

Universidad Nacional de Ingeniería
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA



Variación del Shrinkage en la
Explotación de Blocks.
Aislados y Colgados

Informe de Ingeniería

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO MINAS

Abdiel Valeriano Brañez Ruiz

LIMA - PERU
1995

VARIACION DEL SHRINKAGE EN LA EXPLOTACION

DEL BLOCKS AISLADOS Y COLGADOS

TRABAJO REALIZADO POR : Abdiel Brañez Ruiz

I N D I C E

INTRODUCCION

I.- LIMITES DEL PROBLEMA.

II.- RESUMEN Y CONCLUSIONES.

III.-GENERALIDADES DEL YACIMIENTO.

IV.- DESCRIPCION DE BLOCKS AISLADOS Y COLGADOS.

4.1.- Primer Caso.

4.2.- Segundo caso.

4.3.- Tercer caso.

4.4.- Cuarto caso.

V.- EL PROYECTO.

5.1.- Antecedentes.

5.2.- Descripción suscita.

5.3.- Area elegida.

5.3.1.- Antecedentes.

5.3.2.- Volumén de reservas.

5.3.3.- Características Geológicas Mineras.

5.3.4.- Accesibilidad.

VI.- PLANEAMIENTO.

6.1.- Elección del método.

6.1.1.- Desarrollo.

6.1.2.- Preparación.

6.1.3.- Explotación.

6.2.- Descripción de los trabajos.

6.2.1.- Desarrollo.

6.2.2.- Preparación.

6.2.3.- Explotación.

6.3.a.- Análisis de las operaciones de Desarrollo y Preparación.

6.3.b.- Análisis de las operaciones de Explotación.

- 6.3.1.- Perforación.
- 6.3.2.- Carguío y disparo.
- 6.3.3.- Acarreo y disparo.
- 6.3.4.- Transporte en Galería y superficie.
- 6.3.5.- Costos de operación.

VII.-EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO.

- 7.1.- Introducción y Resumén.
- 7.2.- Valorización de los blocks y valor de venta.
- 7.3.- Presupuesto de Egresos.
- 7.4.- Utilidad Bruta del Proyecto.

VIII.- APENDICE.

- 8.1.- Producción obtenida.
- 8.2.- Avances realizados.
- 8.3.- Reservas para el 1,995.
- 8.4.- Precios de minerales.
- 8.5.- Valores netos recuperables.

INTRODUCCIÓN

La variación del SHRINKAGE en la explotación de blocks aislados se aplica en MINERA YAULI S.A Unidad Manuelita, centralizado en blocks Económicos aislados que no tienen continuidad del nivel inferior al nivel superior y en su gran mayoría son blocks que podemos considerarlo como recuperación y que los gastos en desarrollos ya fueron ejecutados, quedando por asumir gastos de PREPARACIÓN, EXPLOTACIÓN, TRANSPORTE, BENEFICIO Y ADMINISTRATIVO. Las vetas son angostas (+ ó - 0.45 a 0.60 m), cuyo ancho de minado es de 0.80 m. Consideramos que para llegar al sistema actual tanto en diseño y eficiencia tuvieron que pasar un tiempo considerable (3 años), para que este método sea ventajoso. Agradecemos a todos los Ingenieros y personal Técnico (capataces) que pusieron su aporte para sacar adelante este proyecto.

Entre las razones que imponen su aplicación pueden considerarse las siguientes en orden de importancia :

1. Explotar blocks Económicos y aislados que con los métodos tradicionales eran difíciles y costosos, de paso se incrementa la cantidad de reservas en mina; adicionando a los ya existentes que por su accesibilidad eran descartadas.
2. Se garantiza una Ley de corte adecuada que paga los gastos de preparación, explotación, transporte y beneficios, que deje una utilidad razonable que justifique la inversión realizada.

Este último (Utilidad) sería menor si utilizamos un estático ya que la Ley de corte será menor al ser mayor el ancho de minado.

Menor manipuleo de equipos (Winche Eléctrico) y mayor velocidad en la explotación o ciclos trabajo.

Por razones expuestas me permitió hacerles llegar el pte. informe, esperando sirva como sugerencia o punto de partida para mejorar nuestras operaciones

I.- LIMITES DEL PROBLEMA

El análisis que se realiza en el pte. estudio de circunscriben a los siguientes puntos:

- 1.1. Determinación de los costos de preparación, Explotación, Transporte, y beneficio de los minerales que se explotan por el método de SHRINKAGE MIXTO y determinar que su explotación deje beneficios.
- 1.2. Como es lógico los costos arriba mencionados, son función de otros elementos de costo fijos y variables los que necesariamente deben pre-determinarse y por esta razón se incluyen los costos siguientes :
 - A).- Costos de Energía. (\$/T.M.S.)
 - B).- Costos de Aire comprimido (\$/T.M.S.)
 - C).- Costos de Perforación (\$/T.M.S.)
 - D).- Costos de Voladura (\$/M³) o (\$/T.M.S.)
 - E).- Costos de Transporte (\$/T.M.S.)
 - F).- Costos de Benef. y Admin. (\$/T.M.S.)
 - G).- Otros Costos. (\$/T.M.S.)
- 1.3. En lo que respecta a los costos de Operación (M.O.) estos se ajustan, a lo que realmente representa en la Unidad de Producción.
- 1.4. Para los cálculos se han estimado un valor de cambio igual a : 1. U.S.A = S/. 2.25.
- 1.5. Incluimos croquis y planos que muestran las condiciones de trabajos actuales de Operación.

II.- RESUMEN Y CONCLUSIONES

2.1.- RESUMEN.

2.1.1. La Geología de Mina Manuelita, ha sido estudiada sistemáticamente y presenta 70 estructuras favorables, actualmente se trabajan 12 estructuras que en su totalidad presentan minerales explotables que a fines de 1994 totalizaban 356,720 T.M.S. de reservas, de este total el 22% representan block colgados (80,000 TMS) que contiene minerales de Ag, Pb, Cu y Zn en diferentes grados.

2.1.2. Se aplican métodos tradicionales de minado usando equipos simples (perforaciones, Winches de arrastre y Locomotoras). La producción Mensual es de 17.000 T.M.S., correspondiendo 3,000 T.M.S/ el aporte de blocks aislados motivo del Pte. estudio.

2.1.3. Los minerales extraídos se tratan en una Planta concentradora que utiliza métodos de flotación para recuperar los productos que se benefician.

2.1.4. El desarrollo, preparación y explotación de las reservas se realiza por métodos convencionales mediante la aplicación de minería con rieles.

2.1.5. El beneficio de los minerales objetos del pte. informe (3,008 T.M.S.), con leyes de 8.80 Onz. Ag/Tc. 2,18 Pb, 0.23% Cu y 3.43% Zn y teniendo en cuenta los valores recuperables, representan un ingreso de \$143,939.2704 o \$47.8585/T.M.S.

2.1.6. Los resultados operativos correspondientes son los siguientes:

- Valor de ventas : \$ 143,949.2704
- Egresos : \$ 102,451.2768
- Utilidad Bruta : \$ 41,507.9936.

2.2.- CONCLUSIONES

2.1.1. El documento muestra la viabilidad de la explotación de pequeños blocks de mineral colgados, que con los métodos tradicionales no era ventajoso trabajar.

2.1.2. La realización del proyecto, implica lo siguiente para Mina Manuelita en su conjunto,

- Trabajar blocks de hasta \$34 de valorización.
- Aumenta el tiempo de vida del yacimiento.
- Se incrementa la producción con el aporte de blocks que en su oportunidad se consideró marginales.

- Mejora las perspectivas para el desarrollo Integral del yacimiento.

2.1.3. Como resultado de esta demostración se justifica la explotación de áreas pequeñas que presentan características similares a lo abordado en el pte. estudio.

III.- GENERALIDADES DEL YACIMIENTO

Manuelita es un Asiento minero situado en la cordillera central del Perú. Políticamente pertenece al distrito de Morococha, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, está a 142 Km., de la Ciudad de Lima y a la altura de 4,600 m.s.n.m. Por su ubicación Geográfica se observa una Topografía con relieves muy fuertes, originados principalmente por erosión glaciaria.

En la zona ocurren depósitos continentales, correspondientes al Permiano Superior, que toman el nombre de grupo MITU, así como una secuencia de calizas y derrames lávicos correspondiente al triásico-Superior (Jurásico), conocido con el nombre de grupo Pucará. Asociadas a las rocas Volcánicas existen sistemas de fracturas paralelas mineralizadas parcialmente que constituyen los yacimientos que se explotan.

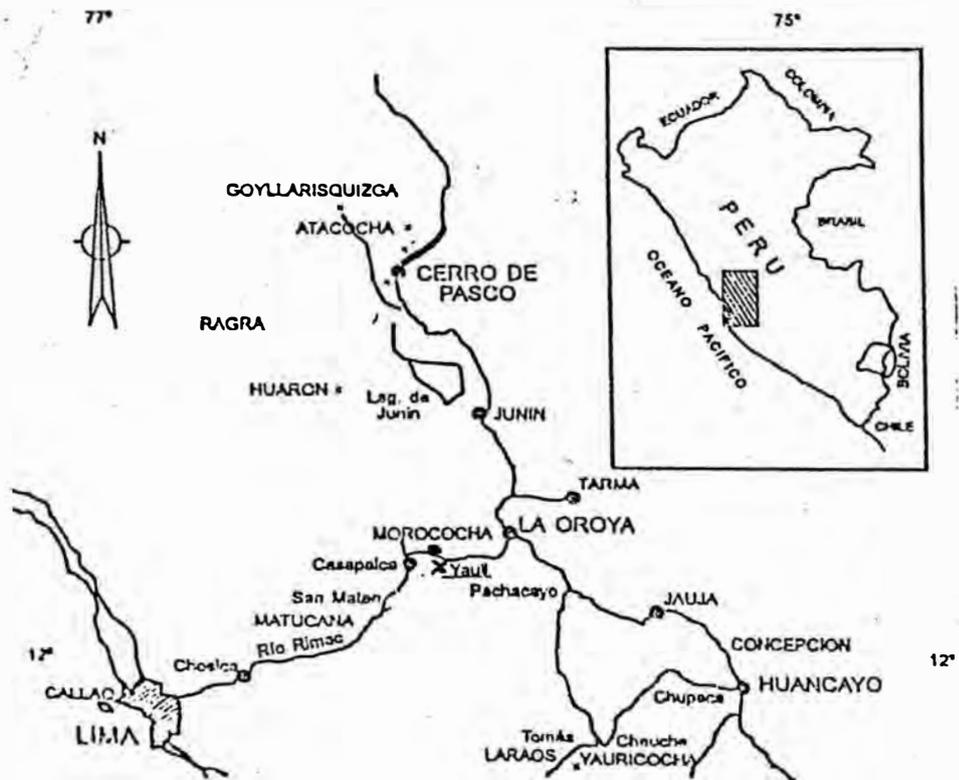
En la zona de influencia de la CIA. MINERA YAULI S.A se conocen + o - 70 estructuras de las cuales se explotan 12, éstas estructuras tienen un buzamiento promedio de 70 grados y ancho variable desde 0.35 m. a 4 mt.

Los minerales que se benefician son Ag, Pb, Cu, Zn y Au, con grados variables. En la actualidad se produce 17,000 T.M.S. y los métodos de explotación que se utilizan son : Corte y relleno, acumulación provisional (en sus diversas variaciones), cámaras y pilares.

La explotación del yacimiento se remonta a 50 años, en donde los Sres. DE OSMA sentaron las bases de producción de este yacimiento.

La masa laboral en la actualidad asciende a 590 trabajadores de los cuales 120 son sindicalizados y el resto pertenece a CONTRATISTAS que prestan sus servicios a la CIA. tanto en explotación, preparación y desarrollo.

LOCALIZACION DE LA COMPAÑIA MINERA YAULI S.A.



