

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA**

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

**PROYECTO DE EXPLORACION Y
EXPLOTACION DE LA MINA EL
TINGO
CIA. MINERA PODEROSA S.A.**

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

CARLOS ROMAN BASURTO

PROMOCION 85-I "ING.FRANCISCO SOTILLO PALOMINO"

LIMA-PERU

1,991

**"LAS MINAS DE ORO DE PATAZ SON UNA VARA MAGICA QUE
LE HA BRINDADO A NUESTRA PATRIA LA PROVIDENCIA..."**

M.C. TARNAWIECKI 1,930

DEDICATORIA

A:

- * La memoria de MAMA.
- * El esfuerzo de PAPA.
- * Los mineros artesanales que fueron la verdadera LUZ y ESPERANZA de la minería.
- * Mi ALMA MATER.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi agradecimiento al Ingeniero Marcelo Santillana Salas, Gerente de Operaciones de la Cia. Minera PODEROSA S.A., al Ingeniero Luis Seijas Peñaherrera, Gerente de Exploraciones, al Ingeniero Antonio Sanchez Fajardo Jefe de Planeamiento, y los demás Ingenieros que colaboraron desinteresadamente para que este modesto trabajo se haga realidad

Igualmente agradezco al Ingeniero Isaac Rios Quinteros Director de la Escuela de Minas de la Universidad Nacional de Ingenieria y a mis demás profesores, verdaderos maestros de maestros, que con su abnegada y difícil labor de enseñanza contribuyen con el progreso de nuestra patria en medio de tanta crisis. En general a todas las personas dentro y fuera de "LA FAMILIA PODEROSA" que de alguna manera contribuyeron con la elaboración de éste inapreciable trabajo.

INDICE

	pag.
INTRODUCCION	01
OBJETIVOS Y ALCANCES	07
I) GENERALIDADES	08
I.1) Reseña histórica	08
I.2) Ubicación y acceso de la mina	09
I.3) Vegetación y clima	10
II) GEOLOGIA	11
II.1) Geología general	11
II.2) Geología regional	12
Geomorfología	12
Estratigrafía y litología	13
II.3) Geología estructural	15
II.4) Geología económica	17
Mineralogía	17
Vetas auríferas	18
Alteraciones	18
Alteraciones hipógenas de las rocas	19
Alteraciones supérgenas de las rocas cajas	19
Controles de mineralización	20
III) PROGRAMA DE EXPLORACIONES Y DESARROLLO	22
III.1) Introducción	22

III.2) Etapas de desarrollo de una mina	23
III.3) Programa anual de exploraciones y desarrollo	25
Radio de cubicación	26
Programa de labores horizontales	28
Programa de labores verticales	28
Programa total de avances de exploraciones y desarrollo para 1,991	29
Requerimiento de mano de obra, materiales y equipo	30
III.4) Diseño de la malla para una galería de 7'x8'	33
III.5) Diseño de la malla para una chimenea de 4'x5'	38
III.6) Equipos utilizados en las labores de exploración y desarrollo.	42
III.6.1) Cálculo del costo horario de la Pala LM 36	55
III.6.2) Cálculo del costo horario de la perforadora Jack leg T 28	58
III.6.3) Cálculo del costo horario de la compresora	59
III.6.4) Cálculo del costo horario del ventilador	60
III.6.5) Cálculo del costo horario del carro minero	61
III.7) Cálculo del costo de 1 m de galería de 7'x8'	62
III.8) Cálculo del costo de 1 m de chimenea de 4'x5'	71
III.9) Cálculo del costo de 1 m de subnivel de 4'x6'	78
Resumen del costo de 1 m de galería 7'x8'	86
Resumen del costo de 1 m de chimenea de 4'x5'	88
Resumen del costo de 1 m de subnivel de 4'x6'	90
III.10) Cálculo del costo de desarrollo	92

IV) MINA	93
IV.1) Criterios para la aplicación de métodos de explotación	93
IV.2) Métodos de explotación aplicables	103
IV.2.1) Método de acumulación	104
IV.2.2) Método de tajeo abierto	107
IV.2.3) Método de corte y relleno	109
IV.3) PLANEAMIENTO DE MINADO	117
IV.3.1) Introducción	117
IV.3.2) Cubicación de reservas probadas	120
Cubicación de reservas probables	121
IV.3.3) Standares considerados para el método de corte y relleno	122
IV.3.4) Cálculo del programa de producción	125
Tonelaje explotable	130
Tonelaje producible	130
Tonelaje programado	131
Requerimiento de mano de obra	131
Requerimiento de equipo	134
Cálculo del tonelaje explotable de los tajos del nivel 1984	136
Cálculo del tonelaje explotable de los tajos del nivel 2014	138
Cálculo del tonelaje explotable de los tajos del nivel 2054	140
Cálculo del tonelaje explotable de los tajos del nivel 2091	142

Programa de producción Enero de 1,991	145
Programa anual de producción 1,991	149
IV.3.5) Programa de labores de preparación	153
IV.3.6) Cálculo del costo de explotación	155
V) SERVICIOS AUXILIARES	166
V.1) Transporte de mineral	166
V.2) Transporte de materiales	167
V.3) Aire comprimido	168
V.4) Ventilación	169
V.5) Relleno	169
V.6) Energía eléctrica	170
VI) PLANTA DE CIANURACION	172
VI.1) Descripción de la planta de cianuración	172
VI.2) Cálculo del costo de tratamiento	178
VI.3) Resumen del costo de planta	180
VII) EVALUACION ECONOMICA	181
VII.1) Introducción	181
VII.2) Cálculo del costo de operación	183
VII.3) Calculo del costo de capital	186
VII.4) Estado de pérdidas y ganancias	191
VIII) CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	192
B I B L I O G R A F I A	194

INTRODUCCION

Existe una frase muy conocida , que el científico Alemán A. Humboldt hizo famosa al decir que "El Perú es un mendigo sentado en un banco de oro", la metáfora es correcta y los resultados saltan a la vista, quienes han tenido oportunidad de visitar éstos lugares aledaños a la Compañía Minera Poderosa es más cierto aún, resulta paradójico como puede existir tanta pobreza en medio de abundante riqueza, a pesar de ser pueblos antiguos que deben su existencia al descubrimiento de un clavo rico en una de las vetas que yacen en su terreno.

Desde tiempo de los incas ha habido actividad minera en ésta zona, sin embargo el nivel de vida se ha estancado por mucho tiempo, la minería actividad principal, que paralelamente con la ganadería y agricultura pueden lograrse desarrollarse, tomando como eje a la minería, puede transformarse a ésta zona en un pueblo próspero; porque existe el material humano que es minero por tradición, para muestra basta un botón; quienes han visitado el pueblo de Zarumilla en su fiesta patronal podrán observar un inclinado sencillo que sirve para bajar a la Imagen desde su altar, un inclinado que tiene el mismo principio de los más sofisticados, Poderosa que está construyendo desde el año pasado, un inclinado para el área de Cortadera no estaría demás que le den una visita a la Virgen del Carmen de Zarumilla.

Naturalmente el estancamiento se debe al agotamiento de minerales de alta ley que pueden recuperarse por amalgamación, entonces es necesario la introducción de la Tecnología, implementar la mecanización de la mina, para un mejor entendimiento vamos a analizar el concepto de los términos: Tecnología, técnica, productividad y creatividad.

TECNOLOGIA: De acuerdo al diccionario es el conjunto de conocimientos técnicos.

TECNICA: Es un conjunto de conocimientos propios de un arte industrial u oficio mecánico. Por tanto, entendemos innovación tecnológica la alteración de la forma de hacer las cosas, introduciendo un conjunto de conocimientos tanto científicos como empresariales para la producción de bienes, servicios y/o conocimientos.

PRODUCTIVIDAD: Es la capacidad o grado de producción por unidad de trabajo o equipo industrial.

INNOVACION Y CREATIVIDAD: Son las fuentes de la tecnología. Es así que los inventores o empresarios de la invención, son los que dan origen a los grandes avances tecnológicos.

En la minería un avance tecnológico nos lleva a una mejor productividad y/o a un mejor ambiente de trabajo con un menor esfuerzo humano, y las empresas deben marchar de acuerdo a las nuevas tecnologías, si es que desean seguir compitiendo en el mercado.

Motivado por ese deseo de transformación que los pueblos de ésta zona alimentan, atravesando una etapa de

metamorfosis para dar paso a la tecnología, es que se gestó la idea de hacer realidad el presente trabajo intitulado **PROYECTO DE EXPLORACION Y EXPLOTACION DE LA MINA EL TINGO**, que cuando llegué a El Tingo en donde laboré por más de un año, comencé con la recolección de datos, lo difícil de la tarea asociado a una actitud perfectista encaminado a obtener la mayor información posible ha diferido por buen tiempo la cristalización del presente trabajo.

Actualmente El Tingo está atravezando una etapa de priorización debido a que todas las Esperanzas están depositadas en ésta mina. El Tingo con sus 05 años de operación tiene cubicado 60,000 TMS que le dá una vida limitada de 03 años a un ritmo de producción de 2,000 TN mensuales, por eso la importancia de darle más empuje en las labores de exploración a fin de ganar más reservas.

La elaboración del planeamiento de minado se basa fundamentalmente en la optimización de los recursos, y el aprovechamiento racional de la mano de obra, El Tingo como las otras minas que se encuentran ubicadas en esta zona tienen el problema del aislamiento, el acceso de la ciudad es muy limitado, por la distancia y la inaccesibilidad de carreteras que hacen aún más difícil el problema de la contratación de personal calificado, se puede observar un movimiento considerable de personal que mensualmente se retiran en forma voluntaria por diferentes razones, tales como falta de campamentos, escasez de alimentos y un deficiente servicio de mercantil que son condiciones mínimas

de trabajo; La capacitación de personal se está implementando últimamente que es una medida acertada para elevar el nivel y la calidad de trabajo.

La compañía minera Poderosa a la actualidad tiene 10 años de vida, en sus inicios La Lima fué al única unidad que aportaba mineral posteriormente con el aporte de Papagayo a partir de 1,986 la producción de La Lima ha ido decreciendo e incrementándose la producción de Papagayo; desde 1,990 El Tingo ha comenzado a aportar mineral, pero mineral de cancha que se tiene acumulado de las labores de exploración, en la actualidad se hace necesario que El Tingo entre en producción para satisfacer las necesidades de la planta que con la ampliación a 8,000 TMS/mes y posteriormente a 9,000 TMS/mes, se va tener problemas de producción.

A continuación se presenta un cuadro del transporte de mineral a planta desde el año 1983:

AÑO	LA LIMA	PAPAGAYO	EL TINGO	LEY
1983	40,351			14.97
1984	46,289			13.58
1985	54,440			10.11
1986	13,832	20,741		15.01
1987	18,553	22,843		15.39
1988	14,555	24,692		26.64
1989	14,292	38,617		26.82
1990	27,940	39,516	3,506	23.90

Como se puede observar se hace necesario incrementar las labores de exploración e iniciar la explotación en El Tingo para garantizar la vida de la mina porque a parte de las vetas: La Lima en La Lima y Mercedes en Papagayo, que practicamente están explotados la mayor parte solamente tenemos la veta Choloque en El Tingo delimitada y cubicada; en estos momentos se ha comenzado a explorar la veta Cortadera y la veta Bárbara; quedando las demás vetas por explorar, a continuación tenemos los afloramientos de las vetas en El Tingo.

AFLORAMIENTO DE VETAS EN LA UNIDAD EL TINGO.

VETA	POTENCIA PROMEDIO	LEY PROMEDIO	Nro. DE CATEOS
CECILIA	0.28	9.39	98
DENISSE	0.29	6.88	42
KATHERINE	0.27	2.49	32
LUZ SUPERIOR	0.15		26
NATALIA	0.24	10.82	85
PENCAS	0.63	4.44	47
BARBARA	0.34	9.01	87
CORTADERAS	0.9	3.38	51
SOFIA	0.58	2.79	66
HUAYABA	0.6	9.54	12
CAJATAMBO	0.27	10.6	33
GINA	0.38	4.36	55
SONIA	0.27	4.51	73
CHOLOQUE	0.54	1.07	45

Como se puede observar se tiene 14 afloramientos de vetas reconocidos, de las cuales solamente se ha explorado choloque y aún existen otras vetas que falta información y que hacen de El Tingo una mina atractiva que en corto plazo debe convertirse en la mina principal de Poderosa. Para ello se debe de estar preparando la infraestructura necesaria, acompañado de una acertada planificación basado principalmente en la capacidad y experiencia profesional de lo contrario quedará solamente en deseo.

OBJETIVOS Y ALCANCES

El objetivo de la presente tesis es mostrar la elaboración de un programa de anual de exploraciones y plantear una alternativa de minado en la explotación de la geometría de los depósitos de minerales de oro, elaborados bajo un planeamiento de minado sin pretender establecer un modelo técnico de planeamiento operacional.

Las tecnologías de explotación de yacimientos de oro han sido perfeccionado a través del tiempo, así a los primeros métodos de explotación con vacíos abandonados han seguido los métodos de explotación con relleno, después el de almacenamiento, posteriormente el de hundimiento, y está pendiente el de lixiviación in situ que debe ser una invitación para que la empresa promueva la investigación básica orientada hacia la realización de ésta moderna tecnología, que debe asegurar una alta economicidad en la recuperación de oro.

I GENERALIDADES

I.1) RESEÑA HISTORICA

Con referencia a la actividad minera desarrollada en la época pre-incaica los primeros cronistas y geógrafos hacen mención de las minas de Zaruma al norte de Tumbes y de Patáz que fueron las que abastecieron el oro a los orfebres del Chimú, también se pueden tomar como referencia las ruinas de El Gran Fajatén y otras ciudadelas antiguas descubiertas al este de la provincia de Patáz, que nos muestran una evidencia que ha habido actividad minera.

Durante el incanato la actividad minera se ha desarrollado muy limitadamente, TARNAWIECKI (1929) informa sobre el hallazgo de herramientas de madera y grandes muros de roca, por otro lado se puede observar en la parte superior de El Tingo un "camino del inca" que probablemente unía Buldibuyo con Cajamarca y que se puede suponer que la gente de ésta parte usaba este camino para llevar el oro a Cajamarca.

Durante la colonia a principios del siglo XVIII se trabajaron las minas de Patáz entre ellos San Francisco, San Lorenzo, El tingo; fundándose el pueblo de Patáz el año 1,770. En los últimos años de la colonia y principios de la república la explotación aurífera disminuye considerablemente debido al agotamiento de los minerales con oro libre, siendo muy bajas las recuperaciones por el método de amalgamación.

A comienzos del presente siglo la NORTHERN PERU MINING AND SMELTING COMPANY S.A. , trabaja en la veta San Francisco de Patáz, y explora hacia el norte entre ellos la veta Choloque de El Tingo hasta la veta La Lima abandonando éste proyecto al no obtener resultados atractivos. Posteriormente entre 1,936 y 1,960 la compañía SINDICATO MINERO PARCOY S.A. explota las vetas de San Francisco, Esperanza, El Tingo y otras.

En 1,980 la COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A. instala una moderna planta de cianuración en el caserío de Vijus a orillas del rio Marañón con una capacidad de tratamiento de 180 TMS/día, explotando inicialmente las vetas de La Lima, en la actualidad además de La Lima se encuentra en explotación la veta Mercedes de la mina Papagayo y próximamente la veta Choloque de la mina El Tingo.

I.2) UBICACION Y ACCESO DE LA MINA.

La mina El Tingo se encuentra ubicado a unos 08 kms. en línea recta al norte del pueblo de Patáz, en el distrito y provincia de Patáz, departamento de La Libertad. En las márgenes del rio El Tingo, margen oriental del rio Marañón, entre los 1,750 y 2,170 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas aproximadas son:

Longitud: 77 o 35'24" Oeste

Latitud : 07 o 47'02" Sur

El acceso a la mina por vía terrestre desde Lima es el siguiente:

Lima--Trujillo

560 kms

8 hrs

Trujillo-Huamachuco-Chagual	340 kms	16 hrs
Chagual-vijus-El Tingo	30 kms	2 hrs

Por vía aérea:

Lima-aeropuerto de La Tumana(Chagual):	1.5 hrs
Aeropuerto-Vijus-El Tingo	1.5 hrs

I.3) VEGETACION Y CLIMA

El área de El Tingo debido a su accidentada topografía como a la precipitación fluvial tiene tanto el clima como la vegetación variados, observándose en la parte baja un clima cálido y seco, y en los niveles superiores presenta un clima frío, en cuanto a la vegetación también es variada produciéndose árboles frutales en los niveles bajos y en los niveles superiores producen tubérculos, cereales y hortalizas. Asimismo existe la crianza de ganado vacuno, caprino, lanar y caballar.

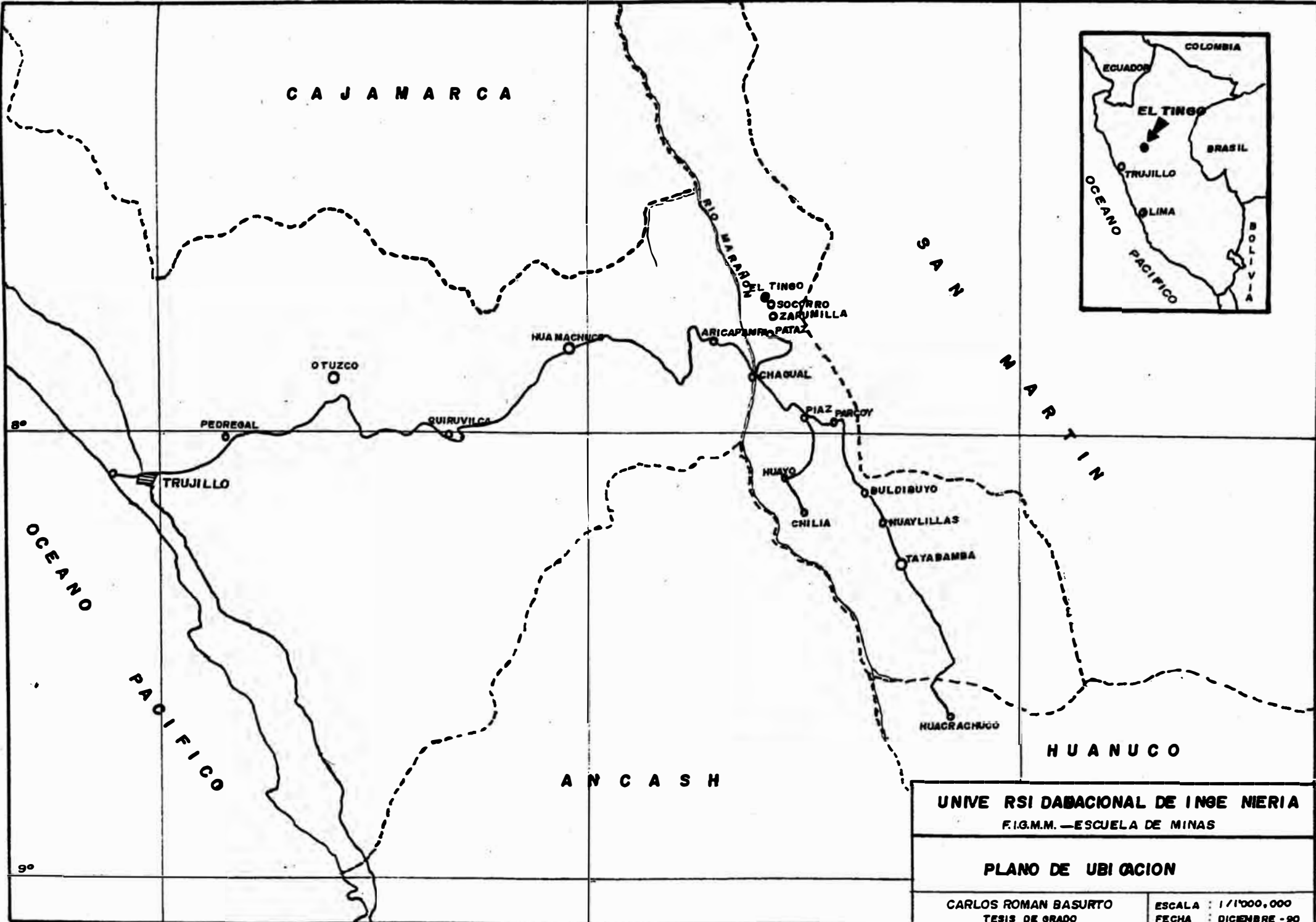
79°

78°

CAJAMARCA

SAN

MARTIN



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

PLANO DE UBICACION

CARLOS ROMAN BASURTO
 TESIS DE GRADO

ESCALA : 1/1'000,000
 FECHA : DICIEMBRE - 90

8°

9°

OCEANO
PACIFICO

OCEANO
PACIFICO

ANCASH

HUANUCO

II GEOLOGIA

II.1) GEOLOGIA GENERAL

El Tingo se encuentra en la región de Patáz, geológicamente pertenece a la provincia metalogénica oriental del Perú conocida como la faja aurífera "Patáz-Buldibuyo".

La cordillera oriental del Norte Peruano, donde está localizado la zona en estudio, es una barrera muy disectada y erosionada por los tributarios del Marañón, el cual marca los límites con la cordillera occidental formando un valle de curso rectilíneo y controlado por un sistema de fallas NNW-SSE a N-S.

La mineralización filonéana de oro en Poderosa tiene un ambiente de deposición diferente a la mineralización en el Batolito de la Costa. En el Batolito de Patáz la mineralización tiene mayor profundización (encima de 800 m) respecto a las minas de oro en el Batolito de la Costa tales como minas Calpa 400 m, minas Ocoña 600 m. La longitud de afloramiento es uno de los aspectos importantes en la consideración de evaluar las posibilidades de una zona.

En los yacimientos de metales preciosos como el Oro, entre el frente inicial de deposición de los flujos mineralizantes, el frente de máxima ley y el frente final de deposición no hay continuidad de mineralización, lo que sucede es que ésta se halla a manera de clavos aislados con sectores sin ley, teniendo una distribución bastante errática.

II.2) GEOLOGIA REGIONAL

GEOGRAFIA

Regionalmente Wilson (1,964) observa tres unidades principales: Altiplanos, Areas Glaciares, y Valles.

ALTIPLANO.- La región de El Altiplano mantiene una elevación promedio de 3,500 m.s.n.m. (Wilson , 1,964) se trata de una topografía suavemente ondulada con pequeños cerros redondeados que destacan sobre las pampas y los valles.

AREAS GLACIARES.- Tanto en la cordillera oriental como en la central existen cerros que sobrepasan los 4,000 m.s.n.m. y alrededor de ellos hay valles en U , valles colgados, abanicos fluvio-glaciares, mostrando un evento de glaciación. Como ejemplo tenemos las cabeceras de la quebrada del Lavasén y sus quebradas tributarias que poseen la forma típica del valle de origen glaciar; igualmente se observa en la parte de Huaguil, en las alturas de la margen occidental del río Marañón.

VALLES.- Esta unidad está más desarrollada en la zona de Patáz, debido a que hay varios valles tributarios del río Marañón, de tal forma que los tributarios del Este son los ríos Lavasén, Chicún, El Tingo, Hualanga, Lucmahuayco, Carrizal, San Miguel y los tributarios del oeste son los ríos Suchacco, y de otras quebradas pequeñas.

El valle del Marañón está controlado por una gran falla regional que sigue de sur a norte y algunos valles

adyacentes están controlados por fallas transversales a esta fosa tectónica Vijus- Parcoy.

El área de El Tingo se encuentra en la zona de valles, que han sido formados por los tributarios del río Marañón.

ESTRATIGRAFIA Y LITOLOGIA

Mayormente en la margen derecha del río Marañón se observa afloramientos de rocas intrusivas y el complejo precambriano del Marañón. En menor proporción aparecen los grupos Copacabana, Pucará, Mitu y Goyllarisquizga, además de las formaciones Crisnejas y Rosa. Los volcánicos Lavasén culminan la serie estratigráfica de la región.

a) COMPLEJO DEL MARAÑON (PRECAMBRICO)

Consta mayormente de rocas metamórficas como filitas, micaesquistos, pizarras y metavulcanita. Presenta segregaciones de cuarzo y vetillas del mismo mineral que los recorta. Cuando están intemperizadas son más claras. El cuarzo es del tipo lechoso masivo, y a veces presenta crustificación.

El complejo Marañón se puede observar a pocos kilómetros al sur este de Vijus en forma continua, prolongándose hacia el norte. El límite oriental se encuentra aproximadamente en el "revolcadero".

b) GRUPO COFACABANA (PERMIANO INFERIOR)

Está constituido en su mayoría de sedimentos calcáreos, con escasas intercalaciones de lutitas negras y limolitas.

c) GRUPO MITU (PERMIANO SUPERIOR)

Este grupo se observa a pocos kilómetros al sur de Vijus como clásticos arenosos y conglomerados rojizos oscuros, también se puede observar una secuencia de brechas, derrames y tobas rojizas, que pertenecen al mismo grupo.

d) GRUPO FUCARA (TRIASICO-JURASICO INFERIOR)

Este grupo se presenta por las cercanías de Vijus, se observa calizas grises y claras. Por sectores presenta una coloración negrusca.

e) GRUPO GOYLLARISQUIZGA (CRETACEO INFERIOR)

Está compuesto mayormente de areniscas finas, también se puede observar lutitas y calizas de origen continental (lacustre).

f) FORMACION CRISNEJAS Y ROSA (CRETACEO INFERIOR)

La primera está compuesta de calizas con intercalaciones de areniscas calcáreas, margas y lutitas calcáreas. La segunda corresponde a conglomerados y areniscas rojas que tipifican las capas rojas continentales, se observa al Este de Chagual.

g) VOLCANICOS LAVASEN (TERCIARIO MEDIO)

Aparece como límite oriental del Batolito de Patáz y del complejo Marañón, en las partes altas del río La Lima, y

más aún en el río Lavasén. Es el más potente, está constituido por tobos y brechas mayormente; derrames en menor proporción.

h) ROCAS IGNEAS INTRUSIVAS (PALEOZOICO SUPERIOR)

El Batolito de Patáz está compuesto mayormente de tonalita-granodiorita de grano medio, con hornblenda y/o biotita; por sectores la concentración de ortosa es mayor, alcanzando la composición adamelítica.

Está recortado por diques aplíticos, pegmatíticos y además por venillas con cuarzo y/o epidota más clorita.

La cantidad de enclaves mayormente oscuros, sus características y la granulometría de la roca, hacen pensar en una pared lateral poco erosionada. Dichos enclaves son de los tipos epixenolitos y exopoligenéticos. Es decir enclaves provenientes del techo (descendientes) y afectados en algunos casos por las emanaciones magmáticas.

II.3) GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Esta región presenta una fuerte actividad tectónica. Las vetas son intrusivos que se orientan básicamente N-S, en una franja cercana al contacto intrusivo-complejo marañón. Reconociéndose una franja cercana al borde del Batolito donde existen grandes xenolitos o enclaves en la cual las vetas son angostas y de continuidad irregular con leyes de oro significativas en estas estructuras; pero estructuralmente se observa que mejoran de potencia cuando entran al intrusivo sin enclaves.

Una característica importante es la existencia de fallas, con orientación E-W, semiverticales y de fuerte trabajo milonítico atravesando la veta; Acomodándose principalmente cerca a éstas fallas los clavos mineralizados, surgiendo la hipótesis de que éstas fallas grandes fueron los canales de mineralización de estructuras N-S, cuya existencia se debe a efectos de éstas mismas fallas o por otros eventos tectónicos, constituyéndose vetas con peculiaridad propia a cada lado de la falla principal. Se conocen tres fallas de éste tipo y son: la falla 1-2 en La Lima, la falla Corihuarmi en papagayo y la falla Sophia en El Tingo.

Posteriormente se ha producido una reactivación longitudinal a las vetas, que sobrepone en algunos sectores a la veta, generando vetas potentes y quedando otros sectores estériles.

El Batolito de Patáz tiene fallas antes y después de la mineralización. Previamente el mismo Batolito se habría emplazado aprovechando una gran falla regional antigua de rumbo NNW SSE cuyos mayores detalles se borraron por efecto de la intrusión del Batolito.

Las fallas en el Batolito se habrían producido por reactivaciones desde antes de la mineralización hasta después de ésta formando un conjunto de cuatro juegos importantes:

Juego N S Veta La Lima, veta San Marcos, Piñuto de mayor longitud, La Brava, Mercedes superior, Choloque, Cajatambo, El Tingo, y Huayos.

Juego N 60° E Veta Mercedes, y Veta Luz son vetas dextrales.

Juego W W Veta Papagayo, y Veta Corihuarmi.

Juego N 60° W Falla 1-2 posterior a la mineralización, sinextral, estos juegos se han producido por efecto de fuerzas de compresión, según la dirección E-W; así el juego N-S es de compresión, los juegos N 60° E y N 60° W son de cizalla. Los juegos son inversos, de bajo buzamiento al Este, NE, SE; el juego E-W es de distensión.

II.4) GEOLOGIA ECONOMICA

MINERALOGIA.-

Los sulfuros más abundantes son la pirita y arsenopirita, además tenemos también en menor proporción otros sulfuros como calcopirita, esfalerita, galena y tetraedrita.

Según los estudios microscópicos del Ing. C. Miranda el oro se encuentra en microfracturas de la pirita y de la arsenopirita, observándose ocasionalmente en la galena y esfalerita; existe asimismo plata y electrum, aumentando la plata directamente con la presencia de la galena. Estudios paragenéticos indican que primero hubo pirita estéril que posteriormente fué fracturada, y que la solución aurífera aprovecho éste fracturamiento y el medio reductor del fierro para precipitar el oro.

VETAS AURIFERAS

Geométricamente son vetas del tipo filoneano con una potencia promedio de 1.00 m. Los clavos mineralizados de mayor interés están relacionadas a grandes fallas de rumbo casi E-W y buzamiento semivertical. Así tenemos en La Lima los clavos se ubican cerca a la falla 1-2; en Papagayo el clavo principal Mercedes se emplaza cerca a la falla corihuarmi y en El Tingo se ha encontrado la falla Sophia, que aunque no está muy cerca al clavo de choloque tiene muchas expectativas por la posición en la exploración de otras vetas relacionadas tales como Cortadera, Bárbara, Sophia. El clavo mineralizado de la veta Choloque ha sido trabajado en algunos sectores por mineros antiguos, presenta rumbos entre N - S y N 30° W y buzamientos más o menos continuos entre 58° y 70° hacia al NE. Eventos tectónicos han dejado zonas pobres por un lado y, otras en los que la veta se ha sobrepuesto a si misma dando anchos de veta mayores en cortos sectores.

ALTERACIONES

Se puede indicar la alteración supérgena de los sulfuros por acción de los agentes meteóricos como el agua.

El cuarzo no sufre alteración, pero si la pirita y la hematita se limonitiza casi totalmente. Por acción del agua en la pirita se forma ácido sulfúrico, el cual ataca a la plata formándose sulfato de plata. Este sulfato es soluble y puede bajar varias decenas de metros debajo de la superficie de reducción, quedando cerca a la superficie una

zona de óxidos donde el oro se encuentra liberado de los sulfuros y está dentro de la limonita.

ALTERACION HIPOGENA DE ROCAS

Se presentan diferentes eventos de alteración hipógena en las rocas y se han producido desde mayor temperatura a menor temperatura; éstas alteraciones hipógenas son las siguientes:

a) La SERICITIZACION: Pertenece a la fase mesotermal 300° C 400° C y presión alta; se produce por la alteración de los feldespatos a sericita, siendo los feldespatos potásicos los más resistentes.

b) La CAOLINIZACION: Se ha desarrollado previa a la mineralización, de fase epitermal; se produce por la alteración de los feldespatos a caolín.

c) La PROFILITIZACION: Desarrollado dentro de la fase epitermal de temperatura 200° C es la transformación de los ferromagnesianos a clorita y epidota a veces con calcita.

Estas bandas de alteración alcanzan unos 1.5 mts a partir de la veta: de todas maneras es un control litológico muy interesante para el programa de exploración, y obviamente tenemos que pensar que la mayor mineralización se produjo en la zona de la granodiorita, desde que es el mayor cuerpo intrusivo.

ALTERACION SUPERGENA DE ROCA CAJA

La granodiorita ha sufrido una alteración supérgena, así los feldespatos por presencia de las aguas meteóricas del oxígeno y otros agentes han sido convertidos a arcillas

de ésta manera, adicionándose a la caolinización hipógena. Los ferromagnesianos de la tonalita se cloritizaron hipógenamente y posteriormente hubo una cloritización supérgena. La propilitización típica sería hipógena, la cloritización mayormente es hipógena, pero también supérgena.

Obviamente que los agentes meteóricos como el agua, el oxígeno y los otros elementos han percolado cierta profundidad a lo largo de los planos de fracturas, planos de fallas, vetas y vetillas, de tal manera que la alteración supérgena habría llegado hasta por lo menos 100 mts de profundidad desde superficie, aunque lateralmente restringida.

CONTROLES DE MINERALIZACION

Dentro de éstos controles tenemos:

Control Fisiográfico.- No se puede observar un control fisiográfico definido de las estructuras, por lo tanto su reconocimiento en superficie no es sencillo.

Control Mineralógico.- El estudio de cocientes metálicos es errático y no se observa una correlación directa del oro con la plata; generalmente cuando aumenta el oro aumenta la plata; en Poderosa no se cumple ésta relación, podría ser que falten mayores datos para éste estudio ó que la plata se depositó en un tiempo muy espaciado con el oro.

Pirita fina con cuarzo indica presencia de oro, pirita fina con galena y/o esfalerita indica buena ley de

oro; pirita fina con arsenopirita también fina indica oro. Pirita gruesa y arsenopirita gruesa no indica presencia de oro.

Control litológico.- La sericitización controla los cuerpos de mineralización de oro en la veta Choloque de El Tingo; La caolinización y la propilitización rodea y está con estos cuerpos; a la fecha actual en el Batolito se han reconocido mayor cantidad de vetas respecto a los esquistos, metaandesitas, fillitas del complejo y pizarras del ordoviciano.

Controles estructurales.- Existen pocos estudios al respecto, conceptuamos como las fallas que originaron las vetas son inversas, a menor buzamiento la potencia de la veta será mayor, a mayor ángulo de buzamiento la potencia de la veta será menor.

III PROGRAMA DE EXPLORACIONES Y DESARROLLO.

III.1) INTRODUCCION

En la actividad minera, cuando recién se inicia una mina la inversión es fuerte debido a que se tienen solamente labores de exploración, con la finalidad de reconocer los yacimientos y delimitar los blocks de mineral para posteriormente entrar en una etapa de preparación y finalmente iniciar la explotación.

Pero paralelo a la preparación y/o explotación debe continuarse con labores de exploración con la finalidad de reponer e incrementar reservas de mineral para prolongar la vida de la mina, siendo la inversión en éste rubro considerable; de acuerdo a la política de la empresa y según sea el caso es decir un programa de exploración agresivo o conservador.

Actualmente la minería está atravesando momentos difíciles y muchas minas se encuentran en serios aprietos para continuar con las operaciones de exploración debido al aumento de los costos de producción agotando las reservas de mineral, en consecuencia los escasos fondos del capital de trabajo.

Con la reducción del capital de trabajo de las empresas mineras; hacen que todos los recursos económicos disponibles se utilicen exclusivamente en la explotación ó extracción del mineral, paralizándose las labores exploratorias, convirtiéndose en uno de los motivos principales para el cierre de minas.

III.2) ETAPAS DE DESARROLLO DE UNA MINA

Dentro de las etapas de desarrollo de una mina tenemos las siguientes labores:

CATEO.- Se llama así a las labores primigenias de evidencia de mineralización; es realizada por personas empíricas, las grandes minas han sido descubiertas mayormente por pastores o nativos del lugar, se realiza en superficie sobre los afloramientos.

FROSPECCION.- Son trabajos que requieren de la participación de profesionales competentes, se realiza una vez que los cateos hayan arrojado resultados favorables en leyes y potencia; existen diferentes tipos de prospección tales como prospección geofísica, prospección geoquímica, etc.

EXPLORACION.- Son labores que se realizan con la finalidad de conseguir los clavos mineralizados, su ejecución se justifica una vez que las etapas anteriores sean favorables. En esta etapa la inversión es más fuerte y ya se puede calcular tonelaje y leyes. Se puede hacer un estudio de pre factibilidad.

