

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS



**ESTUDIO TECNICO ECONOMICA PARA LA APLICACIÓN
DE TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACION DE LA
MINA SHUNTUR - CIA MINERA SHUNTUR SAC.**

PRESENTADO POR:

EDWARD RUTHENFORD BARZOLA CHAUCA

PARA OPTAR EL TITULO DE

INGENIERO DE MINAS

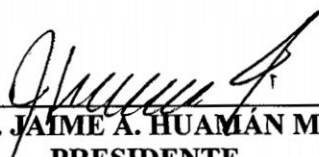
AYACUCHO – SETIEMBRE

2012

“ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICA PARA LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA SHUNTUR – CIA MINERA SHUNTUR SAC.”.

RECOMENDADO : 19 DE SETIEMBRE DEL 2012

APROBADO : 26 DE SETIEMBRE DEL 2012


Ing. Dr. JAIME A. HUAMÁN MONTES
PRESIDENTE


Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO


Dr. Ing. CIRO BACA GUTIÉRREZ
MIEMBRO


Mg. Ing. VÍCTOR F. FLORES MORENO
MIEMBRO


Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 26 de setiembre del 2012, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller Edward Ruthenford BARZOLA CHAUCA, con la Tesis Titulado “ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICA PARA LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA SHUNTUR – CIA MINERA SHUNTUR SAC.”, fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.


Ing. Dc. JAIME A. HUAMAN MONTES
PRESIDENTE


Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO


Dr. Ing. CIRO BACA GUTIÉRREZ
MIEMBRO


Mg. Ing. VÍCTOR F. FLORES MORENO
MIEMBRO


Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

INDICE

	PÁGINAS
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
INTRODUCCIÓN	
RESUMEN	

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.	UBICACIÓN Y ACCESO.	1
1.1	CLIMA Y VEGETACIÓN	2
1.2	ANTECEDENTES	2
1.3	OBJETO DEL TRABAJO	3
1.4	MÉTODO DEL TRABAJO	4
1.5	JUSTIFICACIÓN	4
1.6	RECURSOS	4
1.7	FISIOGRAFIA	5
1.8	HIDROLOGIA	6
1.9	ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.	6

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1	GEOLOGIA REGIONAL	7
2.1.1	ESTRATIGRAFIA.	8
	A. Rocas sedimentarias	8
	B. Rocas intrusivas	9
	C. Rocas volcánicas	10
2.2	GEOLOGIA ESTRUCTURAL	10
2.3	GEOLOGIA LOCAL	11
2.4	GEOLOGIA ECONOMICA	
2.4.1	Génesis	12
2.4.2	Forma y tipo de yacimiento	12
2.4.3	Mineralización	13
2.4.4	Zoneamiento	13
2.4.5	Alteraciones	14
2.4.6	Estructuras mineralizadas	15
2.5	RESERVAS MINERALES	16
2.5.1	Cuadros de reservas probadas	17
2.6	POSIBILIDADES GEOLOGICAS DEL YACIMIENTO	18

CAPITULO III

APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACION DE LA MINA SHUNTUR

3.1	EVALUACION GEOMECANICA.	19
3.1.1	MAPEO GEOMECANICO SUBTERRÁNEO.	19
3.1.2	DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.	20
	A. Densidad	20
	B. Porosidad	21
	C. Absorción	21

3.1.3	PROPIEDADES GEOMECANICAS DEL MACIZO ROCOSO.	22
	A. Resistencia a la compresión uniaxial.	22
	B. Constante de elástica	23
	C. Ensayo de corte directo	24
	D. Velocidad sónica del macizo rocoso	24
3.2	DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS.	25
3.3	EVALUACION GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	28
3.4	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO	28
3.5	LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN	29
3.6	ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	32
3.7	LABORES DE PREPARATORIAS.	32
3.8	MÉTODO DE SUBNIVELES (SUBNIVEL STOPING) CON TALADROS LARGOS.	34
3.8.1	PREPARACIÓN DEL MÉTODO SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS	35
3.8.2	EXPLOTACIÓN DEL MÉTODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS.	35
3.8.3	EQUIPOS DE PERFORACIÓN PARA TALADROS LARGOS	46
3.9	PERSONAL	50
3.10	COSTO DE EXPLOTACIÓN	51