IV.- DESCRIPCION DE BLOCKS AISLADOS Y COLGADOS

Presentamos los cuatro casos más comunes que se encuentran en la cubicación, cuya explotación es viable en forma económica y eficiente. Los detalles están representados en los gráficos (1), (2) (3) y (4) del pte. informe.

4.1 PRIMER CASO

Teniendo en cuenta los desarrollos efectuados en los dos niveles (Inferior y Superior) Y las dos chimeneas laterales se cubica mineral económico pegado al nivel superior hasta una distancia x , el área está representada por xL . Donde L , es la longitud entre las dos chimeneas A y C.

4.2 SEGUNDO CASO

Con el muestreo de Galerías (Inferior y Superior) y chimeneas A y B se cubica mineral en un extremo superior del área desarrollada hasta una distancia vertical X , distancia horizontal Y , el área cubicada es XY , donde Y es una parte de la longitud (L) entre las dos chimeneas que delimitan la zona en estudio.

4.3 TERCER CASO

El muestreo sistemático de galerías y chimeneas da como resultado el pte. caso cuya área está ubicada en la parte central, equidistante entre las dos galerías. El área está representado por

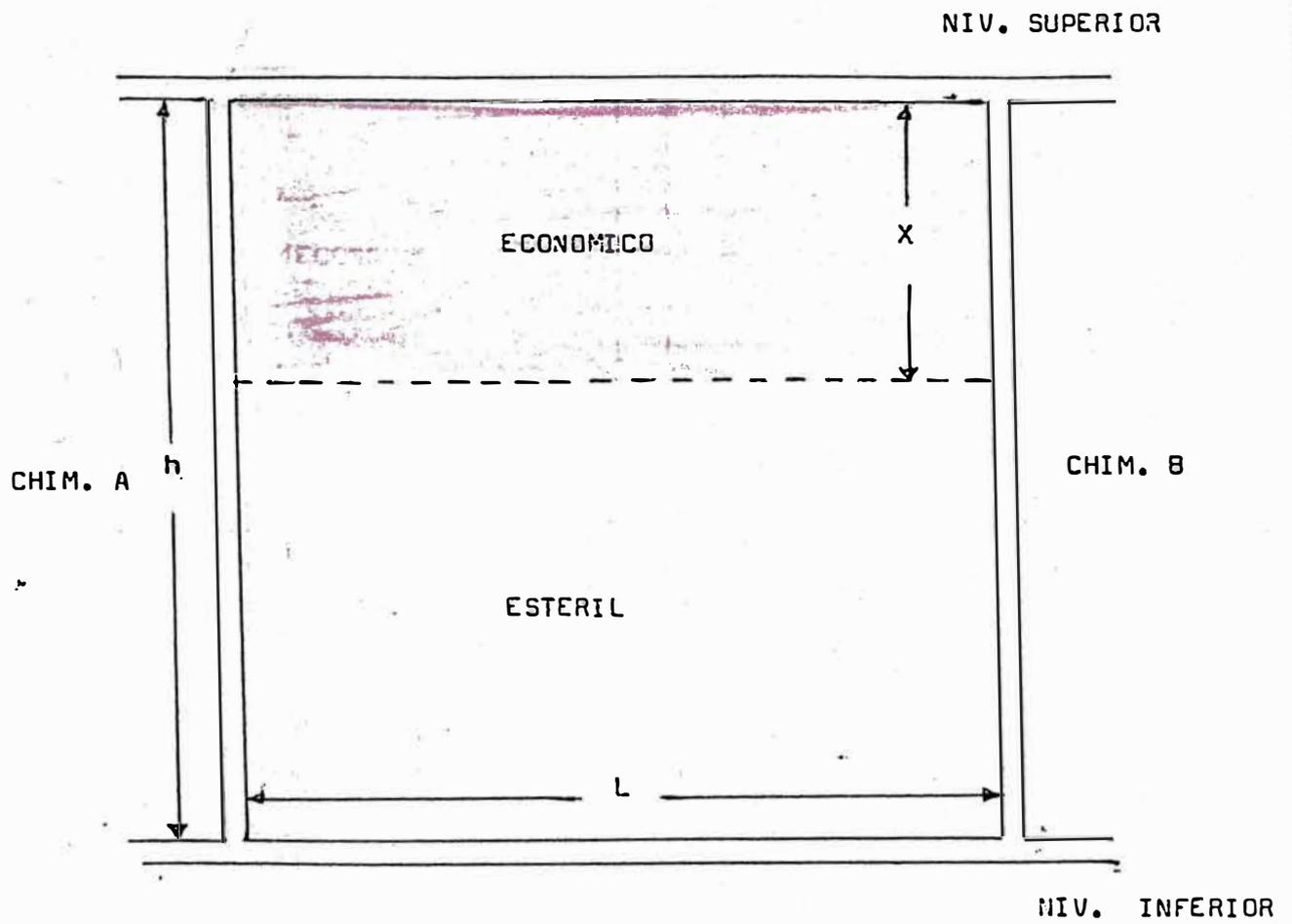
$h - (x_1 + x_2)$ y L , en la medida de que X_1 es mínima tendrá una similitud al primer caso.

4.4 CUARTO CASO

La zona cubicada es un triángulo ubicado en el extremo superior, cuya área está representada por base $(h - x_3)$ por L sobre dos, que es el área de un triángulo. Este caso es muy especial ya que no es común y en donde prima mucho la experiencia y el criterio del Geólogo.

GRAFICO 1

PRIMER CASO

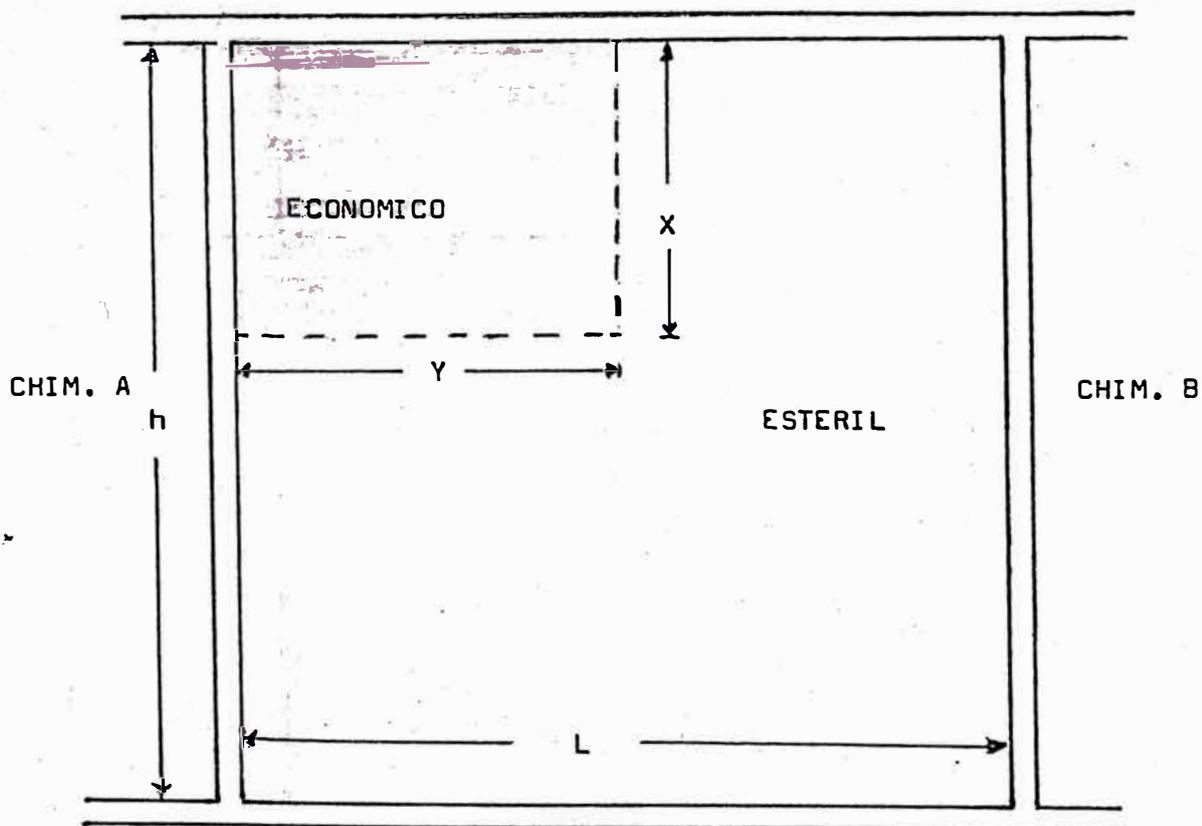


REALIZADO POR: ABDIEL BRAMEZ R.