Dentro de las labores exploratorias tenemos exploración superficial (sondajes diamantinos), y subterráneos (labores mineras) que determinan cuerpos mineralizados (bolsonadas), vetas y mantos mediante:

-CORTADAS O CRUCEROS

-GALERIAS

-CHIMENEAS (INCLINADOS, PIQUES Y MEDIA BARRETA)

CORTADAS.- Son labores horizontales que se realizan con la finalidad de cortar a una veta se avanza con puntos de dirección y gradiente existen de diferentes secciones según el tipo de yacimiento y minado. Para el caso de El Tingo la sección es de 7' x 8' y gradiente 3 x 1000.

CRUCEROS.- Estas labores tienen las mismas características que las cortadas con la diferencia de que cortan varias vetas.

GALERIAS.- Estas labores se desarrollan sobre estructura tienen las mismas secciones que una cortada y la misma gradiente no llevan puntos de dirección porque avanzan según el comportamiento de la veta.

CHIMENEAS.- Son labores verticales de sección 4' x 8', que se avanzan hacia arriba; en los primeros 6 metros separado como tolva y camino para acumular el material del disparo y a la vez acceso a la misma chimenea posteriormente la sección es de 4' x 5', éstas labores avanzan con punto de dirección y la inclinación es de acuerdo al comportamiento de la veta o estructura.

PIQUES.- Son labores verticales de avance hacia abajo en la mina Poderosa no se ha tenido hasta el momento este tipo de labor.

MEDIA BARRETA.- Son labores verticales que tampoco como la labor anterior se han ejecutado, este tipo de labores han sido desarrollado anteriormente por los antiguos son de secciones pequeñas con un ángulo promedio de

30° hacia abajo se realizaban de ésta manera por la facilidad de extraer el mineral y también por ventilación.

DESARROLLO.- Son labores que se realizan sobre un clavo definido, se hacen para cubicar o delimitar blocks, tenemos galerías, chimeneas, subniveles. En ésta etapa se debe hacer un estudio de factibilidad.

III.3) PROGRAMA ANUAL DE EXPLORACIONES Y DESARROLLO

El programa anual de exploraciones y desarrollo se define como la cantidad de metros que son necesarios realizar por año para por lo menos reponer las reservas que se extraen o explotan en ese mismo año, de manera que las reservas originales se mantengan constantes.

Como se podrá observar el plano de cubicación (ver sección planos) podemos tener una idea del comportamiento del yacimiento mineralizado, aún falta reconocer en el nivel 1944 por ésta razón es que se está programando tanto hacia el norte como hacia el sur 150 m y 70 m de galería respectivamente. La parte más interesante en éste nivel es hacia el norte por eso se ha programado también la chimenea 40 que debe comunicar al nivel 1984.

El otro nivel donde se ha programado labores de exploración es el nivel 2091 sobre las vetas Choloque y Cortadera. La exploración sobre la veta Choloque en éste nivel debe completarse con los 200 m programados en la galería sur, simultáneo a ésta se tiene la labor: Crucero LILIANA, que debe intersectar a las vetas: Cortadera y Bárbara. Para posteriormente explorar sobre Cortadera en

galería 150 m. Como se puede ver en éste nivel se va explorar en ambas vetas; quedando para el próximo año la exploración sobre la veta Bárbara.

El programa de exploración contempla la realización de posibles chimeneas de acuerdo a como se presente la mineralización tanto en Choloque como en Cortadera.

En el nivel 2170, nivel que ofrece las mejores expectativas, debido a la proximidad a superficie de la veta Cortadera se tiene programado una cortada de 150 m y luego 300 m de galería paralelo a ésta se tiene programado 350 m de galería en Choloque.

RADIO DE CUBICACION

El radio de cubicación es la relación:

$$\text{Radio de cubicación} = \frac{\text{Reservas ganadas}}{\text{metros de desarrollo}}$$

El radio de cubicación de toda la unidad es de 20 tn/m. Pero en una sola unidad puede haber diferentes radios de cubicación y cuando más bajo sea se debe hacer más desarrollo y a más alto radio de cubicación se debe hacer menos desarrollo así tenemos que para El Tingo el radio de cubicación es de 12 tn/m y esto es común en yacimientos de vetas angostas y lenticulares, para nuestro caso vamos a trabajar con radio de cubicación de 12 tn/m.

Para el año 1991 se ha programado 18,830 tms solamente para El Tingo y para reponer ésta cantidad de

mineral debemos programar como minimo 627 mts de avance, solamente para reponer las reservas explotadas debemos considerar un programa agresivo para ganar reservas y aumentar la vida de la mina.

A continuación se presenta un cuadro de resumen de las labores de exploración:

AVANCES HORIZONTALES

NIVEL LABOR VETA	1944 GL N CHO	1944 GL S CHO	2091 CR LI COR	2091 GL N COR	2091 GL S CHO	2170 CR SW COR	2170 GL NW COR	2170 GL S CHO	TOTAL
ENE			50			50			100
FEB			50			50			100
MAR			50			50			100
ABR				50			50		100
MAY				50			50	30	130
JUN				50			50	50	150
JUL					40		50	50	140
AGO					40			50	90
SET					40			50	90
OCT	50				40			50	140
NOV	50	20			40			50	160
DIC	50	50						20	120
	150	70	150	150	200	150	200	350	1420

AVANCES VERTICALES

NIVEL LABOR VETA	1944 CH40 CHO	2091 CH160 CHO	2091 CH690 CHO	2091 CH790 CHO	2170 CH110 CHO	2170 CH160 CHO	2170 CH220 CHO	2170 CH250 CHO	TOTAL
ENE		45							45
FEB		40							40
MAR									00
ABR									00
MAY									00
JUN									00
JUL									00
AGO					10	20	20	10	60
SET					40	20	20	40	120
OCT			30		25	20	20	25	120
NOV			20	20					40
DIC	40			30					70
	40	85	50	50	75	60	60	75	495

* CHO = Choloque.

* COR = Cortadera.

TOTAL AVANCES EXPLORACIONES

MES	HORIZONTAL	VERTICAL	TOTAL
ENE	100	45	145
FEB	100	40	140
MAR	100		100
ABR	100		100
MAY	130		130
JUN	150		150
JUL	140		140
AGO	90	60	150
SET	90	120	210
OCT	140	120	260
NOV	160	40	200
DIC	120	70	190
T O T A L			1,915 m

REQUERIMIENTO DE MANO DE OBRA, MATERIALES Y EQUIPO

como tenemos un promedio de 02 galerías y 02 chimeneas programadas mensualmente se va a calcular los requerimientos para estas 04 labores, así tendremos:

A) REQUERIMIENTO DE MANO DE OBRA

LABOR	PERFOR.	ENMAD.	CARRER.	LAMP.	SER.	AUX.	TOTAL
GAL.01.	02		06	02		00	10
GAL.02.	02		06	02		00	10
CHI.01.	02	02	02			02	08
CHI.02.	02	02	02			00	06

36

TOTAL: 36 HOMBRES POR GUARDIA

B) REQUERIMIENTO DE EQUIPO PARA LABORES DE EXPLORACION

EQUIPO	EN OPERACION	STAND BY	TOTAL
Perforadoras Jack leg	04	01	05
Pala neumática	01	01	02
Carro minero U 35	12	02	14
Ventiladores	04	01	05

REQUERIMIENTO DE MADERA

Debido a que las cajas son competentes no es necesario colocar cuadros en las galerías, de todas maneras se considera un 10 % de enmaderado del avance total por seguridad así tendremos:

Avance horizontal promedio = 100 mts entonces tendremos 10 m de avance con cuadros:

Se tendrá 10 cuadros:

30 redondos de 7"x3'

20 " de 4"x3'

Por otro lado en cuanto a las chimeneas se necesita madera para los puntales de avance y para el armado de tolva-camino:

Avance vertical promedio 60 mts entonces se necesitará:

60 redondos de 4"x3'

Para el armado de tolva-camino se necesitará:

30 tablas de 2"x8"x10'

10 cuartones de 6"x6"x3'

10 cuartones de 4"x4"x3'

TOTAL Cantidad de madera mensual:

redondos de 7" ϕ x 3'	30
redondos de 4" ϕ x 3'	30
Cuartones de 6"x6"x3'	10
Tablas de 2"x8"x10'	30
Escaleras	50

No se está considerando ni durmientes, ni tuberías porque están incluido dentro de los costos unitarios para labores de avance.

REQUERIMIENTO DE MANGAS DE VENTILACION

Como el avance promedio es de 100 mts se necesitarán 07 mangas de 15 mts c/u.

CALCULO DEL COSTO DE MADERA

TIPO DE MADERA	CANTIDAD	COSTO(\$)	TOTAL
redondos de 7" ϕ x 3'	30	\$ 4.0	120.0
redondos de 4" ϕ x 3'	30	2.0	60.0
Cuartones de 6"x6"x3'	10	3.0	30.0
Tablas de 2"x8"x10'	30	2.0	60.0
Escaleras	50	2.0	100.0

T O T A L

\$ 370.0

COSTO UNITARIO: $\$370.0/18,830 \text{ TN} = \$ 0.019/\text{TN}$

III.4) DISEÑO DE LA MALLA PARA UNA GALERIA DE 7' X 8'

El principio de las voladuras en galerías, subniveles, chimeneas, es decir labores que tienen una sola cara libre (el frente de la labor), reside en la apertura de una cavidad inicial, mediante un arranque; y los subsiguientes taladros de la totalidad de la sección rompiendo hacia dicha cavidad, por ello es determinante el avance obtenido por el arranque debido a que éste avance va limitar el avance de la sección total. Para labores horizontales como galerías se está empleando el arranque GROUNDLUND obteniéndose buenos resultados para taladros de 5 y 8 piés; al comienzo es necesario el uso de plantilla para el arranque para asegurar el paralelismo entre los taladros.

Aún cuando el avance del arranque haya sido un éxito debemos tener cuidado con los demás taladros principalmente con los arrastres y las alzas que por operación es difícil perforar paralelamente, teniendo en el fondo del taladro un espaciamiento entre ellos mucho mayor que el que se tiene en el frente, por ésta razón es que muchas veces se obtienen avances irregulares, esto es en la parte del arranque el disparo no deja taco, pero en los taladros del arrastre y la corona si quedan tacos.

para las labores de 7'x8' se tiene proyectado en un principio perforar con barrenos de 5 piés lo óptimo sería utilizar barrenos de 8 piés pero hay deficiencia de aire comprimido para poder satisfacer con el requerimiento, al perforar con 8 piés estaríamos optimizando el uso de la pala

neumática pero, por la falta de aire el ciclo de trabajo se amplía sin poder completar un ciclo en una sola guardia porque al perforar con barrenos de 8 piés empleamos mayor tiempo de perforación y por usarse mayor cantidad de explosivos necesitamos mayor tiempo de ventilación; igualmente sucede con la limpieza, porque al obtenerse mayor volumen de material roto se necesita mayor tiempo de limpieza.

Dentro de las características físicas de la roca se considera que la calidad de roca o dureza es DURA variando con frecuencia de acuerdo al comportamiento de la estructura.

Características del barreno:

Longitud: 1.48 m

diámetro: 40 mm

CONDICIONES:

1ro.) $V = 40 \text{ } \phi$

2do.) $K = (2.5-3)V$

3ro.) $E = (1-1.25)V$

Siendo :

$V =$ burden

$K =$ Altura de banco, que para perforación en tuneles vendría a ser la longitud de taladro.

$E =$ Espaciamento entre taladros.

CALCULO DEL BURDEN MAXIMO PARA TALADROS DE 5 piés

Como $k = 1.48\text{m}$

tenemos que:

$$\frac{K}{3} \leq V \leq \frac{K}{2.5}$$

$$0.49 \leq V \leq 0.59$$

en consecuencia tendremos que los valores de E podrán ser:

$$0.49 \leq E \leq 0.73$$

Con estos parámetros diseñamos la malla que está en la siguiente página.

asi tenemos la malla de 34 taladros con un arranque de 5 taladros cargándose un taladro y quedando los 4 restantes vacíos como se puede observar en la fig. nro 01.

A continuación tenemos la distribución de los taladros:

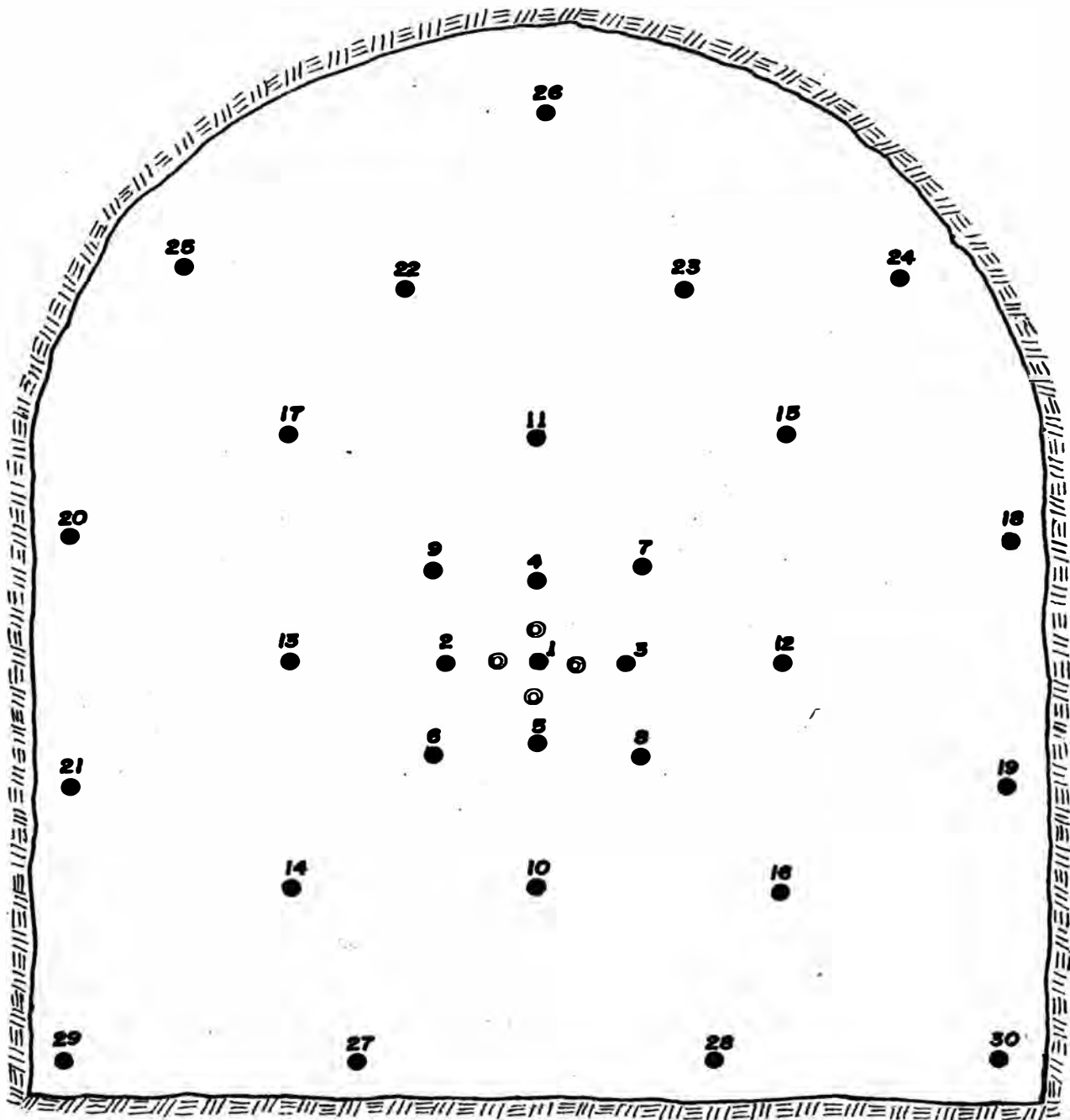


FIG. N° 1

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION
GALERIA 7'x 8'

CARLOS ROMAN BASURTO
TESIS DE GRADO

ESCALA : 1 / 15
FECHA : DICIEMBRE - 90

Nro.deTALADRO	LON.TALADRO	Nro.CARTUCH.	H de CARGA(cm)
1	1.42	12	105
2	0.00	0	0
3	0.00	0	0
4	0.00	0	0
5	0.00	0	0
6	1.40	8	72
7	1.41	8	70
8	1.42	8	68
9	1.41	8	75
10	1.43	7	63
11	1.42	7	69
12	1.44	7	67
13	1.39	7	63
14	1.41	7	61
15	1.42	7	62
16	1.43	7	64
17	1.40	7	69
18	1.40	7	65
19	1.42	7	63
20	1.39	7	63
21	1.44	7	68
22	1.45	7	62
23	1.44	7	69
24	1.45	7	65
25	1.40	7	67
26	1.42	7	68
27	1.39	7	68
28	1.43	7	67
29	1.46	7	62
30	1.44	7	65
31	1.43	8	75
32	1.40	8	73
33	1.42	8	73
34	1.42	8	73

T O T A L

223

Obteniéndose los siguientes resultados:

ANCHO DE LABOR: 2.15 m

ALTURA DE LABOR: 2.51 m

GRADO DE FRAGMENTACION: promedio 6"

I) PERFORACION

No de hombres/No de tareas:

2/2

No de horas productivas:

4.15 hrs

N. de horas totales:	8.00 hrs
Longitud de taladros (prom.)	1.43 mts
No total de taladros:	34
No total de taladros cargados:	30
No total de cartuchos:	223
Avance por disparo (promedio):	1.30

II) LIMPIEZA Y EXTRACCION

No de hombres/No de tareas(limp.):	2/2
No de horas productivas	: 2.15
No de horas totales	: 8.00 hrs.
Llenado con pala	: 2.15 hrs.
Acarreo a pulso	: 3:20 hrs.
No de carros	: 04 carros
No de viajes totales	: 12 viajes
Distancia	: 820 m

III.5) DISEÑO DE LA MALLA PARA UNA CHIMENEA DE 5' X 4'

Dentro de las características físicas de la roca se considera que la calidad de roca o dureza es DURA variando con frecuencia de acuerdo al comportamiento de la estructura.

Características del barreno:

Longitud: 1.48 m

diámetro: 40 mm

CONDICIONES:

1ro.) $V = 40 \phi$

2do.) $K = (2.5-3)V$

3ro.) $E = (1-1.25)V$

Siendo :

$V =$ burden

$K =$ Altura de banco, que para perforación en túneles vendría a ser la longitud de taladro.

$E =$ Espaciamiento entre taladros.

CALCULO DEL BURDEN MAXIMO PARA TALADROS DE 5 piés

Como $k = 1.48m$

tenemos que:

$$\frac{K}{3} \leq V \leq \frac{K}{2.5}$$

$$0.49 \leq V \leq 0.59$$

en consecuencia tendremos que los valores de E podrán

ser:

$$0.49 \leq E \leq 0.73$$

Con estos parámetros diseñamos la malla que está en la siguiente página.

asi tenemos la malla de 17 taladros con un arranque de 5 taladros cargándose un taladro y quedando los 4 restantes vacíos como se puede observar en la fig. nro 02.

A continuación tenemos la distribución de los taladros:

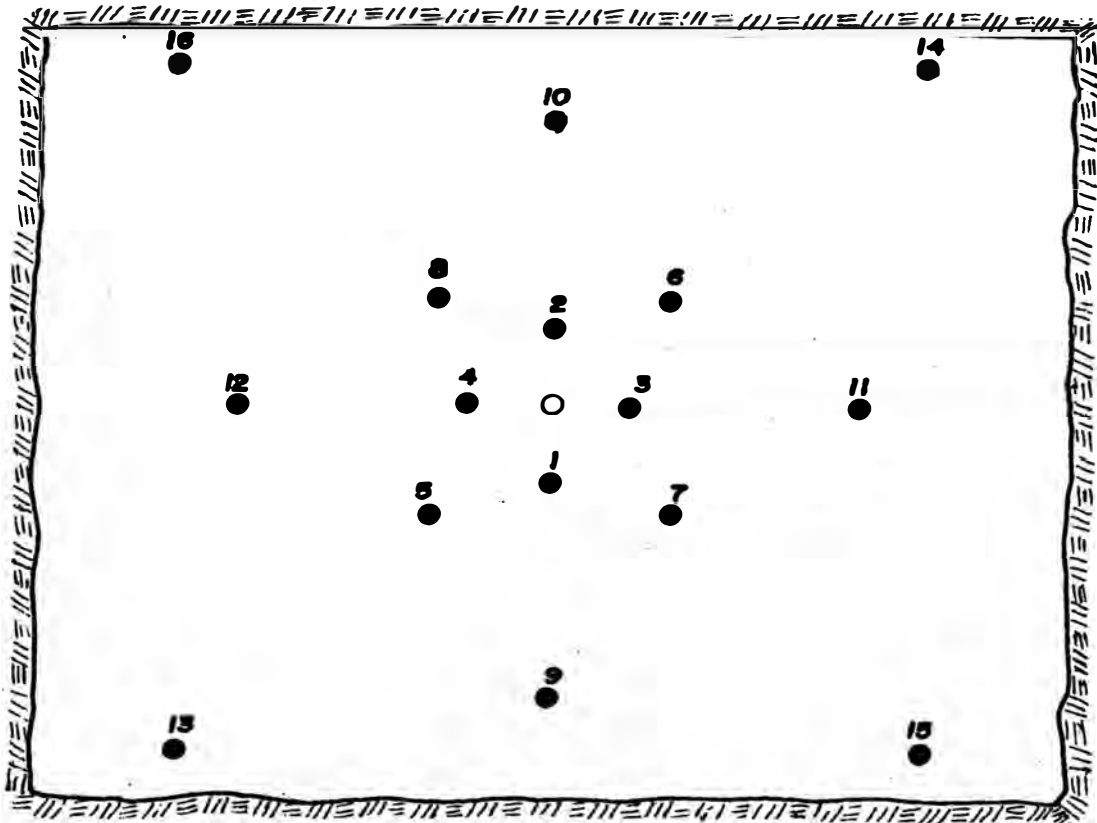


FIG. Nº 2

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS	
DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION CHIMENEA 4' x 5'	
CARLOS ROMAN BASURTO TESIS DE GRADO	ESCALA : 1 / 12.5 FECHA : DICIEMBRE - 90

Nro.de TALADRO	LON. TALADRO	Nro.de CART.	H de CARGA(cm)
1	1.42	0	0
2	0.00	7	70
3	0.00	7	71
4	0.00	7	70
5	0.00	7	72
6	1.40	6	53
7	1.41	6	53
8	1.42	6	52
9	1.41	6	53
10	1.43	5	48
11	1.42	5	43
12	1.44	5	47
13	1.39	5	48
14	1.41	5	45
15	1.42	5	49
16	1.43	5	47
17	1.40	5	43

T O T A L

92

Obteniéndose los siguientes resultados:

ANCHO DE LABOR: 1.25 m

ALTURA DE LABOR: 1.51 m

GRADO DE FRAGMENTACION: promedio 3"

I) PERFORACION:

No de hombres/No de tareas:	2/2
No de horas productivas:	3.10 hrs
N. de horas totales:	8.00 hrs
Longitud de taladros (prom.)	1.40 mts
No total de taladros:	17
No total de taladros cargados:	16
No total de cartuchos:	92
Avance por disparo (promedio):	1.20

II) EXTRACCION

No de hombres/No de tareas : 2/0.5

No de horas totales	:	8.00 hrs.
Acarreo a pulso	:	2:10 hrs.
No de carros	:	01 carros
No de viajes totales	:	05 viajes
Distancia	:	360 m

III.6) EQUIPOS MINEROS UTILIZADOS EN LABORES DE EXPLORACION

INTRODUCCION

La eficiencia óptima de una máquina es la relación entre rendimiento y gastos que dé como resultado el costo más bajo posible por unidad de material movido. Influyen directamente en la productividad factores tales como la relación de peso a potencia, la capacidad, el tipo de transmisión y los costos de operación.

Para el cálculo de la producción horaria de los equipos ha sido necesario tomar datos de campo, principalmente para hallar los ciclos de trabajo de la pala y los otros equipos, considerando sólo los promedios de los ciclos de trabajo. Asimismo para el cálculo de costos se ha seguido el modelo de cálculo de costos del manual TEREX.

Para el cálculo de la producción del equipo debemos considerar 5 factores importantes:

- 1) Componentes del ciclo de trabajo.
- 2) Factores de eficiencia en el trabajo.
- 3) Peso del material y coeficiente de esponjamiento.
- 4) Cargas útiles de la máquina.
- 5) Selección del equipo de acarreo.

1) COMPONENTES DEL CICLO DE TRABAJO

Se llama ciclo de trabajo al tiempo requerido por el equipo para realizar todas las operaciones necesarias para volver al punto de partida. Así tenemos que para la pala LM 36H, será la suma de los tiempos de carguío, izaje con

carga, descarga e izaje sin carga, éste tiempo generalmente se toma en minutos. Los tiempos son una función directa de la potencia del motor y el peso del material a cargar, para el caso de la pala es necesario considerar la presión del aire comprimido, que para nuestro caso asumiremos como presión de 87 PSI, que es la condición óptima de trabajo, En caso de tener deficiencia de aire comprimido los ciclos de trabajo se verán perjudicados notablemente, y en algunos casos no se cumplirá con el ciclo total de trabajo.

Factores que intervienen en el ciclo de trabajo:

FACTORES DE CARGA

- Dimensión y tipo de la pala neumática.
- Tipo y condiciones del material a cargarse..
- Capacidad de la cuchara: 5 piés³.
- Habilidad del operador : regular

FACTORES DE ACARREO

- Capacidad de la performance del carro minero
- Distancia de acarreo : 15 mts
- condición de la linea de riel : regular
- Pendiente : 0.3 %

FACTORES DE DESCARGA

- Destino del material : tolva o superficie (desmonte).
- Condición del área de descarga : regular
- Tipo y maniobrabilidad del carro minero: difícil (a pulso)
- Tipo y clase del material : mineral y/o desmonte.

FACTORES DE RETORNO

- Capacidad de desempeño de la unidad : regular

- Distancia de retorno :20 mts
- Condición del camino de retorno :regular
- Pendiente :0.3 %
- Factores diversos que afectan la velocidad de retorno.

2) FACTORES DE EFICIENCIA EN EL TRABAJO

Para la eficiencia es necesario considerar el rendimiento del equipo asumiendo que un equipo no trabaja los 60 minutos que tiene la hora, es decir no trabaja el 100%, éste coeficiente de rendimiento horario se llama eficacia horaria u hora eficaz que se define como las pérdidas de tiempo del equipo en reparaciones pequeñas, como puesta a punto del motor, desplazamiento por empleo de explosivos, dificultades de circulación, órdenes sobre la ejecución del operador, etc. todo esto es inevitable. Por estas causas se considera que la máquina trabaja 45- 50 minutos por hora . Normalmente para equipos sobre orugas es 50/60 y para equipos sobre ruedas es 45/60.

También es necesario tomar en cuenta las condiciones de trabajo y condiciones de la gerencia; para ésta parte se pone la tabla siguiente que considera todas las estimaciones posibles.

eficiencia operativa del equipo	eficiencia de la gestión de la empresa		
	BUENA	PROMEDIO	POBRE
BUENA	0.9	0.77	0.59
PROMEDIO	0.8	0.68	0.52
POBRE	0.7	0.6	0.45

Por lo expuesto anteriormente el rendimiento horario de la máquina es :

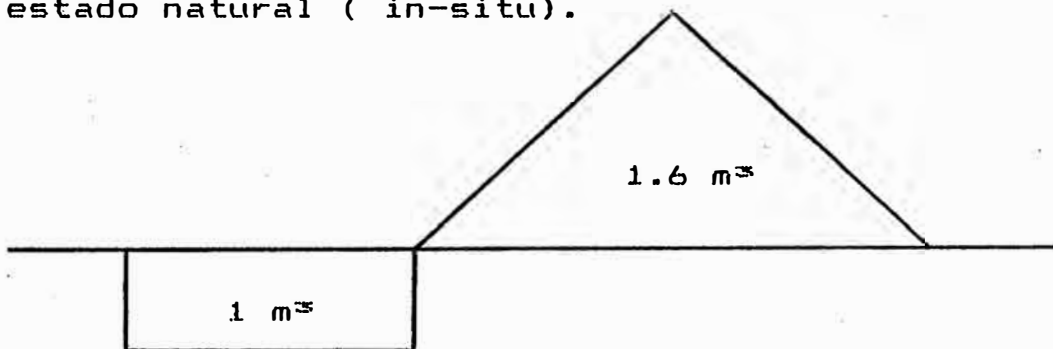
EFICACIA HORARIA X RENDIMIENTO GENERAL DE LA OBRA

Asumiendo el rendimiento de la máquina y rendimiento de gestión de la empresa PROMEDIO el factor será:

$$60 \times (45/60) \times 0.68 = 30.6 \text{ minutos/hora}$$

3) PESO DEL MATERIAL Y COEFICIENTE DE ESPONJAMIENTO

Se define factor de esponjamiento como el incremento que sufre en volumen el material cuando es removido de su estado natural (in-situ).



Metro cúbico en banco (M³B)

es un metro cúbico de material como se halla en estado natural mide: $1\text{m} \times 1\text{m} \times 1\text{m} = 1\text{m}^3$

Metro cúbico suelto (M³S)

es el volumen de material después de expandirse como resultado de haberlo movido

en forma matemática se tiene:

$$M^3S = \frac{M^3B}{1 + \% \text{ esponjamiento}}$$

4) CARGAS UTILES DE LA PALA

En éste ítem debemos mencionar la capacidad de carguío del equipo = 5 piés cúbicos.

5) SELECCION DEL EQUIPO DE ACARREO

En éste caso se cuenta con un solo tipo de equipo de acarreo o extracción que son los carros mineros U-35. Que en el momento son transportados a pulso, pero que en el futuro se debe emplear locomotora. Como para el cálculo de costos se ha tomado el modelo del TEREX, es necesario hacer algunas aclaraciones en lo que se refiere a tiempos de descarga, lo que hace el TEREX para el tiempo de descarga es el tiempo de demora en descargar la unidad de acarreo y regresar al lugar de trabajo, como nosotros estamos usando carros mineros éste lo denominaremos como el tiempo que demora en cambiar de carro es decir el tiempo que demora del cambio de línea al tope de la labor, para que entre a cargar el siguiente carro. Otra aclaración que se debe hacer es que para el cálculo de costos se incluye el costo de los neumáticos para equipos que usan llantas, en nuestro caso ningún equipo usa llantas, por lo tanto no se considera para efectos de cálculo.

CALCULO DE LA PRODUCCION HORARIA (TMS/Hr)

a) Cálculo de los ciclos de trabajo:

Ciclo de cuchara	:	19 seg
Velocidad de transporte	:	0.50 m/s
Tiempo de cambio de carro minero	:	50 seg
Demora por ciclo	:	50 seg

Factor de llenado de tolva de carro min.	:	70%
Factor de llenado de cuchara	:	70%
Número de cucharas para llenado	:	10
b) Producción horaria de la pala:		
Tiempo de llenado del carro minero:		
10 cucharas x 19 seg/cuchara	:	190 seg
Tiempo de viaje = 30 m/0.5 m/s	:	60 seg
Tiempo de cambio de carro minero	:	50 seg
Tiempo de retorno = 30 mts/0.5m/s	:	60 seg
Demoras por ciclo	:	50 seg
		<hr/>
		410 seg
Ciclo total	:	410 seg/ciclo
	:	6.83 min/ciclo
	:	7 min/ciclo

$$\begin{aligned}
 \text{Nro. ciclos/hora} &= \frac{45 \text{ min/hor}}{7 \text{ min/ciclo}} \times f \text{ eff. trabajo} \\
 &= \frac{45}{7} \times 0.68 \\
 &= 4.37 \text{ ciclos/hora}
 \end{aligned}$$

Producción/ciclo:

$$\begin{aligned}
 &= \text{Capacidad de tolva} \times f. \text{ llenado} \times \text{peso específico} \\
 &= 1.0 \text{ m}^3 \times 0.7 \times 2.85 \text{ tms/m}^3 \\
 &= 2.00 \text{ tms/ ciclo}
 \end{aligned}$$

Producción horaria:

$$\begin{aligned}
 &= (\text{Producción/ciclo}) \times (\text{Nro. de ciclos/hora}) \\
 &= 2.00 \text{ tms/ciclo} \times 4.37 \text{ ciclos/ hr} \\
 &= 8.74 \text{ tms/hora}
 \end{aligned}$$

COSTO HORARIO DE LA PALA LM 36 H

Antes de ir directamente al cálculo de costos primeramente haremos una breve definición de los diferentes elementos que intervienen en los costos.

Los métodos para calcular los costos de posesión y operación de una máquina varían mucho pues depende de las condiciones del lugar, sin embargo es necesario considerar que para una persona sean condiciones "excelentes", para otra es posible que sean "duras", todo depende de la experiencia y de las bases que se utiliza de referencia.

El buen uso de las máquinas debe equilibrar la productividad y los costos para lograr una óptima eficiencia. Es decir alcanzar la producción deseada al costo más bajo posible. La siguiente ecuación es el método más usado para evaluar el rendimiento.

	COSTO MINIMO/HORA
EFICIENCIA OPTIMA DE LA MAQUINA	= $\frac{\text{COSTO MINIMO/HORA}}{\text{MAXIMA PRODUCTIVIDAD POSIBLE/HORA}}$

COSTO DE POSESION

Para proteger la inversión en el equipo y poder reemplazarlo, el usuario debe recuperar, durante la vida útil de la máquina una cantidad igual a la pérdida del valor en el mercado más los otros costos de posesión del equipo incluyendo los intereses, seguros e impuestos. Es la inversión inicial.

PRECIO DE ENTREGA

El precio de entrega debe incluir todos los costos de preparación de la máquina en la locación del usuario, incluyendo el transporte y cualquier impuesto aplicable.

En los equipos con neumáticos de goma, los neumáticos se consideran como un elemento de desgaste y están cubiertos como un gasto de operación.

DEPRECIACION

Es el valor que va perdiendo la maquinaria con el uso. ésta se considera durante la vida útil de la maquinaria, teniendo un valor al finalizar aquella llamada valor residual.

VALOR DE RESCATE O RESIDUAL

Toda máquina debe tener cierto valor cuando se reemplace; es decir al término del periodo de depreciación. El valor residual depende del estado de la máquina. Para un cálculo más simple se considera el valor residual nulo.

La depreciación horaria es el precio de entrega de la unidad puesto en obra (menos el valor de los neumáticos, para equipos que usan neumáticos) dividido entre el periodo de depreciación en horas, para efectuar éste cálculo es necesario conocer lo siguiente:

- Precio de compra.
- Extras.
- Fletes.
- Costo de neumáticos.
- Periodo de depreciación.

El precio de compra se obtiene por cotización o directamente de lista de precios.

Los extras incluyen accesorios adicionales que se le coloca al equipo para una mejor manipulación del mismo es decir, operador automático, guardamano, cadenas. etc. éstos deben incluirse en el precio de compra, también debe incluirse los precios de montaje ó preparación.

Los costos de flete se pueden determinar con precisión por la persona encargada de pagarlos debido a que esto varía de acuerdo a la distancia a trasladar el equipo, pero se asume en forma general 0.03 \$/lb.

El costo de los neumáticos se obtiene de los distribuidores locales.

$$C. \text{ depreciación horaria} = \frac{C. \text{ posesión} - C. \text{ llantas}}{\text{periodo de depreciación}}$$

Vida útil:

Es el periodo durante el cual el equipo realiza un trabajo rentable. éste periodo se tomará en horas/año, siendo aceptado universalmente 2,000 horas/año equivalente a 250 días útiles de trabajo por jornada de 8 horas también, se estima la vida media en 5 años en total, para casi todos los equipos es decir 10,000 horas.

Valor medio de la inversión:

Es el cociente de la suma de los valores del equipo entre el periodo de depreciación. Para nuestro caso el valor de rescate es igual a cero.

Se tiene el siguiente ejemplo:

	20%	20%	20%	20%	20%	
	1	2	3	4	5	
100	80	60	40	20	00	
	90	+ 70	+ 50	+ 30	+ 10	= 250/5 = 50%

En el ejemplo anterior el periodo de depreciación es de 5 años y la depreciación es lineal. La inversión media para el ejemplo es de 50%.

