIDRAULICO

Una barrera de madera es levantada en el frente de la sección ya completada la limpieza, para retener el relleno Hidráulico. El drenaje es colocando una quena (ver fig.) envuelto con yute a +-10 m. de la barrera en el tajeo. La parte inferior se conecta una tubería de PVC de 4"0 hasta pasar la barrera empalmando luego a la línea de drenaje de 4"0 de polietileno, la cual llega hasta la galería, drenando el agua a la cuneta.

La barrera es forrada interiormente con doble yute para evitar escapes de finos.

3.9.- SERVICIOS AUXILIARES REQUERIDO

3.9.1.- AIRE COMPRIMIDO

- CONSUMO

En la explotación se utilizará para cada panel de 4 tajeos, 4 Stoppers, en total 8 (incluido Stoppers para avance de chimeneas) dando un consumo de:

Factor de Simultaneidad	70%
Capacidad Neta Requerida	
Promisión por Pérdida	25%
Consumo Total	

3.9.2.- VENTILACION

- CONSUMO

- Por el personal	
14 h/gd x 3 m ³ /min x 100%	84 m ³ /min.
- Provisión para otros usos (20%)	17 m ³ /min.
Total	101 m ³ /min.

- SUMINISTRO

Se incrementará el aire fresco con desarrollo de chimeneas por vía natural y ventiladores auxiliares.

3.9.3.- ENERGIA ELECTRICA

- CONSUMO

- Winchas	(4)	160 HP
- MicroScoop	(2)	60 HP
- Locomotoras	(4)	120 HP
- Ventilador		15 HP
Provisión por pérdidas		53 HP
Total		408 HP

1 HP equivale a 0.745 Kw

Total 304 Kw.

- SUMINISTRO

Se cuenta actualmente con subestaciones en el nivel 3600 con capacidad de suficiente para la implementación de los Microscoops

3.9.4.- AGUA

Para las operaciones mineras especialmente para la implementación, se cuenta con captaciones en el nivel 3000.

3.9.5.- PERSONAL REQUERIDO

Para la mecanización de la zona baja de la mina Casapalca, el número de personal requerido dependerá de la mayor o menor mecanización de las labores, como también de la perforación de los tajecs. El número de guardias a considerar igual que las actuales con winchas; pero, que en el caso del

microscop es posible implementar una tercera guardia
de limpieza

a) Personal requerido longitud 240 mts.

	Microscop	Wincha
	4T= 240 mts.	6T=240 mts.
Personal		
- En perforación- Voladura	4	24
- En limpieza	6	

3.10.1.- LABORES DE PREMINADO

En la mecanización se prepara las chimeneas echaderos y de servicios de acuerdo a un diseño planificado y puesto en ejecución. Es muy importante contar con echaderos de desmonte que pueden ser tajeos vacíos o como en el caso de la sección 5 en que diseñé y ejecuté un tajeo en el nivel 3900 de Corte y Relleno Detritico que pudiera recepcionar el desmonte de las preparaciones.

Se presenta 2 Alternativas:

- Diseñar los echaderos y chimeneas de servicios en caja techo (desmonte)
- Diseñar los echaderos en veta y chimenea de servicios en caja techo (desmonte).

La primera alternativa es la mas aplicable por ser mas sencilla, práctica y de menor costo, no se utiliza madera. En la segunda el echadero se tiene que subir con anillos de madera espigada de 8"x 8" de 51"

y 59" de longitud o cuadros standar, siendo mas costoso con el inconveniente de que el microscopio tiene que transitar por la parrilla en cada viaje transportando el mineral.

Nuestro diseño coincide con la primera alternativa.

A.- DISEÑO DE ECHADEROS

El box hole para el echadero se hará en la galería hacia la caja techo donde se armara la tolva, separándose de la veta hasta obtener un pilar mínimo de 4 metros del echadero a la veta proyectándose esta chimenea unos 4 metros de altura donde se correrá el subnivel de 1.10 metros de ancho por 2.0 metros de alto a ambos lados del echadero con el rumbo de la veta, 60 metros a un extremo y 120 metros al otro extremo donde esta ubicado el otro echadero.