GRAFICO 2

SEGUNDO CASO

NIV. SUPERIOR

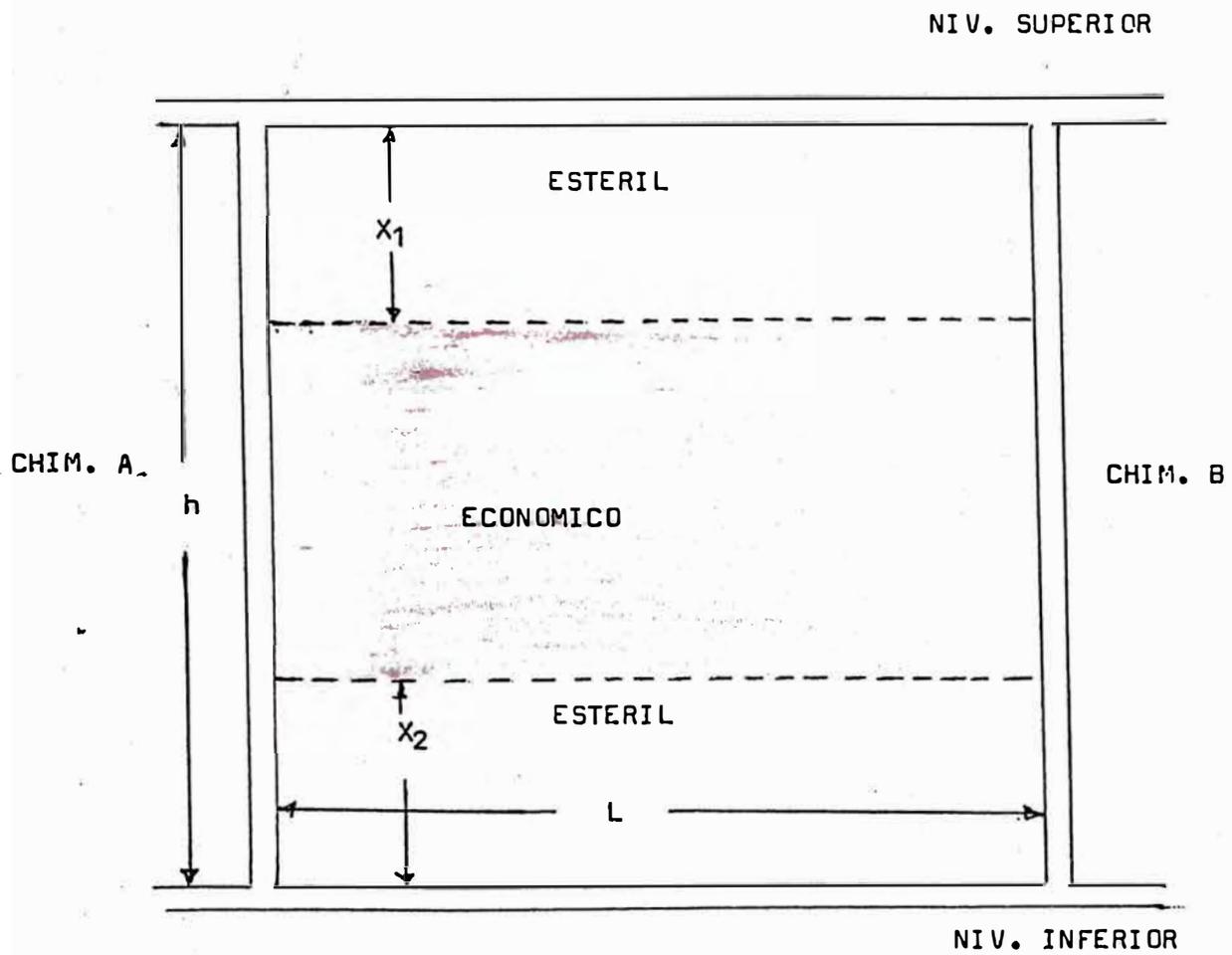


NIV. INFERIOR

REALIZADO POR: ABDIEL BRAÑEZ

GRAFICO 3

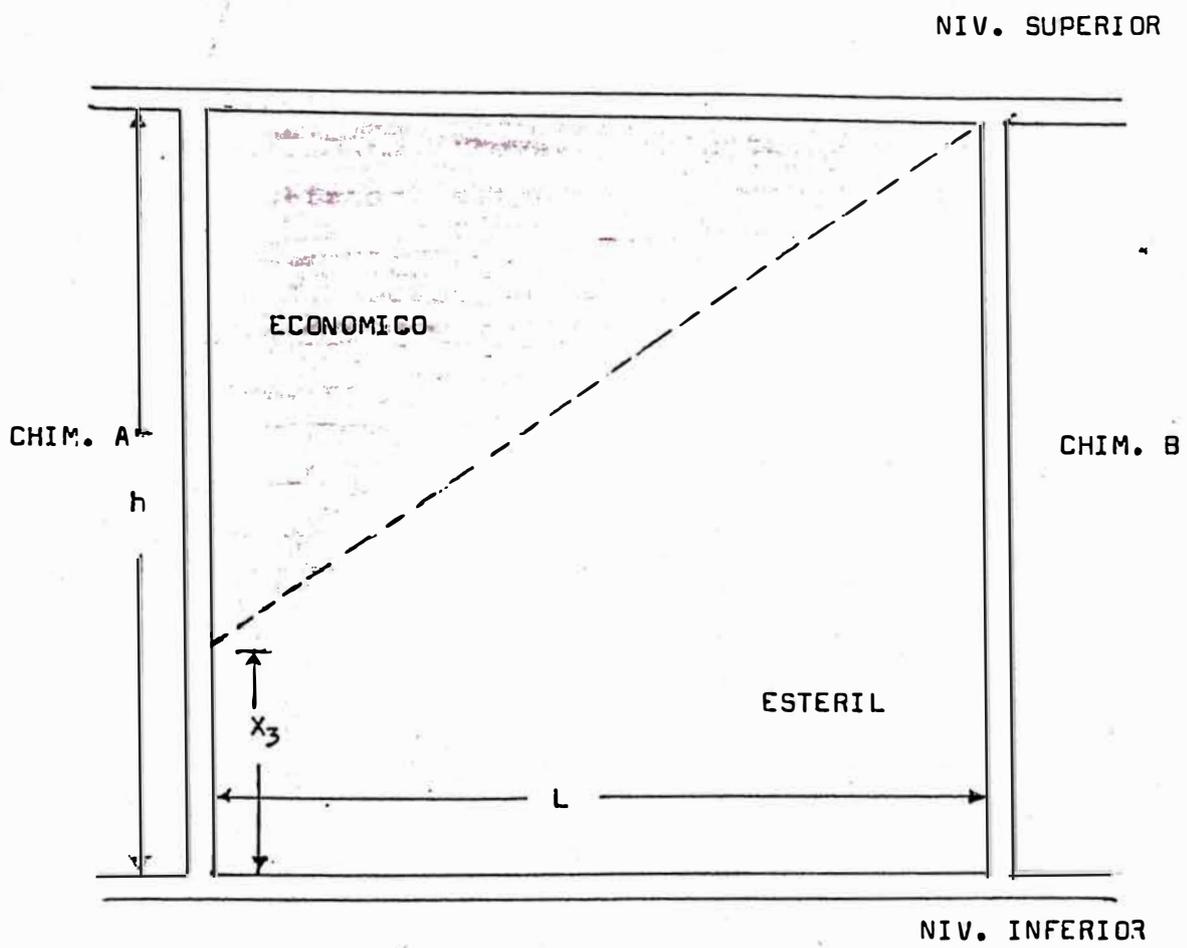
TERCER CASO



REALIZADO POR: ABDIEL BRAMEZ

GRAFICO 4

CUARTO CASO



REALIZADO POR: ABDIEL BRAÑEZ R.

V.- PROYECTO

5.1 ANTECEDENTES

A lo largo de la vida útil del yacimiento, Minera Yauli S.A ha tratado de incrementar sus reservas, aumentar su capacidad productiva así como mejorar la Tecnología e Instalaciones de producción, las excepciones a esta política se han producido en épocas de crisis derivadas principalmente por la baja de precios de los metales. Para llevar adelante esta política se han realizado estudios a diferentes niveles tanto por el personal propio como por consultores externos, todas con el único propósito de obtener mejoras en nuestra producción en leyes, costo y calidad, se ha llegado inclusive a implementar SERVIS en casi el 90%, de las operaciones Mineras, quedando pendiente algunas áreas de servicios (Extracción y Mantenimiento), que todavía quedan para ser realizados por el personal de CIA.; el resto de las operaciones mineras son asumidas por CONTRATAS.

Bajo este contexto, LA EMPRESA decide en 1990 aumentar paulatinamente la producción de Mina desde 12500 T.M.S. a 17000 T.M.S. que es en la actualidad, para conseguir estos objetivos se tenía que tomar decisiones muy importantes tales como :

- Aumentar el metraje en explotaciones y desarrollos.
- Mejorar la productividad en todas las áreas

- operativas e implementar las SERVIS.
- Incrementar los metrajes en las preparaciones para futuros tajos.
 - Realizar programas de producción a mediano y largo plazo con el único fin de visualizar áreas en agotamiento y áreas de reemplazo.
 - Revalorizar áreas antiguas de producción con tonelajes y blocks aislados y pequeños que con un método de explotación eficiente pase a incrementar las reservas y producción.

Este último punto hace que se repontencie la producción en la zona alta de Manuelita, hasta llegar a las 3,000 T.M.S./mes, que en su mayor parte explota blocks pequeños y aislados.

Actualmente en Manuelita los blocks que reúnen éstas características representan unas 80,000 T.M.S. de reservas explotables que es el 22% de las 356,720 T.M.S. de mineral accesible y parcialmente accesible.

5.2.- DESCRIPCIÓN SUSCITA

- El proyecto comprende la preparación, explotación, transporte y tratamiento de minerales económicos que por su accesibilidad eran difíciles de trabajar y su volumen y ley hacían que los márgenes de rentabilidad fuesen mínimos. En éste análisis no se considera gastos o costos realizados con anterioridad y en su oportunidad fueron asumidos en el costo total.

- La preparación del Block comprende un subnivel de 1 m. x 2.10 m. en la base del área mineralizada, que aprovecha las chimeneas realizadas con anterioridad.
- La explotación se realizará por el método de almacenamiento provisional a partir de subniveles, en cuyo extremo se ubica un winche eléctrico de 15 H.P. que evacúe el exceso de mineral roto hacia el echadero. La perforación se efectuará hacia arriba con perforadora Stoper y se disparará con una cara libre ubicada en el centro del tajo. El mineral evacuado representa el 30% del total derribado hasta el término de la rotura del block.
- La evacuación del mineral a superficie se realizará una Locomotora Trolley de 4 Ton. y trabajará con 10 carros mineros U-35. El recorrido hasta la tolva de almacenamiento es de 1,200 m.
- El transporte de mineral a superficie a planta concentradora será con volúmenes de 10 m³ de capacidad que recorrerán un promedio de 2,5 Km.

5.3.- ÁREA ELEGIDA

El área elegida para la ejecución del pte. trabajo fue la veta Don Pedro en el nivel "0" (block 7, 8, 9 y 10). (ver detalle en el plano de ubicación). Se ha elegido teniendo en cuenta los siguientes factores.

- Volúmenes de reservas.

- Características Geológicas mineras.
- Accesibilidad.

Se eligió ésta veta porque en ésta área los factores enumerados se dan allí en mejores condiciones que en otras áreas y aclaran con mayor precisión los fines trazados en el pte. estudio.

5.3.1.- ANTECEDENTES.

La veta Don Pedro, en su parte superior al Nv. "0" contiene áreas aisladas de reservas que en alguna oportunidad fueron considerados como remanentes, que por su accesibilidad y tamaños (block) se consideraron no eficientes. Teniendo en cuenta el aumento paulatino de la producción y el método mixto de explotación desarrollado específicamente para este tipo, de áreas económicas en que se retoma y planifica la explotación paulatinamente de áreas aisladas no solamente en esta veta sino en varias cuyo resultado final fue el aporte de 3,000 T.M.S. por mes.

La veta tiene un ancho promedio de 0.45 m. con leyes que valorizan más de \$ 50.00/T.M.S.

5.3.2.- VOLUMEN DE RESERVAS

Las reservas probado - probables en está área es de 3,008 T.M.S. distribuidos de la siguiente forma :

			Oz. Ag/Tc	%Pb.	%Cu	%Zn.
Block	7	800	9.21	2.26	0.21	3.04
Block	8	474	9.21	2.26	0.21	3.04
Block	9	1,114	8.51	2.13	0.25	3.73
Block	10	620	8.80	2.18	0.23	3.43
=====						
T O T A L :		3.008 (T.M.S.)	7.98	2.18	0.23	3.43
Factor	:		TC/T.M.	=		1.1023

5.3.3.- CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS - MINERAS

La experiencia acumulada durante la explotación de la veta Don Pedro han permitido encontrar las siguientes características y parámetros en esta área.

- Estructura regular estrechándose hacia el Norte.
- Potencia variable entre 0.35 mt. a 0.50 mts.
- Buzamientos entre 70 grados a 80 grados al N.E.
- Caja techo y piso competentes.
- Material de relleno de veta. cuarzo competente.
- Poca filtración de agua.
- Peso específico de mineral In - situ 3 T.M/m³.
- Factor de espojamiento 70%.
- Vida estimada de Jgo. barrenos 2,250 pies.
- Dureza de la roca, semi-dura.

5.3.4.- ACCESIBILIDAD.

El 100% de las reservas se encuentran entre el nivel "0" y el +74, específicamente encima de la cota + 40 mts. El hecho de tener operativo el nivel "0" ha permitido plantear la preparación y explotación mediante un subnivel a partir de la chimenea O80 ubicada al extremo Oeste del block.

VI.- PLANTEAMIENTO

6.1.- ELECCION DEL MÉTODO.

Se han analizado las diferentes alternativas para la preparación, relacionandolas con las características geológicas - mineras y la necesidades de la Empresa y con la experiencia de trabajo en Minera Yauli S.A. se han llegado a la siguiente elección.

6.1.1.- DESARROLLO

Como se dijo anteriormente, las galerías fueron desarrollados con anterioridad en toda la longitud de la veta, usando perforadoras Jackleg y Palas neumáticas. Las ventajas que ofrecen son:

- Acceso inmediato a la veta, posibilitando la comprobación progresiva de reservas y condiciones geológicas - Minera con las chimeneas se verifica el mineral "ENCAMPANADO" suficiente para su futura explotación.

6.1.2.- PREPARACIÓN

Una vez comprobado el mineral se está en condiciones de iniciar la preparación del block mediante un sub-nivel (Intermedio), que partirá de un extremo del área elegida justo en la base interior del block (primer, 2do. y 3er. caso). En el cuarto caso (ver gráfico #4), el subnivel se iniciará en formas horizontal en la mitad de la

base del área elegida, cuidando siempre que dicho subnivel corte la mayor cantidad de mineral cubicado hacia la parte superior del block.