Intereses, impuestos, seguros y almacenaje

Para determinar el costo total de propiedad, se consideran los intereses sobre la inversión efectuada en el equipo, los impuestos sobre el valor del mismo, el costo del seguro y almacenaje. estos costos pueden estimarse con la fórmula siguiente:

$$\text{Costo horario de interes} \quad \text{tasa vigente(\%)} \times \text{inv media an.} \\ \text{imp. seguro y almacenaje} = \frac{\text{horas operadas/año}}{\text{horas operadas/año}}$$

La tasa vigente se estima en 14% y está formada por un 10% por concepto de intereses, 2 % por impuesto y 2% por seguro y almacenaje.

La inversión media anual ya se determinó anteriormente y es igual al 50% de la inversión inicial, entonces la fórmula anterior queda:

$$\text{Costo horario de interes imp. seguro y almacenaje} = \frac{14 \% \times 50 \% \times \text{precio de entrega}}{\text{horas operadas/año}}$$

Costo horario de la llantas

$$\text{Costo de llantas} = \frac{\text{costo del juego de llantas}}{\text{duración en horas}}$$

Costo de reparación de llantas:

$$C. \text{ de reparación} = f. \text{ reparación} \times c. \text{ llanta}$$

condiciones generales de trabajo	factor de reparacion de llanta
favorable	12%
media	15%
desfavorable	17%

(tabla del manual TEREX)

Reparaciones generales

Incluye inpuestos y mano de obra, en éste ítem se considera los costos de los repuestos y mano de obra que insume el mantenimiento normal y reacondicionamiento periódico del equipo. Es solo un indicativo para el cálculo de costos pero es muy aproximado.

$$\text{Costo horario de reparac. generales.} = f. \text{ rep.} \times c \text{ dep hor} \times \frac{\text{per dep(hr)}}{10,000 \text{ hrs}}$$

factores de rep. en una depreciac. de 1,000 hrs	condiciones favorables (%)	condiciones media (%)	condiciones desfavorables (%)
motopala	42	50	62
cargador frontal sobre ruedas	45	55	70
volquete	37	45	60
volquete de des- carga inferior	30	35	45
industrial	10	25	75
contratos general	40	60	80
canteras	50	85	115
minería	70	110	150
forestal	55	135	215

(tabla del manual TEREX)

Costo de combustible

Para esto se debe estimar el consumo horario del combustible multiplicado por el costo de galón. Cuando no se conoce el consumo del combustible se puede obtener de tablas evaluando el consumo por HP de acuerdo al tipo de vehículo.

C. hor. de combustible = Consumo (gln/hr) x costo (\$/gln)

Costo de mantenimiento

Es el costo de aceite, grasa, filtro y mano de obra que insume la ejecución de los ítems normales de mantenimiento.

C. horario de mantenim. = f. manten. x c horario de combust.

condiciones de trabajo	factor de mantenimiento	observación
favorable	1/5	ciclo de trabajo leve
medio	1/3	ciclo de trabajo medio
desfavorable	1/2	ciclo de trabajo severo

(tabla manual TEREX)

Costo del operador

Dentro de éste costo consideramos: salario, beneficios sociales é implementos de seguridad, todo llevado a \$/horas. Habiéndose concluido con el fundamento teórico se procederá a calcular el costo horario de posesión (Cp) y costo horario de operación (Co) de los equipos que se utilizan : pala neumática, compresora, perforadora; no se considera los winches porque no se utilizarán.

III.6.1) CALCULO DEL COSTO HORARIO DE LA PALA LM 36H

COSTO DE POSESION

1) Depreciación

Precio de la pala \$ U.S. 20,000.00

Extras 0.00

Fletes:

Peso de la pala x 0.03\$/lb

4,300 lbs x 0.03 \$/lb 129.00

Valor total a ser depreciado \$ U.S. 20,129.00

Periodo de depreciación:

(horas operadas/año) x vida útil (años)

2,000 hrs/año x 5 años = 10,000 hrs

Costo de depreciación horaria:

Valor total a ser depreciado/periodo de depreciación

\$ U.S. 20,129.00/10,000 hrs = 02.01 \$/HR

2) Intereses impuestos seguro y almacenaje:

i.i.s. y a. = $\frac{\text{tasa vigente}(\%) \times \text{inversion media anual}}{\text{horas operadas/año}}$

= $\frac{14\% \times 50\% \times \$ 20,129.00}{2,000 \text{ hrs}}$ = 0.70 \$/HR

COSTO TOTAL DE POSESION HORARIA (Cp) = 02.71 \$/HR

COSTO DE OPERACION

3) Reparaciones generales (incluye repuestos):

f. reparación x costo dep. horaria x $\frac{\text{per. dep. (hr)}}{10,000 \text{ hrs}}$

1.1 x 2.01 x 10,000/10,000 = 02.21 \$/HR

4) Costo de aire comprimido

$$30.53 \text{ \$/hr} \times 120 \text{ CFM}/750\text{CFM} = 08.55 \text{ \$/HR}$$

5) Costo de mantenimiento

f mant. x c horario de aire comprimido

$$1/3 \times 8.55 = 02.85 \text{ \$/hr}$$

6) Costo de reposición de cuchara

precio de cuchara/ hrs de duración

$$1,500 \text{ \$/12 meses} \times 25 \text{ dias/mes} \times 4 \text{ hrs/dia} = 1.25 \text{ \$/HR}$$

7) Operador

$$0.875 \text{ \$/hr} \times 2 = 1.75 \text{ \$/HR}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE OPERACION HORARIA (Co)} = 16.61 \text{ \$/HR}$$

El costo de posesión y operación será:

$$C p \& o = C_p + C_o$$

$$= 2.71 \text{ \$/hr} + 16.61 \text{ \$/hr}$$

$$= 19.32 \text{ \$/hr}$$

COSTO HORARIO DEL OPERADOR

1) Implementos de seguridad:

$$8 \text{ hrs/ dia} \times 25 \text{ dias/mes} \times 12 \text{ meses/año} = 2,400 \text{ hrs/año}$$

Protector:

$$8.44 \text{ \$/}(2,400 \text{ hrs/año} \times 2 \text{ años}) = 0.0035 \text{ \$/hr}$$

Respirador:

$$8.44 \text{ \$/}(2,400 \text{ hrs/año} \times 2 \text{ años}) = 0.0018 \text{ \$/hr}$$

correa:

$$2.44\text{\$/}(2,400 \text{ hrs/año} \times 1 \text{ año}) = 0.0010 \text{ \$/hr}$$

botas:

$$5.62\text{\$/}(2,400 \text{ hrs/año} \times 0.25 \text{ años}) = 0.0094 \text{ \$/hr}$$

guantes:

2.36\$ / (2,400 hrs/año x 0.25 años) = 0.0039 \$/hr

COSTO DE IMPLEMENTOS

0.0196 \$/hr

2) Salario

Jornal

4.024 \$

beneficios sociales 70 %

2.816 \$

6.840 \$

6.840 \$ / 8 hrs

0.855 \$/HR

costo total del operador

0.875 \$/HR

III.6.2) CALCULO DEL COSTO HORARIO DE LA PERFORADORA

COSTO DE POSESION

1) Depreciación

Precio de compra	3,500.00 \$
Extras	0.00 \$
Flete 58.2 lb x 0.03 \$/lb	1.75 \$
Precio de entrega	<u>3,501.75 \$</u>

Periodo de depreciación:

$$2 \text{ años} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} \times \frac{25 \text{ días}}{\text{mes}} \times \frac{6 \text{ hrs}}{\text{día}} = 3,600 \text{ horas}$$

Costo de depreciación horaria:

$$3,501.75 \text{ $} / 3,600 \text{ hr} = 0.973 \text{ $/hr}$$

2) Intereses, impuesto, seguro y almacén:

$$14 \% \times 50 \% \times 3,501.75 / 3,600 \text{ hr} = 0.068 \text{ $/hr}$$

$$\text{COSTO DE POSESION HORARIA TOTAL} \quad \underline{1.041 \text{ $/hr}}$$

COSTO DE OPERACION

3) Reparaciones generales:

$$110\% \times 0.973 \times 3,600 / 10,000 = 0.068 \text{ $/hr}$$

4) Costo de aire comprimido:

$$120 \text{ cfm} / 750 \text{ CFM} \times 30.53 \text{ $/hr} = 4.884 \text{ $/hr}$$

5) Costo de mantenimiento:

$$(1/5) \times 4.884 \text{ $/ hrs} = 0.976 \text{ $/hr}$$

7) Operador:

$$0.875 \text{ $/hr} \times 2 = 1.750 \text{ $/hr}$$

$$\text{COSTO HORARIO DE OPERACION} \quad \underline{7.674 \text{ $/hr}}$$

$$C \text{ p\&o} = 1.041 + 7.674$$

$$= 8.715 \text{ $/ hr}$$

III.6.3) COSTO HORARIO DE LA COMPRESORA GARDNER DENVER 750

COSTO DE POSESION

1) Depreciación

Precio de compra 40,000.00 \$

extras 0.00 \$

flete 7,700 lbs x 0.03 \$/lb 231.00 \$

precio de entrega 40,231.00 \$

periodo de depreciación

5 años x 4,800 hrs/año = 24,000 horas

costo de depreciación horaria

40,231 \$ / 24,000 hrs = 1.67 \$/hr

2) Intereses imp. seg. y almacenaje:

14% x 50% x 40,231 \$/4,800 hrs = 0.58 \$/hr

COSTO TOTAL DE POSESION = 2.25 \$/hr

COSTO DE OPERACION

3) Reparaciones generales

110 % x 1.67 \$/hr x 24,000/10,000 = 4.41 \$/hr

4) Energia

7 gal/hr x 2.19 \$/gal = 15.33 \$/hr

5) Costo de mantenimiento

1/2 x 15.33 \$/hr = 7.67 \$/hr

6) Costo de operador

= 0.87 \$/hr

COSTO TOTAL DE OPERACION

28.28 \$/ hr

C p&o = Cp + Co

= 2.25 + 28.28

= 30.53 \$/hr

III.6.4) CALCULO DEL COSTO HORARIO DEL VENTILADOR

COSTO DE POSESION

1) Depreciación

Precio de compra	2,000.00 \$
extras	0.00 \$
flete 7,700 lbs x 0.03 \$/lb	60.00 \$
precio de entrega	<u>2,060.00 \$</u>
periodo de depreciación	
5 años x 2,400 hrs/año	= 12,000 horas
costo de depreciación horaria	
2,060 \$ / 12,000 hrs	= 0.172 \$/hr

2) Intereses imp. seg. y almacenaje:

14% x 50% x 2,060 \$/2,400 hrs	= 0.060 \$/hr
COSTO TOTAL DE POSESION	= 0.232 \$/hr

COSTO DE OPERACION

3) Reparaciones generales

110 % x 0.172 \$/hr x 12,000/10,000	= 0.227 \$/hr
-------------------------------------	---------------

4) Aire comprimido

(250 CFM/7,500 CFM) X 30.53 \$/hr	= 10.17 \$/hr
-----------------------------------	---------------

5) Costo de mantenimiento

1/5 x 10.17 \$/hr	= 2.034 \$/hr
-------------------	---------------

COSTO TOTAL DE OPERACION	<u>12.431 \$/ hr</u>
---------------------------------	-----------------------------

$$\begin{aligned}
 C_{p\&o} &= C_p + C_o \\
 &= 0.232 + 12.431 \\
 &= 12.663 \text{ $/hr}
 \end{aligned}$$

III.6.5) CALCULO DEL COSTO HORARIO DEL CARRO MINERO

COSTO DE POSESION

1) Depreciación

Precio de la pala	\$ U.S.	1,500.00
Extras		0.00
Fletes: 2,000 lbs x 0.03 \$/lb		60.00
Valor total a ser depreciado	\$ U.S.	<u>1,560.00</u>

Periodo de depreciación:

(horas operadas/año) x vida útil (años)

$$3,600 \text{ hrs/año} \times 5 \text{ años} = 18,000 \text{ hrs}$$

Costo de depreciación horaria:

Valor total a ser depreciado/periodo de depreciación

$$\$ \text{ U.S. } 1,560.00 / 18,000 \text{ hrs} = 0.187 \text{ \$/HR}$$

2) Intereses impuestos seguro y almacenaje:

$$14\% \times 50\% \times \$ 1,560.00 / 3,600 \text{ hrs} = 0.030 \text{ \$/HR}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE POSESION HORARIA (Cp)} = 0.117 \text{ \$/HR}$$

COSTO DE OPERACION

3) Reparaciones generales (incluye repuestos):

$$1.1 \times 0.087 \times 18,000 / 10,000 = 0.172 \text{ \$/HR}$$

4) Costo de mantenimiento

f mant. x c horario de carreros

$$1/3 \times 0.837 = 0.279 \text{ \$/hr}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE OPERACION HORARIA (Co)} = 0.451 \text{ \$/HR}$$

El costo de posesión y operación será:

$$C_{p\&o} = C_p + C_o$$

$$= 0.117 \text{ \$/hr} + 0.451 \text{ \$/hr}$$

$$= 0.568 \text{ \$/hr}$$

III.7) CALCULO DEL COSTO DE 1 m DE GALERIA de 7' x 8'

Para el cálculo de los costos de avances se han considerados los estándares obtenidos en la mina, en cuanto a los precios unitarios de los materiales y herramientas se han considerado los precios del mercado con incremento de 5 % por costos de transporte y otros gastos.

Primeramente antes de calcular el costo de 1 m de avance tenemos que considerar los siguientes parámetros:

SECCION

Es la sección del frente de labor y está dado en metros cuadrados, no se considera sobrerotura, porque es responsabilidad de los supervisores evitar que esto suceda.

Para nuestro caso la sección será:

SECCION : 2.1 x 2.4

: 5.04 m²

NUMERO DE TALADROS

Es la cantidad de taladros que se va perforar en el frente sean cargados ó vacíos, para el caso de la galería tenemos como promedio 34 taladros, esto naturalmente varía conforme varían las características del terreno, los 34 taladros es para los casos más desfavorables.

EFICIENCIA/CICLO

Es el avance por disparo, como se está calculando para taladros de 5 piés tenemos que en promedio la eficiencia por ciclo es de 1.30 mts.

AVANCE UNITARIO

Es el avance que se va tomar como referencia; todos los cálculos estarán referidos a éste avance que es 1m.

CICLOS

Es el porcentaje de ciclos que se necesita para obtener 1 m de avance es decir el cociente entre el avance unitario y la eficiencia por ciclo.

$$: 1/1.30 = 0.77$$

TONELADAS METRICAS ROTAS

Es la cantidad de toneladas que se romperán en un avance unitario así tendremos:

$$: 5.04 \times 1.00 \times 2.85 = 14.36$$

PIES PERFORADOS

Es la cantidad de pies que se van a perforar en un avance unitario.

$$: 34 \times 0.77 \times 5 = 131$$

El cálculo de costos se ha desarrollado en LOTUS, que para mayor estabilidad los precios están expresados en dólares, En la hoja de cálculo (ver resumen del cálculo de costo de 1 m de galería de 7'x8') se puede observar 7 columnas. La primera columna es la descripción, la segunda columna es la unidad de cada item. La tercera columna es el precio unitario para el caso de materiales, herramientas e implementos de seguridad; y para trabajadores y empleados es el jornal o salario diario. La cuarta columna está referido al rendimiento para materiales, herramientas e implementos de seguridad y también para los costos indirectos.

La sexta columna es el factor relacionado al avance unitario que al multiplicarlo por el precio unitario de dicho ítem debe darnos el costo requerido de la séptima columna.

1) COSTO DE MANO DE OBRA

COSTO DIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

1 perforista	1 tarea x 0.77 = 0.77 tareas
1 ayudante de perforista	1 tarea x 0.77 = 0.77 tareas
1 palero	1 tarea x 0.77 = 0.77 tareas
1 ayudante de palero	1 tarea x 0.77 = 0.77 tareas
2 carreros	2 tareas x 0.77 = 1.54 tareas
	<hr/> 4.62 tareas

Costo del perforista	: 4.82 x 0.77 = 3.70
Costo del ayudante de perforista	: 3.96 x 0.77 = 3.04
Costo del palero	: 4.82 x 0.77 = 3.70
Costo del ayudante de palero	: 3.96 x 0.77 = 3.04
Costo de los carreros	: 3.35 x 1.54 = 5.16
	<hr/> = \$ 18.66

COSTO INDIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

Ingeniero de Minas	0.033 x 4.62 tareas = 0.15 tareas
Empleado	0.033 x 4.62 tareas = 0.15 tareas
Capataz	0.040 x 4.62 tareas = 0.19 tareas
Bodeguero	0.033 x 4.62 tareas = 0.15 tareas
Tubero carrilano	0.015 x 4.62 tareas = 0.07 tareas
Ayudante de tub.-carril.	0.015 x 4.62 tareas = 0.07 tareas
	<hr/> 0.78 tareas

Costo del Ingeniero de Minas	17.20 x 0.154	=	2.65
Costo del Empleado	10.32 x 0.154	=	1.59
Costo del Capatáz	07.45 x 0.185	=	1.37
Costo del Bodeguero	03.65 x 0.154	=	0.56
Costo del tubero carrilano	04.82 x 0.068	=	0.33
Costo del Ayud. de tub. carril.	03.96 x 0.068	=	0.27
			<u> </u>
		= \$	6.77

2) COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

a) Barreno de 7/8 x 3'

$$f = \frac{(3 \text{ piés/taladro}) \times (34 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.77 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.098$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.098 \times 91 \$ = \$ 8.93$$

b) Barreno de 7/8 x 5'

$$f = \frac{(2 \text{ piés/taladro}) \times (34 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.77 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.065$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.065 \times 105 \$ = \$ 6.87$$

c) Dinamita de 45 %

$$f = (223 \text{ cartuchos/ciclo}) \times (0.77 \text{ ciclos})$$

$$= 171.53$$

$$\text{Costo de Dinamita} = \$ 0.14 \times 171.53 = \$ 24.01$$

d) Guía de seguridad

$$f = ((6' / \text{tal.}) \times (\text{Nro tal. carg. / ciclo}) + \text{chispead}) \times \text{Nro ciclos}$$

$$f = (6 \times 30 + 6) \times 0.77$$

$$= 143.22 \text{ piés}$$

$$\text{Costo de Guía} = 143.22 \times 0.04 = \$ 5.73$$

e) Fulminantes

$$f = (\text{fulminantes/ciclo}) \times \text{Nro. de ciclos}$$

$$= 30 \text{ fulminantes/ciclo} \times 0.77 \text{ ciclos}$$

$$= 23.1 \text{ fulminantes}$$

$$\text{Costo de fulminante} = 23.1 \times 0.09 = \$ 2.08$$

$$\text{COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA} = \$ 47.70$$

3) COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

a) Botas

$$f = (\text{f. mano de obra} - \text{f. empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (5.40 - 0.15) / 75$$

$$= 0.07$$

$$\text{Costo} = 16.50 \times 0.07 = \$ 1.15$$

b) Pantalón de jebe

$$f = (\text{f. perf.} + \text{f. ayudante perf.}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.77 + 0.77) / 50$$

$$= 0.031$$

$$\text{Costo} = 22.50 \times 0.031 = \$ 0.69$$

c) Saco de jebe

$$f = (\text{f. perf.} + \text{f. ayudante perf.}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.77 + 0.77) / 75$$

$$= 0.020$$

$$\text{Costo} = 22.50 \times 0.020 = \$ 0.46$$

d) Guantes de cuero

$$f = (\text{f. mano de obra} - \text{f. empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (5.40 - 0.15) / 25$$

$$= 0.21$$

$$\text{Costo} = 4.67 \times 0.21 = \$ 0.98$$

e) Correa porta lámparas

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (5.40 - 0.15) / 360$$

$$= 0.014$$

$$\text{Costo} = 3.10 \times 0.015 = \$ 0.05$$

f) Lámpara de carburo

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (5.40 - 0.15) / 200$$

$$= 0.026$$

$$\text{Costo} = 29.22 \times 0.026 = \$ 0.77$$

g) Casco

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (5.40 - 0.15) / 360$$

$$= 0.014$$

$$\text{Costo} = 6.15 \times 0.015 = \$ 0.09$$

h) Tafiote para casco

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (5.40 - 0.15) / 125$$

$$= 0.042$$

$$\text{Costo} = 2.01 \times 0.042 = \$ 0.08$$

$$\text{COSTO TOTAL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD} = \underline{\$ 4.27}$$

4) COSTO DE HERRAMIENTAS

a) Pico

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 14.36 / 1,500$$

$$= 0.009$$

$$\text{Costo} = 15.79 \times 0.009 = \$ 0.15$$

b) Lampa

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 14.36 / 750$$

$$= 0.019$$

$$\text{Costo} = 16.55 \times 0.019 = \$ 0.32$$

c) Carburo de calcio

$$f = (\text{f. mano de obra} - \text{f. empleado}) * \text{rendimiento (kg/tareas)}$$

$$f = (5.40 - 0.15) * 0.162$$

$$= 0.850 \text{ kg}$$

$$\text{Costo} = 0.70 \text{ \$/kg} \times 0.850 = \$ 0.59$$

d) Aceite rock drill

$$f = \text{piés perforados} \times \text{rendimiento (glns/pp)}$$

$$= 131 \times 0.0017$$

$$= 0.2227 \text{ gln}$$

$$\text{Costo} = 4.20 \times 0.2227 = \$ 0.94$$

e) Encapsuladora de fulminante

$$f = (\text{Taladros cargados/ciclo}) / \text{rendimiento(taladros)}$$

$$f = 31 / 30,000$$

$$f = 0.001$$

$$\text{Costo} = 247.00 \times 0.001 = \$ 0.25$$

f) Manguera de aire

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 14.36 / 1,500$$

$$= 0.009$$

$$\text{Costo} = 4.10 \times 0.009 = \$ 0.04$$

g) Manguera de agua

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 14.36 / 1,500$$

$$= 0.009$$

$$\text{Costo} = 2.94 \times 0.009 = \$ 0.03$$

$$\text{TOTAL COSTO DE HERRAMIENTAS} = \$ 2.32$$

SUB-TOTAL:

El subtotal es la suma de los costos parciales de herramientas, implementos de seguridad, perforación y voladura, costos directos y costos indirectos.

$$\text{SUB TOTAL} = 1.93 + 4.27 + 47.70 + 6.77 + 18.66 = \$ 79.72$$

5) MEDICINAS

Consideramos el 3 % del costo de mano de obra

$$\text{Costo de medicinas} = 0.030 \times 25.42 = \$ 0.76$$

6) GASTOS GENERALES

Consideramos 7 % del subtotal

$$\text{Gastos generales} = 0.07 \times 79.72 = \$ 5.58$$

7) IMPREVISTOS

Asumimos 5 % del subtotal para imprevistos

$$\text{Gasto de imprevistos} = 0.05 \times 79.72 = \$ 3.99$$

8) UTILIDAD

Se toma como el 15 % del subtotal de utilidad

$$\text{Gasto por utilidad} = 0.15 \times 79.72 = \$ 11.95$$

9) COSTO DE EQUIPO

Los cálculos para el costo de posesión y operación de los equipos están en la siguiente página.

$$\text{Costo de equipo} = \$ 94.35$$

$$\text{10) COSTO TOTAL} = \$ 196.35$$

CALCULO DEL COSTO DEL EQUIPO PARA UNA GALERIA DE 7' X 8'

Dentro de los costos del equipo utilizado tenemos: perforadora, ventilador, pala neumática, y compresora.

PERFORACION

En la perforación se tiene 4hrs:15min

Costo de O & O de la perforadora: 8.72 \$/hr

4.25 x 8.72 = \$ 37.06

LIMPIEZA

Tenemos 2 hrs:15 min. de tiempo de limpieza

Costo de O & O de la pala: 19.32 \$/h

2.25 x 19.32 = \$ 43.47

Carro minero:

Costo de O & O del carro minero: 0.568 \$/h

4 carros x 0.568 \$/hr x 4 hrs. \$ 9.08

VENTILACION

Costo de O & O del ventilador: 12.663 \$/h

2 hrs x 12.663 \$/hr \$ 25.326

Tubería de 2" ϕ 3.58

Tubería de 1" ϕ 1.69

Rieles y accesorios 12.28

Durmientes 2.30

\$ 19.85

\$ 19.85

TOTAL COSTO DE EQUIPO: \$ 137.78

Este costo es para un disparo de avance = 1.30 mts.

para un metro lo multiplicamos por el 70 %.

COSTO DE EQUIPO PARA 1 M DE GALERIA \$ 94.35

III.8) CALCULO DEL COSTO DE 1 m DE CHIMENEA DE 4' x 5'

SECCION	1.2 x 1.5	= 1.80 m ²
NUMERO DE TALADROS		= 17
EFICIENCIA/CICLO		= 1.20 m
AVANCE UNITARIO		= 1.00 m
CICLOS (%)	1.0/1.2	= 0.83
TONELADAS METRICAS ROTAS	1.8 x 1.0 x 2.85	= 5.13
PIES PERFORADOS	17 x 0.83 x 5	= 71

1) COSTO DE MANO DE OBRA

COSTO DIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

1 perforista	1 tarea x 0.83	= 0.83 tareas
1 ayudante de perforista	1 tarea x 0.83	= 0.83 tareas
1 carrero	0.45 tareas x 0.83	= 0.38 tareas
		<hr/>
		2.04 tareas

Costo del perforista	: 4.82 x 0.83	= 4.01
Costo del ayudante de perforista	: 3.96 x 0.83	= 3.30
Costo del carrero	: 3.35 x 0.38	= 1.27
		<hr/>
		= \$ 8.58

COSTO INDIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

Ingeniero de Minas	0.033 x 2.04 tareas	= 0.07 tareas
Empleado	0.033 x 2.04 tareas	= 0.07 tareas
Capatáz	0.040 x 2.04 tareas	= 0.08 tareas
Bodeguero	0.033 x 2.04 tareas	= 0.07 tareas
Tubero carrilano	0.015 x 2.04 tareas	= 0.03 tareas

$$\text{Ayudante de tub.-carril. } 0.015 \times 2.04 \text{ tareas} = 0.03 \text{ tareas}$$

$$0.35 \text{ tareas}$$

Costo del Ingeniero de Minas	17.20 x 0.07	=	1.17
Costo del Empleado	10.32 x 0.07	=	0.70
Costo del Capatáz	07.45 x 0.08	=	0.61
Costo del Bodeguero	03.65 x 0.07	=	0.25
Costo del tubero carrilano	04.82 x 0.03	=	0.15
Costo del Ayud. de tub. carril.	03.96 x 0.03	=	0.12
			<hr/>
		= \$	3.00

2) COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

a) Barreno de 7/8 x 3'

$$f = \frac{(3 \text{ piés/taladro}) \times (17 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.83 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.053$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.053 \times 91 \$ = \$ 4.83$$

b) Barreno de 7/8 x 5'

$$f = \frac{(2 \text{ piés/taladro}) \times (17 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.83 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.035$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.035 \times 105 \$ = \$ 3.72$$

c) Dinamita de 45 %

$$f = (91 \text{ cartuchos/ciclo}) \times (0.83 \text{ ciclos})$$

$$= 75.53$$

$$\text{Costo de Dinamita} = \$ 0.14 \times 75.53 = \$ 10.57$$

d) Guía de seguridad

$$f = ((6' / \text{tal.}) \times (\text{Nro tal. cargados/ciclo}) + \text{chispeador}) \times \text{Nro ciclos}$$

$$f = (6 \times 16 + 6) \times 0.83$$

$$= 84.66 \text{ piés}$$

$$\text{Costo de Guía} = 84.66 \times 0.04 = \$ 3.38$$

e) Fulminantes

$$f = (\text{fulminantes/ciclo}) \times \text{Nro. de ciclos}$$

$$= 16 \text{ fulminantes/ciclo} \times 0.83 \text{ ciclos}$$

$$= 13.28 \text{ fulminantes}$$

$$\text{Costo de fulminante} = 13.28 \times 0.09 = \$ 1.19$$

$$\text{COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA} = \$ 23.69$$

3) COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

a) Botas

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (2.390 - 0.11) / 75$$

$$= 0.03$$

$$\text{Costo} = 16.40 \times 0.03 = \$ 0.51$$

b) Pantalón de jebe

$$f = (f. \text{ perf.} + f. \text{ ayudante perf.}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.83 + 0.83) / 50$$

$$= 0.033$$

$$\text{Costo} = 22.50 \times 0.033 = \$ 0.74$$

c) Saco de jebe

$$f = (f. \text{ perf.} + f. \text{ ayudante perf.}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.83 + 0.83) / 75$$

$$= 0.022$$

$$\text{Costo} = 22.50 \times 0.022 = \$ 0.50$$

d) Guantes de cuero

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (2.39 - 0.11)/25$$

$$= 0.091$$

$$\text{Costo} = 4.67 \times 0.091 = \$ 0.43$$

e) Correa porta lámparas

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (2.39 - 0.11)/360$$

$$= 0.006$$

$$\text{Costo} = 3.10 \times 0.006 = \$ 0.02$$

f) Lámpara de carburo

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (2.39 - 0.11)/200$$

$$= 0.011$$

$$\text{Costo} = 29.22 \times 0.011 = \$ 0.34$$

g) Casco

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (2.39 - 0.11)/360$$

$$= 0.006$$

$$\text{Costo} = 6.15 \times 0.006 = \$ 0.04$$

h) tafilete para casco

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (2.39 - 0.11)/125$$

$$= 0.019$$

$$\text{Costo} = 2.01 \times 0.019 = \$ 0.04$$

$$\text{COSTO TOTAL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD} = \underline{\$ 2.62}$$

4) COSTO DE HERRAMIENTAS

a) Carburo de calcio

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) * \text{rendimiento (kg/tareas)}$$

$$f = (2.39 - 0.11) * 0.162$$

$$= 0.369 \text{ kg}$$

$$\text{Costo} = 0.70 \text{ \$/kg} \times 0.369 = \$ 0.26$$

d) Aceite rock drill

$$f = \text{piés perforados} \times \text{rendimiento (glns/pp)}$$

$$= 71 \times 0.0017$$

$$= 0.1207 \text{ gln}$$

$$\text{Costo} = 4.20 \times 0.1207 = \$ 0.51$$

e) Encapsuladora de fulminante

$$f = (\text{Taladros cargados/ciclo}) / \text{rendimiento(taladros)}$$

$$f = 16 / 30,000$$

$$f = 0.0005$$

$$\text{Costo} = 247.00 \times 0.0005 = \$ 0.14$$

f) Manguera de aire

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 5.13 / 1,500$$

$$= 0.003$$

$$\text{Costo} = 4.10 \times 0.003 = \$ 0.01$$

g) Manguera de agua

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 5.13 / 1,500$$

$$= 0.003$$

$$\text{Costo} = 2.94 \times 0.003 = \$ 0.01$$

$$\text{TOTAL COSTO DE HERRAMIENTAS} = \$ 0.93$$

SUB-TOTAL:

El subtotal es la suma de los costos parciales de herramientas, implementos de seguridad, perforación y voladura, costos directos y costos indirectos.

$$\text{SUB TOTAL} = 0.93 + 2.62 + 23.69 + 3.00 + 8.58$$

$$= \$ 38.82$$

5) MEDICINAS

Consideramos el 3 % del costo de mano de obra

$$\text{Costo de medicinas} = 0.030 \times 11.59 = \$ 0.34$$

6) GASTOS GENERALES

Consideramos 7 % del subtotal

$$\text{Gastos generales} = 0.07 \times 38.82 = \$ 2.72$$

7) IMPREVISTOS

Asumimos 5 % del subtotal para imprevistos

$$\text{Gasto de imprevistos} = 0.05 \times 38.82 = \$ 1.94$$

8) UTILIDAD

Se toma como el 15 % del subtotal de utilidad

$$\text{Gasto por utilidad} = 0.15 \times 38.82 = \$ 5.82$$

9) COSTO DE EQUIPO

Los cálculos para el costo de posesión y operación de los equipos están en la siguiente página.

$$\text{Costo de equipo} = \$ 36.06$$

$$\text{10) COSTO TOTAL} = \$ 85.70$$

CALCULO DEL COSTO DEL EQUIPO PARA UNA CHIMENEA DE 4' X 5'

Dentro de los costos del equipo utilizado tenemos:
perforadora, ventilador, compresora.

PERFORACION

En la perforación se tiene 3 hrs: 06 min.

Costo O & O de la perforadora: \$ 8.72/hr

3.10 hrs x \$ 8.72/hr \$ 27.03

EXTRACCION

Costo de O & O del carro minero: 0.568 \$/hr

1 carro x 0.568 \$/hr x 1 hora \$ 0.568

COMPRESORA

Ventilación

(150 CFM/750 CFM) X 30.53 X 2.00 = \$ 12.21

Tubería de 2" ϕ 3.58

Tubería de 1" ϕ 1.69

\$ 5.27

\$ 5.27

TOTAL COSTO DE EQUIPO: \$ 45.078

Este costo es para un disparo de avance 1.20, para tener el costo de equipo 1 m de chimenea multiplicamos por el 80 %.