CAPITULO IV

ASPECTOS ECONOMICOS – FINANCIEROS CONSIDERADOS EN LA APLICACIÓN DEL METODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

4.1	COSTO DE PRODUCCIÓN	52
4.2	VALOR DE LAS RESERVAS.	53
4.2.1	Valor del mineral	53
	A. Valorización de los concentrados de Ag-Cu	53

B. Valorización de los concentrados de Zn	54
4.3 VALOR DE LA PRODUCCIÓN	56
4.4 ESCALA DE PRODUCCION DE LA MINA	56
4.5 VIDA DE LA MINA.	56
4.6 DEPRECIACIÓN DE ACTIVOS	56
4.7 INVERSIONES.	56
A. Mina	57
B. Equipos mina	57
C. Capital de trabajo	58
4.8 CRONOGRAMA DE INVERSIONES	58
4.9 FINANCIAMIENTO DE INVERSIÓN	59
4.10 EVALUACIÓN ECONOMICA Y FINANCIERA	59
4.10.1 ESTADOS FINACIEROS	59
4.10.2 VALOR ACTUAL NETO	60
4.10.3 TASA INTERNA DE RETORNO	60
4.10.4 PERIODO DE RETORNO	61
4.10.5 RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA.	62
CONCLUSIONES	63
RECOMENDACIONES	65
BIBLIOGRAFÍA.	66

DEDICATORIA

A mis padres Modesto y Dionisia con mucho cariño y devoción, el reconocimiento por su enorme sacrificio a mi hermano y familiares que son ejemplo de sacrificio y dignidad.

A mi esposa e hijos Hans, Patrick, Álvaro con todo cariño quienes son mi fortaleza

AGRADECIMIENTO

Mis sinceros y profundos agradecimientos a Dios por bendecirme y permitir contemplar la inmensidad de su creación y las bendiciones eternas recibidas.

Deseo expresar y reconocer con profundo sentido de gratitud a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga por haberme brindado una formación profesional.

A los ingenieros docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología Y Civil de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en especial a los de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, por las enseñanzas entregadas durante mi formación universitaria.

Al Ingeniero Egoavil Arteaga, Raúl; residente de la contrata Nexos Mineros, por haberme dado la oportunidad de trabajar como Jefe de guardia en la dirección de las operaciones en la Mina Shuntur.

A mis compañeros de la Mina Shuntur por su apoyo en la culminación de este trabajo profesional.

INTRODUCCIÓN

El método de explotación adecuado que se aplica en un yacimiento es de suma importancia, tanto para la producción, seguridad y costos; parámetros cuya interacción determinan la rentabilidad de una empresa.

La Mina Shuntur ha venido aplicando el método de cámaras y pilares y en razón de las leyes de mineral bajas no reporta mucha utilidad, además tiene un rendimiento menor.

Para mejorar la producción la Compañía Minera Shuntur SAC ha visto por conveniente aplicar el método de subniveles empleando los taladros largos, que tiene muchas ventajas como es el alto rendimiento, reducción de los costos, uso reducido de la mano de obra, alto grado de mecanización y el menor tiempo requerido para explotar las reservas, que se traduce en el menor tiempo de recuperación del capital invertido por la empresa.

El proyecto de aplicación del método subniveles con taladros largos se viene implementando en el yacimiento Sagitario y que posteriormente se aplicará en las otras estructuras mineralizadas de la mina Shuntur.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis se ha desarrollado de acuerdo a la estructura del plan de tesis aprobado por la Comisión de Jurados y que a su vez contempla la necesidad de mejorar la explotación, a fin de incrementar la producción con la aplicación del método de subniveles con taladros largos en razón de que las características geomecánicas del yacimiento son adecuados y su vez aprovechar el precio de los metales en el mercado mundial y así extraer reservas minerales cubicadas actualmente en la Mina Shuntur.

Para este fin el trabajo se ha dividido en 4 capítulos, así:

El capítulo I.- Generalidades. Trata aspectos generales como ubicación accesibilidad, clima, antecedentes, organización, los cuales permiten conocer su situación actual de la mina.