6.1.3.- EXPLOTACIÓN

Mediante el SHRINKAGE MIXTO (por la utilización de winche de arrastre en la evacuación del mineral 30% de la rotura) las ventajas que ofrece son:

- Alta velocidad de avance evitando rotura de cajas (SHRINKAGE ESTÁTICO).
- Mayor productividad que el estático ya que el winche de arrastre estará ubicado permanentemente en el subnivel.
- Menores costos de operación.
- Método de corte simple bastante experimentado en Yauli S.A.
- Explotación compatible con el block cubicado.
- Alta recuperación de material y control de rotura de caja.
- Flexibilidad que permite efectuar variaciones en el minado del área elegida.

6.2.- DESCRIPCIÓN DE LOS TRABAJOS.

6.2.1.- DESARROLLO.

Fue realizado mediante las especificaciones :

SECCIÓN : 2.1 m. X 2.1 m.
GRADIENTE : 3/1.000 m.
LONGITUD : 1.200 metros (de boca mina al área conocida)

El tramo principal del nivel de extracción lo componen tramos rectos proyectados directamente para cortar las vetas y una vez llegados a ellas proseguir los desarrollos a lo largo de ellas. Las galerías tienen un "ENCAMPANE", variable que fluctúa entre 40 a 75m.

6.2.2.- PREPARACIÓN

Se realizará mediante subniveles con las siguientes características :

SECCION : 1.0 m. X 2.10 m.

GRADIENTE : 0%.

LONGITUD : 35 metros.

El subnivel para la explotación de los blocks 7, 8, 9 y 10 de la veta Don Pedro se iniciarán desde la chimeneas respectivas justo en la base del área cubicada (+ o - 40 m. medidos a partir de la galería inferior).

A partir del acceso de la chim.100 se inicia un subnivel Horizontal del mismo número dirigida hacia el N.E. totalizando 35 metros debajo de los blocks 7.8.9 y 10 : concluido el subnivel se perforará y disparará 2 cortes a lo largo del subnivel quedando un tercero perforado, de esta manera queda el área elegida preparada para su explotación.

TOVAS Y ACCESO

Con las siguiente características —

Serán 7 tovas "CHINAS" (ver croquis del diseño de explotación). Con

madera y redondos de 8" que irán empotrados en las cajas.

Los puntales tendrán separaciones de 1.50 m. entre ellos en la horizontal y de 0.80m. en la línea vertical. El descargue del mineral será controlado con tablas que correrán hasta conseguir la abertura necesaria para facilitar la caída del mineral al subnivel.

En los dos costados del área preparada se construirán dos caminos o accesos al tajo que facilitaran el ingreso del personal. Ventilación y ubicación de las redes de aire y agua del tajo.

SISTEMAS DE VENTILACION

Será natural, por tener al menos una chimenea comunicación al nivel superior.

6.2.3.- EXPLOTACIÓN

Se realizará según el ciclo indicado en el croquis (1) de diseño de explotación y las actividades a realizar serán :

01.- CARGADO Y DISPARO DE TALADROS

Como hemos hecho notar en 5.2.2 el tercer corte en la preparación queda perforado por lo que la primera actividad en la explotación es la voladura de estos taladros acumulados con anterioridad. Por lo tanto el maestro perforista con su ayudante procederá

limpiar y cargar los taladros designados por el supervisor, una vez terminado se evacuará la zona y se procederá a disparar.

02.- VENTILACION

Se procederá al soplado de la labor con aire de las tuberías respectivas, así como la extracción de gases a través de las chimeneas respectivas hacia los niveles superior o inferior, dependerá mucho hacia donde se dirige la corriente de aire respectiva.

03.- ACONDICIONAMIENTO DE LABOR

El perforista y su ayudante limpiarán y aseguran la zona de trabajo tanto al piso como al techo y luego conectaran las mangueras de aire y agua a la perforadora, luego alistan su equipo de perforación, previamente a los largo del tajo acondicionará una soga de manila que servirá como alternativa de sujeción a cualquier eventualidad en tajos campaneados.

04.- PERFORACION

El perforista y su ayudante posecionará la perforada (Stoper) e iniciarán la perforación de acuerdo al trazo indicado por el Supervisor. La actividad de perforación será de "CORRIDO", es decir que se avanzará sin limitación parando sólo para el disparo.

05.- ACARREO DE MINERAL

Una vez volado todo el corte se procederá a evacuar el 30% del mineral roto y de esta forma tener un piso adecuado para el inicio de la otra tanda de taladros. El mineral evacuado cae al subnivel intermedio y con el

concurso del winche de arrastre será transportado hasta el echadero que será acondicionado en una de las dos chimeneas laterales del block en explotación.

06.- TRANSPORTE DE MINERAL

La locomotora a Trolley llegará hasta la tolva de carguío en donde recibirá su carga (10 carros U35) y procederá a trasladar a la rampa principal de carguío situado en superficie y a 1,200 mts. de distancia.

El camión Volvo de 10m³ de capacidad se posicionará en la rampa de carguío para ser cargado con el mineral y trasladará a lo largo de 3.5 Km. hasta la tolva de gruesos de la Planta.

07.- OTROS SERVICIOS

En superficie se cuenta con talleres de mecánica y electricidad los cuales brindarán apoyo eficiente y constante para la mejor marcha de las operaciones. De la misma forma el Almacén General suministrará de materiales (maderas, clavos, aceros, cables de acero y otro), necesarios y en cantidades adecuadas.

6.3.a.- ANALISIS DE LAS OPERACIONES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

Las operaciones necesarias para el desarrollo y la preparación descritas en 5.2.1 y 5.2.2. son analizados en el capítulo de análisis "Técnico Económico" en donde mostramos los gastos y costos respectivos de todas las operaciones unitarias, figurando las longitudes y sección de las

preparaciones más no de los desarrollos que fueron realizados con anterioridad.

6.3.b.- ANALISIS DE LAS OPERACIONES DE EXPLOTACIÓN

Las operaciones mineras de explotación fueron descritas 5.2.3 y mostrados en el croquis (1) del diseño de explotación.

Las operaciones unitarias y los servicios involucrados se analizan a continuación teniendo en cuenta las características geológicas - mineras y datos técnicos de los equipos utilizados.

La producción asignada es de 38.94 T.M.S./Día se realizará en dos guardias con tiempos libres de 3 y 5 horas entre ellas utilizables para ventilación.

6.3.1.- PERFORACION

Se ha establecido la perforación de 6 pies hacia el techo, formando ángulo de 60 grados con la horizontal; se ha considerado que con distancias y espaciamiento de 0.25 m. y 0.60 m. y con una secuencia apropiada de disparo, se obtiene una fragmentación y tamaños adecuados para su evacuación y transporte del mineral.

6.3.1.1.- LABOR

- 38.94 T.M.S. equivalen a 12.98 m³.

- Dimensiones del block por disparar.

Long.perforada a 60 grados=6 pies= 1.83 mts.

Longitud útil a 60 grados= $1.83 - 0.10 = 1.73$ mts.

Altura = $1.73 \text{ mts.} \times \text{sen } 60^\circ = 1.50 \text{ mts.}$

Ancho del tajo = 0.80 mts.
 Largo= 12.98 m³/0.80 m x 1.50 m = 10.91 mts.
 Números de taladros= 28 Tal/día x 2 guardias =
 56 Taladros.

6.3.1.2.- EQUIPO

El equipo utilizado es una máquina Stoper montabert con una barra Telescópica de dos tiempos, es la perforadora que más se adecua a nuestras operaciones por tener una altura media de 1.70m. y utiliza barrenos de 2,4 y 6 pies.

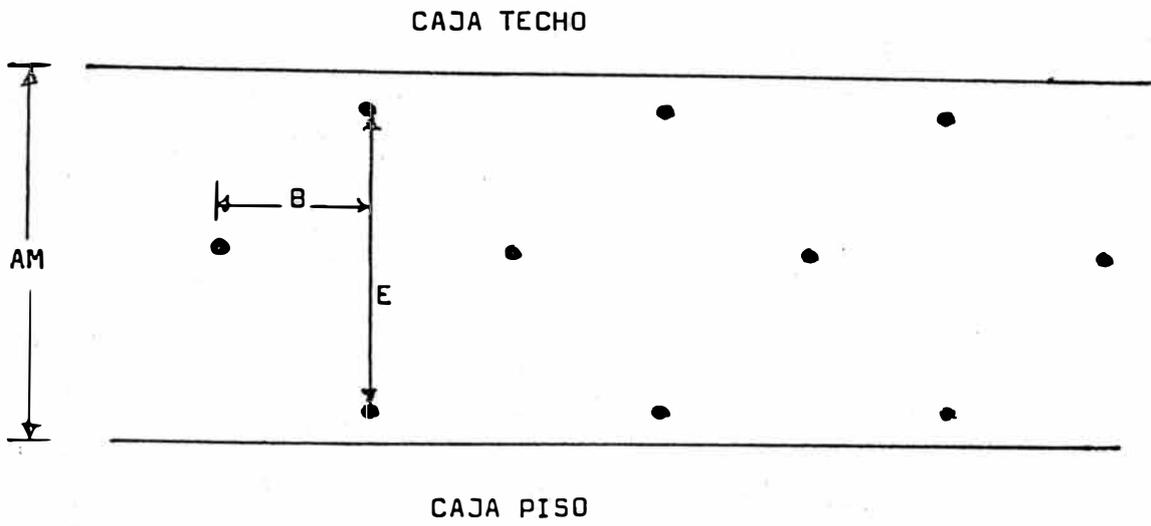
6.3.1.3.- CICLO DE TRABAJO.

ACTIVIDADES	MINUTOS	%
a.- Tiempos Productivos. Perf.empate y cambio	152.62	35.08
b.- Demoras en operación, Dest. y riega labor Acondic. plataforma Posiciona máquina Atraca Barreno Supervisión Perfora Tal.fallados Coloca sogas seguridad Ayu.carguia Explosivo Otros	16.91 16.46 2.27 7.08 3.60 5.77 2.25 13.60 2.66	
TOTAL :	70.00	16.23
c.- Tolerancias	197.00	45.29
d.- Tiempo de Ocioso. Boleo, salida antes de hora	14.78	3.40
TOTAL	435.00	100.00

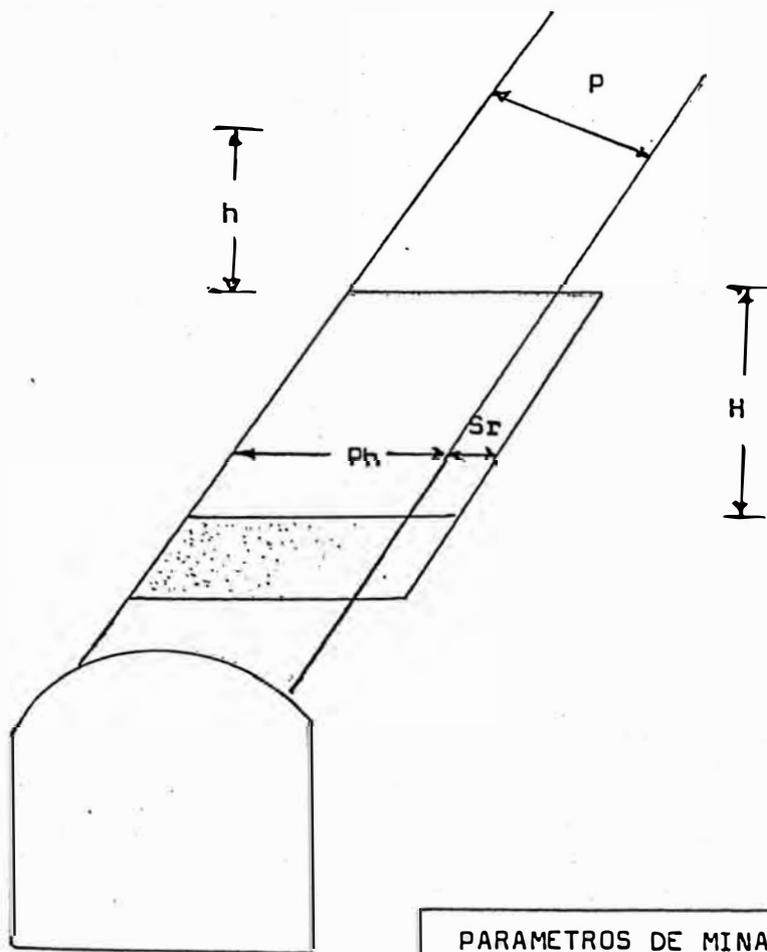
6.3.1.4.- NUMERO DE EQUIPOS

De lo anterior se tendrá •

MALLA DE PERFORACION



ANCHO DE MINADO (AM)	=.80m.
BURDEN (B)	=.25m.
ESPACIAMIENTO (E)	=.60m.