COSTO DEL EQUIPO: \$ 36.06

III.9) CALCULO DEL COSTO DE 1 m DE SUBNIVEL DE 4' x 6'

SECCION	1.2 x 1.8	=	2.16 m ²
NUMERO DE TALADROS		=	19
EFICIENCIA/CICLO		=	1.20 m
AVANCE UNITARIO		=	1.00 m
CICLOS (%)	1.0/1.2	=	0.83
TONELADAS METRICAS ROTAS	2.16 x 1.0 x 2.85	=	6.16
PIES PERFORADOS	19 x 0.83 x 5	=	80.00

1) COSTO DE MANO DE OBRA

COSTO DIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

1 perforista	1 tarea x 0.83	=	0.83 tareas
1 ayudante de perforista	1 tarea x 0.83	=	0.83 tareas
2 lamperos	2 tareas x 0.83	=	1.66 tareas
2 carreros	1 tarea x 0.83	=	0.83 tareas
			4.15 tareas

Costo del perforista	:	4.82 x 0.83	=	4.01
Costo del ayudante de perforista	:	3.96 x 0.83	=	3.30
Costo de los lamperos	:	3.35 x 1.66	=	5.59
Costo de los carreros	:	3.35 x 0.83	=	2.78
				= \$ 15.68

COSTO INDIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

Ingeniero de Minas	0.033 x 4.15 tareas	=	0.14 tareas
Empleado	0.033 x 4.15 tareas	=	0.14 tareas
Capataz	0.040 x 4.15 tareas	=	0.17 tareas
Bodeguero	0.033 x 4.15 tareas	=	0.14 tareas

Tubero carrilano	0.015 x 4.15 tareas	=	0.06 tareas
Ayudante de tub.-carril.	0.015 x 4.15 tareas	=	0.06 tareas
			0.71 tareas

Costo del Ingeniero de Minas	17.20 x 0.14	=	2.39
Costo del Empleado	10.32 x 0.14	=	1.43
Costo del Capatáz	07.45 x 0.17	=	1.24
Costo del Bodeguero	03.65 x 0.14	=	0.51
Costo del tubero carrilano	04.82 x 0.06	=	0.30
Costo del Ayud. de tub. carril.	03.96 x 0.06	=	0.24
			= \$ 6.11

2) COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

a) Barreno de 7/8 x 3'

$$f = \frac{(3 \text{ piés/taladro}) \times (19 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.83 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.058$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.058 \times 91 \$ = \$ 05.40$$

b) Barreno de 7/8 x 5'

$$f = \frac{(2 \text{ piés/taladro}) \times (19 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.83 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.039$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.039 \times 105 \$ = \$ 04.16$$

c) Dinamita de 45 %

$$f = (115 \text{ cartuchos/ciclo}) \times (0.83 \text{ ciclos})$$

$$= 95.45$$

$$\text{Costo de Dinamita} = \$ 0.14 \times 95.45 = \$ 13.36$$

d) Guía de seguridad

$$f = ((6'/\text{tal.}) \times (\text{Nro tal. cargados/ciclo}) + \text{chispeador}) \times \text{Nro ciclos}$$

$$f = (6 \times 18 + 6) \times 0.83$$

$$= 94.62 \text{ piés}$$

$$\text{Costo de Guía} = 94.62 \times 0.04 = \$ 3.78$$

e) Fulminantes

$$f = (\text{fulminantes/ciclo}) \times \text{Nro. de ciclos}$$

$$= 18 \text{ fulminantes/ciclo} \times 0.83 \text{ ciclos}$$

$$= 14.94 \text{ fulminantes}$$

$$\text{Costo de fulminante} = 14.94 \times 0.09 = \$ 1.34$$

$$\text{COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA} = \$ 28.09$$

3) COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

a) Botas

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (4.86 - 0.14) / 75$$

$$= 0.063$$

$$\text{Costo} = 16.40 \times 0.063 = \$ 1.03$$

b) Pantalón de jebe

$$f = (f. \text{ perf.} + f. \text{ ayudante perf.}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.83 + 0.83) / 50$$

$$= 0.033$$

$$\text{Costo} = 22.50 \times 0.033 = \$ 0.75$$

c) Saco de jebe

$$f = (f. \text{ perf.} + f. \text{ ayudante perf.}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.83 + 0.83) / 75$$

$$= 0.022$$

$$\text{Costo} = 22.50 \times 0.022 = \$ 0.50$$

d) Guantes de cuero

$$\begin{aligned} f &= (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)} \\ &= (4.86 - 0.14) / 25 \\ &= 0.188 \end{aligned}$$

$$\text{Costo} = 4.67 \times 0.188 = \$ 0.88$$

e) Correa porta lámparas

$$\begin{aligned} f &= (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)} \\ &= (4.86 - 0.14) / 360 \\ &= 0.013 \end{aligned}$$

$$\text{Costo} = 3.10 \times 0.013 = \$ 0.04$$

f) Lámpara de carburo

$$\begin{aligned} f &= (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)} \\ &= (4.86 - 0.14) / 200 \\ &= 0.024 \end{aligned}$$

$$\text{Costo} = 29.22 \times 0.024 = \$ 0.69$$

g) Casco

$$\begin{aligned} f &= (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)} \\ &= (4.86 - 0.14) / 360 \\ &= 0.013 \end{aligned}$$

$$\text{Costo} = 6.15 \times 0.013 = \$ 0.08$$

h) Tafilete para casco

$$\begin{aligned} f &= (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)} \\ &= (4.86 - 0.14) / 125 \\ &= 0.037 \end{aligned}$$

$$\text{Costo} = 2.01 \times 0.037 = \$ 0.08$$

$$\text{COSTO TOTAL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD} = \underline{\underline{\$ 4.05}}$$

4) COSTO DE HERRAMIENTAS

a) Pico

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 6.16 / 1,500$$

$$= 0.004$$

$$\text{Costo} = 15.79 \times 0.004 = \$ 0.06$$

b) Lampa

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 6.16 / 750$$

$$= 0.008$$

$$\text{Costo} = 16.55 \times 0.008 = \$ 0.14$$

c) Carretilla llanta de jebe

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 6.16 / 600$$

$$= 0.010$$

$$\text{Costo} = 29 \times 0.010 = \$ 0.30$$

d) Llanta para carretilla

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 6.16 / 300$$

$$= 0.020$$

$$\text{Costo} = 4.25 \times 0.020 = \$ 0.09$$

e) Carburo de calcio

$$f = (\text{f. mano de obra} - \text{f. empleado}) * \text{rendimiento (kg/tareas)}$$

$$f = (4.86 - 0.14) * 0.162$$

$$= 0.764 \text{ kg}$$

$$\text{Costo} = 0.70 \text{ \$/kg} \times 0.764 = \$ 0.53$$

f) Aceite rock drill

f = piés perforados x rendimiento (glns/pp)

$$= 80 \times 0.0017$$

$$= 0.136 \text{ gln}$$

$$\text{Costo} = 4.20 \times 0.136 = \$ 0.57$$

g) Encapsuladora de fulminante

f = (Taladros cargados/ciclo)/rendimiento(taladros)

$$f = 18 / 30,000$$

$$f = 0.0006$$

$$\text{Costo} = 247.00 \times 0.0006 = \$ 0.16$$

h) Manguera de aire

f = TM rotas/ rendimiento (TM)

$$f = 6.16 / 1,500$$

$$= 0.004$$

$$\text{Costo} = 4.10 \times 0.004 = \$ 0.02$$

i) Manguera de agua

f = TM rotas/ rendimiento (TM)

$$f = 6.16 / 1,500$$

$$= 0.004$$

$$\text{Costo} = 2.94 \times 0.004 = \$ 0.01$$

$$\text{TOTAL COSTO DE HERRAMIENTAS} = \$ 1.88$$

SUBTOTAL:

El subtotal es la suma de los costos parciales de herramientas, implementos de seguridad, perforación y voladura, costos directos y costos indirectos, así tenemos:

$$1.88 + 4.05 + 28.09 + 6.11 + 15.68 = \$ 55.81$$

5) MEDICINAS

Consideramos el 3 % del costo de mano de obra

Costo de medicinas = 0.030×21.79 = \$ 0.65

6) GASTOS GENERALES

Consideramos 7 % del subtotal

Gastos generales = 0.07×57.70 = \$ 3.91

7) IMPREVISTOS

Asumimos 5 % del subtotal para imprevistos

Gasto de imprevistos = 0.05×57.7 = \$ 2.79

8) UTILIDAD

Se toma como el 15 % del subtotal de utilidad

Gasto por utilidad = 0.15×57.70 = \$ 8.37

9) COSTO DE EQUIPO

Los cálculos para el costo de posesión y operación de los equipos están en la siguiente página.

= \$ 27.088

10) COSTO TOTAL

= \$ 98.61

CALCULO DEL COSTO DEL EQUIPO PARA UN SUBNIVEL DE 4' X 6'

Dentro de los costos del equipo que se utilizarán tenemos: perforadora, ventilador, pala neumática, compresora de acuerdo al tiempo en horas de uso en el ciclo de trabajo.

PERFORACION

En la perforación se tiene 2 hrs:45 min.

Costo de O & O de la perforadora: 2.91 \$/hr

2.75 x 2.91 = \$ 08.00

EXTRACCION

Costo de O & O del carro minero: 0.568 \$/hr

2 carros x 2 hrs x 0.568 \$/hr \$ 02.272

COMPRESORA

Ventilación

(150 CFM/750 CFM) X 30.53 X 3.00 = \$ 18.32

Tubería de 2" ϕ 3.58

Tubería de 1" ϕ 1.69

5.27

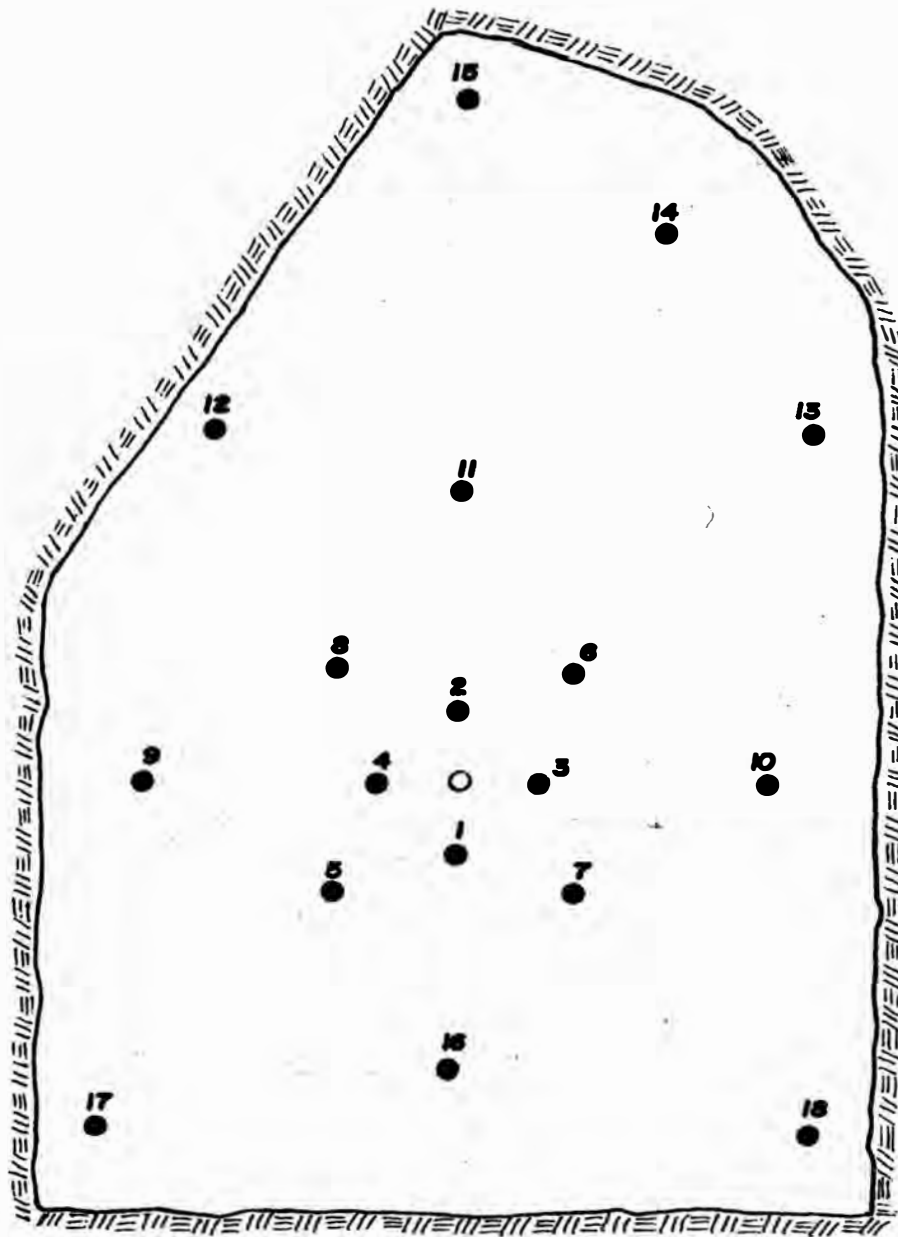
5.27

TOTAL COSTO DE EQUIPO

33.86

Este es el costo para un disparo de avance = 1.20 mts. como el cálculo debe ser para un metro lo multiplicamos por 80 %.

COSTO DE EQUIPO PARA UN METRO DE SUBNIVEL: \$ 27.088



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

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION
 SUBNIVEL 4' x 6'

CARLOS ROMAN BASURTO
 TESIS DE GRADO

ESCALA : 1/12.5
 FECHA : DICIEMBRE-90

CALCULO DEL COSTO DE 1 M DE GALERIA DE 7' X 8'

TIPO DE ROCA: DURA

DESCRIPCION	UNID.	P.UNIT.	REND Y/O		FACIOR	COSTO
		\$				
Sección	m2				5.04	m2
Taladros/Ciclo	Nro.				34	de 5'
Eff./Ciclo	m.				1.3	m
Cantidad	m.				1	m.
Ciclos	%				0.77	c/u
TM Rotas	TM				14.36	TM
Piés Perforados	pp				130.76	pp

MANO DE OBRA					5.40	25.43
Indirecta					0.78	6.77
Directa					4.62	18.66
Perforación y Voladura						47.70
Implementos de Seguridad						4.20
Herramientas						2.35
	Sub-Total					79.67
Medicinas			0.030	M.O.		0.76
Gastos Generales			0.070			5.58
Imprevistos			0.050			3.98
Utilidad			0.150			11.95

Costo Equipo						94.35
Costo Total						196.30

Ing. de Minas	c/u	17.20	0.033	t/t	0.154	2.65
Empleado	c/u	10.32	0.033	t/t	0.154	1.59
Capataz	c/u	7.45	0.040	t/t	0.185	1.38
Bodeguero	c/u	3.65	0.033	t/t	0.154	0.56
Tubero-carr.	c/u	4.82	0.015	t/t	0.068	0.33
Ayud. Tubero-carr.	c/u	3.96	0.015	t/t	0.068	0.27

MANO DE OBRA DIRECTA						
Perforista	c/u	4.82			0.769	3.71
Ayud. Perforista	c/u	3.96			0.769	3.05
Palero	c/u	4.82			0.769	3.71
Ayudante de palero	c/u	3.96			0.769	3.05
Carreros	c/u	3.35			1.538	5.15

MATERIALES						
Barreno 7/8x3'	c/u	91.00	800	piés	0.098	8.93
Barreno 7/8x5'	c/u	105.00	800	piés	0.065	6.87
Dinamita 45%	Cart.	0.14			171.53	24.01
Guía	piés	0.04			138.46	5.54
Fulminantes	c/u	0.09			26.154	2.35

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Botas de Jebe	par	16.50	75 tareas	0.070	1.15
Pantalón de Jebe	c/u	22.50	50 tareas	0.031	0.69
Saco de Jebe	c/u	22.50	75 tareas	0.021	0.46
Buantes de Cuero	c/u	4.67	25 tareas	0.210	0.98
Correa Portalamp.	c/u	3.10	360 tareas	0.015	0.05
Lámp. de Carburo	c/u	29.22	200 tareas	0.026	0.77
Casco	c/u	6.15	360 tareas	0.015	0.09
Tafilete p. casco	c/u	2.01	125 tareas	0.005	0.01

HERRAMIENTAS

Pico	c/u	15.79	1500 TM	0.010	0.15
Lampa	c/u	16.55	750 TM	0.019	0.32
Carburo de calcio	kg.	0.70	0.16250 Kg/tar	0.852	0.60
Aceite rock drill	gl.	4.20	0.00170 gl/pp	0.222	0.93
Encapsuladora	c/u	247.00	30000 tal	0.001	0.28
Manguera de aire	m.	4.10	1500 TM	0.010	0.04
Manguera de agua	m.	2.94	1500 TM	0.010	0.03

CALCULO DEL COSTO DE 1 M DE CHIMENEA 4' X 5'

TIPO DE ROCA: DURA

DESCRIPCION	UNID.	P.UNIT.	REND	Y/O	FACTOR	COSTO
		\$				
Sección	m2				1.8	m2
Taladros/Ciclo	Nro.				17	de 5'
Eff./Ciclo	m.				1.2	m
Cantidad	m.				1	m
Ciclos	%				0.83	c/u
TM Rotas	TM				5.13	TM
Piés Perforados	pp				70.833	pp
MAND DE OBRA						
Indirecta					2.39	11.57
Directa					0.35	3.00
Perforación y Voladura					2.04	8.57
Implementos de Seguridad						23.65
Herramientas						2.63
						0.93
	Sub-Total					38.79
Medicinas			0.030	M.O.		0.35
Gastos Generales			0.070			2.71
Imprevistos			0.050			1.94
Utilidad			0.150			5.82
Costo Equipo						36.06
Costo Total						85.66
Ing. de Minas	c/u	17.20	0.033	t/t	0.068	1.17
Empleado	c/u	10.32	0.033	t/t	0.068	0.70
Capatáz	c/u	7.45	0.040	t/t	0.082	0.61
Bodeguero	c/u	3.65	0.033	t/t	0.068	0.25
Tubero-carr.	c/u	4.82	0.015	t/t	0.030	0.15
Ayud. Tubero-carr.	c/u	3.96	0.015	t/t	0.030	0.12
MAND DE OBRA DIRECTA						
Perforista	c/u	4.82			0.833	4.02
Ayud. Perforista	c/u	3.96			0.833	3.30
Carreros	c/u	3.35			0.375	1.26
MATERIALES						
Barreno 7/8x3'	c/u	91.00	800	piés	0.053	4.83
Barreno 7/8x5'	c/u	105.00	800	piés	0.035	3.72
Dinamita 45%	Cart.	0.14			75.01	10.50
Guía	piés	0.04			84.99	3.40
Fulminantes	c/u	0.09			13.333	1.20

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Botas de Jebe	par	16.50	75 tareas	0.031	0.51
Pantalón de Jebe	c/u	22.50	50 tareas	0.033	0.75
Saco de Jebe	c/u	22.50	75 tareas	0.022	0.50
Buantes de Cuero	c/u	4.67	25 tareas	0.093	0.43
Correa Portalamp.	c/u	3.10	360 tareas	0.006	0.02
Lámp. de Carburo	c/u	29.22	200 tareas	0.012	0.34
Casco	c/u	6.15	360 tareas	0.006	0.04
Tafilete p. casco	c/u	2.01	125 tareas	0.019	0.04

HERRAMIENTAS

Carburo de calcio	kg.	0.70	0.16250 Kg/tar	0.377	0.26
Aceite rock drill	gl.	4.20	0.00170 gl/pp	0.120	0.51
Encapsuladora	c/u	247.00	30000 tal	0.001	0.14
Manguera de aire	m.	4.10	1500 TM	0.003	0.01
Manguera de agua	m.	2.94	1500 TM	0.003	0.01

CALCULO DEL COSTO DE 1 M DE SUBNIVEL DE 4' X 6'

TIPO DE ROCA: DURA

DESCRIPCION	UNID.	P.UNIT.	REND	Y/O	FACTOR	COSTO
		\$				
Sección	m2				2.16	m2
Taladros/Ciclo	Nro.				19	de 5'
Eff./Ciclo	m.				1.2	m
Cantidad	m.				1	m
Ciclos	%				0.83	c/u
TM Rotas	TM				6.16	TM
Piés Perforados	pp				79.166	pp

MANO DE OBRA					4.87	21.80
Indirecta					0.71	6.11
Directa					4.17	15.69
Perforación y Voladura						28.09
Implementos de Seguridad						4.07
Herramientas						1.87
	Sub-Total					55.84
Medicinas		0.030	M.O.			0.65
Gastos Generales		0.070				3.91
Imprevistos		0.050				2.79
Utilidad		0.150				8.38

Costo Equipo						27.09
Costo Total						98.65

Ing. de Minas	c/u	17.20	0.033	t/t	0.139	2.39
Empleado	c/u	10.32	0.033	t/t	0.139	1.43
Capataz	c/u	7.45	0.040	t/t	0.167	1.24
Bodeguero	c/u	3.65	0.033	t/t	0.139	0.51
Tubero-carr.	c/u	4.82	0.015	t/t	0.062	0.30
Ayud. Tubero-carr.	c/u	3.96	0.015	t/t	0.062	0.24

MANO DE OBRA DIRECTA						
Perforista	c/u	4.82			0.833	4.02
Ayud. Perforista	c/u	3.96			0.833	3.30
Lampero	c/u	3.35			1.667	5.58
Carreros	c/u	3.35			0.833	2.79

MATERIALES						
Barreno 7/8x3'	c/u	91.00	800	piés	0.059	5.40
Barreno 7/8x5'	c/u	105.00	800	piés	0.040	4.16
Dinamita 45%	Cart.	0.14			95.58	13.38
Guía	piés	0.04			95.04	3.80
Fulminantes	c/u	0.09			15.000	1.35

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Botas de Jebe	par	16.50	75 tareas	0.063	1.04
Pantalón de Jebe	c/u	22.50	50 tareas	0.033	0.75
Saco de Jebe	c/u	22.50	75 tareas	0.022	0.50
Guantes de Cuero	c/u	4.67	25 tareas	0.189	0.88
Correa Portalamp.	c/u	3.10	360 tareas	0.013	0.04
Lámp. de Carburo	c/u	29.22	200 tareas	0.024	0.69
Casco	c/u	6.15	360 tareas	0.013	0.08
Tafilete p. casco	c/u	2.01	125 tareas	0.038	0.08

HERRAMIENTAS

Pico	c/u	15.79	1500 TM	0.004	0.06
Lampa	c/u	16.55	750 TM	0.008	0.14
Carretilla	c/u	29	600 TM	0.0102	0.2975
Llanta p. carret.	c/u	4.25	300 TM	0.0205	0.0872
Carburo de calcio	kg.	0.70	0.16250 Kg/tar	0.769	0.54
Aceite rock drill	gl.	4.20	0.00170 gl/pp	0.135	0.57
Encapsuladora	c/u	247.00	30000 tal	0.001	0.16
Manguera de aire	m.	4.10	1500 TM	0.004	0.02
Manguera de agua	m.	2.94	1500 TM	0.004	0.01

III.10) CALCULO DEL COSTO DE DESARROLLO.

Para calcular el costo unitario de desarrollo tenemos que considerar el total de metros de exploraciones que se van a realizar durante el presente año y tomarlo como referencia a los tonelajes programados así tendremos:

Costo de desarrollo: $\frac{\text{Prog. de desarr. (m)} \times \text{Precio unit. (\$/m)}}{\text{tonelaje producido (TN)}}$

$$\begin{array}{r}
 1,420\text{m} \times \$ 195.85 + 495\text{m} \times \$ 85.75 \\
 : \hline
 18,830 \\
 \\
 \$ 320,553 \\
 : \hline
 18,830 \text{ TN} \\
 \\
 : 17.02 \text{ \$/TN}
 \end{array}$$

COSTO TOTAL DE DESARROLLO: Costo de labor + costo de madera

$$17.03 \text{ \$/TN} + 0.019$$

$$17.049 \text{ \$/TN}$$

IV MINA

Una vez que el yacimiento mineral ha sido probado, delimitado y se tiene suficiente información para justificar nuevos análisis, se puede comenzar el proceso de selección de método de explotación más adecuado; hasta el momento la selección solamente es preliminar que nos va servir de base para ejecutar un proyecto y un estudio de factibilidad.

Debido a la particularidad de cada yacimiento la aplicación de los métodos de explotación en cada uno de ellos son múltiples.

La elección del método de explotación está basado fundamentalmente en la experiencia operacional debido a las características no idénticas pero parecidas a la mina La Lima.

IV.1 CRITERIOS PARA LA APLICACION DE METODOS DE EXPLOTACION

La realidad de El Tingo es un caso especial, escapa lo convencional en cuanto se refiere a su mineralización, así tenemos blocks cubcados con una geometría caprichosa, blocks relativamente pequeños que multiplica el número de labores, distintos en tamaño y leyes con aplicación de diferentes métodos de explotación que generan un problema difícil por la complejidad del mismo.

Existen diferentes métodos de explotación que pueden aplicarse a un tipo de yacimiento, sin embargo para cada tipo de yacimiento se debe elegir un método de explotación más racional cuya aplicación garantice la seguridad

necesaria de los trabajos, la máxima productividad, y el costo mínimo de producción.

El criterio dominante de la selección de un método de explotación subterránea, relaciona diversos factores de importancia, los cuales varían con la localización geográfica del yacimiento mineral, el nivel de tecnología industrial, la situación económica del País y del mundo, como funciones del tiempo. Así la mejor alternativa de selección de un método de explotación depende de una serie de factores definidos e indefinidos.

Una clasificación de criterios para elegir un método de explotación debe estar basado en definiciones más extensas, casos específicos pueden presentar soluciones simples.

El método de explotación más eficiente se ha de elegir entre los métodos aplicables para las condiciones geológicas y mineras del yacimiento en cuestión.

Para seleccionar un método de explotación debemos considerar los siguientes aspectos:

- 1) Forma, tamaño, y ubicación espacial del clavo mineralizado.
- 2) Características físicas y químicas del mineral y las cajas.
- 3) Distribución espacial de los valores metálicos.
- 4) Aspectos económicos.
- 5) Disposiciones gubernamentales.
- 6) Operaciones auxiliares.

7) Otros aspectos particulares.

Los tres primeros factores son fijados por la naturaleza y no pueden ser modificados, sus valores son únicos y sus efectos más positivos y determinantes. El otro grupo de factores en muchos casos pueden ser modificados o alterados por el profesional y la política de la empresa.

1) FORMA, TAMAÑO Y UBICACION ESPACIAL DEL CLAVO MINERALIZADO:

La importancia de este grupo de factores es evidente, el ancho del yacimiento del mineral varía ampliamente desde unas fracciones de pulgadas (filones, vetas auríferas, lentes, etc), hasta cientos de piés, la longitud y el buzamiento de los yacimiento tiene múltiples variaciones.

La ubicación del yacimiento en relación a la superficie terrestre, es otro factor determinante, principalmente por la necesidad de utilizar mayor sostenimiento a medida que los trabajos mineros aumenten en profundidad. Esto es un factor principal en la elección de un método subterráneo en lugar de un método superficial.

2) CARACTERISTICAS FISICAS Y QUIMICAS DEL MINERAL Y LAS CAJAS:

El equilibrio estático de la corteza terrestre es disturbado tan pronto como una abertura sea creada en ésta, generándose una redistribución de esfuerzos. Con el aumento de profundidad de los trabajos aumentan las tensiones en las rocas, crece la presión sobre los elementos de sostenimiento, paralelamente a medida que profundizan las labores aumentan la temperatura de las rocas; el grado de

fracturamiento y resistencia de las rocas encajonantes en grandes bloques o en pequeños pedazos o asentarse sin ruptura.

La presencia de agua en las rocas desestabilizan, requiriendo sostenimiento para evitar deslizamientos tanto de las cajas como de la estructura. Las rocas con presencia de agua se hacen menos estables y con tendencia a hincharse, la presencia del agua en el espacio de trabajo disminuye el rendimiento del minero y aumenta accidentes, muchas veces antes de iniciar la explotación se debe preveer en primer lugar drenar el agua.

Cuando la pendiente es poco inclinada tiene más importancia las rocas del techo, deben diferenciarse el techo o la falsa caja que se derrumba durante la explotación.

3) DISTRIBUCION ESPACIAL DE LOS VALORES METALICOS:

El tipo de los minerales tiene un comportamiento importante en la elección de un método de minado. Un mineral de bajas leyes requiere la aplicación de un método de bajo costo, aunque esto puede resultar en grandes yacimientos pobres. Al contrario si el yacimiento es rico el método de máxima recuperación, con un costo alto de extracción puede ser adoptado.

Si el yacimiento de mineral y sus leyes están distribuidos uniformemente a lo largo de la mayor parte del depósito, la necesidad de pallaqueo desaparece en consecuencia la dilución será mínima.

La mineralización errática, en forma de lentes y lazos que generan la presencia de zonas estériles dentro de la veta, necesariamente debe ser explotado selectivamente, tajeando solamente los lentes o "circando" el tajo para controlar la dilución.

4) ASPECTOS ECONOMICOS:

En este aspecto debemos considerar el precio de los minerales, que son los precios?; los precios constituyen el resultado de la ley de la oferta y la demanda, cada vez que abunda algún producto, los precios caen, y cada vez que escasea los precios suben, para la minería en general es exactamente esto lo que le está pasando en estos momentos, los stocks están al tope no hay posibles consumos de esos stocks, la producción sufre un receso, entonces los precios caen. La elección de un método de explotación está relacionada a la característica del mineral, así para minerales de alto valor comercial, el método debe ser de máxima recuperación.

5) DISPOSICIONES GUBERNAMENTALES:

Dentro de éste ítem debemos considerar la política minera que asume cada gobierno de turno tendientes a fomentar la minería y reorientar ésta política de la siguiente manera: -Política de promoción de la grande, mediana y pequeña minería: Sabemos que los minerales no representan riqueza alguna si permanecen en el subsuelo, y en el desarrollo peruano tiene especial significado

económico y social, su crecimiento es urgente por la gran cantidad de divisas que requiere el país.

-Política de prospección minera: Para poner en valor comercial cualquier yacimiento se requieren labores de prospección y exploración que demanden inversiones de riesgo. Las explotaciones mineras deben ser promovidas por el estado, mediante exoneraciones de impuestos a las empresas que efectúan éstas inversiones de riesgo, pues a veces no tienen resultados favorables y solo después de haber invertido en la búsqueda de 10 yacimientos se puede hallar uno comercial.

-Política laboral y salarial: La minería peruana necesita urgente que el estado renueve los sistemas salariales y laborales vigentes, porque actualmente restan eficiencia a las empresas debido a que se han operado muchos cambios políticos, sociales en los últimos años que no han dado como resultado un incremento de la productividad.

Por falta de una política salarial y laboral acertada los trabajadores mineros en su mayoría no se sienten motivados para incrementar la productividad de su trabajo, sucediendo todo lo contrario, habiéndose comprobado que en las minas subterráneas solamente trabajan 4 horas efectivas de labor.

-Política de consumo local de minerales y metales: En éste campo también intervienen los factores de la competencia extranjera que tiene nuestro país con otros productores mineros y también con los países

industrializados consumidores, quienes tienen mecanismos de aprovisionamientos que son proteccionistas de sus industrias de transformación.

La transformación de minerales dentro del país es un objetivo de todos los gobiernos porque aumenta el valor agregado de nuestras exportaciones mineras, sin embargo su crecimiento está directamente vinculado con el grado de desarrollo económico y social del país.

-Necesidad de creación de una conciencia minera realista en otras esferas del gobierno: La minería siempre ha sido visto como una fuente inmediata de recursos fiscales y divisas, entonces cada vez que había un déficit en el presupuesto público, se cubría con mayores impuestos a la minería, pasando por encima de la ley normativa minera. También los funcionarios de otras esferas del gobierno, tales como Dirección General de Contribuciones, Dirección General de Aduanas, Contraloría General de la República, Comando Conjunto de la Fuerza Armada, Banco Central de Reserva entre otros, cada uno desde su perspectiva tienen mayor coeficiente de participación en las decisiones sobre la economía minera.

Por eso se debe crear una conciencia minera nacional usando todo los medios de comunicación disponibles, para ello deben de participar decididamente los órganos competentes del estado, la Sociedad de Minería y Petróleo, el Colegio de Ingenieros, el Instituto de Ingenieros de Minas, las Universidades, entre otros.

Esta reorientación tendrá una incidencia gravitante en la explotación de yacimientos mineralizados marginales y que se podría aplicar un determinado método de explotación de bajo costo de inversión.

La mediana y pequeña minería de acuerdo al mandato constitucional, requiere protección (art. 122 de la Constitución Política de la República) del Estado, por otro lado en la constitución se reconoce el derecho de los trabajadores a participar en la gestión y utilidades de las empresas.

Se debe adoptar medidas proteccionistas como:

-Exoneración total de impuestos a las importaciones de bienes de capital e insumos que no se fabriquen dentro del País.

-Incentivos para las inversiones que aumenten la capacidad de producción de las empresas ó cuando se aperturen nuevos centros mineros.

6) OPERACIONES AUXILIARES

El tajeo es la parte principal del minado, pero las operaciones auxiliares definen la operación total del minado, así la extracción del mineral no puede ser divorciado de los problemas de los trabajos de desarrollo, izaje, transporte, ventilación supervisión y la eficiencia del abastecimiento de materiales.

La incapacidad para expresar en forma explícita la interdependencia de estas operaciones unitarias no justifica la exclusión de la existencia de alguna relación funcional

entre ellos. Esta relación es más fácilmente evaluado en términos de dinero.

La elección de un método de explotación con una determinada geología, normalmente define la calidad de sostenimiento artificial que necesita, con ésta información nosotros podemos determinar si vamos a necesitar un alto ó bajo grado de madera, tipo de material de relleno, pernos de anclaje, o sostenimiento con acero y/o concreto. El costo elevado de obtención, preparación y traslado de algunos de éstos materiales puede ser determinante para la elección de un determinado método de explotación.

7) OTROS ASPECTOS PARTICULARES

La lista precedente de criterios para la selección de un método de minado subterráneo abarca lo más general o tal vez lo más evidente. La mayoría de soluciones para un problema elemental se ajustará dentro de la estructura de éstas consideraciones. Todavía pueden existir otros factores determinantes que pueden afectar la elección de un método de explotación, tales factores pueden ser generados por imprevistos geológicos, ó por variación de la economía mundial.

Las condiciones ecológicas también juega un papel importante en el proceso de elección. Esto es verdadero si la destrucción de un determinado terreno resulta como consecuencia de las operaciones mineras, donde la destrucción de una parte del paisaje puede ser prohibido por el gobierno o por una comunidad.

La existencia de bolsonadas de agua encima de los trabajos de mina proyectados presenta un problema especial por el riesgo de inundación, y va determinar en la adopción de un método que garantice el sostenimiento total de dichas bolsonadas.

IV.2 METODOS DE EXPLOTACION APLICABLES

De acuerdo a las consideraciones anteriormente expuestas podemos observar que para el tipo de yacimiento como es El Tingo se debe de aplicar el método de corte y relleno, existe la posibilidad muy remota de aplicar los métodos de Tajeo Abierto y Acumulación pero en forma muy limitada es decir si nosotros quisiéramos aplicar el método de tajeo abierto tendríamos que tener las cajas más competentes y el buzamiento más pronunciado en un principio se pretendió aplicar este método en un tajo pequeño, pero la mineralización errática de éste tipo de yacimientos de oro nos limita la implementación de éste tipo de explotación, lo que se pretendía al implementar éste nuevo método era reducir los costos de operación.

De igual manera para el método de acumulación tenemos limitaciones geológicas la presencia de lazos y "caballos" en la estructura hacen de éste yacimiento la aplicación de otro método más versátil, con mayor razón todavía si queremos controlar mejor la dilución; Este método se pensó aplicar en un tajo también pequeño pero no es el adecuado por las razones expuestas anteriormente.

A continuación se va describir cada uno de los métodos para tener una idea más clara de la aplicación del Corte y relleno.

IV.2.1) METODO DE ACUMULACION

DESCRIPCION DEL METODO

En minería subterránea debemos desarrollar nuestras labores en forma ordenada de tal manera que podamos llevar un ciclo de trabajo continuo con las mayores condiciones de seguridad y comodidad para trabajar. Así la explotación por el método de acumulación aprovecha el mismo mineral roto como sostenimiento y piso para poder continuar con la perforación.

Existen dos tipos de acumulación: el dinámico y el estático; en el caso del estático el mineral excedente es extraído por las chimeneas laterales, llamamos mineral excedente al mineral roto que por efectos de esponjamiento cubre el volumen vacío y para continuar con la perforación en cortes horizontales debemos de extraerlo; La extracción es solamente la tercera parte del volumen roto en cada disparo; para el caso del método de acumulación dinámico el mineral acumulado, constantemente está en movimiento debido a que la extracción se hace por chimeneas intermedias ubicadas en el nivel inferior, en forma análoga al anterior la extracción es la tercera parte.

como se puede observar este método nos proporciona un gran volumen de mineral stockeado que se comenzará a extraer cuando el tajo se termine de explotar, es un método económico debido a que se utiliza poca madera, pero no es un método selectivo la dilución es alta, y las leyes de El

Tingo en comparación con las de Papagayo y La Lima son bajas.

CASOS DE APLICACION

1.- Este método es aplicable en vetas estables que permitan trabajar en forma segura sin tener que usar ningún tipo de sostenimiento de la corona del tajo.

2.- En rocas de caja firme que no presente fracturamiento ni desprendimiento durante el disparo o la extracción posterior del mineral, debido a que una roca de éste tipo comprimiría el mineral roto, generando "campaneos" en las chimeneas de extracción.

3.- En yacimientos de mineralización uniforme, que no necesiten clasificación es decir "pallaqueo" de lo contrario la dilución del mineral aumentaría notablemente.

4.- El buzamiento del yacimiento debe ser mayor de 60° , con buzamientos menores el mineral no resbalaría por sí solo.

5.- La potencia del yacimiento debe ser mayor de 0.8 m; con potencias menores el mineral se acuña, y no se puede extraer. El límite superior de la potencia depende de la competencia tanto de las cajas como de la veta, pudiéndose trabajar con éste método en yacimientos de hasta 10 m. de potencia.

6.- El yacimiento debe ser de forma regular, es decir no debe variar con frecuencia la potencia, tampoco debe presentar ramaleo con inclusiones estériles ("caballos"), lo cual complicaría la extracción.

7.- Los minerales quebradizos y blandos se desmenuzan y apelmazan durante la extracción, no siendo apropiados para la aplicación de éste método.

LABORES DE PREPARACION

Una vez cubicado y delimitado el block por dos chimeneas y dos niveles, empezamos la preparación del block para la explotación . Dentro de las labores de preparación tenemos la construcción de un subnivel dejando un puente de 4 metros desde el techo de la galería hasta el piso de éste subnivel, posteriormente se procede con la ejecución de chimeneas intermedias cada 5 mts de eje a eje de chimenea, en total 7 chimeneas que se deben hacer en retirada desde la última chimenea, aprovechando el mineral roto como piso para el avance. Posteriormente se procede a armar la tolva de las chimeneas.

ACTIVIDADES CICLICAS

Antes de nombrar las actividades cíclicas se tiene que diferenciar que para éste método existen dos etapas:

1ra. ETAPA:

Actividades cíclicas :

- PERFORACION
- VOLADURA
- VENTILACION
- EXTRACCION PARCIAL
- EMPAMPILLADO

2da. ETAPA:

- EXTRACCION FINAL

La explotación se inicia desde la chimenea central como cara libre, el mineral disparado cae y se procede a la extracción parcial del mineral excedente para tener espacio y poder continuar con el ciclo de trabajo normal. La corona del tajo generalmente es horizontal la ventaja de llevarlo la corona horizontal es para la extracción del mineral disparado, porque es más fácil mantener el espacio de trabajo de altura uniforme que cuando el techo es inclinado o irregular.