Del tajeo al echadero estará comunicado por ventanas de 1.20 x 2.0 metros de alto. (ver fig.)

B.- DISEÑO DE CHIMENEAS DE SERVICIOS

La chimenea servirá como acceso, líneas de aire y agua, tubería de relleno hidráulico, y de ventilación.

Se inicia la chimenea desde la galería hacia caja techo distanciado del echadero 6 m. entre centros, con dimensiones de 5'x4', el pilar hacia la veta será de 2 m., comunicado con ventana al subnivel.

3.11.- EQUIPAMIENTO Y MECANIZACION

El microscopio subirá por el echadero al sub-nivel ampliado en este tramo, en la galería se ubicará la caja de control eléctrico de alimentación 440 v.. Ascende por el camino al subnivel terminando en un extremo en un enchufe hembra por seguridad.

Los requerimientos, de equipos de acuerdo al grado de mecanización:

	Alternativa 1	Alternativa 2
	WINCHA	MICROSCOOP
Perfor. (jack.-stoper)	12	6
Limpieza : Wincha	6	-
Microscopio	-	1
Locomotoras: 6 ton	2	2
8 ton	1	1

3.12 .- ESTUDIO TECNICO DE LA ALTERNATIVA PROPUESTA

3.12.1.-CON MICROSCOOP

A).-Perforación Vertical tradicional(Parámetros)

Longitud del tajeo	60 m.
Ancho promedio veta	0.44 m.
Ancho de labor	1.20 m.
Altura de perforación	2.00 m.
Espaciamiento	0.60 m.
Burden	0.30 m.
No taladros	5

Factor tonelaje	3.2 tm/m ³
Longitud de rotura	0.9 m.
Inclinación de taladro	75o
Factor de inclinación	0.966
Rendimiento	92 %
Avance	1.78 m.
Cantidad de explosivos	8.76 kg
	1.75 kg/tal

Resultados:

Tonelaje roto

$$0.9 \times 1.2 \times 1.78 \times 3.2 = 6 \text{ tms}$$

Rendimiento por taladro:

$$\frac{6 \text{ tms}}{5 \text{ tal}} = 1.23 \text{ tms/tal}$$

5 tal

Horas neta de perforación:

Velocidad de penetración 1 pie/min

% horas de perf. neta 0.38

Horas netas de perf. 3 hrs

Tiempo perf. de un taladro 8 min

Cambio de barrenos (2' 4' 6' 8') 5 min

Total perforación 13 min

Total taladros perforados por día:

$$\frac{180 \text{ min/qd}}{13 \text{ min/tal}} \times \frac{2 \text{ qd}}{1 \text{ dia}} = 28 \text{ tal/dia} \times 2 \text{ eq. perf.}$$

13 min/tal dia

$$= 56 \text{ tal/dia}$$

Toneladas perforadas por día:

$$1.23 \text{ tms/tal} \times 56 \text{ tal/dia} = 68.9 \text{ tms/dia}$$

Toneladas perforados por corte:

$$60 \times 1.2 \times 1.78 \times 3.2 = 410 \text{ tms/corte}$$

Dias de perforación:

$$\frac{410 \text{ tms/c}}{68.9 \text{ tms/d}} = 6 \text{ dias/c}$$

B).- Voladura

Numeros taladros por corte:

$$\frac{60 \text{ m/c}}{0.9 \text{ m/esp}} \times 5 \text{ tal/esp} = 333 \text{ tal/c}$$

Número de dias de voladura:

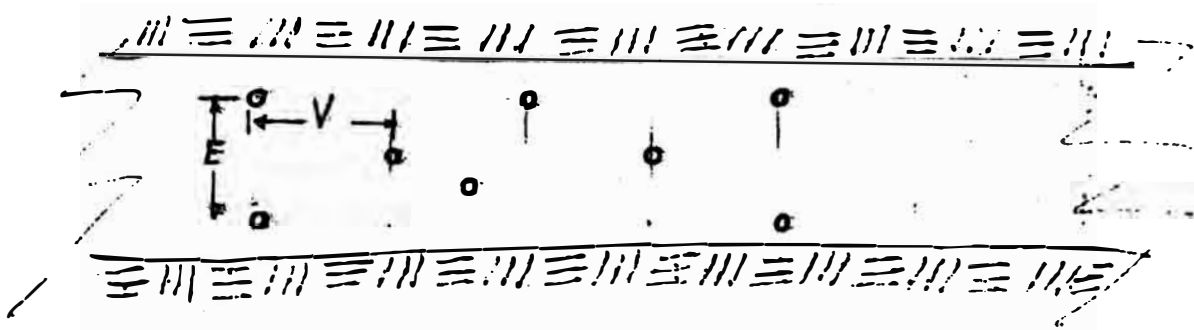
$$\frac{330 \text{ tal/c}}{80 \text{ tal/gd} \times 2} = 2 \text{ dias}$$

Perforación Vertical con FANEL :

Longitud del tajeo	60	m.
Ancho promedio veta	0.44	m.
Ancho de labor	1.3	m.
Altura de perf.	2.0	m.
Espaciamiento	0.60	m.
Burden	0.90	m.
No de taladros	5	
Factor de tonelaje	3.2	tms/m ³
Longitud de rotura	1.35	m.
Inclinación del tal.	75o	
Factor de inclinación	0.97	
Rendimiento	97	%
Avance	1.87	m.

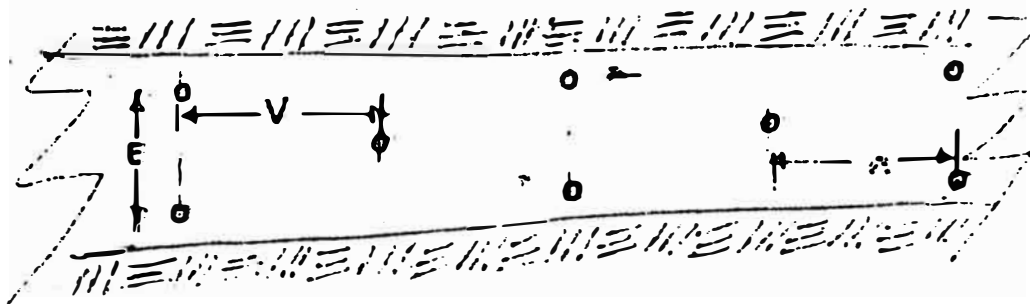
TRAZO USUAL VOLADURA CONVENCIONAL

$E \times V = 0.60 \times 0.30$ mts.



TRAZO INCREMENTADO VOLADURA CON FANEL

$E \times V = 0.60 \times 0.45$ mts.



Cantidad de explosivos 8.76 kg
1.75 kg/tal

Resultados:

tonelaje roto :

$$1.35 \times 1.87 \times 1.2 \times 3.2 = 9.7 \text{ tms}$$

Rendimiento por taladro:

$$\frac{9.7 \text{ tms}}{5 \text{ tal}} = 1.94 \text{ tms/tal}$$

Horas neta de perforación:

Veloc. de penetración	1	pie/min
% horas de perf. neta	0.38	
Horas neta de perf.	3	hrs
Tiempo perf.tal(2'4'6'8')	8	min
Cambio de barrenos	5	min
total perforación	13	min

Total taladros perforados por día:

$$\frac{180 \text{ min/qd} \times 2 \text{ qd}}{13 \text{ min/tal}} = 28 \text{ tal/dia} \times 2 \text{ eq.perf}$$

$$= 56 \text{ tal/dia}$$

Toneladas perforados por día:

$$56 \text{ tal/dia} \times 1.94 \text{ tms/tal} = 108.6 \text{ tms/dia}$$

Toneladas perforados por corte:

$$60 \times 1.2 \times 1.87 \times 3.2 \text{ tms/m}^3 = 431 \text{ tms}$$

Días de perforación:

$$\frac{431 \text{ tms/c}}{108.6 \text{ tms/dia}} = 4 \text{ dias}$$

B).- Voladura

Números de taladros por corte: -----

$$\frac{60 \text{ m/c}}{1.35 \text{ m/esp}} \times 5 \text{ tal/esp} = 223 \text{ tal/corte}$$

Número días de voladura:

$$\frac{223 \text{ tal/c}}{80 \text{ tal/gd} \times 2} = 1.4 \text{ dia}$$

C).- Limpieza

Echadero a 60 metros, la limpieza es en los 4 tajeos de 60 m. de longitud siendo su utilización continua.