PARAMETROS DE MINADO	
POTENCIA DE VETA (P)	= .50m.
POTENCIA HORIZONTAL (Ph)	= .55m.
SOBRE ROTURA (Sr)	= .25m.
ALTURA DE TRABAJO (H)	=2.10m.
ALTURA DE CORTE (h)	=1.50m.

Nro. de equipos = 435 = 7.25 horas.

= 7.25 Hr./8Hr./Equipo = 0.9062 Equipos.

Luego utilizaremos un equipo de perforación, la fracción excedente permitirá perforar de "CORRIDO" es decir adelantándose a la operación de disparo y a las otras operaciones, dando más flexibilidad a la Explotación.

6.3.1.5.- COSTO DE OPERACION

Los costos de operación están distribuidos en los rubros de planilla, aire comprimido, barrenos y otros conforme en las hojas de cálculo respectivas.

6.3.2.- CARGUIO Y DISPARO

Se utilizarán los materiales que actualmente se usan en Manuelita: Dinamita Semexsa al 60% en cartuchos de 7/8, y fulminantes de Ignición en Cápsulas Nro.6, así como mechas de seguridad FAMESA o MESUR, blanca de 1 pie/minuto. Se seguirá el procedimiento tradicional usado en Minera Yauli siguiendo la secuencia del disparo mediante la longitud de las mechas y la secuencia del encendido.

6.3.2.1.- LABOR

Para una guardia.

Se dispararan 28 taladros y por día 56 taladros conforme quedó establecido en el Item de perforación.

6.3.2.2.- EQUIPO

El equipo consistirá en escaleras, atacadores y herramientas menores.

6.3.2.3.- CICLO DE TRABAJO

PERSONAL.

1 maestro y ayudante (generalmente los realiza los mismos del Item de perforación).

<u>ACTIVIDADES</u>	<u>TIEMPO</u>
Traslado de materiales	20
Preparación de cebos	15
Soplado de Taladros	25
Carguío de cebos	15
Carguío y atacado	50
Corte y empalme mechas	10
SUBTOTAL	135 MINUTOS

Este tiempo está considerado dentro de las tolerancias especificado en el Item de perforación, quedando el resto de tiempo (62 minutos) para ingreso y salida de personal.

6.3.2.4.- COSTO DE OPERACION

El costo de operación está distribuido en lo rubros de planilla y explosivos conforme aparece en la hoja de cálculos respectiva.

6.3.3.- ACARREO EN TAJO

Se realizará con un winche de arrastre eléctrico que estará ubicado en un extremo del subnivel aprovechando un desquinche de la chimenea de acceso al área de trabajo. El mineral derribado y descolgado al subnivel de extracción será jalado por el piso hasta el echadero que se ha ubicado junto al acceso.

6.3.3.1.- LABOR

Por guardia.

11.83 m³/guardia equivalente a 20.91 T.M.S.
entre 6 horas de trabajo = 3.48 T.M.S./hora.

6.3.3.2.- EQUIPO

Se ha asignado un winche eléctrico de 15
H.P. con cuchara de 26" de ancho.

6.3.3.3.- CICLO DE TRABAJO

En 6 horas de trabajo la eficiencia del
winche es de 11.85 m³. $11.85 \text{ m}^3 / 1.7 \text{ (f.e)} \times$
 $3 \text{ T.M./m}^3 = 20.91 \text{ TMS} / 6 \text{ horas} = 3.48$
T.M.S/hora.

Para jalar 150 T.M.S./MES de una rotura de
450 T.M.S. se necesitará : $150 \text{ T.M.S.} \div 3.48$
T.M.S/hora = 43.10 Horas.

6.3.3.4.- NUMEROS DE EQUIPOS

Para la producción de 150 T.M.S/Mes es
suficiente un sólo equipo.

6.3.3.5.- COSTO DE OPERACION

El costo de operación está distribuido en
los rubros de planilla y acarreo tajo
conforme aparece en las hojas de cálculos
respectivos.

6.3.4.- TRANSPORTE EN GALERIAS Y SUPERFICIE

Se realizará en dos etapas. La primera,
desde los chutes de las tolvas de la zona
del tajo hasta la tolva principal a través
de 1,200 mt. de vía férrea con una
locomotora a Trolley de 4 Ton. y 10
balancines U-35. La segunda desde la tolva
principal hasta las tolvas de la Planta a
través de un trocha carrosable de 3.5 Km.

mediante volquetes de perfil Standard de 10 m³ de capacidad.

6.3.4.1.- LABOR

Por un guardia.

40 balancines/guardia x 1.6 T.M.S./balancín = 64 T.M.S./turno.

6.3.4.2.- EQUIPO

Está asignado una locomotora de 4 Ton. a Trolley con 10 balancines de convoy. Para la segunda etapa está asignados volquetes Volvo de 10 m³ de capacidad con motor diesel.

6.3.4.3.- CICLO DE TRABAJO

Conforme al esquema, velocidades y distancias se tienen las siguientes frecuencias :

Para Locomotora a Trolley.

Prod./ciclo= 10 Balan/viaje x 1.6 TMS/Bal.
= 16 T.M.S./viaje.

Prod./hora = 16 T.M.S./viaje x 0.5 viajes/h.
= 8 T.M.S./h.

Para la segunda etapa.

El volquete; a una distancia de 3.5 Km. realiza 0.80 viajes/h.

Prod/hora = Ton.capac. x viajes/hora.
= 26.6 TMS/viaje x 0.80 viajes/h.
= 21.28 TMS/hora.

6.3.4.4.- NUMERO DE EQUIPOS

Para una producción de 17,000 T.M.S./MES (TOTAL MINA), con 34 horas de trabajo de Locomotora y 16 horas de volquete tenemos lo siguiente :

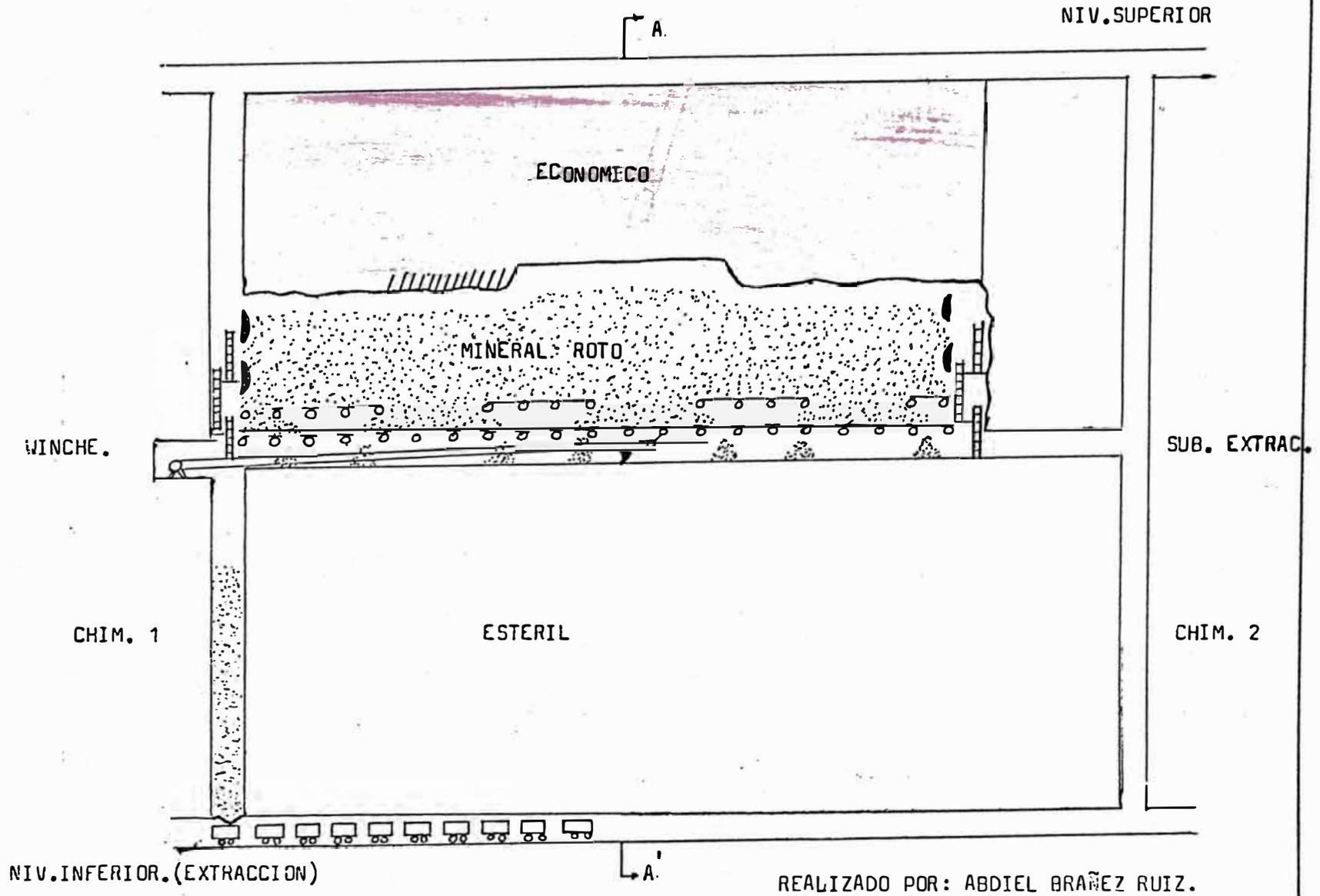
- 2 Locomotoras Trolley con 10 balancines c/u.
- 4 volquetes de 10 m³ de capacidad c/u.

6.3.5.- COSTOS DE OPERACION

Los costos de operación están distribuidos en los rubros de planilla y transporte conforme aparece en las hojas de cálculo respectivas.