El capítulo II.- Geología describe la geología regional, local y económica, donde se determina la cantidad de reservas minerales, como las leyes que posee el yacimiento y que constituye la base para la explotación planteada.

El capítulo III.- Aplicación de Taladros largos en la explotación de la Mina Shuntur, constituye el capítulo central del trabajo y trata de los aspectos técnicos tendientes a la aplicación del método de explotación que se propone en la Mina Shuntur.

El capítulo IV.- Aspectos económico financieros considerados en la aplicación del Método de Subniveles con taladros largos. Hace un análisis de los costos que originará la aplicación del método, las inversiones requeridas y en base a los indicadores económicos elaborados determina que el proyecto es rentable y justifica su ejecución.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1. UBICACIÓN Y ACCESO.

La Mina Shuntur se encuentra ubicada entre los paraje Cajo y Yuraccancha 23 Km. al NW en línea recta de la ciudad de Huaráz, distrito de Pira, provincia de Huaráz, departamento de Ancash, a una altitud de 3,345 m.s.n.m entre las coordenadas geográficas (ver plano N°1)

Latitud 9° 26' 30" Sur

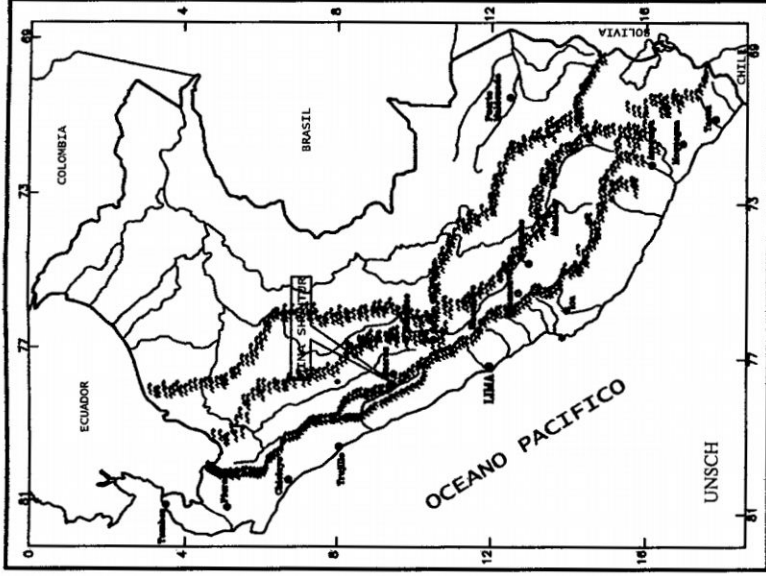
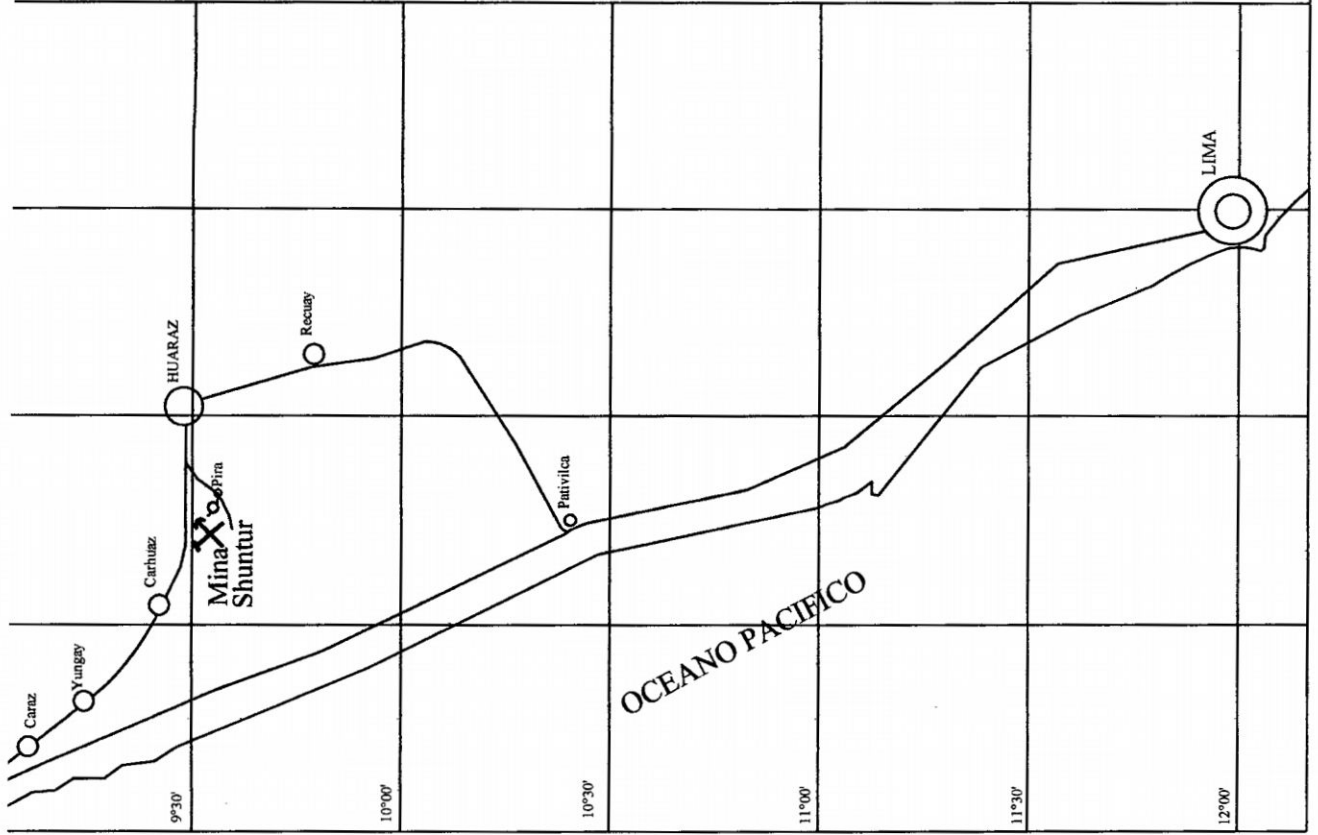
Longitud 77° 35' 10" Oeste