IV.2.2) METODO DE TAJEO ABIERTO

DESCRIPCION DEL METODO

Una explotación por tajeo abierto tiene la particularidad de dejar vacío la parte explotada, utilizando como sostenimiento puntales de seguridad, existe una variedad de laboreo de éste tipo de explotación para cada tipo de yacimiento que se ajuste a éste método, la ventaja del tajeo abierto es que es económica y rápida explotación.

La forma de trabajar es perforación sobre plataformas es decir que se colocan tablas encima de los puntales teniendo de ésta manera piso para perforar una vez que está perforado se dispara, extrayéndose el mineral roto por la parte inferior donde el acarreo se puede hacer con winche ó con carretilla posteriormente se procede a colocar puntales y plataforma para continuar con la explotación. A medida que se va avanzando el acceso al tajo se hace por las chimeneas laterales haciendose para tal efecto ventanas cada 6 metros, dejando un puente de 4 mts.

Una de las desventajas de este método es que se dejan puentes en las chimeneas y en los niveles superior e inferior. Este método se puede aplicar para tajos pequeños y de difícil acceso para meter relleno, en tajos donde tengan leyes bajas y pueden quedar pilares naturales de mineral.

CONDICIONES DE APLICACION

Este método es aplicable en:

- Potencia entre 0.8 y 3 m podría trabajarse con potencias de 0.6 m pero es mucho más trabajoso é incomodo.
- Buzamiento del yacimiento mayor ó igual a 60° para aprovechar la gravedad para el transporte del mineral, en yacimientos echados podría aplicarse utilizando rastrillos para la limpieza, pero ya tiene otro nombre este método.
- En cajas competentes que no presenten fracturamientos ó "falsas cajas".
- En vetas firmes y regulares que no presenten ramaleos.

LABORES DE PREPARACION

Como la delimitación de los blocks se hacen por dos chimeneas en primer lugar tenemos que ampliar estas chimeneas a dos compartimientos es decir tolva camino para que el acceso se hagan por estos caminos; paralelo a ésta labor tenemos que hacer una chimenea al centro para evitar demoras en la limpieza por la longitud del tajo. Posteriormente tenemos la construcción de un subnivel, dejando un puente de 5 metros, que será subnivel de

extracción. Con estas labores el tajo estaría listo para entrar en explotación.

ACTIVIDADES CICLICAS

Las actividades cíclicas son las siguientes:

PERFORACION

VOLADURA

VENTILACION

SOSTENIMIENTO

LIMPIEZA

IV.2.3) METODO DE CORTE Y RELLENO

DESCRIPCION DEL METODO

Dentro de esta clasificación tenemos el método de corte y relleno ascendente, y el método de corte y relleno descendente, naturalmente en esta clasificación hay variaciones que se ajustan a las condiciones del yacimiento así podemos tener el corte y relleno mecanizado, y que depende del tipo de relleno como hidroneumático, hidráulico, detrítico, etc.

El sistema de explotación consta de tajear el mineral en cortes horizontales ascendentes con relleno posterior a la explotación de cada corte, es un método selectivo donde se puede controlar fácilmente la dilución utilizando el mismo desmonte del tajo como relleno llamándose a ésta operación relleno de cajas. El objetivo del relleno es el sostenimiento de las cajas y poder tener piso para continuar con el siguiente corte. La altura de la sección explotada antes de ser rellenada depende de las características del

mineral y las cajas . Por lo general ésta altura alcanza el doble del corte. De acuerdo a las características de la estructura podemos usar dos tipos de perforación: vertical ú horizontal. La elección del tipo de perforación depende en gran medida de la potencia de la estructura, así como de la naturaleza de las cajas. Otra condición pero que no es determinante para el tipo de yacimiento de El Tingo es el ciclo de minado, éste parámetro es gravitante en métodos como el Arch Back, corte y relleno mecanizado.

PERFORACION VERTICAL

Los taladros verticales son aplicables cuando se presentan la potencia reducida y las cajas competentes en éste caso el tajo se rellena en dos series primero queda un espacio vacío de 4.0 mts de altura después de terminar de disparar un corte y para tener piso para perforar, se rellena hasta tener un vacío de 2.2 mts y se procede a perforar en forma vertical si es posible todo el tajo, pero se dispara parcialmente pocos taladros debido al inminente desprendimiento de las cajas, así después de disparar se colocan puntales y se limpia el mineral. En perforación vertical es posible dejar acumulado el mineral roto o de evacuarlo después de cada disparo; Operacionalmente el ciclo de minado tiene mayor tiempo de ejecución, es decir la parte perforada puede demorar una semana hasta terminarse de disparar todos los taladros.

PERFORACION HORIZONTAL

Por otro lado se aplica taladros horizontales de 8 pies cuando la potencia de la veta es mayor de 2.0 m, disparándose de 6 a 8 taladros por guardia, obteniéndose un avance de 3 m en altura y 2.40 m en horizontal para cada ala de tajo, casos de ésta naturaleza es muy frecuente cuando se presentan lazos en la veta generalmente con material estéril entre los lazos ("caballos"); en éste caso se puede rellenar un corte quedando un espacio libre de 1.50 m debido a que la perforación es horizontal y no se necesita tener la altura necesaria para la perforación. En la perforación horizontal se puede llevar un techo uniforme, lo que en zonas inestables facilitan la resistencia del terreno; si no se puede limpiar después de cada disparo, el mineral roto tiene que ser tal que permita una perforación fácil del siguiente disparo tratando de no obstruir el pase.

En ambos casos sea horizontal o vertical el tipo de perforación, se debe tener mucho cuidado en la perforación, para evitar tener bancos que para romperlos necesita de una voladura secundaria, que inflan los costos de explotación.

CONDICIONES DE APLICACION

Este método se puede aplicar en yacimientos de las siguientes características:

- 1) Cuando la potencia de los yacimientos varía entre 0.5 y 10 m.

2) Cuando se tiene yacimientos de minerales valiosos, donde la explotación debe ser total, sin dejar puentes, debido a que su costo de operación es elevado.

3) El buzamiento de la veta debe ser mayor de 45° ; en yacimientos con buzamientos menores de 45° se van a presentar problemas tanto en la extracción de mineral como en la alimentación de relleno porque el mineral ó relleno no van a resbalar por si mismo, se va necesitar "ranfleo".

4) En yacimientos que presenten caja suelta.

5) En vetas irregulares, por la facilidad de puentear las zonas estériles y también por tener una mejor selección del mineral cuando se tengan potencias menores, empleando las zonas estériles como relleno del mismo para tener ancho mínimo de labor de 1.20 m.

6) En yacimientos que presentan ramificaciones es decir donde se tengan ramal techo y ramal piso, por la versatilidad del método podemos explotar independientemente cada uno de los ramales, según como se presente la mineralización.

LABORES DE PREPARACION

Una acertada concepción y un desarrollo correcto de las labores de preparación son condiciones necesarias para el éxito del conjunto de la explotación. Dentro de las labores de preparación tenemos en primer lugar la ejecución de un subnivel encima de la galería inferior del block dejando un puente de 5 mts. al centro se abre una chimenea de dos compartimientos que va servir como tolva una y la

otra como camino y servicios, esta tolva camino se hace hasta comunicar al subnivel y posteriormente avanza con el tajo hasta comunicar al siguiente nivel.

Cada mina tiene su propia peculiaridad y las soluciones son muy diferentes de una mina a otra por múltiples razones, las unas técnicas (potencia, calidad del personal, buzamiento, recursos disponibles, etc.), las otras sicológicas (tradición de la empresa, confianza en el porvenir).

ACTIVIDADES CICLICAS

Dentro de las actividades cíclicas tenemos:

PERFORACION

VOLADURA

VENTILACION

SOSTENIMIENTO

LIMPIEZA

RELLENO

Durante el desarrollo de la explotación tenemos la perforación que puede ser vertical horizontal posteriormente se disparan entre 8 y 10 taladros en cualquiera de los casos sea horizontal ó vertical la perforación, después del disparo una vez que se haya ventilado el tajo se procede primeramente a colocar cuadros o en su defecto puntales de seguridad enrejando con tablas la corona del tajo para luego recién empezar con la limpieza que puede ser a pulso es decir a lampa haciéndolo llegar hasta la chimenea de extracción en dos o tres lampadas

("volteando"), ó con carretilla hacia la chimenea de extracción; éste ciclo se repite hasta completar un corte horizontal para recién rellenar el tajo.

Para el caso de El Tingo por ser veta angosta y cajas competentes solamente se empleará taladros verticales.

La explotación por corte y relleno constituye un modo particularmente flexible de operar, por el contrario la explotación es lenta, abastece poco mineral por tajeo ó corte y no permite ningún almacenamiento, salvo los que pueden hacerse en las chimeneas de extracción, el ritmo lento de la explotación es el mayor inconveniente de éste método, éste ritmo lento implica tener mayor número de tajos. Por último tenemos otro inconveniente, la necesidad de disponer relleno desde el inicio de la explotación.

RELLENO

El tajo o la labor de explotación debe protegerse para evitar desprendimientos de las cajas, en éste tipo de yacimiento necesariamente se debe rellenar por las características propias del yacimiento, para de ésta manera reducir la presión de la caja techo y tener piso para seguir trabajando.

Existen varios tipos de relleno que se han implementado con las innovaciones de la tecnología así en todas las minas que necesitaban rellenar antiguamente solamente usaban relleno detrítico ó relleno convencional posteriormente en el año 1960 ya se conocía el relleno hidráulico, naturalmente que con la introducción de éste

tipo de relleno se presentaba el problema de la presencia del agua en las labores subterráneas, por lo que ésta característica limitante hizo que se pensara en un relleno que siendo transportado por tuberías llevase poca agua, en otras palabras un transporte de sólidos por tuberías, así es como nace el relleno hidro-neumático que no es otra cosa que el transporte de material para relleno con un mínimo de agua.

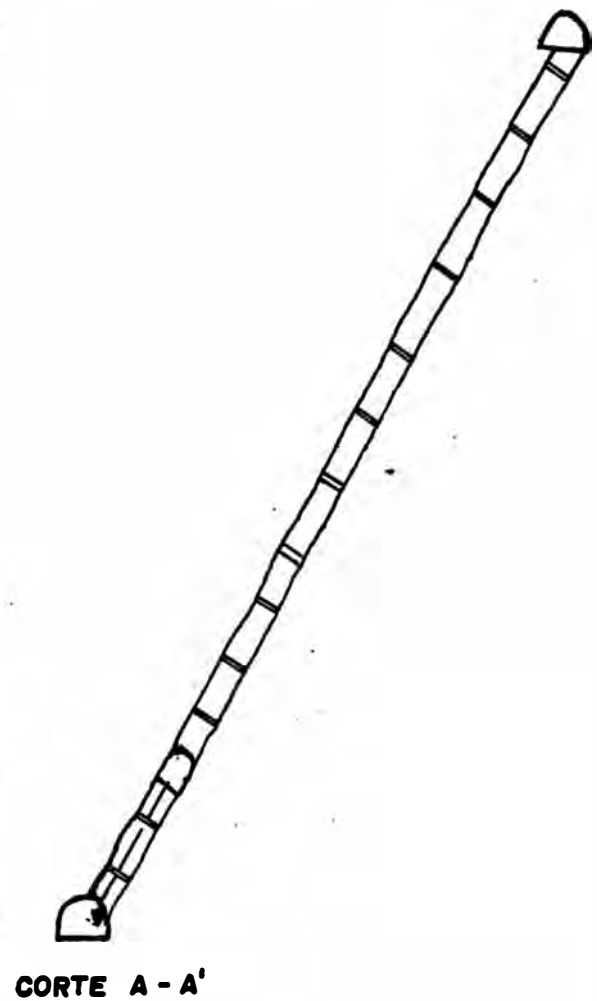
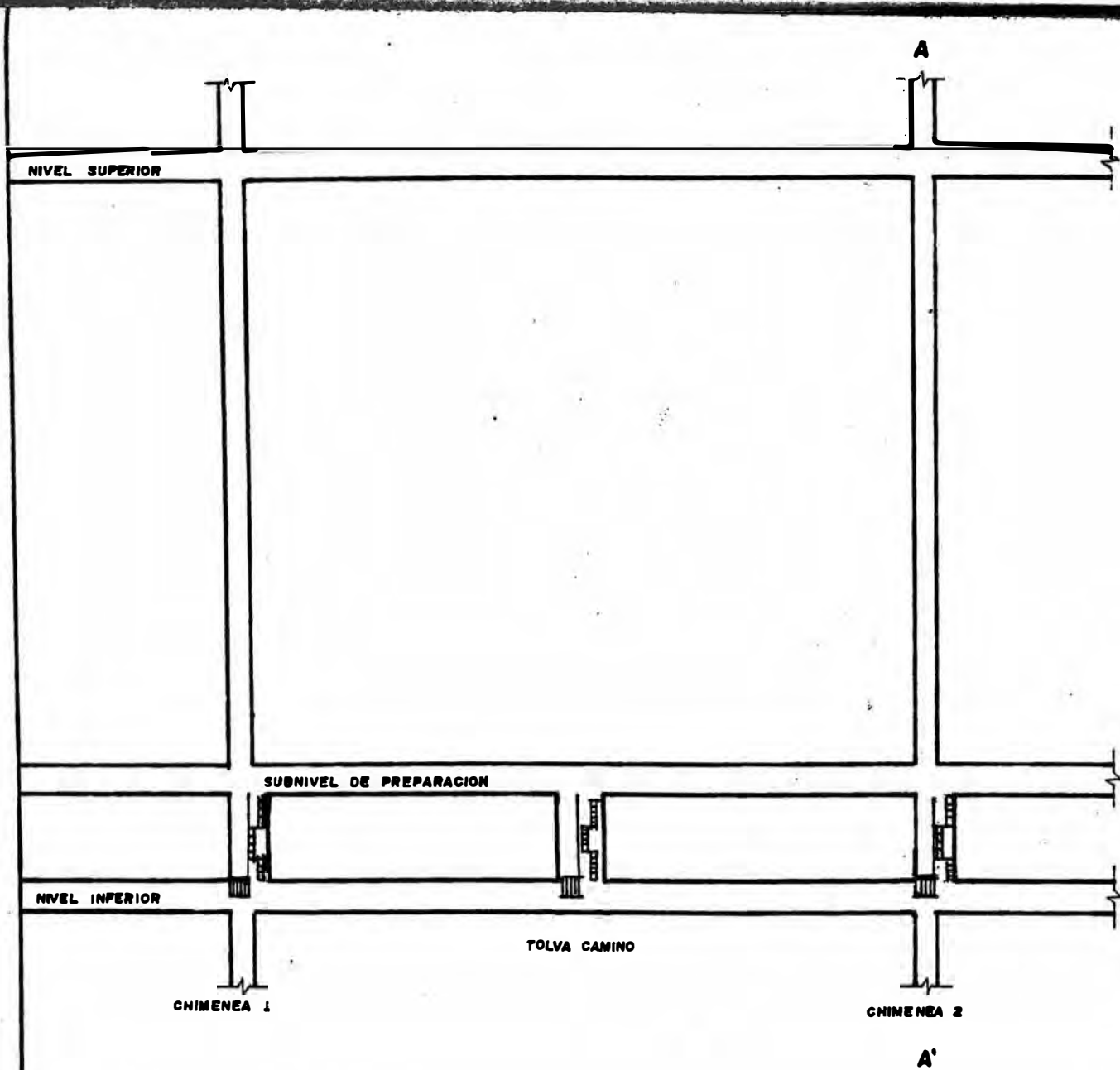
En El Tingo debido a la presencia de granodiorita alterada en superficie se va usar relleno detrítico, para lo cual se está haciendo un "glory hole" para transportarlo el relleno por interior mina hacia las labores.

No se ha pensado en implementar otro tipo de relleno tales como hidráulico, hidroneumático ó relleno cementado por la sencilla razón de que los tajos son pequeños y de potencia angosta, empleándose en el peor de los casos 2 guardias para rellenar un tajo, aparte de que la inversión inicial es fuerte.

Lo que sí se puede hacer es mecanizar parcialmente introduciendo rastrillos para acarrear el relleno dentro del tajo su operación sería limitada solo para relleno y tal vez en algunos casos cuando la veta se presenta en forma regular y potente para acarreo de mineral, de lo contrario tendríamos el problema de dilución.

Existe la posibilidad de emplear relleno de las labores de avance que se están desarrollando en el nivel 2091 pero no es recomendable debido a que es menos funcional

que el relleno de superficie es decir que su desplazamiento dentro del tajo se hace más difícil principalmente por la granulometría irregular, el mismo problema se presenta si deseamos hacer los "dog hole" en la caja techo, se puede emplear como último recurso de que no haya relleno por alguna razón, tales como campaneó de la chimenea de relleno, falta de carros mineros para trasladar el relleno, etc.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS	
EXPLORACION POR CORTE Y RELLENO	
CARLOS ROMAN BASURTO TESIS DE GRADO	ESCALA : 1 / 400 FECHA : DICIEMBRE - 90

IV.3) PLANEAMIENTO DE MINADO

IV.3.1) INTRODUCCION

El programa de producción del año 1,991 se basa en la explotación de 18,830 TMS de reservas accesibles de mineral que se tienen en el área de Choloque.

La explotación será por corte y relleno por ser el método más adecuado para éste yacimiento.

El programa de producción anual de la Compañía Minera PODEROSA S.A. se elabora en forma integral para las tres minas de la unidad es decir La Lima, Papagayo y El Tingo, de acuerdo a los requerimientos de la planta tanto en tonelaje como en ley.

El programa anual de exploración y explotación se entrega a la Gerencia General a fines del año anterior presentando un programa virtual considerando para tal efecto los datos de potencias y leyes, que se tienen de la última cubicación; que posteriormente se van reajustando mensualmente de acuerdo a como varíen las leyes y potencias, de cada tajo en cada corte.

La producción mensual ó anual debe considerar el mineral proveniente de las reservas del año anterior y no de las labores de desarrollo en zonas nuevas, debe considerarse también los incrementos de reservas por cambio de ley de corte.

La elaboración del planeamiento de minado se ha hecho en LOTUS para el entendimiento del programa se detalla las fórmulas y los pasos realizados.

Para el cálculo del programa de producción por tajos se consideran tres aspectos:

1) El tonelaje y contenido fino de mineral que se desea obtener.

2) El tonelaje y contenido fino disponible en los diferentes tajos, los que se calculan en base a la información proporcionada por el departamento de Geología.

3) El tonelaje susceptible a ser extraído de cada uno de los tajos, teniendo en cuenta los estándares de producción de la mina y relacionándolos a las condiciones de operación, de cada tajo.

Relacionando el tonelaje y contenido fino presente en cada tajo, con el tonelaje que por condiciones de operación se puede obtener en cada tajo; y teniendo como objetivo el obtener el tonelaje y contenido fino para toda la unidad propuesto mensualmente, es que se pueden plantear diferentes alternativas de producción para cada uno de los tajos.

Para el cálculo del programa mensual de producción, primero se ha calculado el tonelaje explotable de cada tajo por niveles, posteriormente de acuerdo a los requerimientos de tonelaje y ley relacionados a toda la unidad se considera los tajos que por razones de operación y ley se ajustan a las necesidades de producción. Luego se tiene un programa mensual para lo cual calculamos los requerimientos de mano de obra y materiales.

TONELAJE Y CONTENIDO FINO DISPONIBLE DE CADA TAJO:

Llamamos así al tonelaje y contenido fino de cada tajo proporcionado por Geología, en la siguiente página se puede observar la potencia, ley, y tonelaje de cada uno de los blocks que podrían ser explotados durante el año.

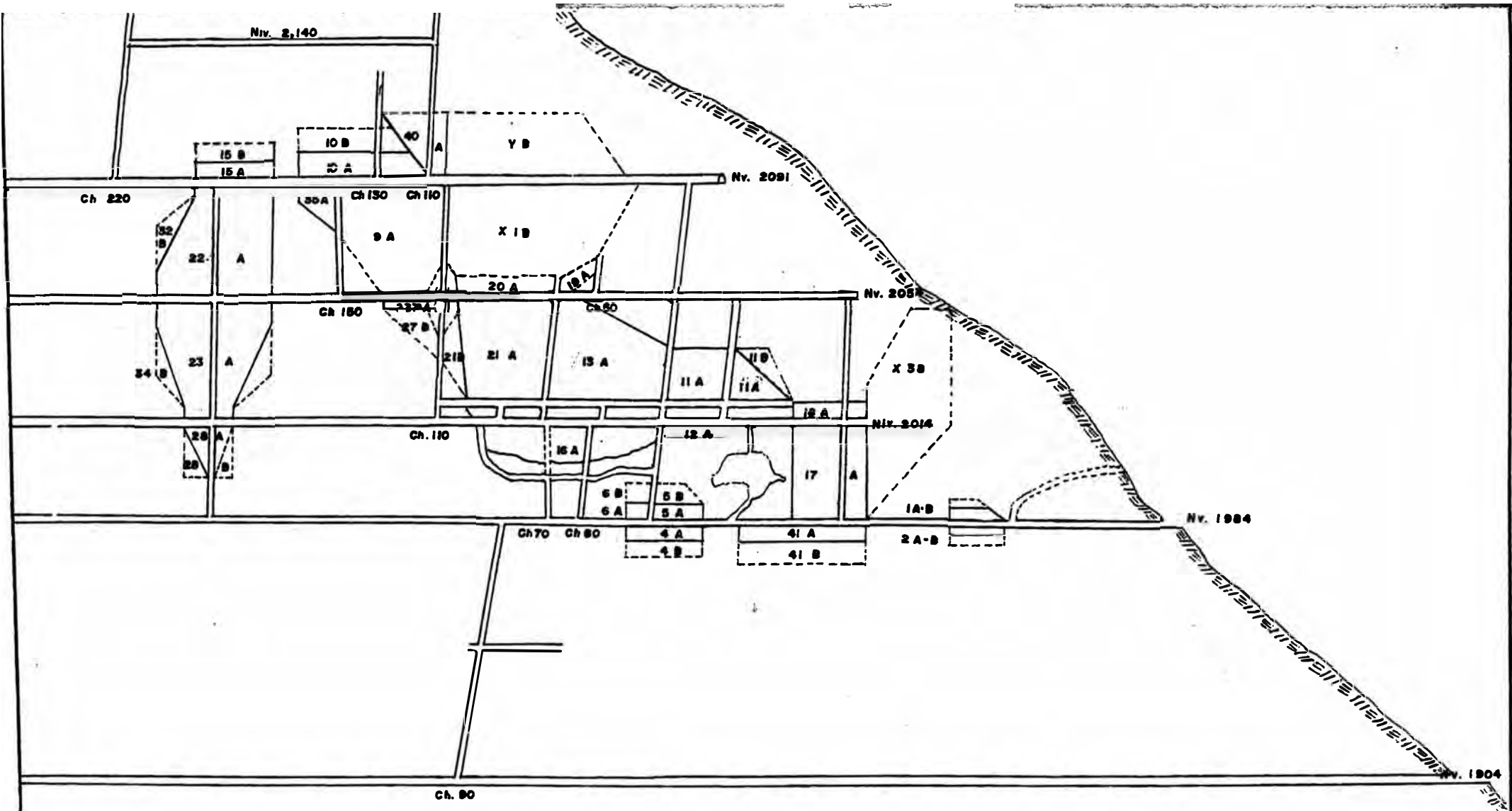
IV.3.2) CUBICACION DE RESERVAS

CUBICACION AL 31 DE DICIEMBRE DE 1,990
VETA CHOLOQUE, RESERVAS PROBADAS.

BLOCK \$\$\$	AREA M ²	POTENCIA M	LEV Au Gr/TMS	TONELAJE T.M.S.	POTENCIA DILUIDA	LEV DILUIDA	TONELAJE DILUIDO	COLOR
1A	44.34	1.18	15.69	149.36	1.43	12.95	180.96	naranja
2A	38.40	1.18	15.69	129.35	1.43	12.95	156.71	naranja
4A	162.45	1.05	12.66	488.91	1.30	10.24	604.65	amarillo
5A	102.60	1.09	11.28	320.18	1.34	9.19	393.29	amarillo
6A	48.45	0.99	10.26	137.66	1.24	8.21	172.05	amarillo
9A	1778.68	0.71	25.60	3629.57	1.00	16.93	5485.00	naranja
10A	404.80	0.65	15.50	749.89	1.00	10.00	1153.68	amarillo
11A	570.75	0.72	26.62	1172.00	1.00	17.71	1761.64	naranja
12A	90.00	0.61	18.78	158.00	1.00	11.58	256.50	amarillo
13A	1465.00	1.03	11.04	4321.38	1.36	8.39	5690.86	amarillo
15A	108.00	1.10	10.95	341.04	1.35	8.93	417.99	amarillo
16A	947.00	1.01	9.54	2747.53	1.34	7.25	3619.29	amarillo
17A	926.90	1.39	14.32	3674.55	1.64	12.14	4334.97	naranja
18A	123.00	1.03	28.44	362.39	1.32	22.18	464.59	rojo
19A	191.18	1.26	8.93	688.16	1.55	7.25	847.26	amarillo
20B	75.00	2.93	15.27	627.00	3.18	14.07	680.36	naranja
21A	1163.89	2.55	15.27	8488.42	2.80	13.93	9301.11	naranja
22A	1247.36	0.91	8.04	3240.38	1.25	5.83	4470.00	azul
23A	1163.37	0.94	10.31	3145.81	1.25	7.77	4172.43	amarillo
27A	37.50	0.57	31.95	61.45	1.00	18.21	107.85	naranja
28A	144.00	0.90	13.94	373.04	1.24	10.21	509.18	amarillo
40A	334.05	0.69	24.31	656.09	1.00	16.77	952.04	naranja
41A	310.50	1.95	7.49	1730.02	2.20	6.64	1951.26	azul
SUBTOTAL	11477.22	1.15	15.73	37392.98	1.46	11.71	47683.67	

CUBICACION AL 31 DE DICIEMBRE DE 1,990
VETA CHOLOQUE, RESERVAS PROBABLES.

BLOCK \$\$\$	AREA M ²	POTENCIA M	LEY Au Gr/TMS	TONELAJE T.M.S.	POTENCIA DILUIDA	LEY DILUIDA	TONELAJE DILUIDO	COLOR
1B	44.34	1.18	15.69	149.36	1.43	12.95	188.96	naranja
2B	28.80	1.18	15.69	97.01	1.43	12.95	117.54	naranja
4B	162.45	1.06	12.66	488.91	1.30	10.24	604.65	amarillo
5B	74.10	1.09	11.28	231.24	1.34	9.18	284.84	amarillo
6B	48.45	0.99	10.26	137.66	1.24	8.21	172.05	amarillo
10B	363.40	0.65	15.50	673.19	1.00	10.07	1035.87	amarillo
11B	303.60	0.72	26.62	623.85	1.00	19.19	865.26	naranja
15B	108.00	1.10	10.95	341.04	1.35	8.93	417.99	amarillo
21B	169.51	2.19	15.94	1060.91	2.46	14.19	1192.11	naranja
27B	188.63	0.59	29.96	318.42	1.00	17.66	540.18	naranja
28B	144.00	0.91	13.94	373.04	1.24	10.21	509.18	amarillo
32B	92.00	0.91	8.43	239.00	1.25	6.11	329.70	azul
34B	90.00	0.91	11.73	232.86	1.22	8.67	315.03	amarillo
35B	96.10	0.91	11.73	248.64	1.22	8.67	336.39	amarillo
41B	310.50	1.96	7.49	1730.02	2.20	6.64	1951.26	azul
X1B	1987.00	1.17	12.95	2324.88	1.42	10.66	2823.64	amarillo
X3B	1473.10	0.97	10.56	1423.01	1.20	8.44	1779.50	amarillo
YB	1339.50	0.65	14.91	870.67	1.00	9.69	1339.50	amarillo
SUBTOTAL	7023.56	1.06	14.24	11563.71	1.35	10.70	14794.85	
TOTAL	18500.78	1.11	14.99	48956.69	1.40	11.21	62478.52	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA F.I.G.M.M. - ESCUELA DE MINAS	
PLANO DE CUBICACION	
CARLOS ROMAN BASURTO TESIS DE GRADO	ESCALA : 1/2,000 FECHA : DICIEMBRE - 80

IV.3.3 ESTANDARES CONSIDERADOS PARA EL METODO DE CORTE Y RELLENO:

A.- PERFORACION Y VOLADURA

ESTANDAR	
p.p./m ³ in-situ roto	11.115
p.p./hora efectiva	48.00
horas efect./guardia	2.50
Factor de potencia (Kg/m ³ Insitu)	0.912
Densidad de carga (Kg/p.p.)	0.082
Altura mínima de tajo (m.)	1.20
Peso específico	2.85
Coef. de esponjamiento	60%
Porcentaje de sobrerotura	20%
Porcentaje de dilución	20%

B.- LIMPIEZA

ESTANDAR	DISTANCIA	
Rend. (m ³ /Gdia) a pulso	menor 10 m.	4.00
Rend. (m ³ /Gdia) carretilla	menor 15 m.	6.00
Rend. (m ³ /Gdia) carretilla	15 - 25 m.	3.50
Rend. (m ³ /Gdia) carretilla	25 - 30 m.	2.50

C.- ENMADERADO

C.1.- ENMADERADO CON PUNTALES

ESTANDAR	
Diámetro de los puntales	6"
Pie ² Madera/puntal	7.72 x Alt.Tj.
Area influencia/puntal	1.4 m. x 1.4 m.
Pies ² Madera/m ² abertura	3.94 x Alt.Tj.
Rend. (Puntales/Gdia)	6
Rend. (Pies ² Madera/Gdia)	46.33 x Alt.Tj.

*La unidad de pie cuadrado es equivalente a un paralelepípedo de 1 pie x 1 pie x 1 pulg

Cálculo de los pies² de madera/puntal:

$$= (\pi/4) \times (1/12) \times (1/0.3048) \times 6 \times 6 \times \text{alt. tajo}$$

$$= 7.72 \times \text{alt. tajo}$$

Calculo de pies² madera/m² de abertura:

$$= 7.72 \times \text{alt. tajo} / (1.4 \times 1.4)$$

$$= 3.94 \times \text{alt. tajo}$$

Calculo del rendimiento (pies² madera/guardia):

$$= 7.72 \times \text{alt. tajo} \times 6$$

$$= 46.33 \times \text{alt. tajo}$$

C.2.- ENMADERADO CON CUADROS

ESTANDAR	
Sección de los postes y somb	6" ϕ
Pie ² Madera/cuadro	34 + 7.728xAlt.Tj.
Area influencia/cuadro	1.20 m. x 2.00 m.
Pies ² Madera/m ² abertura	14.17 + 3.22xAlt.Tj
Rend. (cuadros/Gdia)	2.0
Rend. (Pies ² Madera/Gdia)	68 + 15.45xAlt.Tj.

Cálculo de los piés² de madera/cuadro:

$$= 34 + (\pi/4) \times (1/12) \times (1/0.3048) \times 6 \times 6 \times \text{alt. tajo}$$

$$= 34 + 7.72 \times \text{alt. tajo}$$

Calculo de pies² madera/m² de abertura:

$$= (34 + 7.72 \times \text{alt. tajo}) / (1.2 \times 2.0)$$

$$= 14.17 + 3.22 \times \text{alt. tajo}$$

Calculo del rendimiento (pies² madera/guardia):

$$= (34 + 7.72 \times \text{alt. tajo}) \times 2$$

$$= 68 + 15.45 \times \text{alt. tajo}$$

D.- RELLENO

ESTANDAR	
% Compactación	40%
Rendimiento (m ³ /Gdia)	10.00

E.- EXTRACCION DE TOLVAS A ECHADEROS

ESTANDAR	
Tonelaje extraído/carro	1.65
Nº Carros/Guardia	12.00
Nº Tareas/Guardia	2 a 3

F.- ARMADO DE TOLVAS-CAMINO

ESTANDAR	
Nº Cuadros/Tolva	5.00
Nº Tajos/Tolva	2.00
Altura por cuadro (m.)	1.30
Nº tareas por cuadro	2.28

IV.3.4 CALCULO DEL PROGRAMA DE PRODUCCION PARA 1991

CICLO DE MINADO

El ciclo de minado está constituido por una guardia de perforación y voladura, y la cantidad de guardias necesarias de extracción, enmaderado y relleno para continuar con un nuevo ciclo de minado.

Para fines de cálculo se ha considerado que en cada ciclo se estarían disparando la totalidad de taladros perforados, lo cual es prácticamente imposible en la mayoría de los tajos por las condiciones de la roca encajonante. Los cálculos realizados son aplicables para el caso en que se acumulen taladros y se disparen tan solo un porcentaje de ellos, pues en éste caso simplemente se estaría acortando en forma proporcional tanto el tiempo total de cada ciclo, como el tonelaje obtenido en cada ciclo.

PERFORACION Y VOLADURA

Para el cálculo del volumen y tonelaje a extraer por disparo se ha considerado el porcentaje de dilución y porcentaje de sobrerotura promedios, esto permite calcular que porción del material volado se extraerá y que porcentaje quedará en el tajo como material de relleno.

En base a los estandares de perforación y voladura se calcula la producción por ciclo, para lo cual se emplean las siguientes fórmulas:

Sea:

V= volumen

T= tonelaje

p.p.= piés perforados

g= guardia

h= hora

c.e.= coeficiente de esponjamiento

p.e.= peso específico

% d = porcentaje de dilución

% s = porcentaje de sobrerotura

$$\begin{aligned} \text{p.p./g.} &= (\text{p.p./h. efectiva}) \times (\text{h. efectiva/g.}) \\ &= 48 \times 2.5 \\ &= 120 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{V. in-situ/disparo} &= \frac{\text{p.p./g}}{\text{p.p./m}^3 \text{ in-situ roto}} \\ &= \frac{120}{11.115} \\ &= 10.796 \text{ m}^3/\text{disparo} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{T.producido/disparo} &= (\text{p.e.}) \times (\text{V.in-situ/disparo}) \\ &= 2.85 \times 10.796 \\ &= 30.769 \text{ TN/disparo} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{V.extraido/ciclo} &= \frac{\text{V.in-situ/ disparo} \times (1 + \text{c.e.}) \times (1 + \% d)}{1 + \% s} \\ &= \frac{10.796 \times 1.6 \times 1.2}{1.2} \\ &= 17.274 \end{aligned}$$

$$\text{Tonelaje extraido/ciclo} = \frac{\text{T. producido/disp} (1 + \% d)}{(1 + \% \text{ de } s)}$$

$$= \frac{30.769 \times 1.2}{1.2}$$

$$= 30.769 \text{ TN/ciclo}$$

Se puede observar que tanto el volumen como el tonelaje extraído por ciclo están en función del volumen y tonelaje in-situ producido por disparo y de los porcentajes de dilución y sobrerotura, debido a que cierto volumen del total producido por disparo se quedará en el tajeo como material de relleno.

EXTRACCION

Dentro del tipo de extracción tenemos la extracción a pulso, extracción con carretilla y una tercera posibilidad de extracción con winche.

LIMPIEZA A PULSO: Es empleado cuando se tiene distancias menores a 10 mts y se realiza "volteando" la carga, es decir trasladando con lampadas hacia el echadero para distancias mayores de 10 mts. se hace más difícil por la distancia y la cantidad de lampadas que se necesitaría para hacerlo llegar hasta el echadero. El rendimiento es de 4 m³/guardia.

LIMPIEZA CON CARRETILLA: Se puede usar para distancias mayores de 5 mts. y menores de 30 mts. Para distancias mayores a los 30 mts. se recomienda usar winche; pero para las características de El Tingo es muy limitado el uso de winche.

Los rendimientos de limpieza con carretilla son:

Para distancias menores de 15 mts. 6 m³/guardia.

Para distancias entre 15 y 25 mts. 3.5 m³/guardia.

Para distancias entre 25 y 30 mts. 2.5 m³/guardia.