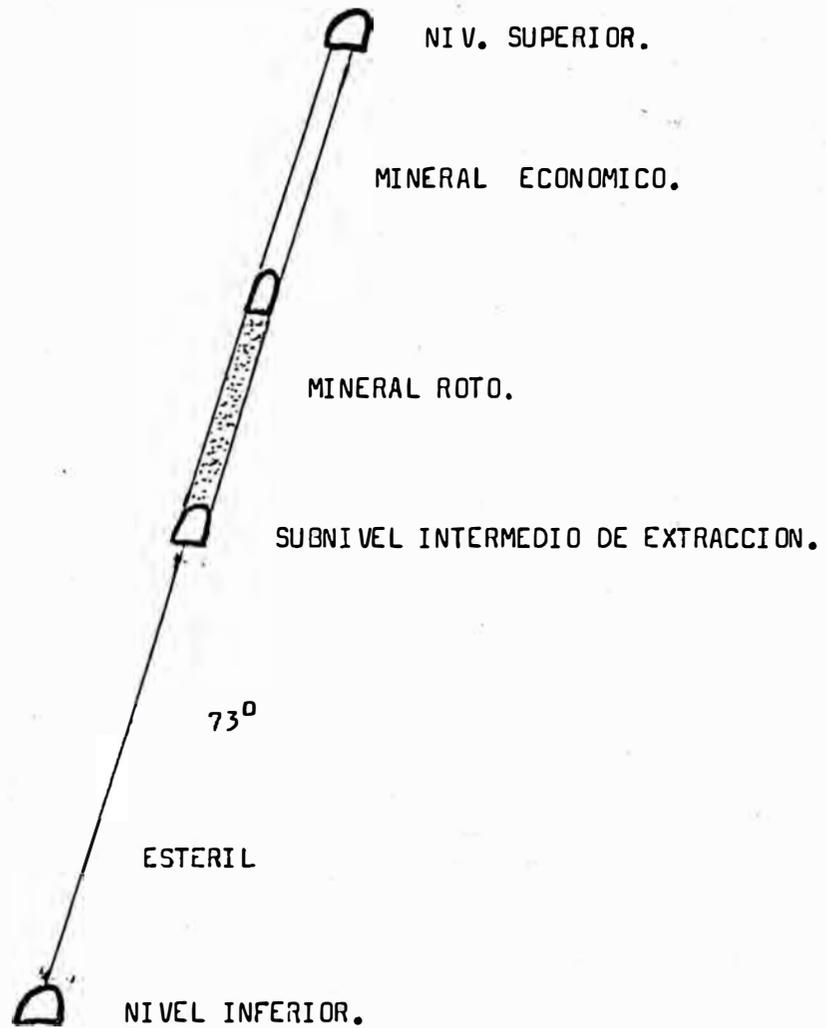
CROQUIS 1

DISEÑO DE EXPLOTACION



REALIZADO POR: ABDIEL BRAÑEZ RUIZ.

CROQUIS 2
VISTA LATERAL DEL TAJO



CORTE A-A'

REALIZADO POR: ABDIEL BRAÑEZ RUIZ

BARRENOS**COSTO DE OPERACION****1.- TAJOS (ancho de Minado = 0.80 m.)**

Vida Util Jgo. de Barrenos (2', 4' y 6')	=	2,250 pie.
Juegos de Barrenos (2', 4' y 6')	=	S/. 404.93
	=	\$ 179.9
Costo por pie Perforado	=	<u>179.968</u>
		2,250 pies
	=	\$ 0.07998/ pies.
Costo por T.M.S (in situ)	=	\$ 0.07998 x 8.62
		pie/Tn
	=	<u>\$ 0.6901/TMS</u>

2.- PREPARACIONES O SUBNIVELES (1.0 m x 2.10 m.)

Vida útil Jgo. de Barrenos (4' y 6')	=	1,500 pies.
Jgo. de Barreno (4' y 6')	=	S/. 285.570
	=	\$ 126.92
Costo de pie perforado	=	<u>\$ 126.92</u>
		1500 pies
	=	\$ 0.08461 pie
Avance por disparo : 1.30 m.		
Nro. de pies perforados x disparo	=	120 pies
Costo de Metro	=	120 pies x \$
		0.08461/pie ÷
		1.30 m.
	=	<u>\$ 7.80/Mt.</u>

EXPLOSIVOS.

COSTOS OPERACION

*** MATERIALES Y PRECIOS**

Dinamita Semexsa 7/8" x 7" al 60% = S/. 0.350/Cart.
= S/. 4.320/Kg.
Fulminante Nro 6. = S/. 0.200/Unid.
Mechas Mesur (blanco) = S/. 0.06/Pie.

*** CONSUMO Y COSTOS**

1.- TAJOS

COSTO DINAMITA.

Por disparo 6.49 m³. = 19.47 T.M.S.
Nro. Taladros = 28
Nro. cartuchos = 168.
Costo = S/. 0.350/cart.x
168 cart. ÷ 19.47
T.M.S.
= S/. 3.02 T.M.S.

COSTO FULMINANTE

Por disparo = 19.47 T.M.S.
Nro. Fulminante = 28.00
Costo = S/. 0.2876/T.M.S.

COSTO MECHA

Longitud promedio = 7 pies.
Por disparo = 7 pie/Tal.x28 Tal.
= 196 pies.
= 196 pies + 6 pies
chispas
= 202 pies.
Costo = S/. 0.06/pies x
202 pies ÷ 19.47
T.M.S.
= S/. 0.622/T.M.S

Costo por T.M.S.	=	S/. 3.027 +
		S/.02876 + S/.
		0.622
	=	S/. 3.92/T.M.S.
	=	\$ 1.174674/T.M.S.

2.- PREPARACIÓN O SUBNIVELES

COSTOS DINAMITA.

Por disparo	=	1.30 m.
Nro. de Taladros	=	20.
Nro. de cartuchos	=	140
Costo	=	S/. 0.350/Cart. x
		140 Cart. ÷ 1.30 m.
	=	S/. 37.6923/MT.

COSTOS FULMINANTE.

Por disparo	=	20 Unid.
Avance	=	1.30 m.
Costo	=	S/.0.200/unid. x
		20 Unid. ÷ 1.30 m.
	=	S/. 3.0769/MT.

COSTO GUÍA.

Por disparo	=	146 pies.
Avance	=	1.30 m.
Costo	=	S/. 0.06/Pie x 146
		pies ÷ 1.30 m.
	=	S/. 6.7384/MT

COSTO POR METRO

	=	S/. 37.6923 + S/.
		3.0769 + S/.
		6.7384
	=	S/. 47.50 mt.
	=	\$ 21.11111/MT.

COSTOS DE OPERACION

1.- AIRE COMPRIMIDO TAJOS

EQUIPO : Compresoras Estacionarias.

Gastos de mantenimiento = S/. 3594.57 = \$ 1597.58.

Gastos por Energia eléctrica considerando la utilización de 5 compresoras Estacionarias de 940 C.F.M. c/u (Atlas Copco ER 6).

CONSUMOS Y MONTOS

KwH (Hora Punta)	=	68,050 Kw.hr	x	S/.0.1402
		Kw.hr.		
	=	S/. 9540.61		
KwH (Fuera punta)	=	184,826 KwH	x	S/.
		0.056/Kw.hr.		
	=	S/. 10350.25		
Por potencia(Kw)	=	610 Kw.	x	S/.19.017/Kw.
	=	S/. 11632.70		
TOTAL ENERGIA	=	S/. 31523.56		
	=	\$ 14,010.22		
Gasto Total	=	Gastos de Mantenimien. +		
		Energia		
	=	\$ 1,597.58 + \$ 14,010.22		
	=	\$ 15607.80		
Costo x T.M.S.	=	\$ 15,607.60/Mes	÷	16,000
		TM/mes.		
	=	\$ 0.9754/T.M.S.		

2.- AIRE COMPRIMIDO PREPARACIONALES

Pies perforados x mes	=	209,891 Pies/Mes.
Gasto Mensual	=	\$ 15,607.80/Mes.
Costo x Pies	=	\$ 15,607.80/Mes. ÷
		209,871 Pies/Mes.
	=	\$ 0.07436/Pie.

Nro. Taladros x disparo	=	20 Taladros.
Pies perf. x disparo	=	120 Pies.
Avance x disparo	=	1.30 mts.
 COSTO X METRO	=	\$ 0.07436/Pie x
		120
		Pies ÷ 1.30 mts.
	=	\$ 6.4947/MT.

COSTOS DE OPERACION

1.- COSTO PLANILLAS (TAJOS)

A.- MENSUAL

Ing. Residente	2 x S/.1,300	=	S/. 2,600
Capataces	2 x S/. 588	=	S/. 1,177
Bodeg.Secretario	1 x S/.542.7	=	S/. 542.7
SUB TOTAL		=	S/.4,319.30
Leyes Sociales 105%		=	S/.4,535.26
TOTAL		=	S/.8,854.56
		=	\$3,935.36/Mes
Factor	= 6,000 T.M.S/Mes		
Costo planilla Mensual		=	\$ 3,935.36/Mes
			÷6,000 TMS/ mes.
		=	\$0.6558/T.M.S.

B.- DIARIA.

Maestro perforista (1)	1 x 18.74	=	S/. 18.74
Ayudante	(1) 1 x 18.34	=	S/. 18.34
SUB TOTAL		=	S/. 37.08
Leyes Sociales 105%		=	S/. 38.93
TOTAL		=	S/. 76.01
		=	\$ 33.76/GDía.
Factor rotura/Gdía		=	6.49 m3.
		=	19.47 T.M.S./Gdía.
Costo de guardia		=	\$ 33.78/Gdia ÷
			19.47 T.M.S./Gdía.
		=	\$ 1.73/T.M.S.
Costo Mano de Obra		=	Costo de plan.
			mensual + Costo
			plan.diaria.
		=	\$ 0.6558 /T.M.S. +
			\$ 1.73/T.M.S.
Costo x T.M.S.		=	\$ 2.38/ T.M.S.

2.- COSTO PLANILLAS PREPARACIONES

A.- MENSUAL

Ing. Residente	2 x 1,300	=	S/. 2,600
Capataz	2 x 588	=	S/. 1,177
Bod. Secret.	1 x 542.7	=	S/. 542.7
	SUB-TOTAL	=	S/. 4,319.30
Leyes Soc. 105%		=	S/. 4,535.26
	TOTAL	=	S/. 8,854.56
		=	\$3,935.26/Mes.
Factor 300 mts./Mes			
Costo Planilla Mensual		=	\$ 3.935.26/Mes
			÷ 300 Mts./mes
		=	\$ 13.1175/MT.

B.- COSTO PLANILLA DIARIA

Maestro (1)	1 x 18.74	=	S/. 18.74
Ayudantes(3)	3 x 18.34	=	S/. 55.02
	SUB-TOTAL	=	S/. 73.76
Leyes Soc. 105%		=	S/. 77.44
	TOTAL	=	S/. 151.20
		=	\$ 67.20/Dia
Factor de avance x día		=	1.30 Mt/día.
Costo planilla diaria		=	\$ 67.20/día. ÷
			1.30 Mt/día.
Costo por planilla		=	Costo plan.
			Mens.+ Costo
			plan .diaria
		=	\$ 13.1175/Mt.+
			\$ 51.69/MT
Costo x Mt.		=	\$ 64.8075/Mt.

COSTOS DE OPERACION

EXTRACCIÓN EN GALERIAS

Se realiza con locomotoras a Trolley de 4 Ton. a una distancia de 1,200 Mts. de vía con 10 balancines de Convoy.

1.- TONELAJE EXTRACCIÓN

40 Balanc. c/Turno x 1.6 T.M.S/ Balancines.
= 64 T.M.S./Turno.

2.- COSTO DE MANO DE OBRA

Maestro (1)	1 x 18.74	=	S/. 18.74
Ayudante(1)	1 x 10.34	=	S/. 18.34
	SUB-TOTAL	=	S/. 37.08
Leyes Sociales 105%		=	S/. 38.93
	TOTAL	=	S/. 76.01
		=	\$ 33.78
Costo Mano de Obra x Ton.		=	\$ 33.76 ÷ 64 T.M.S.
		=	\$ 0.52/T.M.S.

3.- COSTO DE ENERGIA

Costo x Potencia	= 20.10 Kw/mes x S/. 19.07/Kw.
	= S/.383.30/ mes.
Costo de Energía	= 6783.75 Kw/Mes x S/. 0.056/Kw.
	= S/. 379.89/ Mes.
SUB TOTAL	= S/. 763.19/ Mes.
18% I.G.V.	= S/. 137.19/ Mes.
TOTAL	= S/. 900.56/ Mes.
Costo por día	= S/. 900.56/ Mes ÷ 30 días/Mes
	= S/. 30.018/ Día.
Costo por turno	= S/. 30.018/ Día ÷ 3 Turno/Día
	= S/. 10.006/ Turno.
	= \$ 4.44/ Turno.
Costo x TMS (Energía)	= \$ 4.44/ Turno ÷ 64 TMS/Turno.
	= \$ 0.069/T.M.S.
COSTO TOT. x T.M.S.	= Costo M.obra + Costo Energía.
	= \$ 0.52/T.M.S. + \$ 0.069/T.M.S.
COSTO X T.M.S.	= \$ 0.589/ T.M.S.