y coordenadas UTM:

8941.180 N 200745 E

La planta concentradora se halla ubicada en el margen izquierdo del Río Pira.

El acceso a esta mina desde la ciudad de Huaráz se realiza de la siguiente manera:



FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

UBICACION Y ACCESO

MINA SHUNTUR

DIBUJO: E. R. Barzola Chauca	ESCALA: 1/6750,000	PLANO
	FECHA: Julio 2012	1

TRAMO	TIPO DE CARRETERA	DISTANCIA KM	TIEMPO HORAS
Lima – Huaráz	Asfaltada	387	6.0
Huaráz - Pira	Afirmada	60	2.0
Pira – Mina	Trocha carrozable	4	0.1
Total		451	8.1

1.1. CLIMA Y VEGETACIÓN.

En esta parte de la cordillera de los andes, se presenta dos estaciones bien definidas, una estación húmeda entre los meses de noviembre a abril, caracterizado por precipitaciones de lluvia y granizo, donde la temperatura es de 24°C durante el día y de 10 °C durante la noche. La otra estación es seca entre los meses de mayo a octubre, donde la temperatura en el día es de 16°C y en la noche baja 7°C.

La vegetación en la zona consta de árboles de tallo alto como: eucaliptos y quenuales que crecen en la quebradas y pequeños arbustos propios de de esta región.

1.2. ANTECEDENTES.

La Mina Shuntur fue prospectada el año 1973 por el Banco Minero del Perú, dentro de su política de fomentar el desarrollo minero en la región de Ancash. En esa oportunidad se realizaron trincheras y pequeños inclinados, lográndose tomar muestras que fueron analizados en el laboratorio del BM, cuyos resultados fueron de bastante interés económico.

En el año de 1980 es pedido como concesión al estado por el Sr.