Ciclo operativo del microscopio :

Dist. promedio de acarreo	30 m.
Tiempo de carguio	21 seg
Tiempo de transp.y carga	45 seg
Tiempo de transp.sin carga	30 seg
Tiempo de descarga	6 seg
Tiempo de demoras	35 seg
Total ciclo	167 seg
	2.283 min

Perfomance :

$$\begin{aligned} \text{No de Viajes/hora} &= \frac{60 \text{ min/hora}}{2.283 \text{ min/v}} \\ &= 21.9 \text{ v/h} \end{aligned}$$

Rendimiento :

$$0.60 \text{ tms/v} \times 0.83 \times 21.9 \text{ v/h} = 10.9 \text{ tms/h}$$

donde 0.83 es el factor de llenado de cuchara

Horas neta de operación:

180 min/gd

Producción diaria microscopio:

3 hrs/gd x 3 gd x 10.9 tms/hr = 98.1 tms/dia

Producción mensual :

98.1 tms/dia x 26 dias = 2550 tms/mes

Limpieza de un corte :

431 tms/c = 4.5 dias

98.1 tms/dia

D).-Relleno

El personal de relleno debe trabajar 3 guardias
,el trabajo neto debe ser de 4 horas.

1.2 x 1.87 x 60 = 134.64 m³

134.64 m³ = 1.12 dias

10 m³/hr x12 hr/dia

= 1 dia 3 hrs

»
D/

RESUMEN DEL CICLO DE MINADO :

	Tradicional	Fanel
	dias	dias
Perforación	6	4
Voladura	2	1.4
Limpieza	4.5	4.5
Preparac.tajeo R/H	1	1
Relleno	1.12	1.12
Ciclo corte	14.62	12.02

3.12.2.-CON WINCHAS ELECTRICAS DE ARRASTRE

A)Perforación Horizontal (Parámetros)

Longitud de los Tajeos	40	m.
Ancho Promdio Vetas	0.44	m.
Ancho de Labor	1.00	m.
Altura de Perforación	2.44	m.
Factor de Tonelaje	3.20	TMS/m ³ .
Longitud de Rotura	2.10	m.

Tonelaje Roto por Disparo:

$$2.10 \times 2.44 \times 1.0 \times 3.2 = 16.4 \text{ TMS.}$$

Tonelaje por Taladro:

$$\underline{16.4 \text{ tms/disp}} = 1.5 \text{ tms/tal.}$$

11 tal/disp

Total taladros perforados x día

$$11 \text{ tal/disp} \times 2 \text{ disp/dia} = 22 \text{ tal/dia}$$

Tonelaje Roto x dia:

$$16.4 \text{ tms/gda} \times 2 \text{ gda/dia} = 32.8 \text{ tms/dia}$$

Toneladas roto por corte:

$$40 \text{ m.} \times 2.44 \text{ m} \times 1 \text{ m.} \times 3.2 \text{ tms/m}^3 = 312 \text{ tms}$$

Tiempo de perforación:

11 tal x 6 min/tal (+ 30% x dificultad de barrenación.

$$11 \text{ tal} \times 7.8 \text{ min/tal} = 86 \text{ min.}$$

Ciclo de Perforación y Disparo:

Minutos

Desatado en Labor-Ventilación 20

Preparación para perforación	20
Tiempo neto de Perforación	86
Desinstalación máquina perforadora	<u>20</u>
Sub Total:	146

Carguio y Disparo	30
Total Perforación y disparo	176

Días de perf/corte:

$$\frac{40 \text{ m.}}{2.1 \text{ m/disp} \times 2} = 9.5 \text{ dias}$$

$$2.1 \text{ m/disp} \times 2$$

B).- Limpieza de los Tajeos

Ciclo Operativo de la Wincha:

Wincha de 25 HP

Rastrillo de 25"

Velocidad Promedio= 160 pie/min.