COSTOS DE OPERACION

ACARREO EN TAJO

Se realiza con winche de arrastre de 15 H.P. y cucharas de 26".

En 6 horas de trabajo la eficiencia del winche es de 11.85 m³.

$$\begin{aligned} 11.85 \text{ m}^3 \div 1.7 \text{ (f.e)} \times 3 \text{ Ton./m}^3. \\ = 20.91 \text{ T.M.S./ 6 Horas.} \\ = 3.48 \text{ T.M.S./Hora.} \end{aligned}$$

Para jalar 150 T.M.S./Mes de una rotura de 450 T.M.S. tendremos:

$$150 \text{ T.M.S.} \div 3.48 \text{ TMS/Hora} = 43.10 \text{ Horas.}$$

1.- COSTO POR ENERGIA.

$$15 \text{ H.P.} \times 0.75 \text{ Kw/H.P.} = 11.25 \text{ Kw.}$$

Por potencia :

$$11.25 \text{ Kw.} \times S/.19.07/\text{Kw.} = S/. 214.53$$

Por Energía :

$$11.25 \text{ Kw.} \times 43.10 \text{ Hrs.} \times S/.0.0561/\text{Kw.-h} = S/.27.20.$$

$$\text{TOTAL} \quad \div S/. 241.73$$

$$= \$ 107.43/\text{Mes.}$$

Costo de Energía x T.M.S.

$$\$ 107.43/\text{Mes} \div 150 \text{ T.M.S./Mes} = 0.7162/\text{T.M.S.}$$

2.- COSTO POR MANO DE OBRA.

$$2 \text{ Ayudantes } 2 \times S/.18.34 = S/. 36.68$$

$$\text{Leyes Sociales } 105\% = S/. 38.51$$

$$\text{TOTAL} = \$ 33.419$$

$$\text{Costo M.O.} \times \text{T.M.S} = \$ 33.419 \div 20.91$$

T.M.S.

$$= \$ 1.59/\text{T.M.S.}$$

Costo de Acarreo x T.M.S. = Costo de Energía + Costo M.O.

$$= \$ 2.30/\text{T.M.S.}$$

COSTOS DE OPERACION

COSTO DE MADERA EN PREPARACION

DETALLES.

Redondo de 8" x 10" = S/. 7.94/piezas.

Mad.Aserr. 2" x 8" x 10' = S/. 6.80/piezas.

Clavos de alambr.de 6" = S/. 1.52/Kg. = 12 clavos/Kg.

Ancho de Subnivel 1.00 mts. Dist.entre puntales 1.50 mts.

1.- COSTO DE MADERA.

Para efecto del cálculo tomaremos como ejemplo el croquis de diseño (1) que tiene 35 mts. de subnivel en preparación.

En 35 mts. de subnivel entran 12 redondos (36 puntales), 18 tablas, 12 redondos (rajados) y 36 clavos de 6".

24 redondos x S/. 7.94/piezas =	S/. 190.56.
18 tablas x S/. 6.80/piezas =	S/. 122.40
3 Kg. (clavos) x 1.52 Kg. =	S/. 4.56 ÷ S/.
	317.52
SUB-TOTAL =	\$/. 141.12.
Costo de madera x metro =	\$ 141.12 ÷ 30 mts.
	= \$ 4.704/MT.

COSTO DE MANO DE OBRA.

Maestro (1) S/. 18.75 =	S/. 18.75
Ayudante(1) S/. 18.35 =	S/. 18.35
SUB TOTAL =	S/. 37.10
Leyes Sociales 105% =	S/. 38.95
TOTAL =	S/. 76.05/guardia.
36 puntal. ÷ 2 puntal./gdía =	18 guardias x
	S/. 76.05/gdía.
	= S/. 1,368.90
12 redond. x 2 = 24 rajados ÷ 6 rajados/guardia x 4	
guardias x S/. 76.05/guardia =	S/. 304.20

18 tablas ÷ 12 tablas/gdía = 1.5 gdías x S/.
76.05/guardia = S/. 114.075
Gasto de Mano de obra = S/. 1,787.175
= \$ 794.30

Costo M.O. x mt = \$ 794.30 ÷ 30 mt = \$26.47/mt.

Costo de madera x mt = C.de madera + Costo M.O.
= \$ 4.70/mt.+ \$ 26.47 /mt.
= \$ 31.17/mt.

COSTOS DE OPERACION

TRANSPORTE MINERAL (MINA PLANTA).

DETALLES.

Distancia Mina Planta = 3.5 Km.

Precio S/.x T.M. - KM = S/. 0.471/TM.-KM

= \$ 0.2093/T.M.

Costo x T.M. = S/. 0.2093/T.M. - Km x 3.5 KM. = \$ 0.73/T.M.

OTROS COSTOS DE OPERACION.

Costos de Tratamiento	\$ 7.38/T.M.S.	(Prom).
Costos Administrativ.(Lima)	\$ 9.77/T.M.S.	"
Costos serv.Auxil.Mina	\$ 2.15/T.M.S.	"
Costos de Mtto.activo fijo	\$ 1.23/T.M.S.	"
Depreciación activo fijo	\$ 0.81/T.M.S.	"
Gastos Generales	\$ 1.78/T.M.S.	"

Este último paquete de costos no son tratados con cálculos al detalle por ser una suma de varios gastos que se realiza en la Planta, Lima y Mantenimiento para completar el ciclo de la producción y que no es el objetivo principal de este informe. Pero que es necesario considerar para la valorización económica del proyecto (ver detalle en cuadro resumen de producción Yauli 1,994).

COSTOS DE OPERACION

RESUMEN.

EXPLOTACIÓN Y TRANSPORTE

\$/T.M.S.

01.- Aire comprimido	0.9754
02.- Barrenos	0.6901
03.- Explosivos	1.7464
04.- Acarreo en tajo	2.300
05.- Transporte en galería	0.5890
06.- Transporte a Planta Concentradora	0.7300
07.- Costo Energía Eléctrica, está incluido en aire comprimido	0.00
08.- Planilla	2.3800
 SUB TOTAL (1)	 \$ 9.4109

SERVICIOS ADMINISTRACIÓN Y TRATAMIENTO.

(RESUMEN CUADRO OPERACIÓN 1,994)

	\$/T.M.S.
09.- Servicios Auxiliares Mina	2.1500
10.- Gastos de Mto. activo fijo	1.2300
11.- Depreciación activo fijo	0.8100
12.- Gastos Generales	1.7800
13.- Costo de Tratamiento	7.3800
14.- Costos Administración Lima	9.7700
 SUB TOTAL (2)	 \$ 23.1200

PREPARACIONES.

	\$/MT.	\$/T.M.S.
01.- Aire Comprimido	6.4947	
02.- Barrenos	7.8000	
03.- Explosivos	21.11100	
04.- Madera o sostenim.	31.1700	
05.- Planilla	64.8075	
 SUB TOTAL (3)	 \$ 131.3832	

131.3832 X 35 MT ÷ 3008 T.M.S. = \$ 1.5287

COSTO TOTAL OPERAC. : SUB TOTAL (1) + SUB TOTAL (2)
+ SUB TOTAL (3)