LIMPIEZA CON WINCHE: No se ha considerado éste tipo de limpieza porque no es recomendable, su uso estaría restringido al movimiento de relleno dentro del tajo, para limpiar el mineral tendríamos problemas de dilución, por ser el corte y relleno un método selectivo, además la mayoría de los tajos tienen distancias cortas.

La cantidad de guardias de extracción que llevaría extraer el tonelaje producido en un ciclo (1 disparo), se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$\text{No guardias extracción/ciclo} = \frac{\text{V. extraído/ciclo}}{\text{rend. (m}^3\text{/gdia)}}$$

Donde el volumen extraído por ciclo ya se calculó anteriormente y el rendimiento de la extracción en m³/guardia es un dato estimado para cada tajo en particular de acuerdo al método empleado y a la distancia.

ENMADERADO

Para el sostenimiento de los tajos, por ser de potencia angosta se está considerando el uso de puntales de seguridad no obstante conocido éste tipo de yacimiento donde existe la posibilidad de abrirse la veta o ramalearse, el programa contempla el uso de cuadros.

Para calcular la cantidad de madera que se va requerir primero debemos de calcular la altura de tajo ó la distancia entre caja techo y caja piso así tenemos la siguiente relación:

ALTURA DE TAJO = POTENCIA(1 + % SOBREROTURA)

Si altura de tajo > potencia(1 + % sobrerotura)

entonces altura de tajo = altura de tajo

Si altura de tajo < = potencia (1 + % sobrerotura)

entonces altura de tajo = potencia(1 + % sobrerotura)

La cantidad de guardias de enmaderado necesarias para el sostenimiento del área libre dejado en un ciclo (1 disparo), se calcula mediante las siguientes fórmulas:

Area/ciclo:

Area libre del tajeo por ciclo que requiere enmaderado

$$\text{Area/ciclo} = \frac{\text{V. in-situ/disparo}}{\text{altura de tajo}}$$

Piés²/m² abertura= cantidad de madera/m² de abertura

$$\text{Piés}^2/\text{m}^2 \text{ abertura} = \frac{\text{piés}^2/\text{elemento de sostenimiento}}{\text{área de influencia del elemento}}$$

Piés²/ciclo = cantidad de madera necesaria/ ciclo

Piés²/ciclo = Piés²/m² de abertura x Area/ciclo

Rend.(piés²/Gdia)=

Estandar de colocación de madera (pies²/guardia)

$$\text{Rend.}(\text{piés}^2/\text{Gdia}) = \left(\frac{\text{N}^\circ \text{ de elementos colocados}}{\text{guardia}} \right) \times \left(\frac{\text{piés}^2}{\text{elemento}} \right)$$

$$\text{Cantidad de madera/TM extraida} = \frac{\text{Piés}^2/\text{ciclo}}{\text{Tonelaje extraido/ciclo}}$$

Tiempo (g./ciclo)= N^o de guard. necesarias de enmad./ciclo

$$\text{N}^\circ \text{ Guardias enmaderado/ciclo} = \frac{\text{piés}^2/\text{ciclo}}{\text{rend}(\text{piés}^2/\text{gdia})}$$

RELLENO

La cantidad de guardias de relleno que llevaría el cubrir el área libre dejada en un ciclo (1 disparo), se calcula mediante las siguientes fórmulas:

$$\text{Potencia diluida} = (1 + \% \text{ dilución}) \times \text{potencia}$$

$$\text{Vol/ciclo} = \text{V. relleno compactado} - \text{V. pallaqueado esponjado}$$

$$\text{V. rell. compact.} = (1 + \text{c.c.}) \times \text{V. In-situ roto}$$

$$\text{V. pallaq. esponj.} = (1 + \text{c.e.}) \times \text{Area/ciclo} \times (\text{Alt.Tj.} - \text{Pot.Dil.})$$

$$\text{No guardias relleno/ciclo} = \frac{\text{V. relleno/ciclo}}{\text{rend. (m}^3\text{/g.)}}$$

Donde el rendimiento del relleno en m³/guardia es un dato estimado para cada tajo en particular de acuerdo al método empleado y a la distancia.

TONELAJE EXPLOTABLE

El tonelaje explotable lo calculamos mediante la siguiente expresión:

$$\text{tonelaje explotable/mes} = \text{N}^\circ \text{ ciclos/mes} \times \text{tonelaje/ciclo}$$

donde:

$$\text{N}^\circ \text{ de ciclos por mes} = \text{N}^\circ \text{ Gdias/mes} / \text{N}^\circ \text{ Gdias/ciclo}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Gdias/mes} = \text{N}^\circ \text{ dias trabajo/mes} \times \text{N}^\circ \text{ guardias/dia}$$

$$\begin{aligned} \text{N}^\circ \text{ Guardias/ciclo} = & \text{N}^\circ \text{ Gdias perforación/ciclo} + \\ & \text{N}^\circ \text{ Gdias limpieza/ciclo} + \\ & \text{N}^\circ \text{ Gdias enmaderado/ciclo} + \\ & \text{N}^\circ \text{ Gdias relleno/ciclo} \end{aligned}$$

TONELAJE PRODUCIBLE

El tonelaje producible es el máximo tonelaje que se puede extraer sin forzar la producción. Considerando que

éste debe ser el menor entre el tonelaje explotable y el tonelaje que se tiene como reservas.

TONELAJE PROGRAMADO

El tonelaje programado es el que se programa para cada tajo teniendo como dato el tonelaje producible y las metas de producción tanto en tonelaje, como en contenido fino.

REQUERIMIENTOS DE MANO DE OBRA

Teniendo como datos el tonelaje diluido explotable (TMD) y el No de Guardias/ciclo, se calcula el N° de ciclos por mes que llevaría cumplir con el tonelaje programado mediante la siguiente expresión:

$$\text{No ciclos/mes (programados)} = \frac{\text{TMD/mes Progr.}}{\text{TMD/mes Explot.}} \times \frac{\text{N° Gdias Progr./mes}}{\text{No Gdias Explotac./ciclo}}$$

TAREAS NECESARIAS

Luego teniendo como datos el N° de guardias/ciclo y el N° de tareas/guardia de cada una de las actividades (perforación, limpieza, enmaderado y relleno), podemos calcular la cantidad de tareas por mes para cada actividad en cada uno de los tajos mediante la siguiente fórmula:

$$\text{N° Tareas/mes} = \text{N° Tareas/Gdia} \times \text{N° Gdias/ciclo} \times \text{N° ciclos/mes}$$

Para el cálculo del total de mano de obra requerida para las labores de explotación, se considera además el número de tareas de extracción de tolvas hacia los echaderos, para aquellos tajos que no tienen limpieza

directa a echaderos. Para esto se emplean las siguientes fórmulas:

$$\text{Nº Gdias/Ciclo} = \frac{\text{Tonelaje extraído/ciclo}}{\text{Tonelaje extraído/carro} \times \text{Nº carros/Gdia}}$$

Donde el Nº de carros/Gdia está relacionado al Nº Tareas/Gdia y el Nº Tareas/mes, lo calculamos así:

$$\text{Nº Tareas/mes} = \text{Nº Tareas/Gdia} \times \text{Nº Gdias/ciclo} \times \text{Nº ciclos/mes}$$

Se debe considerar también para el cálculo del total de mano de obra y el consumo de madera, las tareas y la madera empleada en levantar las tolvas camino. Para lo cual se emplean las siguientes fórmulas:

$$\text{Altura de Corte} = \frac{\text{TMSD (Prog.)}}{\text{Peso Esp.} \times \text{Long.Tj.} \times \text{Pot.Veta}}$$

$$\text{Nº Cuadros/mes} = \frac{\text{Nº Cuadros/Tolva}}{\text{Nº Tajos/Tolva}} \times \frac{\text{Altura de Corte/Mes}}{\text{Altura de Cuadro}}$$

$$\text{Nº Tareas/mes} = \text{Nº Cuadros/mes} \times \text{Nº Tareas/cuadro}$$

El total de tareas por mes viene a ser la suma de los parciales de cada una de las actividades del ciclo de minado.

El total de tareas por día se obtiene de dividir el total de tareas/mes entre la cantidad de días efectivos por mes.

El total de tareas por guardia lo obtendremos de dividir el total de tareas/día entre dos guardias.

El total de hombres por guardia en cada uno de los tajos lo obtenemos de dividir el total de tareas por guardia entre uno más el factor de sobretiempos.

En tanto que el N° de tareas/TMD lo obtenemos de dividir el total de tareas/mes entre las TMD programadas.

El tonelaje extraído por cada taladro lo obtenemos mediante la siguiente fórmula:

$$\text{TM extraída/taladro} = \frac{\text{p.p./tal} \times \text{TM extr./guardia}}{\text{p.p./guardia}}$$

REQUERIMIENTO DE EQUIPO Y MADERA

REQUERIMIENTO DE EQUIPO PARA LABORES DE EXPLOTACION

EQUIPO	EN OPERACION	STAND BY	TOTAL
Perforadoras Jack leg	03	01	04
Carro minero U 35	03	01	04
Ventiladores	01	01	02

REQUERIMIENTO DE MADERA

Para el cálculo de madera se va tomar los datos obtenidos para calcular los ciclos de trabajo.

Debido a que el yacimiento presenta cajas competentes, el sostenimiento casi en su totalidad va ser con puntales, de cualquier forma se considera un factor de seguridad de 10 % para casos fortuitos en que se tenga la remota posibilidad de utilizar cuadros.

Para el cálculo de madera vamos a considerar un tajo con las siguientes características:

Longitud de tajo	:	47 m.
Potencia de veta	:	1.30 m.
Altura de piso a corona de tajo	:	1.50 m.
Peso específico	:	2.85TN/m ³
Volumen a romperse	:	91.65 m ³
Tonelaje	:	262 TN
Cantidad de puntales necesarios	:	36 de 6" diam.
Cantidad de tablas (plantillas)	:	04 de 2"x8"x10
Puntales de avance en chimenea	:	04 de 6" diam.
Tablas (encostillado)	:	03 de 2"x8"x10
Tablas para armado de T/C	:	11 de 2"x8"x10

Cuartones de 7"x7" para T/C : 15 de 7"x7"x10

TOTAL Cantidad de madera para 262 TN:

Puntales de 6" ϕ	40
Tablas de 2"x8"x10'	18
Cuartones de 7"x7"x3'	15
Escaleras	27

para la producción anual de 18,830 necesitaremos:

Puntales de 6" de ϕ	2,875 x 1.1 = 3,163
Tablas de 2"x8"x10'	1,294 x 1.1 = 1,424
Cuartones de 7"x7"x3'	1,078 x 1.1 = 1,186
Escaleras	27 x 1.1 = 30

No se considera tuberías porque están incluido dentro de los costos unitarios para la explotación.

CALCULO DEL COSTO DE MADERA PARA EXPLOTACION:

TIPO DE MADERA	CANTIDAD	COSTO	TOTAL
Cuartones de 7"x7"x3'	1,186	4.0	4,744
Puntales de 6" de ϕ	3,163	3.0	9,489
Tablas de 2"x8"x10'	1,424	2.0	2,848
Escaleras	30	2.0	60

T O T A L

17,241

Costo unitario \$ 17,241/18,830 TN = 0.916 \$/TN

PROGRAMA DE EXPLOTACION AÑO 1991 - MINA EL TINGO
CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE-TAJOS DEL NIVEL 1984

1) RESERVAS DE LOS TAJOS PROGRAMADOS

NIVEL	LABOR	BLOCK	LONGITUD	POT.	LEY	TMSD	KG.FINOS
1984	TJ 40 N	17A#1/3	10	1.39	14.32	1,225	17.542
1984	TJ 40 S	17A#2/3	20	1.39	14.32	2,450	35.084
1984	TJ 50	16A#1/3	22	1.01	9.54	916	8.739
1984	TJ 70	16A#2/3	30	1.01	9.54	1,032	17.477
1984	TJ 190 N	28A#1/2	10	0.90	13.94	187	2.607
1984	TJ 190 S	28A#1/2	10	0.90	13.94	187	2.607
						12.37	6,797
							84

CALCULO DE PERFORACION Y VOLADURA:

P.P./M3 IN-SITU ROTO	:	11.115 p.p./m3
P.P./HORA EFECT.	:	40 p.p./hr.
HORAS EFECT./GUARDIA	:	2.5 hrs.
FACTOR DE POTENCIA	:	0.912 kg/m3 in-situ
DENSIDAD DE CARGA	:	0.082 kg/p.p.
ALTURA MINIMA DE TJ.	:	1.20 m
PESO ESPECIFICO	:	2.85
COEF. ESPONJAMIENTO	:	60.00%
% DE SOBREROTURA	:	20.00%
% DE DILUCION	:	20.00%
% DE COMPACTACION RELLENO	:	40.00%

VOLUMEN IN-SITU POR DISP.	=	10.796 m3
TONELAJE PRODUCIDO POR DISP.	=	30.769 TM
VOLUMEN EXTRAIDO POR CICLO	=	17.274 m3
TONELAJE EXTRAIDO POR CICLO	=	30.769 TM

2) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE EXTRACCION

NIVEL	LABOR	BLOCK	TIPO EXT.	DIST. (MTS)	REND. (M3/GDIA)	EXTR. A	TIEMPO (GDIA/CICLO)
1984	TJ 40 N	17A#1/3	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.80
1984	TJ 40 S	17A#2/3	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
1984	TJ 50	16A#1/3	CARRETILLA	22	3.50	ECHADERO	4.94
1984	TJ 70	16A#2/3	CARRETILLA	30	2.50	ECHADERO	6.91
1984	TJ 190 N	28A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.80
1984	TJ 190 S	28A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.80

3) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE ENMADERADO

NIVEL	LABOR	TIPO	POT.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	PIES 2/ CICLO	REND. PIES2/6DIA	PIES 2/ TM EXT. 6DIAS/CICLO	TIEMPO
1984	TJ 40 N	PUNTALES	1.39	1.67	6.47	42.58	77.36	1.38	0.55
1984	TJ 40 S	PUNTALES	1.39	1.67	6.47	42.58	77.36	1.38	0.55
1984	TJ 50	PUNTALES	1.01	1.21	8.91	42.58	56.21	1.38	0.76
1984	TJ 70	PUNTALES	1.01	1.21	8.91	42.58	56.21	1.38	0.76
1984	TJ 190 N	PUNTALES	0.90	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
1984	TJ 190 S	PUNTALES	0.90	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77

4) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE RELLENADO

NIVEL	LABOR	BLOCK	POT. DIL.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	VOL/ CICLO	REND. M3/6DIA.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
1984	TJ 40 N	17A1/3	1.67	1.67	6.47	15.11	10.00	1.51
1984	TJ 40 S	17A2/3	1.67	1.67	6.47	15.11	10.00	1.51
1984	TJ 50	16A1/3	1.21	1.21	8.91	15.11	10.00	1.51
1984	TJ 70	16A2/3	1.21	1.21	8.91	15.11	10.00	1.51
1984	TJ 190 N	28A1/2	1.00	1.20	9.00	13.39	10.00	1.34
1984	TJ 190 S	28A1/2	1.00	1.20	9.00	13.39	10.00	1.34

5) CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE Y PRODUCIBLE

NIVEL	LABOR	BLOCK	No 6DIAS/ CICLO	TMD EXPLOT.	TMD RESERVAS	TMD PRODUC.	LEY DIL. CONT.	FINO (KG.)
1984	TJ 40 N	17A1/3	5.94	220.12	1,470.00	220.12	11.933	2.63
1984	TJ 40 S	17A2/3	0.00	163.52	2,940.00	163.52	11.933	1.95
1984	TJ 50	16A1/3	0.20	159.39	1,099.20	159.39	7.950	1.27
1984	TJ 70	16A2/3	10.18	128.40	2,198.40	128.40	7.950	1.02
1984	TJ 190 N	28A1/2	5.98	218.50	224.40	218.50	11.617	2.54
1984	TJ 190 S	28A1/2	5.98	218.50	224.40	218.50	11.617	2.54
			1,108.66		1,108.66		10.77	11.94

PROGRAMA DE EXPLOTACION AÑO 1991 - MINA EL TINGO
CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE-TAJOS DEL NIVEL 2014

1) RESERVAS DE LOS TAJOS PROGRAMADOS

NIVEL	LABOR	BLOCK	LONGITUD	POT.	LEY	TMSD	KG.FINOS
2014	TJ 15 N	11A#1/2	20	0.72	26.62	586	15.599
2014	TJ 15 S	11A#1/2	20	0.72	26.62	586	15.599
2014	TJ 50 N	13A#1/2	20	1.03	11.04	2,161	23.857
2014	TJ 50 S	13A#1/2	20	1.03	11.04	2,161	23.857
2014	TJ 90 N	21A#1/2	12	2.55	15.27	4,244	64.806
2014	TJ 90 S	21A#1/2	12	2.55	15.27	4,244	64.806
2014	TJ 190 N	23A#1/2	10	0.94	10.31	1,573	16.218
2014	TJ 190 S	23A#1/2	10	0.94	10.31	1,573	16.218
						14.07	17,128
							240.961

CALCULO DE PERFORACION Y VOLADURA:

P.P./M3 IN-SITU ROTO	:	11.115 p.p./m3
P.P./HORA EFECT.	:	48 p.p./hr.
HORAS EFECT./GUARDIA	:	2.5 hrs.
FACTOR DE POTENCIA	:	0.912 kg/m3 in-situ
DENSIDAD DE CARGA	:	0.002 kg/p.p.
ALTURA MINIMA DE TJ.	:	1.20 m
PESO ESPECIFICO	:	2.05
COEF. ESPONJAMIENTO	:	60.00%
% DE SOBREROTURA	:	20.00%
% DE DILUCION	:	20.00%
% DE COMPACTACION RELLENO	:	40.00%

VOLUMEN IN-SITU POR DISP.	=	10.796 m3
TONELAJE PRODUCIDO POR DISP.	=	30.769 TM
VOLUMEN EXTRAIDO POR CICLO	=	17.274 m3
TONELAJE EXTRAIDO POR CICLO	=	30.769 TM

2) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE EXTRACCION

NIVEL	LABOR	BLOCK	TIPO EXT.	DIST. (MTS)	REND. (M3/GDIA)	EXTR. A	TIEMPO (GDIA/CICLO)
2014	TJ 15 N	11A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 15 S	11A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 50 N	13A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 50 S	13A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 90 N	21A#1/2	CARRETILLA	12	6.00	ECHADERO	2.88
2014	TJ 90 S	21A#1/2	CARRETILLA	12	6.00	ECHADERO	2.88
2014	TJ 190 N	23A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.88
2014	TJ 190 S	23A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.88

3) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE ENMADERADO

NIVEL	LABOR	TIPO	POT.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	PIES 2/ CICLO	REND. PIES2/6DIA	PIES 2/ TM EXT. 6DIAS/CICLO	TIEMPO
2014	TJ 15 N	PUNTALES	0.72	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2014	TJ 15 S	PUNTALES	0.72	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2014	TJ 50 N	PUNTALES	1.03	1.24	8.73	42.58	57.33	1.38	0.74
2014	TJ 50 S	PUNTALES	1.03	1.24	8.73	42.58	57.33	1.38	0.74
2014	TJ 90 N	CUADROS	2.55	3.06	3.53	84.78	115.34	2.76	0.74
2014	TJ 90 S	CUADROS	2.55	3.06	3.53	84.78	115.34	2.76	0.74
2014	TJ 190 N	PUNTALES	0.94	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2014	TJ 190 S	PUNTALES	0.94	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77

4) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE RELLENADO

NIVEL	LABOR	BLOCK	POT. DIL.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	VOL/ CICLO	REND. M3/6DIA.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
2014	TJ 15 N	11A#1/2	0.86	1.20	9.00	10.28	10.00	1.03
2014	TJ 15 S	11A#1/2	0.86	1.20	9.00	10.28	10.00	1.03
2014	TJ 50 N	13A#1/2	1.24	1.24	8.73	15.11	10.00	1.51
2014	TJ 50 S	13A#1/2	1.24	1.24	8.73	15.11	10.00	1.51
2014	TJ 90 N	21A#1/2	3.06	3.06	3.53	15.11	10.00	1.51
2014	TJ 90 S	21A#1/2	3.06	3.06	3.53	15.11	10.00	1.51
2014	TJ 190 N	23A#1/2	1.13	1.20	9.00	14.08	10.00	1.41
2014	TJ 190 S	23A#1/2	1.13	1.20	9.00	14.08	10.00	1.41

5) CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE Y PRODUCIBLE

NIVEL	LABOR	BLOCK	No 6DIAS/ CICLO	TMD EXPLOR.	TMD RESERVAS	TMD PRODUC.	LEY DIL. CONT.	FINO (KG.)
2014	TJ 15 N	11A#1/2	7.73	169.21	703.20	169.21	22.183	3.75
2014	TJ 15 S	11A#1/2	7.73	169.21	703.20	169.21	22.183	3.75
2014	TJ 50 N	13A#1/2	8.19	159.68	2,593.20	159.68	9.200	1.47
2014	TJ 50 S	13A#1/2	8.19	159.68	2,593.20	159.68	9.200	1.47
2014	TJ 90 N	21A#1/2	6.13	213.48	5,092.00	213.48	12.725	2.72
2014	TJ 90 S	21A#1/2	6.13	213.48	5,092.00	213.48	12.725	2.72
2014	TJ 190 N	23A#1/2	6.05	216.08	1,887.60	216.08	8.592	1.86
2014	TJ 190 S	23A#1/2	6.05	216.08	1,887.60	216.08	8.592	1.86
				1,516.90		1,516.90	12.92	19.59

PROGRAMA DE EXPLOTACION AÑO 1991 - MINA EL TINGO
 CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE-TAJOS DEL NIVEL 2054

1) RESERVAS DE LOS TAJOS PROGRAMADOS

NIVEL	LABOR	BLOCK	LONGITUD	POT.	LEY	TMSD	KG.FINOS
2054	TJ 90 N	X1B#1/2	15	1.17	12.95	1,162	15.048
2054	TJ 90 S	X1B#1/2	15	1.17	12.95	1,162	15.048
2054	TJ 130 N	9A#1/2	10	0.71	25.60	1,815	46.464
2054	TJ 130 S	9A#1/2	10	0.71	25.60	1,815	46.464
2054	TJ 190 N	22A#1/2	20	0.91	8.04	1,620	13.025
2054	TJ 190 S	22A#1/2	20	0.91	8.04	1,620	13.025
						16.21	149

CALCULO DE PERFORACION Y VOLADURA:

P.P./M3 IN-SITU ROTO	:	11.115 p.p./m3
P.P./HORA EFECT.	:	48 p.p./hr.
HORAS EFECT./GUARDIA	:	2.5 hrs.
FACTOR DE POTENCIA	:	0.912 kg/m3 in-situ
DENSIDAD DE CARGA	:	0.082 kg/p.p.
ALTURA MINIMA DE TJ.	:	1.20 m
PESO ESPECIFICO	:	2.85
COEF. ESPONJAMIENTO	:	60.00%
% DE SOBREROTURA	:	20.00%
% DE DILUCION	:	20.00%
% DE COMPACTACION RELLENO	:	40.00%

VOLUMEN IN-SITU POR DISP.	=	10.796 m3
TONELAJE PRODUCIDO POR DISP.	=	30.769 TM
VOLUMEN EXTRAIDO POR CICLO	=	17.274 m3
TONELAJE EXTRAIDO POR CICLO	=	30.769 TM

2) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE EXTRACCION

NIVEL	LABOR	BLOCK	TIPO EXT.	DIST. (MTS)	REND. (M3/0DIA)	EXTR. A	TIEMPO (0DIAS/CICLO)
2054	TJ 90 N	X1B#1/2	CARRETILLA	15	6.00	ECHADERO	2.88
2054	TJ 90 S	X1B#1/2	CARRETILLA	15	6.00	ECHADERO	2.88
2054	TJ 130 N	9A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.88
2054	TJ 130 S	9A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.88
2054	TJ 190 N	22A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2054	TJ 190 S	22A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94

3) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE ENMADERADO

NIVEL	LABOR	TIPO	POT.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	PIES 2/ CICLO	REND. PIES2/6DIA	PIES 2/ TM EXT. 6DIAS/CICLO	TIEMPO
2054	TJ 90 N	CUADROS	1.17	1.40	7.69	143.75	89.73	4.67	1.60
2054	TJ 90 S	CUADROS	1.17	1.40	7.69	143.75	89.73	4.67	1.60
2054	TJ 130 N	PUNTALES	0.71	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2054	TJ 130 S	PUNTALES	0.71	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2054	TJ 190 N	PUNTALES	0.91	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2054	TJ 190 S	PUNTALES	0.91	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77

4) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE RELLENADO

NIVEL	LABOR	BLOCK	POT. DIL.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	VOL/ CICLO	REND. M3/6DIA.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
2054	TJ 90 N	X1B1/2	1.40	1.40	7.69	15.11	10.00	1.51
2054	TJ 90 S	X1B1/2	1.40	1.40	7.69	15.11	10.00	1.51
2054	TJ 130 N	9A1/2	0.85	1.20	9.00	10.11	10.00	1.01
2054	TJ 130 S	9A1/2	0.85	1.20	9.00	10.11	10.00	1.01
2054	TJ 190 N	22A1/2	1.09	1.20	9.00	13.56	10.00	1.36
2054	TJ 190 S	22A1/2	1.09	1.20	9.00	13.56	10.00	1.36

5) CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE Y PRODUCIBLE

NIVEL	LABOR	BLOCK	No 6DIAS/ CICLO	TMD EXPLOR.	TMD RESERVAS	TMD PRODUC.	LEY DIL.	CONT. FINO (K6.)
2054	TJ 90 N	X1B1/2	6.99	187.01	1,394.40	187.01	10.792	2.02
2054	TJ 90 S	X1B1/2	6.99	187.01	1,394.40	187.01	10.792	2.02
2054	TJ 130 N	9A1/2	5.65	231.26	2,170.00	231.26	21.333	4.93
2054	TJ 130 S	9A1/2	5.65	231.26	2,170.00	231.26	21.333	4.93
2054	TJ 190 N	22A1/2	8.06	162.32	1,944.00	162.32	6.700	1.09
2054	TJ 190 S	22A1/2	8.06	162.32	1,944.00	162.32	6.700	1.09
				1,161.19		1,161.19	13.85	16.00

PROGRAMA DE EXPLOTACION AÑO 1991 - MINA EL TINGO
CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE-TAJOS DEL NIVEL 2091

1) RESERVAS DE LOS TAJOS PROGRAMADOS

NIVEL	LABOR	BLOCK	LONGITUD	POT.	LEY	TMSD	KG.FINOS
2091	TJ 110 N	40A1/2	8	0.69	24.31	328	7.974
2091	TJ 110 S	40A1/2	8	0.69	24.31	328	7.974
2091	TJ 130 N	10A1/3	18	0.65	15.50	250	3.875
2091	TJ 130 S	10A2/3	25	0.65	15.50	500	7.750
2091	TJ 190 N	15A1/2	12	1.10	10.95	171	1.872
2091	TJ 190 S	15A1/2	12	1.10	10.95	171	1.872
						17.92	31

CALCULO DE PERFORACION Y VOLADURA:

P.P./M3 IN-SITU ROTO	:	11.115 p.p./m ³
P.P./HORA EFECT.	:	48 p.p./hr.
HORAS EFECT./GUARDIA	:	2.5 hrs.
FACTOR DE POTENCIA	:	0.912 kg/m ³ in-situ
DENSIDAD DE CARGA	:	0.082 kg/p.p.
ALTURA MINIMA DE T.J.	:	1.20 m
PESO ESPECIFICO	:	2.85
COEF. ESPONJAMIENTO	:	60.00%
% DE SOBRESOTURA	:	20.00%
% DE DILUCION	:	20.00%
% DE COMPACTACION RELLENO	:	40.00%

VOLUMEN IN-SITU POR DISP.	=	10.796 m ³
TONELAJE PRODUCIDO POR DISP.	=	30.769 TM
VOLUMEN EXTRAIDO POR CICLO	=	17.274 m ³
TONELAJE EXTRAIDO POR CICLO	=	30.769 TM

2) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE EXTRACCION

NIVEL	LABOR	BLOCK	TIPO EXT.	DIST. (MTS)	REND. (M3/GDIA)	EXTR. A	TIEMPO (GDIA/CICLO)
2091	TJ 110 N	40A1/2	CARRETILLA	8	6.00	ECHADERO	2.88
2091	TJ 110 S	40A1/2	CARRETILLA	8	6.00	ECHADERO	2.88
2091	TJ 130 N	10A1/3	CARRETILLA	18	3.50	ECHADERO	4.94
2091	TJ 130 S	10A2/3	CARRETILLA	25	3.50	ECHADERO	4.94
2091	TJ 190 N	15A1/2	CARRETILLA	12	6.00	ECHADERO	2.88
2091	TJ 190 S	15A1/2	CARRETILLA	12	6.00	ECHADERO	2.88

3) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE ENMADERADO

NIVEL	LABOR	TIPO	POT.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	PIES 2/ CICLO	REND. PIES2/6DIA	PIES 2/ TM EXT.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
2091	TJ 110 N	PUNTALES	0.69	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2091	TJ 110 S	PUNTALES	0.69	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2091	TJ 130 N	PUNTALES	0.65	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2091	TJ 130 S	PUNTALES	0.65	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2091	TJ 190 N	PUNTALES	1.10	1.32	8.18	42.58	61.22	1.38	0.70
2091	TJ 190 S	PUNTALES	1.10	1.32	8.18	42.58	61.22	1.38	0.70

4) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE RELLENADO

NIVEL	LABOR	BLOCK	POT. DIL.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	VOL/ CICLO	REND. M3/6DIA.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
2091	TJ 110 N	40A1/2	0.83	1.20	9.00	9.76	10.00	0.90
2091	TJ 110 S	40A1/2	0.83	1.20	9.00	9.76	10.00	0.90
2091	TJ 130 N	10A1/3	0.78	1.20	9.00	9.07	10.00	0.91
2091	TJ 130 S	10A2/3	0.78	1.20	9.00	9.07	10.00	0.91
2091	TJ 190 N	15A1/2	1.32	1.32	8.18	15.11	10.00	1.51
2091	TJ 190 S	15A1/2	1.32	1.32	8.18	15.11	10.00	1.51

5) CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE Y PRODUCIBLE

NIVEL	LABOR	BLOCK	Nº GDIAS/ CICLO	TMD EXPLOR.	TMD RESERVAS	TMD PRODUC.	LEY DIL. CONT.	FINO (KG.)
2091	TJ 110 N	40A1/2	5.62	232.69	393.60	232.69	20.258	4.71
2091	TJ 110 S	40A1/2	5.62	232.69	393.60	232.69	20.258	4.71
2091	TJ 130 N	10A1/3	7.61	171.90	300.00	171.90	12.917	2.22
2091	TJ 130 S	10A2/3	7.61	171.90	600.00	171.90	12.917	2.22
2091	TJ 190 N	15A1/2	6.09	214.87	205.20	205.20	9.125	1.87
2091	TJ 190 S	15A1/2	6.09	214.87	205.20	205.20	9.125	1.87
				1,238.91		1,219.57	14.44	17.61

Una vez que se ha calculado los tonelajes explotables de los tajos que existe en la mina se procede a la elaboración del programa anual de acuerdo a los requerimientos de tonelaje y ley para la planta de cianuración.

La elaboración del programa de producción está desarrollado en LOTUS pudiendose presentar múltiples alternativas para cada mes, como el programa es integral es decir se calcula simultaneamente para las tres unidades La Lima, Papagayo, y El Tingo se tiene que ajustar a los tonelajes sin sobrepasar los tonelajes explotables.

A continuación presentamos el programa mensual de producción para el mes de Enero elaborado en LOTUS donde se puede observar el requerimiento de mano de obra.