Distancia Promedio de arrastre= 20 min.

	Minutos
Tiempo de Carguio	0.40
Viaje de Rastrillaje	0.60
Descarga	0.20
Viaje en vacío	0.40
Demora y espera	1.00
Ciclo de Rastrillaje	2.60
Factor de llenado	0.70
Densidad mineral suelto	2.2 tms/m ³ .
Densidad mineral in situ	3.2 tms/m ³ .

Capacidad del rastrillo 9 m³

Número de Rastrilla por hora:

50 min/hr. = 19.23 viaje/hr.

2.6 min/viaje

Producción por Hora:

9 pies³ x 1 m³ x 2.2 tms/m³ x 0.7 = 0.39 tms/rast.

(3.28)3pie³

19.23 v/hr x 0.39 tms/v = 7.5 tms/hr.

Producción por Día:

El 80% para rastrillar.

20% para Campo.

16.4 tms/gd x 2 gd/dia x 0.8 = 26.24 tms/dia.

Limpieza de un corte:

312 tms/corte

dias de Perf./corte = 9.5 dias

26.24 tms/dia x 9.5 dias = 249.28 tms.

Completar limpieza:

312 tms - 249.28 tms = 62.7 tms.

Quedan despues de 9.5 dias 62.7 tms.

62.7 tms = 1.5 dias

7.5 x 3 x 2

Limpieza de un corte: 9.5 dias

1.5 "

Total: 11.0 dias

Ciclo de Limpieza:	Minutos
Desate de Labor	20
Limpieza 80% del Disparo	105

Ciclo 125
2.05 hr/gd

C).- Relleno

El personal de Relleno Hidráulico debe trabajar tres guardias con un trabajo neto de 4 horas por guardia.

$$1 \times 2.44 \times 40 = 97.6 \text{ m}^3.$$

$$\underline{97.6 \text{ m}^3} = 0.81 \text{ días}$$

$$10\text{m}^3/\text{hr} \times 12\text{hr}/\text{dia}$$

$$= 19.5 \text{ horas}$$

RESUMEN DEL CICLO DE MINADO

	días
Perforación y Voladura	9.5
Limpieza (+9.5)	1.5
Preparación para Relleno	2.0
Relleno	<u>0.80</u>
Sub total:	13.80
Armados de Cuadros y subir wincha	<u>2.00</u>
Total ciclo:	15.80

El tonelaje por corte es de 312 tms en 15.80 días, por la dificultad de contar con el R.H. en su debida oportunidad. Actualmente se llega a una rotura de 500 tms al mes.

Para obtener una producción con winchas comparativo a la del Microscoop, se necesitaría 5 tajeos con 5 winchas eléctricas:

Wincha: $500 \times 5 = 2500$ tms/mes.

Microscoop: = 2550 tms/mes.

3.12.3.- ANALISIS COMPARATIVO DE LOS RESULTADOS

	WINCHA	MICROSCOOP	
Perforación:		Trad	Fanel
Altura de Rotura m.	2.44	1.78	1.87
Rendimiento/tal tms/tal	1.50	1.23	1.94
Taladros perf/dia	22	56	56
TMS a romper/dia tms	32.8	68.9	108.6
Extracción:	WINCHA	MICROSCOOP	
Capacid.de cuchara tms	0.4		0.5
Veloc. Arrast. prom.m/min	50		72
Tiempo ciclado min	2.6		2.28
Número viaje/hr.	19.23		21.9
Tms extraídas/hr.	7.5		10.9
Tms extraídas/dia	26.24		98.1
Tms extraídas'mes	500		2550
Personal Requerido:			
Perforación (240 mts)	2		4
Extracción	<u>2</u>		<u>6</u>
Total:	4		10
Productividad:			
Tms/hombre(sin servicios)	4.8		9.80