= 9.4109 + 23.1200 + 1.5287

COSTO OPERAC. \$/TMS. = 34.0596

COSTOS DE PRODUCCION

	DICIEMBRE 84		NOVIEMBRE 84		OCTUBRE 84		SEPTIEMBRE 84		AGOSTO 84		JULIO 84		JUNIO 84		MAYO 84		ABRIL 84		MARZO 84		FEBRERO 84		ENERO 84		ACUMULADO 84		
Produccion Mineral (T.M.S.)	17,067,752		17,198,545		17,118,378		17,099,538		15,817,705		15,179,851		16,966,979		17,346,700		16,679,422		16,594,367		15,858,744		16,102,278		198,929,099		
Mineral Tronado (T.M.S.)	17,369,372		15,816,167		16,867,624		16,647,810		17,815,876		14,455,174		16,567,949		15,792,341		17,390,900		15,893,715		15,876,567		15,688,545		198,076,040		
Tipo De Cambio (Dolar Minero)	2.123		2.183		2.227		2.249		2.231		2.192		2.186		2.180		2.177		2.163		2.170		2.169		2.188		
COSTOS DE MINA	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	Importe S/.	US\$ T	
1 Remuneracion Obreros	159,606	4.37	158,713	4.23	150,458	3.95	145,398	3.78	143,733	4.07	142,003	4.27	124,213	3.35	123,450	3.26	124,747	3.44	133,093	3.70	123,806	3.54	126,379	3.81	1,657,589	3.81	
2 Leyes Sociales Obreros	28,768	0.79	28,792	0.77	29,055	0.76	25,947	0.68	27,242	0.77	37,227	1.12	21,583	0.58	19,149	0.51	20,883	0.58	22,540	0.63	21,891	0.64	21,306	0.63	304,974	0.70	
3 Remuneraciones Empleados	94,141	2.58	90,287	2.41	73,002	1.92	74,725	1.94	60,227	1.71	61,397	1.84	68,182	1.87	59,561	1.57	56,377	1.52	56,625	1.58	54,169	1.59	54,254	1.61	605,834	1.82	
4 Leyes Sociales Empleados	10,873	0.29	10,107	0.27	9,010	0.24	9,214	0.24	7,508	0.21	10,201	0.31	7,271	0.20	6,279	0.16	7,998	0.22	7,230	0.20	6,313	0.19	6,700	0.19	99,454	0.23	
5 Compensacion Tiempo Servido	87,185	2.39	85,702	2.29	83,257	2.18	83,257	2.17	81,698	2.31	80,471	2.42	33,425	1.08	36,595	0.97	36,655	1.01	36,855	1.02	35,427	1.07	36,427	1.04	723,874	1.66	
6 Exploracion y Desarrollo	201,814	5.52	204,573	5.48	213,994	5.61	197,593	5.14	158,006	4.48	166,215	5.00	168,112	4.53	141,970	3.75	108,226	2.99	129,247	3.60	117,993	3.47	104,073	2.98	1,911,566	4.39	
7 Preparacion y Explotacion	374,952	10.27	369,053	9.88	359,911	9.44	335,821	8.73	214,742	6.09	233,996	7.03	276,289	7.45	272,577	7.21	249,043	6.86	261,097	7.27	231,240	6.81	211,791	6.06	3,390,331	7.79	
8 Fuerza Electrica	51,274	1.40	51,391	1.37	42,515	1.12	84,306	1.67	62,635	1.77	51,457	1.55	53,662	1.45	49,041	1.30	44,239	1.22	39,221	1.09	36,321	1.07	35,724	1.02	582,000	1.34	
9 Servicios Auxiliares de Mina	107,185	2.93	95,040	2.54	111,178	2.92	114,564	2.98	112,460	3.19	78,628	2.39	75,000	2.02	72,930	1.93	51,546	1.42	48,641	1.35	32,012	0.94	37,619	1.00	937,843	2.15	
10 Gastos Manut. Activo Fijo	66,399	1.81	57,407	1.53	60,314	1.58	51,387	1.34	46,519	1.32	41,559	1.25	37,878	1.02	44,913	1.19	32,608	0.90	40,281	1.12	28,547	0.84	28,044	0.80	536,406	1.23	
11 Depreciacion de Activo Fijo	35,960	0.99	33,167	0.89	31,620	0.83	30,703	0.80	27,503	0.78	27,271	0.82	26,956	0.73	26,785	0.71	26,670	0.73	26,522	0.74	26,100	0.77	32,867	0.94	363,014	0.81	
12 Gastos Generales	85,517	2.34	79,765	2.13	86,149	2.26	76,614	2.05	69,095	1.96	69,095	1.96	63,944	1.72	61,059	1.61	49,955	1.38	49,114	1.37	43,238	1.27	33,623	0.95	776,394	1.78	
13 Transporte de Mineral	37,765	1.03	34,094	0.91	35,109	0.92	30,915	0.80	27,590	0.78	29,195	0.80	26,563	0.72	30,571	0.81	28,666	0.79	28,494	0.79	27,706	0.79	27,706	0.79	364,176	0.84	
14 Regalias	45,584	1.25	42,749	1.14	46,551	1.22	42,370	1.10	57,352	1.63	56,659	1.70	62,279	1.69	55,341	1.48	54,515	1.50	54,653	1.52	54,919	1.52	55,214	1.56	628,136	1.44	
Total Costo De Mina	1,787,332	37.99	1,340,761	35.77	1,332,070	34.94	1,284,754	33.43	1,096,280	31.06	1,094,570	30.90	1,062,516	28.38	1,000,261	26.45	892,083	24.57	933,393	25.98	839,724	24.71	815,957	23.35	11,069,691	30.02	
COSTOS DE TRATAMIENTO																											
1 Remuneracion Obreros	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2 Leyes Sociales Obreros	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3 Remuneraciones Empleados	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4 Leyes Sociales Empleados	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5 Compensacion Tiempo de Servicios	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6 Depreciacion de Activo Fijo	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7 Gastos Generales	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8 Costo de Tratamiento de Trazo	269,686	7.86	268,304	7.77	290,473	6.99	266,399	7.12	234,571	5.90	252,423	7.97	242,736	6.70	232,120	6.74	277,117	7.32	290,581	8.39	299,016	8.68	254,767	7.49	3,198,113	7.38	
Total Costo De Tratamiento	269,686	7.86	268,304	7.77	290,473	6.99	266,399	7.12	234,571	5.90	252,423	7.97	242,736	6.70	232,120	6.74	277,117	7.32	290,581	8.39	299,016	8.68	254,767	7.49	3,198,113	7.38	
Sub-Total (Mina & Tratamiento)	1,876,938	45.84	1,609,065	43.54	1,622,543	41.93	1,551,153	40.54	1,330,851	36.97	1,347,013	40.86	1,305,252	35.08	1,232,381	33.19	1,169,200	31.89	1,233,964	34.37	1,138,740	33.39	1,070,724	30.85	16,267,804	37.41	
COSTOS ADMINISTRATIVOS LIMA																											
1 Remuneraciones Empleados	296,309	7.84	216,917	5.79	215,875	5.66	223,557	5.82	175,502	4.97	167,832	5.04	151,858	4.10	152,278	4.03	148,111	4.08	134,010	3.72	125,204	3.68	121,061	3.47	2,118,544	4.87	
2 Leyes Sociales Empleados	21,320	0.58	27,579	0.74	13,629	0.36	15,404	0.40	13,001	0.37	16,617	0.49	12,042	0.32	11,863	0.31	11,884	0.33	12,753	0.35	11,740	0.35	16,725	0.48	183,957	0.42	
3 Compensacion Tiempo Servido	28,515	0.78	21,126	0.56	19,070	0.50	19,238	0.50	13,643	0.39	12,949	0.39	10,499	0.28	13,412	0.44	15,334	0.42	14,033	0.39	11,872	0.35	9,443	0.27	189,134	0.44	
4 Depreciacion Activo Fijo	5,510	0.15	5,202	0.14	4,959	0.13	4,827	0.13	4,717	0.13	4,670	0.14	4,623	0.12	4,582	0.11	4,570	0.13	4,511	0.13	4,356	0.13	3,661	0.10	56,198	0.13	
5 Gastos Manut. Activo Fijo	2,720	0.07	3,003	0.08	4,056	0.11	6,351	0.17	4,123	0.12	9,292	0.29	526	0.01	4,310	0.11	3,553	0.10	4,068	0.11	595	0.02	0	0.00	42,604	0.10	
6 Flores de Concentrados	38,556	1.06	38,403	1.02	34,798	0.91	36,335	0.95	37,023	1.05	32,568	0.98	36,550	0.97	34,839	0.92	35,920	0.99	35,774	1.00	31,120	0.92	35,328	1.01	426,708	0.98	
7 Gastos Generales de Ventas	0	0.00	0	0.00	0	0.00	285	0.01	246	0.01	0	0.00	209	0.01	55	0.00	300	0.01	0	0.00	0	0.00	0	0.00	1,075	0.00	
8 Gastos Generales Administrat.	41,905	1.15	49,591	1.32	38,093	1.00	76,068	1.98	48,788	1.38	115,879	3.49	33,458	0.90	46,623	1.23	41,687	1.15	28,914	0.80	22,735	0.67	24,426	0.70	508,245	1.30	
9 Cargas Financieras	29,494	0.81	28,648	0.76	33,707	0.98	52,614	1.37	46,167	1.31	36,653	1.04	39,034	1.05	44,894	1.19	45,064	1.24	27,715	0.77	19,114	0.56	24,000	0.69	426,504	0.98	
10 Impuesto Minero	21,277	0.58	20,297	0.54	21,143	0.56	21,123	0.55	20,441	0.58	20,249	0.61	20,026	0.54	19,910	0.53	18,653	0.55	1								

VII.- EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO.

7.1.-INTRODUCCION Y RESUMEN

La implementación del proyecto resultará en la explotación de 3.008 T.M.S. de mineral con Leyes de cabeza de 8.80 Oz.Ag/T.C., 2.18 % Pb. 0,23% Cu y 3.43% Zn.

Destacaremos que el costo de operación total está en \$ 34.0596/T.M.S. convendría trabajar blocks cuya valorización estén bordeando estos costos operativos y que reúnan características similares al mostrado el pte. proyecto.

Esta producción representa un valor de ventas de \$ 143,959.2704 o \$ 47.8588/T.M.S. Los gastos de producción totalizan : \$ 102,451.27680 o \$ 34.0596/T.M.S.

EN RESUMEN :

Producción	3,008 T.M.S.
	<u>\$/T.M.S.</u>
Valor de Ventas	47.8588
Costos operación	34.0596
Margen Bruto	13.7904
GANANCIA BRUTA	3,008 TMS X \$ 13.7992/TMS
	= \$ 41,507.9936

7.2.- VALORIZACION DE LOS BLOCKS Y VALOR DE VENTA RESERVAS.

	Oz.Ag./T.C.	% Pb.	% Cu.	—% Zn.
	8.80	2.18	0.23	3.43
3,008 T.M.S.	7.98	2.18	0.23	3.43

VALORES NETOS RECUPERABLES AÑO 1995

Plata	U.S. \$/Oz.	2.99
Plomo	U.S. \$. Unid.	2.87
Cobre	U.S. \$. Unid.	11.41
Zinc	U.S. \$. Unid.	3.67
Oro	agregar	2.52

VALORES POR T.M.S.

Ag	: 8.80 x 2.99 ÷ 1.10231	= \$ 23.8698
Pb	: 2.18 x 2.87	= \$ 6.2566
Cu.	: 0.23 x 11.41	= \$ 2.6243
Zn	: 3.43 x 3.67	= \$ 12.5881
Au	: agregar	= \$ 2.5200

VALOR TOTAL/T.M.S. = \$ 47.8588

Valor de venta = \$ 47.8588/TMS X 3008 TMS.
= \$ 143959.2704

7.3.-PRESUPUESTO DE EGRESOS.

El total de egresos durante la vida útil del proyecto es el siguiente :

	\$/T.M.S.
1.- Explotación y Transp.	9.4109
2.- Serv. Administración y tratamiento	23.1200
3.- Preparaciones	1.5287
TOTAL EGRESOS/T.M.S.	34.0596

Gastos Total : \$ 34.0596/T.M.S. x 3008 TMS.
= \$ 102.451.22768.

Los rubros 1 y 3 se calcularon a base a los gastos actuales de operación en Minería Yauli S.A. y los rubros de 2 se sacaron del cuadro de costos de producción (ver cuadro), promedio del año 1994.

7.4.-UTILIDAD BRUTA DEL PROYECTO

De 7.2 y 7.3 podemos concluir que el valor de venta es de \$ 143,959.2704 y los gastos generales o egresos suman \$ 102,451.22768, dándonos un margen de utilidad Bruta de \$ 41,507.9936.

VIII.- APÉNDICES.

B.1.- PRODUCCION OBTENIDA.

AÑO	T.M.S.	Ag.	Pb.	Cu.	Zn.	US\$
		Oz./Tc	%	%	%	xT.M.S
1989	162109.37	6.75	2.39	0.24	3.33	50.69
1990	133094.28	7.33	2.30	0.30	3.80	43.50
1991	145070.25	6.62	3.05	0.26	4.55	46.25
1992	161742.14	6.93	3.79	0.32	5.98	47.47
1993	184375.12	6.67	3.31	0.44	5.96	45.90
1994	198929.61	6.79	2.50	0.53	4.57	40.61

B.2.- AVANCES REALIZADOS

AÑO	EXPLORAC.	DESARR.	PREPARAC.	TOTAL
1989	3550.85	1166.80	788.75	5506.40
1990	2309.60	1354.10	1611.85	5275.55
1991	1090.40	2146.70	1735.40	4972.50
1992	2542.40	1785.65	2170.65	6497.70
1993	2905.20	2266.80	2223.00	7395.00
1994	3570.85	2391.15	2782.08	8744.08

B.3.- RESERVAS PARA 1995

RESERVAS	T.M.S.	A.V.	A.L.	Ag.	Pb.	Cu.	Zn.	US.\$
		(m)	(m)	oz./Tc	%	%	%	xTMS.
ACCESIBL.	235,401	1.07	1.37	7.87	2.40	0.50	4.31	54.39
PARC.ACCE.	121,319	0.90	1.17	6.30	1.60	0.71	4.81	51.74
INACCESIB.	401,381	0.96	1.24	6.23	2.03	0.62	5.56	54.14
TOTAL :	758,101	0.98	1.27	6.75	2.08	0.60	5.05	53.83

8.4.- PRECIOS MINERALES

AÑO	Ag.	Pb.	Cu.	Zn.	Au.
	US\$/Oz.	C/.Lb.	C/.Lb.	US\$/TM.	US.\$/TM.
1991	4.00	28	110	1,250	380
1992	4.00	28	110	1,250	380
1993	3.65	20.5	100	1,050	325
1994	5.00	21	78	980	385
1995	4.60	21	130	985	380

8.5.- VALORES NETOS RECUPERABLES

AÑO	Ag.	Pb.	Cu.	Zn.	Au.
	US\$/Oz.	US\$/Uni.	C/Unid.	US\$/Uni	US.\$/agre
1991	2.01	2.45	8.50	4.83	1.28
1992	1.88	1.72	5.00	3.98	2.52
1993	1.67	1.63	5.86	3.48	1.86
1994	2.65	2.32	4.13	2.89	1.51
1995	2.99	2.87	11.41	3.67	2.52

REFERENCIAS

- 1.- BERAUN CABRERA BERNARDO "Posibilidades de aplicación del relleno Neumático en la MINA SANTA BARBARA" (Informe interno MINSUR S.A 1,986).
- 2.- DEL RIO MALAGA CESAR "Ampliación de reservas e incremento de la producción en la sección CONSUZO" Tesis UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA - MARZO 1980.
- 3.- III SIMPOSIUM NACIONAL DE PERFORACIONES Y VOLADURA DE ROCAS U.N.I. 1,995.
- 4.- REVISTA MINERIA, Enero - Febrero 1,995.
- 5.- INFORMES INTERNOS "MINERA YAULI S.A."