PROGRAMA DE EXPLOTACION ENERO 1991 - MINA EL TINGO

1) RESERVAS DE LOS TAJOS PROGRAMADOS

NIVEL	LABOR	BLOCK	LONGITUD	POT.	LEY	TMSD	KG.FINOS
1984	TJ 50	16A#1/3	22	1.01	9.54	916	8.739
1984	TJ 70	16A#2/3	30	1.01	9.54	1,832	17.477
1984	TJ 190 N	28A#1/2	10	0.90	13.94	187	2.607
1984	TJ 190 S	28A#1/2	10	0.90	13.94	187	2.607
2014	TJ 15 N	11A#1/2	20	0.72	26.62	586	15.599
2014	TJ 15 S	11A#1/2	20	0.72	26.62	586	15.599
2014	TJ 50 N	13A#1/2	20	1.03	11.04	2,161	23.857
2014	TJ 50 S	13A#1/2	20	1.03	11.04	2,161	23.857
						12.81	8,616
							110

CALCULO DE PERFORACION Y VOLADURA:

P.P./M3 IN-SITU ROTO	:	11.115 p.p./m3
P.P./HORA EFECT.	:	48 p.p./hr.
HORAS EFECT./GUARDIA	:	2.5 hrs.
FACTOR DE POTENCIA	:	0.912 kg/m3 in-situ
DENSIDAD DE CARGA	:	0.082 kg/p.p.
ALTURA MINIMA DE TJ.	:	1.20 m
PESO ESPECIFICO	:	2.85
COEF. ESPONJAMIENTO	:	60.00%
% DE SOBRETURA	:	20.00%
% DE DILUCION	:	20.00%
% DE COMPACTACION RELLENO	:	40.00%

VOLUMEN IN-SITU POR DISP.	=	10.796 m3
TONELAJE PRODUCIDO POR DISP.	=	30.769 TM
VOLUMEN EXTRAIDO POR CICLO	=	17.274 m3
TONELAJE EXTRAIDO POR CICLO	=	30.769 TM

2) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE EXTRACCION

NIVEL	LABOR	BLOCK	TIPO EXT.	DIST. (MTS)	REND. (M3/6DIA)	EXTR. A	TIEMPO (6DIAS/CICLO)
1984	TJ 50	16A#1/3	CARRETILLA	22	3.50	ECHADERO	4.94
1984	TJ 70	16A#2/3	CARRETILLA	30	2.50	ECHADERO	6.91
1984	TJ 190 N	28A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.88
1984	TJ 190 S	28A#1/2	CARRETILLA	10	6.00	ECHADERO	2.88
2014	TJ 15 N	11A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 15 S	11A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 50 N	13A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94
2014	TJ 50 S	13A#1/2	CARRETILLA	20	3.50	ECHADERO	4.94

3) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE ENMADERADO

NIVEL	LABOR	TIPO	POT.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	PIES 2/ CICLO	REND. PIES2/6DIA	PIES 2/ TM EXT.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
1984	TJ 50	PUNTALES	1.01	1.21	8.91	42.58	56.21	1.38	0.76
1984	TJ 70	PUNTALES	1.01	1.21	8.91	42.58	56.21	1.38	0.76
1984	TJ 190 N	PUNTALES	0.90	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
1984	TJ 190 S	PUNTALES	0.90	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2014	TJ 15 N	PUNTALES	0.72	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2014	TJ 15 S	PUNTALES	0.72	1.20	9.00	42.58	55.66	1.38	0.77
2014	TJ 50 N	PUNTALES	1.03	1.24	8.73	42.58	57.33	1.38	0.74
2014	TJ 50 S	PUNTALES	1.03	1.24	8.73	42.58	57.33	1.38	0.74

4) CALCULO DE LOS TIEMPOS DE RELLENADO

NIVEL	LABOR	BLOCK	POT. DIL.	ALT.TJ.	AREA/ CICLO	VOL/ CICLO	REND. M3/6DIA.	TIEMPO 6DIAS/CICLO
1984	TJ 50	16A#1/3	1.21	1.21	8.91	15.11	10.00	1.51
1984	TJ 70	16A#2/3	1.21	1.21	8.91	15.11	10.00	1.51
1984	TJ 190 N	28A#1/2	1.00	1.20	9.00	13.39	10.00	1.34
1984	TJ 190 S	28A#1/2	1.00	1.20	9.00	13.39	10.00	1.34
2014	TJ 15 N	11A#1/2	0.86	1.20	9.00	10.28	10.00	1.03
2014	TJ 15 S	11A#1/2	0.86	1.20	9.00	10.28	10.00	1.03
2014	TJ 50 N	13A#1/2	1.24	1.24	8.73	15.11	10.00	1.51
2014	TJ 50 S	13A#1/2	1.24	1.24	8.73	15.11	10.00	1.51

5) CALCULO DEL TONELAJE EXPLOTABLE Y PRODUCIBLE

NIVEL	LABOR	BLOCK	No 6DIAS/ CICLO	TMD EXPLOR.	TMD RESERVAS	TMD PRODUC.	LEY DIL.	CONT. FINO (KG.)
1984	TJ 50	16A#1/3	8.20	159.39	1,099.20	159.39	7.950	1.27
1984	TJ 70	16A#2/3	10.18	128.48	2,198.40	128.48	7.950	1.02
1984	TJ 190 N	28A#1/2	5.98	218.58	224.40	218.58	11.617	2.54
1984	TJ 190 S	28A#1/2	5.98	218.58	224.40	218.58	11.617	2.54
2014	TJ 15 N	11A#1/2	7.73	169.21	703.20	169.21	22.183	3.75
2014	TJ 15 S	11A#1/2	7.73	169.21	703.20	169.21	22.183	3.75
2014	TJ 50 N	13A#1/2	8.19	159.68	2,593.20	159.68	9.200	1.47
2014	TJ 50 S	13A#1/2	8.19	159.68	2,593.20	159.68	9.200	1.47
			1,382.79		1,382.79		12.881	17.81

6) RESUMEN: PROGRAMA DE PRODUCCION ENERO 1991

NIVEL	LABOR	POT. S/DILUIR (#.)	LEY S/DILUIR (GR/TM)	PRODUCIBLE			PROGRAMADO			
				TMD	TMSD	KG.FINOS	TMD	TMSD	KG.FINOS	
1984	TJ 50	1.01	9.540	159	133	1.267	100	83	0.795	1.00
1984	TJ 70	1.01	9.540	128	107	1.021	100	83	0.795	2.00
1984	TJ 190 N	0.90	13.940	219	182	2.539	75	63	0.871	3.00
1984	TJ 190 S	0.90	13.940	219	182	2.539	75	63	0.871	4.00
2014	TJ 15 N	0.72	26.620	169	141	3.754	50	42	1.109	5.00
2014	TJ 15 S	0.72	26.620	169	141	3.754	50	42	1.109	6.00
2014	TJ 50 N	1.03	11.040	160	133	1.469	50	42	0.460	7.00
2014	TJ 50 S	1.03	11.040	160	133	1.469	50	42	0.460	8.00
				1,383	1,152	18	550	458	6	

RESUMEN DE TAREAS

DESCRIPCION	1984	1984	1984	1984	2014	2014	2014	2014	TOTAL
	TJ 50	TJ 70	TJ 190 N	TJ 190 S	TJ 15 N	TJ 15 S	TJ 50 N	TJ 50 S	
TMD EXPLOTABLES	159.39	128.48	218.58	218.58	169.21	169.21	159.68	159.68	1,382.79
No GDIAS/CICLO (EXPL0T)	8.20	10.18	5.98	5.98	7.73	7.73	8.19	8.19	
TMD PROG.	99.96	99.96	75.00	75.00	49.99	49.99	49.99	49.99	549.89
TMSD PROG.	83.30	83.30	62.50	62.50	41.66	41.66	41.66	41.66	458.24
No CICLOS/MES (PROG.)	2.71	2.71	2.03	2.44	1.62	1.62	1.62	1.62	
PERFORACION									
- No GDIAS/CICLO	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	
- No TAREAS/GDIA	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	
- No TAREAS/MES	5.41	5.41	4.06	4.88	3.25	3.25	3.25	3.25	
LIMPIEZA									
- No GDIAS/CICLO	4.94	6.91	2.88	2.88	4.94	4.94	4.94	4.94	
- No TAREAS/GDIA	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	
- No TAREAS/MES	40.08	56.12	17.54	21.05	24.06	24.06	24.06	24.06	
ENMADERADO									
- No GDIAS/CICLO	0.76	0.76	0.77	0.77	0.77	0.77	0.74	0.74	
- No TAREAS/GDIA	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	
- No TAREAS/MES	4.10	4.10	3.11	3.73	2.49	2.49	2.41	2.41	
RELLENO									
- No GDIAS/CICLO	1.51	1.51	1.34	1.34	1.03	1.03	1.51	1.51	
- No TAREAS/GDIA	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	
- No TAREAS/MES	28.64	28.64	19.04	22.84	11.69	11.69	17.19	17.19	
EXTRACCION DE TOLVAS									
- No GDIAS/CICLO						1.55	1.55	1.55	
- No TAREAS/GDIA						2.00	2.00	2.00	
- No TAREAS/MES						5.05	5.05	5.05	
ARMADO DE TOLVAS-CAMINO									
- ALTURA DE CORTE/MES	1.58	1.58	1.18	1.18	0.79	0.79	0.79	0.79	
- No. CUADROS/MES	3.04	3.04	2.28	2.28	1.52	1.52	1.52	1.52	16.70
- No. TAREAS/MES	6.92	6.92	5.19	5.19	3.46	3.46	3.46	3.46	38.07
TOTAL POR TAJ0									
No TOTAL TAREAS/MES	85.16	101.20	48.94	57.69	44.94	49.99	55.42	55.42	498.77
No TOTAL TAREAS/DIA	4.01	4.76	2.30	2.71	2.11	2.35	2.61	2.61	23.47
No TOTAL TAREAS/GDIA.	2.00	2.38	1.15	1.36	1.06	1.18	1.30	1.30	11.74
No HOMBRES/GUARDIA	1.43	1.70	0.82	0.97	0.76	0.84	0.93	0.93	8.38
TMD/TAREA	0.98	0.82	1.28	1.08	0.93	0.83	0.75	0.75	1.10
TM BRT./TAREA	0.98	0.82	1.28	1.08	0.93	0.83	0.75	0.75	1.10

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION 1991

MINA	NIVEL	LABOR	RESERVAS			ENE		FEB		MAR		SALDO DE RESERVA
			BLOCK	TMS	LEY	TMS	GR Au	TMS	GR Au	TMS	GR Au	
LL	2440	TJ 460 82A	1500	13.4	500	6704	500	6704	500	6704	0	
LL	2440	TJ 500 90A	1500	9.0	500	4496	500	4496	500	4496	0	
LL	2440	TJ 540 89A	3500	8.8	400	3536	400	3536	500	4420	2200	
LL	2440	TJ 590 117A	300	8.2	200	1637	100	818	0	0	0	
LL	2440	TJ 620 84A	3216	12.9	200	2589	200	2589	200	2589	2616	
LL	2440	TJ 650 87A	5571	9.9	300	2973	300	2973	300	2973	4671	
LL	2480	TJ 590 116A	2600	9.0	200	1800	200	1800	200	1800	2000	
LL	2480	TJ 400 114A	2369	13.3	100	1328	100	1328	100	1328	2069	
LL	2480	TJ 690 91A 8.6	8100	8.2	400	3260	400	3260	400	3260	6900	
LL	2480	TJ 730 91A 8.4	5400	8.2	200	1630	300	2445	300	2445	4600	
PP	1997	TJ 310 39A 3/4	1344	30.0	500	14998	500	14998	344	10318	0	
PP	1987	TJ 310 39A 1/4	948	30.0	400	11998	400	11998	148	4439	0	
PP	1997	TJ 350 54A+42A	7028	37.8	500	18900	500	18900	500	18900	5528	
PP	1997	TJ 390 66A+67A	2784	41.2	500	20600	500	20600	500	20600	1284	
PP	2017	TJ 430 34A	1077	9.5	300	2854	300	2854	477	4538	0	
PP	2017	TJ 600 52A	600	6.6	150	986	150	986	150	986	150	
PP	2040	TJ 500 76A	2948	6.2	150	930	150	930	150	930	2498	
PP	2040	TJ 540 73A	1300	6.5	200	1300	200	1300	200	1300	700	
PP	2040	TJ 270 49A	10441	56.8	750	42633	750	42633	600	34106	8341	
PP	2040	TJ 310 48A	13237	37.7	500	18850	500	18850	600	22620	11637	
TN	1984	TJ 50 16A 1/3	1206	7.3	100	725	100	725	150	1088	856	
TN	1984	TJ 70 16A 2/3	2412	7.3	100	725	100	725	100	725	2112	
TN	1984	TJ 190N28A 1/2	255	10.2	75	765	75	765	105	1071	0	
TN	1984	TJ 190S28A 1/2	255	10.2	75	765	75	765	105	1071	0	
TN	2014	TJ 15N 11A 1/2	881	17.7	50	885	50	885	100	1770	681	
TN	2014	TJ 15S 11A 1/2	881	17.7	50	885	50	885	100	1770	681	
TN	2014	TJ 50N 13A 1/2	2845	8.4	50	420	50	420	90	756	2655	
TN	2014	TJ 50S 13A 1/2	2845	8.4	50	420	50	420	90	756	2655	
LL					3000	29953	3000	29950	3000	30015		
PP					3950	134050	3950	134050	3669	118739		
TN					550	5590	550	5590	840	9012		
TOTAL UNIDAD					7500	169593	7500	169590	7509	157766		
LEY PROMEDIO						22.6		22.6		21.0		

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION 1991

MINA NIVEL LABOR	RESERVAS			ABR		MAY		JUN		SALDO DE RESERVA
	BLOCK	TMS	LEY	TMS	GR Au	TMS	GR Au	TMS	GR Au	
LL 2440 TJ 540 89A		2200	8.8	500	4420	500	4420	500	4420	700
LL 2440 TJ 620 84A		2616	12.9	200	2589	200	2589	200	2589	2016
LL 2440 TJ 650 87A		4671	9.9	300	2973	300	2973	300	2973	3771
LL 2480 TJ 590 116A		2000	9.0	200	1800	200	1800	200	1800	1400
LL 2480 TJ 620 85A		594	14.0	200	2800	150	2100	150	2100	94
LL 2480 TJ 650 87A		2786	9.9	300	2973	300	2973	300	2973	1886
LL 2400 TJ 400 114A		2069	13.3	100	1328	100	1328	100	1328	1769
LL 2400 TJ 460 108A		4950	9.2	300	2750	300	2750	300	2750	4050
LL 2400 TJ 500 109A		3870	7.8	300	2330	300	2330	300	2330	2970
LL 2400 TJ 690 91A 8.6		6900	8.2	300	2441	400	3260	400	3260	5800
LL 2400 TJ 730 91A 8.4		4600	8.2	300	2445	300	2445	300	2445	3700
PP 1997 TJ 350 54A+42A		5528	37.8	500	18900	600	22680	600	22680	3828
PP 1997 TJ 390 66A+67A		1284	41.2	500	20600	500	20600	284	11701	0
PP 2017 TJ 350 33A		6260	18.7	300	5597	300	5597	300	5597	5360
PP 2017 TJ 390 82A		1000	17.3	300	5185	300	5185	250	4321	150
PP 2017 TJ 600 52A		150	6.6	150	986					0
PP 2040 TJ 580 76A		2498	6.2	350	2170	400	2480	400	2480	1348
PP 2040 TJ 540 73A		700	6.5	350	2275	350	2275			0
PP 2040 TJ 270 49A		8341	56.8	700	39791	700	39791	700	39791	6241
PP 2040 TJ 310 48A		11637	37.7	800	30160	800	30160	800	30160	9237
TN 1984 TJ 40N 17A 1/3		1445	12.1	200	2428	200	2428	230	2792	815
TN TJ 40S 17A 2/3		2890	12.1	170	2064	170	2064	170	2064	2380
TN 1984 TJ 50 16A 1/3		856	7.3	150	1095	150	1095	160	1188	396
TN 1984 TJ 70 16A 2/3		2112	7.3	130	949	130	949	130	949	1722
TN 2014 TJ 15N 11A 1/2		681	17.7	80	1416	80	1416	120	2124	401
TN 2014 TJ 15S 11A 1/2		681	17.7	80	1416	80	1416	120	2124	401
TN 2014 TJ 50N 13A 1/2		2655	8.4	150	1260	150	1260	160	1344	2195
TN 2014 TJ 50S 13A 1/2		2655	8.4	150	1260	150	1260	160	1344	2195
TN 2014 TJ 90N 21A 1/2		4650	13.9					200	2780	4450
TN 2014 TJ 90S 21A 1/2		4650	13.9					200	2780	4450
TN 2054 TJ 190N 22A 1/2		2235	5.8	170	986	170	986	170	986	1725
TN 2054 TJ 190S 22A 1/2		2235	5.8	170	986	170	986	170	986	1725
LL				3000	28849	3050	28968	3050	28968	
PP				3950	125664	3950	128768	3334	116730	
TN				1450	13860	1450	13860	1990	21441	
TOTAL UNIDAD				8400	168373	8450	171596	8374	167139	
LEY PROMEDIO				20.0		20.3		19.9		

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION 1991

MINA	NIVEL	LABOR	RESERVAS			JUL		AGO		SET		SALDO DE RESERVA
			BLOCK	TMS	LEY	TMS	GR Au	TMS	GR Au	TMS	GR Au	
LL	2440	TJ 540 89A	700	8.8	500	4420	200	1760				0
LL	2440	TJ 620 84A	2016	12.9	200	2509	300	3084	300	3084		1216
LL	2440	TJ 650 87A	3771	9.9	400	3964	400	3964	400	3964		2571
LL	2400	TJ 590 116A	1400	9.0	200	1800	200	1800	200	1800		800
LL	2400	TJ 620 85A	94	14.0	94	1316						0
LL	2400	TJ 650 87A	1886	9.9	300	2973	300	2973	300	2973		986
LL	2400	TJ 400 114A	1769	13.3	100	1320	100	1320	100	1320		1469
LL	2400	TJ 460 100A	4050	9.2	300	2750	400	3667	400	3667		2950
LL	2400	TJ 500 109A	2970	7.0	300	2330	300	2330	300	2330		2070
LL	2400	TJ 620 101A#1/3 814		10.3			100	1029	100	1029		614
LL	2400	TJ 650 101A#2/31627		10.3			200	2060	200	2060		1227
LL	2400	TJ 690 91A#0.6 5800		8.2	400	3260	500	4075	500	4075		4400
LL	2400	TJ 730 91A#0.4 3700		8.2	300	2445	300	2445	300	2445		2800
PP	1997	TJ 350 54A+42A 3828		37.8	600	22600	600	22600	600	22600		2028
PP	2040	TJ 500 76A	1348	6.2	400	2480	450	2790	450	2790		48
PP	2017	TJ 270 43A	3257	27.2	300	8166						2957
PP	2017	TJ 310 40A	10150	29.1	300	8738						9850
PP	2040	TJ 270 49A	6241	56.8	700	39791	850	48317	850	48317		3841
PP	2040	TJ 310 48A	9237	37.7	800	30160	800	30160	800	30160		6837
PP	1934	68A	13349	14.1	150	2115	200	2820	250	3525		12749
PP	1934	71A	3200	14.8	150	2220	200	2960	250	3700		2600
PP	1934	64A	8581	20.6	150	3090	200	4120	250	5150		7981
PP	1934	65A	6094	11.0	150	1644	200	2192	250	2740		5494
TN	1984	TJ 40N 17A#1/3 815		12.1	230	2792	230	2792	230	2792		125
TN	1984	TJ 40S 17A#2/3 2300		12.1	170	2064	170	2064	170	2064		1870
TN	1984	TJ 50 16A#1/3 396		7.3	160	1160	160	1160				76
TN	1984	TJ 70 16A#2/3 1722		7.3	130	949	130	949	130	949		1332
TN	2014	TJ 15N 11A#1/2 401		17.7	115	2036	115	2036	115	2036		56
TN	2014	TJ 15S 11A#1/2 401		17.7	115	2036	115	2036	115	2036		56
TN	2014	TJ 50N 13A#1/2 2195		8.4	160	1344	160	1344	160	1344		1715
TN	2014	TJ 50S 13A#1/2 2195		8.4	160	1344	160	1344	160	1344		1715
TN	2014	TJ 90N 21A#1/2 4450		13.9	210	2919	210	2919	210	2919		3820
TN	2014	TJ 90S 21A#1/2 4450		13.9	210	2919	210	2919	210	2919		3820
TN	2014	TJ190N 23A#1/2 2086		7.8					80	624		2006
TN	2014	TJ190S 23A#1/2 2086		7.8					80	624		2006
TN	2054	TJ 190N22A#1/2 1725		5.8	170	986	170	986	170	986		1215
TN	2054	TJ 190S22A#1/2 1725		5.8	170	986	170	986	170	986		1215
LL					3094	29175	3300	31323	3100	29555		
PP					3700	121084	3500	116039	3700	119062		
TN					2000	21543	2000	21543	2000	21623		
TOTAL UNIDAD					8794	171802	8800	168905	8800	170240		
LEY PROMEDIO						19.5		19.2		19.3		

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION 1991

MINA	NIVEL	LABOR	RESERVAS			OCT		NOV		DIC		SALDO DE RESERVA
			BLOCK	TMS	LEY	TMS	GR Au	TMS	GR Au	TMS	GR Au	
LL	2440	TJ 620 84A	2016	12.9	350	4351	350	4531	350	4531	166	
LL	2440	TJ 650 87A	3771	9.9	400	3964	400	3964	400	3964	1371	
LL	2480	TJ 590 116A	1400	9.0	200	1800	200	1800	200	1800	200	
LL	2480	TJ 650 87A	1886	9.9	300	2973	300	2973	300	2973	86	
LL	2400	TJ 400 114A	1769	13.3	100	1328	100	1328	100	1328	1169	
LL	2400	TJ 460 108A	4050	9.2	400	3667	400	3667	400	3667	1750	
LL	2400	TJ 500 109A	2970	7.8	300	2330	300	2330	300	2330	1170	
LL	2400	TJ 620 101A*1/3 814		10.3	100	1029	100	1029	100	1029	314	
LL	2400	TJ 650 101A*2/31627		10.3	200	2060	200	2060	200	2060	627	
LL	2400	TJ 690 91A*0.6 5800		8.2	500	4075	500	4075	500	4075	2900	
LL	2400	TJ 730 91A*0.4 3700		8.2	300	2445	300	2445	300	2445	1900	
PP	1997	TJ 350 54A+42A 3828		37.8	700	26460	700	26460	600	22600	28	
PP	2017	TJ 350 33A	5360	18.7	700	13059	700	13059	700	13059	3260	
PP	2017	TJ 270 43A	3257	27.2					150	4083	2007	
PP	2040	TJ 270 49A	6241	56.8	600	34106	600	34106	600	34106	2041	
PP	2040	TJ 310 48A	9237	37.7	850	32045	800	30160	800	30160	4337	
PP	1934	68A	13349	14.1	400	5640	400	5640	400	5640	11549	
PP	1934	71A	3200	14.8	400	5920	350	5180	300	4440	1630	
PP	1934	64A	8581	20.6	250	5150	300	6180	300	6180	7131	
PP	1934	65A	6094	11.0	250	2740	300	3200	300	3200	4644	
TN	1984	TJ 40N 17A*1/3 125		12.1	70	850					125	
TN	1984	TJ 40S 17A*2/3 1070		12.1	170	2064	170	2064	170	2064	1070	
TN	1984	TJ 70 16A*2/3 1322		7.3	130	949	130	949	130	949	1332	
TN	2014	TJ 50N 13A*1/2 1715		8.4	160	1344	160	1344	160	1344	1715	
TN	2014	TJ 50S 13A*1/2 1715		8.4	160	1344	160	1344	160	1344	1715	
TN	2014	TJ 90N 21A*1/2 3820		13.9	210	2919	210	2919	210	2919	3820	
TN	2014	TJ 90S 21A*1/2 3820		13.9	210	2919	210	2919	210	2919	3820	
TN	2014	TJ190N 23A*1/2 2006		7.8	230	1794	230	1794	230	1794	2006	
TN	2014	TJ190S 23A*1/2 2006		7.8	230	1794	230	1794	230	1794	2006	
TN	2054	TJ 130N 9A*1/2 2742		16.9	45	762	80	1364	80	1354	1170	
TN	2054	TJ 130S 9A*1/2 2742		16.9	45	767	80	1364	80	1354	1170	
TN	2054	TJ 190N22A*1/2 1215		5.8	170	986	170	986	170	986	1215	
TN	2054	TJ 190S22A*1/2 1215		5.8	170	986	170	986	170	986	1215	
LL					3150	30022	3150	30202	3150	30202		
PP					4150	125120	4150	124073	4150	123636		
TN					2000	19473	2000	19807	2000	19807		
TOTAL UNIDAD					9300	174615	9300	174002	9300	173645		
LEY PROMEDIO						18.8		18.7		18.7		

IV.3.5) PROGRAMA DE LABORES DE PREPARACION

Dentro del programa de preparación se considera las labores que se tiene que realizar, para poder habilitar un tajo para su explotación, naturalmente los tajos que empiezan a explotarse los primeros meses del año deben de estar praparados para que el primer día útil del año entren a explotarse, el programa de labores de preparación se ha hecho considerando una holgura de tres meses para todos los tajos programados que necesitan preparar, en todos los casos se tiene que hacer subniveles y en algunos como en el tajo 130 N del nivel 2054 se tiene que hacer tolva-camino al centro.

A continuación se presenta el programa de labores de preparación:

LABORES DE PREPARACION

NIVEL LABOR VETA	1984 T140N CHO	1984 T140S CHO	2014 T190N CHO	2014 T190S CHO	2054 T130N CHO	2054 T130S CHO	2054 T190N CHO	2054 T190S CHO	OTROS STAJOS CHO
ENE									
FEB	08	18							
MAR							20	20	
ABR					14	13			
MAY			06	08					
JUN									30
JUL									30
AGO									30
SET									30
ACT									30
NOV									30
DIC									30

T O T A L : 317 m

Dentro de la última columna está incluido bajo el nombre de "otros tajos" la preparación de los tajos que se van a explotar al siguiente año, para tener tajos disponibles preparados.

IV.3) CALCULO DEL COSTO DE PREPARACION

$$\frac{317 \text{ MTS} \times \$ 98.619}{18,830 \text{ TN}} = 1.66 \text{ \$/TN}$$

IV.3.6) CALCULO DEL COSTO DE EXPLOTACION

Para el cálculo del costo de rotura de 1 TN de mineral se han considerados los estandares obtenidos en la mina, en cuanto a los precios unitarios de los materiales y herramientas se han considerado los precios del mercado con incremento de 5 % por costos de transporte y otros gastos.

NUMERO DE TALADROS

Tenemos 24 taladros de 5 piés.

EFICIENCIA/CICLO

Es la cantidad de TN que se romperá en un ciclo.

ROTURA UNITARIA

Es la cantidad de rotura que se va tomar como referencia todos los cálculos estarán relacionados a ésta rotura.

CICLOS

Es el porcentaje de ciclos que se necesita para obtener 1 TN de mineral.

$$: 1/30 = 0.033$$

TONELADAS METRICAS ROTAS

Es la cantidad de toneladas que se romperán en una rotura unitaria en: 1 TN.

PIES PERFORADOS

Es la cantidad de piés que se van a perforar en una rotura unitaria.

$$: 24 \times 0.033 \times 5 = 04$$

1) COSTO DE MANO DE OBRA

COSTO DIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

1 perforista	1 tarea x 0.033 = 0.033 tareas
1 ayudante de perforista	1 tarea x 0.033 = 0.033 tareas
1 enmaderador	1 tarea x 0.033 = 0.033 tareas
1 ayudante de enmaderador	1 tarea x 0.033 = 0.033 tareas
10 lamperos	10 tareas x 0.033 = 0.333 tareas
2 carreros	2 tareas x 0.033 = 0.066 tareas
	<u>0.533 tareas</u>

Costo del perforista	: 4.82 x 0.033 = 0.161
Costo del ayudante de perforista	: 3.96 x 0.033 = 0.132
Costo del enmaderador	: 4.82 x 0.033 = 0.161
Costo del ayudante de enmaderador	: 3.96 x 0.033 = 0.132
Costo de los lamperos	: 3.35 x 0.333 = 1.111
Costo de los carreros	: 3.35 x 0.066 = 0.223
	<u>= \$ 1.920</u>

COSTO INDIRECTO

CALCULO DE TAREAS:

Ingeniero de Minas	0.033 x 0.53 tareas = 0.02 tareas
Empleado	0.033 x 0.53 tareas = 0.02 tareas
Capataz	0.040 x 0.53 tareas = 0.02 tareas
Bodeguero	0.033 x 0.53 tareas = 0.02 tareas
Tubero carrilano	0.015 x 0.53 tareas = 0.01 tareas
Ayudante de tub.-carril.	0.015 x 0.53 tareas = 0.01 tareas
	<u>0.09 tareas</u>

Costo del Ingeniero de Minas	17.20 x 0.02 = 0.309
Costo del Empleado	10.32 x 0.02 = 0.185
Costo del Capatáz	07.45 x 0.02 = 0.156
Costo del Bodeguero	03.65 x 0.02 = 0.066

Costo del tubero carrilano	04.82 x 0.01	=	0.039
Costo del Ayud. de tub. carril.	03.96 x 0.01	=	0.032
			<hr/>
		= \$	0.787

2) COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

a) Barreno de 7/8 x 3'

$$f = \frac{(3 \text{ piés/taladro}) \times (24 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.033 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.003$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.003 \times 91 \$ = \$ 00.272$$

b) Barreno de 7/8 x 5'

$$f = \frac{(2 \text{ piés/taladro}) \times (24 \text{ taladros/ciclo}) \times (0.033 \text{ ciclos})}{\text{vida útil del barreno (800 piés)}}$$

$$f = 0.0039$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.002 \times 105 \$ = \$ 00.21$$

c) Dinamita de 45 %

$$f = (127 \text{ cartuchos/ciclo}) \times (0.033 \text{ ciclos})$$

$$= 4.23$$

$$\text{Costo de Dinamita} = \$ 0.14 \times 4.23 = \$ 00.593$$

d) Guía de seguridad

$$f = ((6' / \text{tal.}) \times (\text{Nro tal. cargados/ciclo}) + \text{chispeador}) \times \text{Nro ciclos}$$

$$f = ((6 \times 24) + 6) \times 0.033$$

$$= 5 \text{ piés}$$

$$\text{Costo de Guía} = 5 \times 0.04 = \$ 0.2$$

e) Fulminantes

$$f = (\text{fulminantes/ciclo}) \times \text{Nro. de ciclos}$$

$$= 24 \text{ fulminantes/ciclo} \times 0.033 \text{ ciclos}$$

= 0.8 fulminantes

Costo de fulminante = 0.8×0.09 = \$ 0.072

COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA = \$ 01.347

3) COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

a) Botas

$f = (f. \text{mano de obra} - f. \text{empleado}) / \text{vida útil (tarear)}$

= $(0.609 - 0.015) / 75$

= 0.008

Costo = 16.40×0.008 = \$ 0.131

b) Pantalón de jebe

$f = (f. \text{perf.} + f. \text{ayudante perf.}) / \text{vida útil (tarear)}$

= $(0.033 + 0.033) / 50$

= 0.00132

Costo = 22.50×0.00132 = \$ 0.030

c) Saco de jebe

$f = (f. \text{perf.} + f. \text{ayudante perf.}) / \text{vida útil (tarear)}$

= $(0.033 + 0.033) / 75$

= 0.0009

Costo = 22.50×0.0009 = \$ 0.020

d) Guantes de cuero

$f = (f. \text{mano de obra} - f. \text{empleado}) / \text{vida útil (tarear)}$

= $(0.609 - 0.015) / 25$

= 0.0237

Costo = 4.67×0.0237 = \$ 0.111

e) Correa porta lámparas

$f = (f. \text{mano de obra} - f. \text{empleado}) / \text{vida útil (tarear)}$

= $(0.609 - 0.015) / 360$

$$= 0.00165$$

$$\text{Costo} = 3.10 \times 0.00165 = \$ 0.0054$$

f) Lámpara de carburo

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.609 - 0.015) / 200$$

$$= 0.003$$

$$\text{Costo} = 29.22 \times 0.003 = \$ 0.087$$

g) Casco

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.609 - 0.015) / 360$$

$$= 0.00165$$

$$\text{Costo} = 6.15 \times 0.00165 = \$ 0.01$$

h) Tafiote para casco

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) / \text{vida útil (tareas)}$$

$$= (0.609 - 0.015) / 360$$

$$= 0.00165$$

$$\text{Costo} = 2.01 \times 0.00165 = \$ 0.009$$

$$\text{COSTO TOTAL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD} = \underline{\$ 0.4036}$$

4) COSTO DE HERRAMIENTAS

a) Pico

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 1 / 1,500$$

$$= 0.0007$$

$$\text{Costo} = 15.79 \times 0.0007 = \$ 0.010$$

b) Lampa

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 1 / 750$$

$$= 0.0013$$

$$\text{Costo} = 16.55 \times 0.0013 = \$ 0.022$$

c) Carretilla llanta de jebe

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 1 / 600$$

$$= 0.0016$$

$$\text{Costo} = 29 \times 0.0016 = \$ 0.048$$

d) Llanta para carretilla

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 1 / 300$$

$$= 0.0033$$

$$\text{Costo} = 4.25 \times 0.0033 = \$ 0.014$$

e) Corvina

$$f = (\text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}) * 0.033$$

$$f = 1 / 300$$

$$= 0.0001$$

$$\text{Costo} = 54 \times 0.0002 = \$ 0.006$$

f) Azuela

$$f = (\text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}) * 0.033$$

$$f = 1 / 300$$

$$= 0.0001$$

$$\text{Costo} = 29.78 \times 0.0001 = \$ 0.003$$

g) Carburo de calcio

$$f = (f. \text{ mano de obra} - f. \text{ empleado}) * \text{rendimiento (kg/tareas)}$$

$$f = (0.609 - 0.015) * 0.162$$

$$= 0.096 \text{ kg}$$

$$\text{Costo} = 0.70 \text{ \$/kg} \times 0.096 = \$ 0.028$$

h) Aceite rock drill.

$$f = \text{piés perforados} \times \text{rendimiento (glns/pp)}$$

$$= 4 \times 0.0017$$

$$= 0.0068 \text{ gln}$$

$$\text{Costo} = 4.20 \times 0.0068 = \$ 0.024$$

i) Encapsuladora de fulminante

$$f = (\text{Taladros cargados/ciclo}) / \text{rendimiento (taladros)}$$

$$f = 24 / 30,000$$

$$f = 0.0008$$

$$\text{Costo} = 247.00 \times 0.0008 = \$ 0.197$$

j) Manguera de aire

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 1 / 1,500$$

$$= 0.0007$$

$$\text{Costo} = 4.10 \times 0.0007 = \$ 0.003$$

k) Manguera de agua

$$f = \text{TM rotas} / \text{rendimiento (TM)}$$

$$f = 1 / 1,500$$

$$= 0.0007$$

$$\text{Costo} = 2.94 \times 0.0007 = \$ 0.002$$

$$\text{TOTAL COSTO DE HERRAMIENTAS} = \$ 0.400$$

SUBTOTAL:

El subtotal es la suma de los costos parciales de herramientas, implementos de seguridad, perforación y voladura, costos directos y costos indirectos, así tenemos:

$$1.920 + 0.787 + 1.347 + 0.4036 + 0.400 = \$ 4.858$$

5) MEDICINAS

Consideramos el 3 % del costo de mano de obra

Costo de medicinas = 0.030×2.707 = \$ 0.081

6) GASTOS GENERALES

Consideramos 7 % del subtotal

Gastos generales = 0.07×4.858 = \$ 0.340

7) IMPREVISTOS

Asumimos 5 % del subtotal para imprevistos

Gasto de imprevistos = 0.05×4.858 = \$ 0.243

8) UTILIDAD

Se toma como el 15 % del subtotal de utilidad

Gasto por utilidad = 0.15×4.858 = \$ 0.729

9) COSTO DE EQUIPO

Los cálculos para el costo de posesión y operación de los equipos están en la siguiente página.

= \$ 1.824

10) COSTO TOTAL

= \$ 8.075

CALCULO DEL COSTO DEL EQUIPO PARA 01 TN DE EXPLOTACION

Dentro de los costos del equipo que se utilizarán tenemos: perforadora, ventilador, compresora de acuerdo al tiempo en horas de uso en el ciclo de trabajo.

PERFORACION

En la perforación se tiene 2 hrs:30 min.

Costo de O & O de la perforadora: 8.72 \$/hr

8.72 x 2.5 = \$ 21.80

LIMPIEZA

Costo de O & O del carro minero: 0.568 \$/hr

4 carros x 3 hrs. x 0.568 \$/hr \$ 6.816

COMPRESORA**Ventilación**

(150 CFM/750 CFM) X 30.53 X 4.0(hrs de vent.) \$ 24.42

Tuberías y accesorios 1.69

TOTAL COSTO DE EQUIPO: \$ 54.726

Este costo es para un ciclo de 30 TN, para 01 TN será:

0.033 X 54.726 = 1.824

COSTO DE EQUIPO PARA 1 TN DE EXPLOTACION \$ 1.824

CALCULO DEL COSTO DE 1 TN DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO

TIPO DE ROCA: DURA

DESCRIPCION	UNID.	P.UNIT. \$	REND Y/O	TAJEO FACTOR	+ENMAD A PULSO COSTO
Taladros/Ciclo	Nro.			24	de 5'
Eff./Ciclo	TM			30	TM
Rotura unitaria	TM			1	TM
Ciclos	%			0.03	c/u
TM Rotas	TM			1.00	TM
Piés Perforados	pp			4	pp
<hr/>					
MANO DE OBRA				0.62	2.71
Indirecta				0.09	0.78
Directa				0.53	1.93
Perforación y Voladura					1.35
Implementos de Seguridad					0.40
Herramientas					0.39
<hr/>					
	Sub-Total				4.85
Medicinas			0.030 M.O.		0.08
Gastos Generales			0.070		0.34
Imprevistos			0.050		0.24
Utilidad			0.150		0.73
<hr/>					
Costo Equipo					1.82
Costo Total					8.07
<hr/>					
Ing. de Minas	c/u	17.20	0.033 t/t	0.018	0.31
Empleado	c/u	10.32	0.033 t/t	0.018	0.18
Capataz	c/u	7.45	0.040 t/t	0.021	0.16
Bodeguero	c/u	3.65	0.033 t/t	0.018	0.06
Tubero-carr.	c/u	4.82	0.015 t/t	0.008	0.04
Ayud. Tubero-carr.	c/u	3.96	0.015 t/t	0.008	0.03
<hr/>					
MANO DE OBRA DIRECTA					
Perforista	c/u	4.82		0.033	0.16
Ayud. Perforista	c/u	3.96		0.033	0.13
Enmaderador	c/u	4.82		0.033	0.16
Ayud. Enmaderador	c/u	3.96		0.033	0.13
Lamperos	c/u	3.35		0.333	1.12
Carreros	c/u	3.35		0.067	0.22
<hr/>					
MATERIALES					
Barreno 7/8x3'	c/u	91.00	800 piés	0.003	0.27
Barreno 7/8x5'	c/u	105.00	800 piés	0.002	0.21
Dinamita 45%	Cart.	0.14		4.233	0.59
Guía	piés	0.04		5.000	0.20
Fulminantes	c/u	0.09		0.800	0.07

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Botas de Jebe	par	16.50	75 tareas	0.008	0.13
Pantalón de Jebe	c/u	22.50	50 tareas	0.001	0.03
Saco de Jebe	c/u	22.50	75 tareas	0.001	0.02
Guantes de Cuero	c/u	4.67	25 tareas	0.024	0.11
Correa Fortalamp.	c/u	3.10	360 tareas	0.002	0.01
Lámp. de Carburo	c/u	29.22	200 tareas	0.003	0.09
Casco	c/u	6.15	360 tareas	0.002	0.01
Tafilete p. casco	c/u	2.01	125 tareas	0.001	0.00

HERRAMIENTAS

Pico	c/u	15.79	1500 TM	0.001	0.01
Lampa	c/u	16.55	750 TM	0.001	0.02
Carretilla	c/u	29.00	600 TM	0.002	0.05
Llanta p. Carret.	c/u	4.25	300 TM	0.003	0.01
Corvina	c/u	54.00	300 cuadros	0.000	0.00
Azuela	c/u	29.78	300 cuadros	0.000	0.00
Carburo de calcio	kg.	0.70	0.16250 Kg/tar	0.098	0.07
Aceite rock drill	gl.	4.20	0.00170 gl/pp	0.007	0.03
Encapsuladora	c/u	247.00	30000 tal	0.001	0.20
Manguera de aire	m.	4.10	1500 TM	0.001	0.00
Manguera de agua	m.	2.94	1500 TM	0.001	0.00

V SERVICIOS AUXILIARES

Dentro de los servicios de apoyo que se han considerado para el presente proyecto están incluido los siguientes:

- 1) Transporte de mineral
- 2) Transporte de personal
- 3) Aire comprimido
- 4) Ventilación
- 5) Relleno
- 6) Energía eléctrica

Estos servicios mencionados son importantes para la ejecución del proyecto, en éste capítulo se va estudiar cada uno de ellos con sus respectivas soluciones proyectadas.