IV.- EVALUACION ECONOMICA PARA USO DE MICROSCOOP

4.1.- COSTO OPERATIVO ACTUAL CON WINCHAS ELECTRICAS

4.1.1.- Costo de Perforación

1.- Costo por depreciación de la perforadora Jackleg

Precio de la Máquina Atlas= 1700 \$

Vida útil (pies perforadoras)= 100000

Costo de depreciación = 0.017 \$/pie

= 0.10 \$/tms

2. Costo de Mantenimiento:

0.10 x 1.54 = 0.154 \$/tms

Donde 1.54 es el factor de costo de mantenimiento.

3.- Costo por consumo de aceite de perforación

costo=(consumo/gd x costo/gl)/pies perf/gd

(0.25x8.00) = 0.026 \$/pie

77 pies = 0.15 \$/tms

4.- Costo por consumo de aire comprimido.

Consumo de aire CFM/hr = 200

Factor Simultaneidad	=	0.55
CFM/kw	=	6.7
Valor de energía \$/kw-hora	=	0.05
Energía = $\frac{200 \times 106' \times 0.55}{6.7}$	=	29.01 kw-hora
Costo = $\frac{29.01 \times 0.05}{13.12 \text{ tms}}$	=	0.11 \$/tms

5.- Costo por consumo de barrenos integral.

Juego de barrenos 6' y 8' \$	=	330.36
Vida económica (pies perf)	=	1000
Costo $\frac{303.36}{1000}$	=	0.33 \$/pie
	=	1.94 \$/tms

6.- Costos de mano de obra.

Personal requerido por 40 mts.

<u>Categoría</u>	<u>Guardia</u>		<u>Total</u>
	A	B	
Perforista	1	1	2
Rastrillero	1	1	2
	2	2	4
Para 6 tajeos (240 mts)			24
Supervisores	1	1	2
Total hombres			26

Costo por tarea US\$ 21/día

Por día:

24 x 21/ 26.24 (6)	=	3.20
2 x 25/ 26.24 (6)	=	<u>0.32</u>
Total: US\$	=	3.52/tms

4.1.2.- Costo de Voladura

Costo de explosivos y accesorios:

- Dinamita 7/8" x 7" x 45%	= 12 c/tx0.10\$/c
	= 1.2\$/tal
- Mecha de Seguridad	= 2.13m/tx0.075\$/m
	= 0.16\$/tal
- Fulminante simple No.6	= 1u/talx0.105\$/u
	= 0.105\$/tal
- Conector	= 1u/talx0.15\$/u
	= 0.15\$/tal
- Igniter Cord	= 0.40m/tx0.33\$/m
	= 0.132\$/tal
Costo de explos. y accesorios	= 1.2 \$/tal
	0.16
	0.105
	0.15
	<u>0.132</u>
	1.747 \$/tal
Costo por tms	= 1.747 \$/tx <u>1t</u>
	1.5tms
	= 1.16 \$/tms

4.1.3.- Costo de Limpieza

Valor de la wincha 25 HP \$	=	18000
- Costo de deprec.(20000hr)\$/tm	=	0.12
- Costo de mantto(0.5) \$/tm	=	0.06
- Costo de cables Estim. \$/tm	=	0.06
- Costo de energia:		
Wincha 25 HP x 0.745 Kw	=	18.625
Hrs efect/día(2.05x2) hrs	=	4.17
Consumo de Energía/día Kw-hr	=	77.67
Costo Kw-hr \$/kw-hr	=	0.05
Costo total energia \$/día	=	3.88
	=	0.148\$/tms
Costo de Limpieza	=	0.12
		0.06
		0.06
		<u>0.148</u>
Total:		0.388
		0.39 \$/tms

4.1.4.- Costo de Relleno Hidráulico

Labor	29086	US\$
Madera	443	
Materiales Generales	416	
Servicios		
Alquiler de Equipos	8972	
Varios	867	

Mantenimiento

Materiales 7268

Talleres 4590

Total: 51642 US\$

Produccion mes: 10700 m³

Costo R.H. 4.83/m³

4.2.- COSTO OPERATIVO CON LA MECANIZACION

4.2.1.- Costo de Perforación

Costo Perforadora Stopper \$ = 1800

1.- Costo de depreciación:

Vida útil (pies perf) pies = 100000

Costo de depreciación \$/pie = 0.018

\$/tms = 0.008

2.- Costo de mantenimiento:

0.08 x 1.54 \$/tms = 0.13

3.- Costo consumo aceite perforación:

0.25 x 8.0 \$/pie = 0.018

14 t/gd x 8' /tal

\$/tms = 0.08

4.- Costo consumo aire comprimido:

Consumo de aire CFM/hr = 200

Factor de simultaneidad = 0.55

CFM/Kw = 6.7

Valor Kw-hr = 0.05

Energía: $200 \times 3 \text{hr} \times 0.55 \text{ Kw-hr} = 49.25$

6.7

Costo: $49.25 \times 0.05 \text{ \$/pie} = 0.05$

224 pies

$\text{\$/tms} = 0.05$

5.- Costo juego de Barrenos:

Barreno 2 pies = 108.4

Barreno 4 pies = 133.78

Barreno 6 pies = 152.01

Barreno 8 pies = 178.35

Total: \$ = 572.54

- Vida Econ. barrenos $\times 4 \text{ \$} = 2000$

- Costo depreciación $\text{\$/pie} = 0.29$

$\text{\$/tms} = 1.32$

Costo Total Perforación $\text{\$/tms} = 0.08$

0.13

0.08

0.05

1.32

$\text{\$/tms} = 1.66$

6.- Costos de Mano de Obra:

Personal requerido por tajeos de 240 mts.

<u>Categoría</u>	<u>Guardia</u>			<u>Total</u>
	A	B	C	
Perforista-Vol	2	2		4
Limpieza	2	2	2	6
	4	4	2	10

Total tajeo (240 mts)		10
Supervisores	1 1	2
Total hombres		12
Costo por tarea US\$ 21/día		
For día:		
10 x 21/ 98.1	=	2.14
2 x 25/ 98.1	=	<u>0.51</u>
Total: US\$	=	2.65/tms

4.2.2.- Costo de Voladura

Costo de Explosivos y Accesorios

	TRADICIONAL	CON FANEL
Dinamita 7/8x7'x65%	12c/tx0.10\$/c	1c/tx0.10\$/c
=	1.20 \$/tal	0.10 \$/tal
Mecha de Seguridad	2.74 m/tx0.075\$/m	---
=	0.20 \$/tal	
Fulminantes Simple #6	1u/tx0.105\$/u	---
=	0.105 \$/tal	
Conector	1u/tx0.15\$/u	---
=	0.15 \$/tal	
Anfo	---	1.5k/tx0.32\$/k
=		0.48 \$/tal
Cordon Detonante (5p)	---	0.45m/tx0.18\$/m
=		0.08 \$/tal
Fanel (3.2m.long)	---	1u/tx1.75\$/u
=		1.75 \$/tal

Igniter Cord	0.30m/tx0.33\$/m	---
	= <u>0.10 \$/tal</u>	
Costo/Taladro \$/tal	1.755	2.41
Costo/tms	<u>1.755</u>	<u>2.41</u>
	1.23 tms/tal	1.94 tms/tal
\$/tms	1.43	1.24

4.2.3.- Costos de Limpieza

1.- Costo por depreciación:

Valor del Microscopio	\$	=	80000
Vida operativa	hrs.	=	20000
Costo por depreciación	\$/hr.	=	2.67
	\$/tms	=	0.37

2.- Costo por mantenimiento:

$$0.37 \times 1.54 \quad \$/\text{tms} = 0.57$$

3.- Costo de Energía:

Consumo	Kw/hr.	=	22
Horas efectiva/día	Hrs	=	9
Consumo Energia/dia	Kw-hr.	=	198
Valor del Kw-hr	\$/kw-hr	=	0.05
Costo Total Energia	\$/dia	=	9.9
Costo por tms	\$/tms	=	0.10

$$\text{a) Costo Total por Limpieza} = 0.37$$

$$\text{b) Costo total por Mtto.} = 0.57$$

$$\text{c) Costo total por Energia} = \underline{0.10}$$

$$\text{Total: } \$/\text{tms} \quad 1.04$$

4.- Costo por aceite Hidráulico:

\$/tms = 0.10

4.2.4.- Costos por Relleno Hidráulico1.- Costo por m³ \$/m³ = 4.83

2.- Costo por tms(p.e.3) \$/tms = 1.61

4.3.- COSTO OPERATIVO ACTUAL VS.MECANIZACION

		Wincha	Microscoop	
			Tradic.	Fanel
Perforación	\$/tms	2.45	1.66	
Limpieza	\$/tms	0.39	0.65	
Voladura	\$/tms	1.16	1.43	1.24
Personal	\$/tms	4.05	2.65	
Relleno Hidrául.	\$/tms	<u>1.61</u>	<u>1.61</u>	
Costo total :	\$/tms	9.66	8.00	7.81

El costo de inversión es mayor con el microscoop, pero el costo operativo en \$/tms, es menor.

CONCLUSIONES

- 1.- Del análisis técnico-económico, se concluye, de que la mecanización propuesta, requiere de una inversión mayor, a la propuesta de utilizar winchas. Sin embargo, los costos de operación con el uso de microscop, son menores, obteniéndose asimismo menores índices en la Tasa Interna de Retorno (TIR).
- 2.- Mediante perforaciones verticales, se ha logrado mayor eficiencia, expresada en números de taladros por hombre-guardia (14 taladros); superior al número de taladros obtenidos con perforaciones horizontales (5.5 taladros/hombre-guardia)
- 3.- En longitudes de 240 metros lineales horizontales, se ha conseguido determinar los siguientes estándares:

S. Mecanizado

02 echaceros

02 chim. de servic.

S. Wincha

03 echaderos

03 chim. de servic.

Esta diferencia señala, en el caso de operación con wincha, mayores costos en preparación y de manera consiguiente mayores requerimientos de tuberías para agua (2" diám. fe) y para aire (4" diám. fe); así como de maderas.

4.- Los niveles de productividad (sin considerar servicios), se reflejan de la siguiente manera:

<u>S.Mecanizado</u>	<u>S.Wincha</u>
9.81 tms/hom-taj.	4.80 tms/hom-taj

5.- Se ha determinado una visible diferencia, en los costos por mano de obra; registrándose los valores siguientes:

<u>S.Mecanizado</u>	<u>S.Wincha</u>
US \$ 2.65/tms	US \$ 4.05/tms

6.- Los costos por perforación y voladura, disminuyen, con el uso del fulminante anti estático no eléctrico (FANEL), al ampliarse las dimensiones de la malla de perforación de 0.60 * 0.60 metros a 0.60 * 0.90 metros.

RECOMENDACIONES

- 1.- Aplicar el uso de microscopio, en las rectas 36-M2-Sur, 39-M2-Sur, 36-P-Norte, en la consideración técnica de que los hastiales y el mineral, son competentes en su estructura.
- 2.- Retirar el microscopio de la labor 36-M (261-262-271), por ser una labor geológicamente disturbada, que permite la presencia de agua de filtración.
- 3.- Evitar la operación del microscopio, en las labores anteriormente señalada, en vista de haberse determinado la presencia de una falla longitudinal en el piso de la veta y que en ciertos tramos corta a ésta, ubicándose en la caja techo; provocando la alteración en la roca.
- 4.- Con fines de incrementar la productividad y evitar el incremento del personal, en labores de producción, se recomienda:
 - Si existe necesidad de plantillar la caja techo, por efectos de cambios en su estructura geológica .veta panizada con presencia de agua; no utilizar el microscopio. Lo contrario señalaría provocar disminución en el rendimiento del microscopio, por paradas en su operación para realizar el trabajo de madera.