V.1) TRANSPORTE DE MINERAL

El transporte en interior mina se hará a pulso con carros mineros U-35 de capacidad 35 piés cúbicos, teniendose proyectado implementar el uso de una locomotora a trolley en el nivel 2170.

El requerimiento de carros mineros en los diferentes niveles es el siguiente:

NIVEL	Nro. de CARROS
2170	6
2091	6
2054	2
2014	2
1984	4
1904	2
TOTAL	22

El mineral que es transportado en interior mina con carros mineros, se acumula en la cancha de mineral del nivel 1850, para luego transportar éste mineral hasta la Planta de Beneficio que se encuentra ubicada en Vijus, con volquetes Volvo, éstos carros tienen una capacidad de :

- Volquetes simples 12,000 Kgs.
- Volquetes doble eje 22,000 Kgs.

COSTO DE TRANSPORTE DE MINERAL.

El peso es controlado al tiempo de ingresar a la Planta con una balanza. El costo de transporte de mineral de El Tingo a planta es de 2.80 \$/TN

V.2) TRANSPORTE DE MATERIALES

Como aún no llega la carretera a la mina las herramientas y materiales se transportan con asémilas, cuando es muy pesado o muy grande se tiene que transportar con personal, ante éste inconveniente surgió la idea brillante de construir un inclinado para transporte de materiales desde el nivel 1984 hacia el nivel 2170, pero que por diversas razones se ha diferido la ejecución de ésta obra, esperándose a la fecha que llegue la carretera con la cual quedará inutilizado el inclinado.

COSTO DE TRANSPORTE DE MATERIALES

El problema del transporte para materiales es muy serio en El Tingo, aproximadamente un 10 % del total de tareas se emplean en trasladar materiales desde el lugar donde termina la carretera hasta las diferentes bocaminas.

A continuación tenemos un estimado del cálculo del costo por traslado de materiales para el mes de Enero 1,991:

MATERIALES	CANTIDAD	TAREAS
Explosivos, fulminantes, guía	172	86
Cuartones de 8" x8"	25	50
Cuartones de 6" x6"	40	60
Redondos de 4" de ϕ	40	40
Durmientes	100	25
Rieles	30	75

T O T A L

336 TAREAS

Este tareaje se le paga como bono luego no consideramos leyes sociales, así tendremos que el costo será:

$$\$3.35/\text{tarea} \times 336 \text{ tareas} = \$ 1,125$$

Para una producción de 550 TN

$$\text{Costo unitario: } 1,125/550 = \$ 2.04/\text{TN}$$

V.3) AIRE COMPRIMIDO

Actualmente en la mina se está trabajando con dos compresoras GARDNER DENVER 750 que tiene una capacidad instalada de 1,200 CFM, con una presión máxima de 6 bares, y una caída de presión para los lugares más alejados los cuales trabajan con 4.9 bares.

Incremento del consumo de aire debido al inicio de la explotación veamos los siguientes puntos

-Incremento de máquinas perforadoras que funcionan con aire comprimido, a 7.

-reinstalación de tuberías de aire y reparación de fugas en la red principal de tubería de aire.

REQUERIMIENTO DE AIRE COMPRIMIDO

EQUIPOS	CANTIDAD	CONSUMO UNITARIO (CFM)	FACTOR DE SIMULT.	CONSUMO ESPERADO (CFM)	CONSUMO TOTAL (CFM)
JACK LEG	07	120	0.95	114	798
PALA NEUMAT.	01	210	0.75	158	158
VENTILADOR	04	250	0.30	75	300

T O T A L : 1,256

Corrección por altura 0.3

REQUERIMIENTO TOTAL DE AIRE COMPRIMIDO: 1,633 CFM

Como se puede observar se va tener deficiencia de aire comprimido y va necesitar comprar una compresora más para cumplir con el requerimiento de aire comprimido.

V.4) VENTILACION

Con respecto a la ventilación se puede decir que es buena se tiene un tiro fuerte de aire que ingresa por el nivel 1984 y sale por el nivel 2170. solo para los frentes de avances profundos como el nivel 2091 y posteriormente en el nivel 2170 se necesitarán un par de ventiladores con lo cual estaría solucionado el problema de la ventilación.

V.5 RELLENO

Siendo el relleno necesario para sostenimiento de los tajos es necesario fijar las fuentes de relleno, para efectuar la explotación sin mayores problemas.

Una de las fuentes principales sería el relleno proveniente de las labores de exploración, teniendo un programa agresivo de exploraciones en los niveles 2091 y

2170; pero resulta que éste tipo de relleno es difícil trasladarlo dentro del tajo, demorando el ciclo de trabajo; ante éste inconveniente se tiene previsto la culminación del GLORY HOLE para obtener relleno fino de superficie.

COSTO DE RELLENO

Para el cálculo del costo de relleno se paga por carros de relleno introducido, siendo el costo de 12 carros el equivalente a dos tareas por ser dos carreros.

El costo unitario será:

$$12 \text{ carros} \times 1.6 \text{ (factor de carro)} = 19.2 \text{ TN}$$

$$02 \text{ tareas} = 6.7 \text{ \$}$$

$$\text{costo unitario: } \$ 0.35/\text{TN}$$

V.6) ENERGIA ELECTRICA

La Hidroeléctrica se encuentra ubicado en la Unidad de El Tingo de donde se encuentra abasteciendo con energía de 440 V. a Papagayo, La Lima, Paraiso, Cortadera, Choloque, y el mismo Tingo, cada Unidad cuenta con rectificadores dando energía de 220 V. a todos los campamentos.

COSTO DE ENERGIA

Tenemos el siguiente cuadro que nos indica el costo de energía en 1,990

SECCION	Kw-hr/año
Operación planta	3'275,019
Operación mina	2'046,756
Oficina Vijus	110,592
Taller Vijus	112,320
Campamento Vijus	168,480
Campamento mina	351,857

T O T A L 6'065,024

Costo de Kw-h : 8.60 centavos de dólar

(\$ 0.086/Kw-h) x (6'065,024 Kw-h/año)

Costo de energía:

69,148 TN/año

= \$ 7.54/TN

VI PLANTA DE CIANURACION

VI.1) DESCRIPCION DE LA PLANTA

La Planta de Cianuración "Marañon" es la que realiza el beneficio del mineral aurífero de las diferentes unidades de la Compañía Minera Poderosa, para esto se emplea el proceso de lixiviación del oro con solución de cianuro de sodio diluída.

El mineral proviene de las siguientes minas:

MINA	NIVEL
La Lima (Piñuto)	2400
Papagallo (veta Maria)	1934
Papagallo (veta mercedes)	1987
El Tingo (veta Choloque)	1904

El mineral grueso que proviene de la mina ingresa a la planta previa pesada en una balanza Vega de 40 TM, realizado por el jefe de turno y es depositado en la cancha de gruesos adyacente a la sección chancado, el transporte es realizado por volquetes Volvo en viajes regulares con una carga aproximada de 10 a 20 TMH por volquete.

La tolva de gruesos está fabricada a nivel del suelo aprovechando el desnivel entre el piso de la cancha de gruesos y la sección de chancado, tiene forma de tronco piramidal invertida, en la parte superior de la misma se encuentra una parrilla de 8" de luz aproximadamente, la capacidad de dicha tolva es de 120 TMH.

SECCION CHANCADO.

El mineral que se encuentra en la tolva de gruesos es alimentado por medio de un alimentador de orugas 3' x 8' hacia la zaranda Nro 1 de 3' x 8' con malla de 1 1/2" de abertura, los menores en tamaño atraviezan la zaranda y descienden por el shute hacia la faja nro. 1 y los sobretamaño alimentan a la chancadora de quijadas MAGENSA 15" x 24", el producto triturado se descarga hacia la faja transportadora nro. 1 de 24" x 68' a la mitad de su recorrido se junta con el producto de la chancadora SYMONS de 4" SH HD que es transportado por la faja nro. 2 de 24" x 56', este mineral es la carga circulante, que llega juntamente con el producto de la chancadora primaria, hasta la zaranda secundaria denominada nro. 2 de 6' x 16' de dos pisos, el primer piso tiene una malla de abertura de 3/8" y el segundo piso una malla de abertura de 3/4", de la cual los sobretamaños de 3/8" es alimentado a la chancadora SYMONS de 4" SH HD, y los menores en tamaños se descargan en la faja nro. 3, este mineral fino se acumula en un silo de finos de 1600 TMH, la descarga está ubicada bajo el nivel del suelo del silo finos, debajo de la cual, se encuentra la faja nro. 4 que alimenta al molino COMESA 6' x 6', al final de la faja se encuentra instalado un muestreador de cabeza automático denver-fima.

MOLIENDA Y AGITACION DEL MINERAL

La molienda inicial se realiza en el molino de bolas COMESA 6' x 6', el mineral alimentado al molino es de 100 %

- 3/8", la alimentación al molino se realiza mediante la faja nro. 4 sobre esta faja está ubicada la descarga del alimentador de cal automático, cuyo consumo es de 3 Kg/TM, se adiciona además a la entrada del molino cianuro de sodio diluido en la proporción de 1 kg de cianuro x 1 TN de mineral.

La descarga del molino de 6' x 6' es alimentado al clasificador helicoidal COMESA de 48" x 20' con la que trabaja en circuito cerrado, de manera tal que los gruesos del clasificador retornan al molino de 6' x 6' y los finos o reboses del clasificador son recibidos en un cajón que alimenta a una bomba SRL 4" x 3", ésta bombea la pulpa al cajón receptor del rebose del molino 5' x 10', la pulpa compósito es bombeada a dos hidrociclones D-10 por la bomba SRL 5" x 4", que trabaja en circuito cerrado con el molino 5' x 10', los gruesos del hidrociclón son alimentados al molino de bolas 5' x 10', Lord Parisini, los finos del hidrociclón son conducidos al espesador 1 (E-1) mediante dos tuberías de 4".

La etapa de cianuración se inicia en la molienda, lixiviándose un 80% del oro que ingresa de mina en ésta sección.

En el espesador 1 (E-1) se realiza una separación líquido-sólido, para recuperar la solución rica en oro de la pulpa que proviene de la molienda, la pulpa espesada será luego evacuada por la parte inferior del espesador para luego pasar a la sección agitación, la solución rebose del

E-1 colectada en la canaleta de la misma es bombeada a un tanque denominado tanque preclarificador, del cual la solución ingresará al proceso Merrill Crowe.

La pulpa proveniente del E-1 realiza su recorrido por los tres agitadores de 25' de diámetro x 20' de altura, con un tiempo de retención de 48 horas, lixiviándose en ésta sección el 12% del oro que ingresa a planta. Para favorecer la cianuración en agitadores se inyecta aire en la parte central de éstos mediante un soplador Ingersoll Rand.

La pulpa del último agitador ingresa al lavado en contracorriente.

LAVADO EN CONTRACORRIENTE.

Es un sistema de trabajo que utiliza espesadores en la separación líquido-sólido, mediante etapas repetidas de dilución y sedimentación por gravedad, de manera tal que se tiene la decantación continua en contra corriente, el flujo de sólidos avanza en una dirección contraria al flujo diluyente (solución barren + agua), cada etapa se compone de una mezcla, seguido por el asentamiento de los sólidos.

Cada rebose del espesador se transfiere al espesador anterior en la dirección de concentración creciente en oro de la solución, la pulpa espesada se bombea en la dirección opuesta. De tal manera que las soluciones de rebose se van enriqueciendo en cada etapa, para luego ser utilizada en la sección molienda y la solución integrante de la pulpa se va empobreciendo para luego evacuarlo al relave. En el caso de Poderosa se tienen tres espesadores de 50' de diámetro y 10'

de altura para el circuito de lavado en contracorriente, complementándose el sistema con la instalación de un nido de ciclones entre el espesador 3 y el espesador 4 y finalmente se pondrá en marcha dos filtros de disco de 6' x 8' y 6' x 6' respectivamente, para recuperar el total de la solución en la pulpa del relave por filtración, para luego el material filtrado ser repulpado con agua y evacuado a la cancha de relave. Previamente pasa a través de un medidor de flujo de masa Ronan y un muestreador automático Denver-Fima.

PROCESO MERRIL-CROWE

La solución rica que proviene del tanque preclarificador, es tratada en dos clarificadores utilizando los filtros tipo hoja, la operación consiste en succionar en mediante vacío a través de estos filtros la solución rica, colectándose sobre la lona de los filtros la lama, la succión es producida por dos bombas de vacío NASH AHF-50, la solución rica filtrada es luego desaereada en dos columnas de vacío en cuyo interior cae la solución en forma de lluvia. Por cada columna de vacío se tiene una bomba mono CD 80 que bombea la solución rica filtrada y desaereada a la cuba de refiltrado, en la cual se tienen 12 bolsas dobles para dicha operación, ésta solución ingresa a la cuba de precipitación en la cual se lleva a cabo el intercambio iónico para la reducción del oro, con la adición de polvo de zinc mediante una pequeña faja transportadora en la proporción de 5 gr de Zn x gr de Au; se adiciona además

acetato de plomo. Produciéndose la precipitación del Au, Ag, Pb, Cu.

La solución conteniendo estas partículas es bombeado mediante una bomba Mono CD 90 hacia la cuba que contiene filtros tipo bolsa en la cual quedan retenidos todas las partículas sólidas. Este precipitado se cosecha cada 3 ó 4 días para luego ir al proceso de fundición.

FUNDICION.

El precipitado húmedo es pesado, luego secado en una estufa calentada por resistencias, se determina el porcentaje de oro contenida en la misma y según pruebas se determina la carga fundente adecuada, para agregarle bórax, carbonato de sodio, sílice, y nitrato de sodio que se mezclará con el precipitado.

Esta mezcla luego es fundida en un horno basculante con crisol de grafito de 250 Kg, obteniéndose bullones con 65% de Au aproximadamente.

REFINERIA

El precipitado una vez cosechado es colocado en estufas eléctricas donde es secado aproximadamente 24 horas.

Una vez seco es pesado y colocado en un cono mezclador donde se le homogeniza y muestrea.

Actualmente a ése precipitado se le agrega los fundentes consistentes en bórax, carbonato y nitrato de sodio en porcentajes determinados por las pruebas realizadas y nuevamente homogenizada la mezcla para ser adicionada al

horno de 250 Kg de donde se obtienen lingotes de aproximadamente 60 a 70% de oro.

Las escorias obtenidas pasan a una recuperación secundaria consistente en una molienda y tamizado donde el producto mas allá de 48 es nuevamente fundido para obtener un nuevo lingote que es adicionado al anterior.

Una vez concluida la actual ampliación de la zona, el precipitado seco, pesado y muestreado será atacado con ácido nítrico para la eliminación del Cu, Pb, Zn, y Ag, el sólido residual será atacado directamente con agua regia para pasar el oro a solución y de ahí ser recuperado con bisulfato de sodio como oro fino.

Las soluciones nitrosas son tratadas con cloruro de sodio para la recuperación de la plata, la misma que será fundida con los residuos sólidos del ataque de agua regia para obtener los ánodos de Ag y ser refinados electrolíticamente, los lodos anódicos son recirculados a la refinación de oro.

VI.2) CALCULO DEL COSTO DE TRATAMIENTO

Tenemos como referencia los cálculos del año 1,990

OPERACION DE PRODUCCION 1,990

Tonelaje transportado	68,724
Tonelaje tratado	69,148
Ley de cabeza gr Au/ TN	25.79
Contenido fino (Kg)	1,783
Fino despachado	1,626
Recuperación (%)	91.20

CONSUMO DE MATERIALES PLANTA 1990

DESCRIPCION	KGS/TM	COSTO (\$/KG)	COSTO (\$/TN)
Cianuro de sodio	1.026	2.0	2.052
Cal quemada (60 %)	2.140	0.2	0.428
Bolas de acero de 1 1/2"	0.668	1.2	0.802
Bolas de acero de 2"	0.203	1.2	0.244
Bolas de acero de 2 1/2"	0.160	1.2	0.192
Bolas de acero de 3"	0.241	1.0	0.241
Bolas de acero de 3 1/2"	0.181	0.8	0.145
Bolas de acero de 4"	0.078	0.8	0.062
Folvo de zinc	0.154	3.2	0.493
Acetato de plomo	0.001	21.5	0.028
Superfloc	0.000	00.0	0.000
Célite	0.034	2.5	0.084
Boráx	0.067	2.0	0.135
Carbonato de Na	0.035	0.8	0.028
Sílice	0.003	0.3	0.001
Nitrato de Na	0.010	1.7	0.017
Crisol de grafito	0.001	738.4	0.738
COSTO TOTAL DE REACTIVOS Y MATERIALES			<u>\$ 5.69/TN</u>

VI.3) RESUMEN DE COSTO DE PLANTA

A continuación tenemos los datos de costos del año 1,990 según detalle:

DESCRIPCION	\$/TN
Mano de obra	3.79
Insumos	5.69
Energía	2.35
Mant. y operación	1.11

T O T A L : 12.94

VII EVALUACION ECONOMICA

VII.1) INTRODUCCION

La inversión en proyectos mineros es una de las más riesgosas, enormes cantidades de dinero son requeridas para tal efecto, dichas inversiones a menudo requieren de 05 años o más entre el reconocimiento geológico inicial y el inicio de la producción; y otra cantidad similar de años más para amortizar la inversión y generar una ganancia, éste es el caso de la mina El Tingo que a la fecha tiene 05 años de vida y recién va entrar en producción.

La técnica de evaluación de una inversión apunta al valor presente neto (VPN) y la tasa interna de retorno (TIR), el VPN de futuros flujos de cajas descontados a un costo apropiado del capital menos el costo de la inversión, la TIR es la tasa de interés que iguala al valor presente de devaluaciones futuras al desembolso de la inversión.

Las técnicas de evaluación convencional de una inversión no miden el valor total de un nuevo riesgo, pero ello proveen las medidas para identificar dichas inversiones que darán los flujos de caja mayores con relación a la inversión en el proyecto, en la cual se dá consideración al valor del dinero en el tiempo de dichos flujos. Si dichos flujos de caja son calculados antes de los impuestos, ellos incluirán beneficios para el estado en la modalidad de impuestos, estos flujos también incluye el exceso necesario para permitir que la operación pague los sueldos y salarios

durante períodos de depresión de precios y para invertir en un programa agresivo de exploraciones.

También se debe considerar en todo proyecto de inversión necesariamente el análisis de mercado que nos provee asunciones razonables para el futuro volumen de ventas y precios de los productos.

La capitalización del flujo de caja neto ha sido identificado como la llave universal de la técnica de evaluación. El flujo de caja neto es simplemente la diferencia entre el dinero entrante y el dinero saliente en un período específico de tiempo.

Los proyectos mineros en su totalidad están constituidos por tres fases bien diferenciadas, la primera fase de inversión en exploraciones y desarrollo, siendo la inversión al primer año mínimo y que aumenta gradualmente durante los siguientes años, es decir desde exploración inicial seguido de un trabajo geológico detallado, análisis metalúrgico y finalmente inversión en la mina y planta de beneficio que para nuestro caso, como ya se tiene la planta en operación se considera la inversión en la ampliación de la planta.

Seguidamente tenemos una segunda fase en la cual la mina entra en producción paralelamente al programa de exploraciones donde obtenemos un flujo de caja bajo y posteriormente una tercera fase con un período de mayor o igual flujos de caja debido a muchas razones como supuestas leyes más altas, incremento en la recuperación, aumento en

la producción, mejores precios, reducción de costos, entre otros. Este análisis refleja el juzgamiento de una combinación de factores técnicos y económicos.

Naturalmente en la evaluación preliminar de proyectos en mina existe una incertidumbre elevada y los métodos para evaluar dicha incertidumbre son:

Análisis de sensibilidad que calcula el impacto sobre el valor de un proyecto por los cambios de una variable mientras se mantiene los otros constantes ; simulaciones que adoptan tipos de variación esperados y permite tomar una interrelación entre variables.

VII.2) CALCULO DEL COSTO DE OPERACION

a) CALCULO DEL COSTO INDIRECTO

Dentro de éste costo consideramos los costos de empleados y trabajadores de servicios y apoyo.

EMPLEADOS

01 Superintendente	\$ 600.00
01 Jefe de mina	450.00
01 Jefe de seguridad	450.00
01 Jefe de guardia	400.00
01 Relacionista industrial	300.00
01 Geólogo	350.00
01 Topógrafo	200.00
01 Asistente social	200.00
01 Enfermera	200.00
01 Empleado	150.00
01 Secretaria	100.00

01 Profesora	80.00
--------------	-------

T O T A L :	<u>3,480.00</u>
-------------	-----------------

TRABAJADORES

02 Choferes	\$ 300.00
-------------	-----------

04 Ayudantes de geología	600.00
--------------------------	--------

01 Auxiliar de seguridad	150.00
--------------------------	--------

01 Cocinera	60.00
-------------	-------

01 Ayudante de cocina	40.00
-----------------------	-------

02 Mecánicos	300.00
--------------	--------

T O T A L	<u>1,450.00</u>
-----------	-----------------

TOTAL COSTO INDIRECTO : \$ 3,480 + \$ 1,450 = \$ 4,930.00

Más 70 % De beneficios sociales	3,451.00
---------------------------------	----------

	<u>\$ 8,381.00</u>
--	--------------------

Entonces tendremos un gasto mensual de 8,381 dólares mensuales en planillas lo que al año representará la cantidad de:

$$\$ 8,351.00 \times 12 = \$ 100,572$$

Costo unitario: \$ 100,572/18,830 TN = \$ 5.34/TN

b) COSTO DE SERVICIOS

En este ítem se considera gastos de mantenimiento de camioneta, camión, mantenimiento de carreteras, caminos y servicios de limpieza.

En total estimamos en \$ 2.00/TN según records existentes en mina.

c) COSTO DE OPERACION MINA

Para la estimación del costo de producción y preparación se ha efectuado un pilotaje de acuerdo al método de explotación elegido (corte y relleno) y al planeamiento de minado considerando todas las características físicas del yacimiento.

Para el cálculo de consumo de materiales y herramientas se han considerado los records existentes en la unidad.

El costo de operación mina será:

Costo de exploración y desarrollo	\$ 17.049
Costo de preparación	1.660
Costo de explotación	8.075
Costo de madera	0.935
Costo de relleno	0.350
Costo de traslado de materiales	2.040
Costo de transporte mina-planta	2.800
Costo indirecto de mina	5.340
Costo de servicios	2.000
	<hr/>
	\$ 40.249

d) COSTO TOTAL DE OPERACION

Costo de operación mina	40.249
Costo de planta	12.950
Costo de energía	7.550
Gastos Generales	8.130
Gastos de venta	1.740
	<hr/>
	\$ 70.619

VII.3) CALCULO DEL COSTO DE CAPITAL

Para el cálculo del costo de capital partimos de la valorización del equipo instalado que se tiene en mina para lo cual calculamos un costo de capital de equipo usado y reacondicionado; y le agregamos el costo de equipo minero nuevo que falta para completar el requerimiento total de equipo minero.

a) COSTO DE CAPITAL DE EQUIPO USADO:

EQUIPO	CANTIDAD	COSTO (\$)
Perforadoras Jack Leg	05	7,500
Pala neumática	01	10,000
Compresora 750 DIESEL	02	40,000
Ventiladores	04	4,000
Carros mineros	12	12,000
Rieles de 30 lbs	14,000 piés	35,000
Tuberías de albenius 6"	1,500 piés	15,000
Tuberías de polietileno de 4"	2,000 piés	10,000
Tuberías de polietileno de 2"	2,000 piés	10,000
Mangas de ventilación	1.500 piés	3,000
Varios		6,000
Camioneta doble tracción	01	10,000
Camioncito D 300	01	10,000
Mobiliario de oficina		20,000
Equipo de comunicación		4,000
Contingencias		45,750
T O T A L		242,250

b) COSTO DE CAPITAL DE EQUIPO NUEVO:

EQUIPO	CANTIDAD	COSTO (\$)
Perforadoras Jack Leg	04	14,000
Pala neumática	01	20,000
Compresora 750 DIESEL	01	40,000
Ventiladores	02	4,000
Carros mineros	06	9,000
Rieles de 30 lbs	6,000 piés	33,000
Tuberías de polietileno de 4"	1,000 piés	5,000
Tuberías de polietileno de 2"	1,000 piés	5,000
Mangas de ventilación	1.000 piés	1,000
Varios		6,000
Contingencias 30 %		41,100
T O T A L		178,100

Total costo de capital \$ 242,250 + \$178,100 = \$ 420,350

El equipo para planta no se considera debido a la disponibilidad de la planta a un costo fijo de tratamiento, Se considera el costo de inversión en ampliación de la planta que es de \$ 300,000.

c) INVERSION TOTAL

La inversión total aproximada para el proyecto será:

COSTO DE INVERSION A LA FECHA*	\$	950,000
MAQUINARIAS Y EQUIPOS		420,350
AMPLIACION PLANTA		300,000
CAMPAMENTOS Y EDIFICACIONES		100,000
IMPREVISTOS		79,650
T O T A L	\$	<u>1'850,000</u>

*Costo de inversión a la fecha se tiene el acumulado de lo que se ha invertido desde el inicio en la mina, en cuanto a infraestructura, equipos, etc.

d) DEPRECIACION

El tipo de depreciación empleado es la depreciación lineal para 05 años algunos equipos, principalmente las perforadoras que tiene una vida útil menor, y que su reemplazo está contemplado en gastos generales, por lo tanto la depreciación será de : $\$ 900,000/5 = \$ 180,000.00$

e) AMORTIZACION

En este ítem se contempla la inversión en labores que no se pueden vender o recuperar tales como cortadas, chimeneas, principalmente en labores de exploración y operación, consideramos el 10 % del total del costo en exploraciones lo que nos representará: $1,900 \text{ mts} \times \$ 180.00 \times 0.1 = \$ 34,200.$

f) GASTOS GENERALES

En este rubro se está considerando gastos de Ingeniería, Geología, reemplazo de equipo y contingencias por imprevistos, se estima en un 7 % del valor de ventas.

g) GASTOS DE VENTA

Incluye los gastos realizados en la venta del oro desde su transporte por avioneta hasta los costos relacionados con la venta. Consideramos el 1.5 % de las ventas.

h) VALOR DE RESCATE

Es el valor que tendrá el equipo depreciado consideramos un 20 % del total, que será: $0.2 \times 900,000 = \$ 180,000$.

i) MERCADO DE PRECIOS Y GANANCIAS

Para el caso del oro no es tan crítico como si lo es para los polimetálicos. Para la economía del proyecto es también de mayor importancia el precio del oro, desafortunadamente el precio del oro está influenciado intensamente por motivos políticos y monetarias en lugar que por cantidades de factores de mercado, que auguran por lo menos una estabilidad en el precio.

Se asume un precio de \$ 369.57/DONZ ó \$ 11.39/gr

j) FINANCIAMIENTO

El financiamiento es con aporte propio de los dueños de la empresa.

k) CALCULO DE LEY DE CORTE

Para calcular la ley de corte debemos conocer:

- Valor del mineral
- Ley de cabeza promedio del mineral
- Costo total de operación

$$\begin{aligned}
 \text{LEY DE CORTE} &= \frac{\text{LEY DE MINERAL X COSTO DE OPERACION}}{\text{VALOR DEL MINERAL (\$/TN)}} \\
 &= \frac{11.21 \text{ gr/TN} \times \$ 70.619}{\$ 2'187,867/18,830 \text{ TN}} \\
 &= 6.81 \text{ grms.}
 \end{aligned}$$

VII.4) ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS , CALCULO DEL FLUJO DE
FONDOS Y RENTABILIDAD

ARO	0	1	2	3	4	5
PRODUCCION	0	18830	24000	24000	24000	24000
LEY DE CABEZA (gr/TN)	0	11.21	11.21	11.21	11.21	11.21
RECUPERACION (%)	0	91	91	91	91	91
PRODUCCION FINOS (kg)	0	192.886	244.826	244.826	244.826	244.826
PRECIO DE ORO (\$/gr.)	0	11.39	11.39	11.39	11.39	11.39
VALOR DE VENTAS	0	2187867	2788572	2788572	2788572	2788572
-COSTO DE OPERACION \$70.69/TN	0	1329755	1694856	1694856	1694856	1694856
RENTA BRUTA	0	858111.	1093716	1093716	1093716	1093716
-DEPRECIACION	0	180000	180000	180000	180000	180000
-AMORTIZACION	0	34200	34200	34200	34200	34200
-G.GENERALES (7 % de ventas)	0	153150.	195200.	195200.	195200.	195200.
-G.DE VENTAS (1.5 % de ventas)	0	32818.0	41828.5	41828.5	41828.5	41828.5
RENTA NETA	0	457943.	642488.	642488.	642488.	642488.
-INGENMET Y C.M. (11%)	0	50373.7	70673.6	70673.6	70673.6	70673.6
RENTA IMPONIBLE	0	407569.	571814.	571814.	571814.	571814.
-IMPUESTOS (50 %)	0	203784.	285907.	285907.	285907.	285907.
UTILIDAD NETA	0	203784.	285907.	285907.	285907.	285907.

CALCULO DEL FLUJO DE FONDOS

UTILIDAD NETA	0	203784.	285907.	285907.	285907.	285907.
+DEPRECIACION	0	180000	180000	180000	180000	180000
+AMORTIZACION	0	34200	34200	34200	34200	34200
+APORTE PROPIO	1850000	0	0	0	0	0
+VALOR DE RESCATE	0	0	0	0	0	180000
TOTAL INGRESOS	1850000	417984.	500107.	500107.	500107.	680107.
-INVERSION	1850000	0	0	0	0	0
-AMORTIZACION	0	0	0	0	0	0
TOTAL EGRESOS	1850000	0	0	0	0	0
FLUJO NETO	0	417984.	500107.	500107.	500107.	680107.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1) Se recomienda implementar el uso del anfo en las voladuras por ser el costo de perforación y voladura el más alto dentro del costo de operación, y las condiciones de aplicación en El tingo son buenas en cuanto a ventilación.

2) Es muy importante tener un buen muestreo principalmente para yacimientos auríferos donde las leyes son en relación de 1 a 1,000 es decir gramos por tonelada, un mal muestreo podría echar a perder todo un proyecto, si es que está sobredimensionado, por ello la cubicación de reservas está castigado con un 20 % en tonelaje y ley.

3) Se recomienda reemplazar las compresoras diesel por eléctricas, con una mayor capacidad de aire y menor costo de operación porque se tiene una hidroeléctrica que puede proporcionar energía suficiente para el funcionamiento de las compresoras.

4) El proyecto por las consideraciones tomadas en el presente trabajo es atractivo aún en situaciones que el precio del oro baje, pero el precio del oro tiene la tendencia de subir a mediano plazo, entonces se debe de seguir un programa agresivo de exploraciones por encontrarse El Tingo en una inmejorable ubicación, en pocas palabras es una verdadera "MINA DE ORO".

5) Se recomienda seguir la carretera hasta el nivel 2170 para disminuir el costo de transporte de materiales que es fuerte.

6) Como se puede apreciar la ley de corte es de 6.81 grms, como la ley de corte está en función del precio del oro, esta ley puede bajar si el precio del oro sube, igualmente si el costo de operación baja también baja la ley de corte. En consecuencia se debe disminuir el costo de operación y hacia este objetivo debe estar orientado la jefatura de Mina para hacerla más dinámica. En El Tingo existen varios blocks con leyes menores que la ley marginal que han sido sacados de la cubicación y que al lado de los demás blocks de las otras unidades, representan un potencial considerable.

7) El tingo ofrece buenas ESPERANZAS a corto y mediano plazo puede recibir un tratamiento especial, como si fuese una unidad independiente, tiene toda las condiciones topográficas y físicas como para construirse dentro de su área una planta piloto para unas 80 TN diarias, se debe estudiar esta posibilidad.

9) Se debe construir una chimenea para acumular mineral y no se tenga que estar echando el mineral superficie con la consecuente pérdida y dilución del mineral por arrastre. Este proyecto existe desde hace dos años y fué presentado por el suscrito en su oportunidad, pero como los demás proyectos está durmiendo el sueño de los justos.

BIBLIOGRAFIA

- * CUMMINS, Arthur. MINING ENGINEERING HANDBOOK. New York, 1,973.
- * CATERPILLAR TRACTOR Co. PRINCIPIOS BASICOS DE MOVIMIENTOS DE TIERRAS. Lima 1,983.
- * CUEVA C. Fausto. GEOLOGIA GENERAL Y ECONOMICA DEL DISTRITO DE PATAZ. Tesis de grado UNI, 1,987.
- * DIVISION DE OPERACIONES DE CASAPALCA. OPERACIONES EN LA MINA CASAPALCA CENTROMIN-PERU. Revista MINAS UNI Octubre 1,981.
- * Diaz A. Jorge. ANALISIS ECONOMICO PARA OPTIMIZAR METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA . UNI 1,983.
- * Diaz A. Jorge. EVALUACION PRELIMINAR DE PROYECTOS MINEROS. XVI CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS. Lima 1,983.
- * Diaz A. Jorge. METODOS DE EXPLOTACION SUPERFICIAL. Apuntes de clase. UNI 1,984.
- * EXSA. MANUAL DE VOLADURA. Lima 1,984.
- * HOSKINS, J.R. MINERAL INDUSTRY COSTS. IDAHO 1,978.
- * HUSTRULID, W. UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK.
- * JESSEN R. Atahualpa. PROYECTO ANTAMINA - ESTUDIO TECNICO ECONOMICO Tesis de Grado UNI 1,983.
- * MIRANDA A. Carlos. INFORME GEOLOGICO MINA LA LIMA - PATAZ. Cia. Minera PODEROSA S.A. 1,980.
- * NOVITZKY , Alejandro. METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA Y PLANIFICACION DE MINAS .Buenos Aires 1,975.
- * ORTIZ V. Jesús. LA INNOVACION TECNOLOGICA EN LA MINERIA SUBTERRANEA. Revista MINAS. UNI Octubre 1,989.

- * FAREDES V. Horacio. PROYECTO DE FACTIBILIDAD DE LA MINA FATARA. Tesis de Grado UNI 1,982.
- * FEELER, Robert. MINING ENGINEERING HANDBOOK. 1,941.
- * PETRICK, Alfred. ECONOMIA DE EXPLORACION. Lima 1,981.
- * ROMAN B. Carlos. INFORME DE PRUEBAS DE VOLADURA Cia. Minera PODEROSA S.A. Marzo 1,989.
- * RIOS Q. Isaac. METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA. Apuntes de clase. UNI 1,983.
- * SANTILLANA B. Germán. PROYECTO DE EXPLOTACION DE LA MINA EL GIGANTE. Tesis de Grado UNI. 1,986.
- * SESINARDO B. Aurelio. DESARROLLOS EN MINERIA SUBTERRANEA. Tesis de grado. UNI 1,990.
- * STOCES B. ELECCION Y CRITICA DE LOS METODOS DE EXPLOTACION EN MINERIA. Barcelona 1,961.
- * TAIFE A. Jorge. ESTUDIO GEOLOGICO DEL YACIMIENTO MINERO PODEROSA PATAZ. Tesis de Grado UNI,* 1,982.
- * TARQUIN Anthony. ENGINEERING ECONOMY. New York 1,983.
- * TEREX. MANUAL DE PRODUCCION Y COSTO DE EQUIFOS DE MOVIMIENTO DE SUELOS. Lima 1,981.
- * TUMIALAN D. Pedro. EL ORO EN PODEROSA. GEOLOGIA MINERIA Y METALURGIA DEL ORO. CEPECT. Lima, 1,987.
- * VARGAS F. Jorge. ESTRATEGIA DE UNA POLITICA MINERA PERUANA EN EL MARCO MUNDIAL. Revista MINAS. UNI Agosto 1,986.
- * YOUNG, George. ELEMENTS OF MINING. New York 1,946.
- * ZUÑIGA, Miguel. PERFORACION HORIZONTAL vs PERFORACION INCLINADA EN CORTE Y RELLENO. Revista MINAS UNI Mayo 1,984.