Alberto Quintana, que luego de aceptado, se apertura la galería en el nivel-0 manto Sagitario, desarrollándose 150 m. y un tajo, obteniéndose más de 1,000 TM, de mineral que fueron enviados a la Planta Concentradora de Catac en Recuay. Esta mina posteriormente es abandonada por problemas económicos.

El año 2004, la mina pasa a manos de la Empresa Shuntur S.A.C, quién explota la mina con una producción de 50 TMD y luego de construido la planta concentradora aumenta su producción a 200 TMD para luego llegar a extraer 250 TMD de los mantos Sagitario, Esperanza y Diamante. Actualmente se tiene proyectado mecanizar la mina y ampliar la planta concentradora.

1.3. OBJETO DEL TRABAJO.

OBJETIVO ESPECIFICO:

El presente trabajo es para contribuir a la productividad de la empresa haciendo las operaciones de explotación sean eficientes y de bajo costo, mediante la aplicación de taladros largos dentro del método de explotación de subniveles.

OBJETIVO GENERAL:

Constituir un modelo de explotación de subniveles y Pilares en la explotación de mantos mineralizados.

Servir al suscrito como tema de tesis, para optar el título de ingeniero de minas.

1.4. MÉTODO DE TRABAJO.

El desarrollo del presente trabajo comprende dos etapas.

A.- Recopilación de información básica:

Comprende toma de muestras rocosas y otros datos relacionados al tema a desarrollarse.

B.- Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de la muestra tomadas, procesamiento de datos obtenidos, elaboración de planos y cuadros geotécnicos por labores y finalmente la redacción de tesis.

1.5. JUSTIFICACIÓN.

Debido a la baja de precios de los metales básicos, debido a la crisis económica mundial y el constante incremento de los costos, es de necesidad mecanizar la explotación a fin de lograr la eficiencia y productividad, lo cual dará como resultado la rentabilidad esperada por la empresa.

1.6. RECURSOS.

A. RECURSO NATURAL:

El mineral existente en el yacimiento, constituye el principal recurso natural y que es objeto del presente trabajo.

B. RECURSOS HIDRICOS:

El agua es escasa en la zona y para trabajos de mina y uso en campamentos, es captado de puquiales y de la laguna Huiñoc que son almacenados en reservorios, de donde se distribuye mediante tuberías.

C. RECURSO HUMANO:

Mano de obra no calificada es abundante en la zona, los pobladores tienen cierta experiencia en trabajos mineros, en cambio la mano de obra calificada es escasa, por lo que es llevada de otros lugares.

1.7. FISIOGRAFIA.**A.- FISIOGRAFIA REGIONAL.**

La Mina Shuntur está ubicado en la cordillera occidental andina, la misma que en Ancash está dividida en tres elementos bien definidos, que corren paralelos en dirección Noreste – sudeste: la Cordillera Blanca, el valle del Río Santa y la Cordillera Negra.

La Cordillera Blanca es llamada así porque sus picos, muchos de los cuales superan los 6,000 msnm, están perpetuamente cubiertos de nieve. El Nevado Huascarán, el pico más elevado del Perú con una altitud de 6,768 msnm, es parte de esta cadena.

El valle del Río Santa en la zona del proyecto, tiene aproximadamente 165 Km. de largo, desde las nacientes del Río Santa hacia el sur hasta el Cañón del Pato al norte. El valle separa a la Cordillera Blanca, que se ubica al este, de la Cordillera Negra al oeste. La Cordillera Negra,

llamada así debido a su falta de nevados y glaciares, es una cadena montañosa con picos que no alcanzan los 5,000 msnm.

B.- FISIOGRAFIA DEL AREA DE LA MINA.

En el área de la mina se han identificado tres unidades fisiográficas: la meseta alto andina, el valle de erosión y el cañón de erosión. La meseta alto andina se caracteriza por una topografía ondulante a moderadamente empinada. La mina debido a su elevación de 4,000 msnm se encuentra en esta última unidad fisiográfica.

1.8. HIDROLOGIA.

En la región de la mina Shuntur, las aguas drenan a la cuenca del Pacífico, como es el río Santa, el cual a su vez es tributario el Río Pira, que se halla a 2.5 Km. del yacimiento.

1.9. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.

La Mina Shuntur, está organizado bajo los lineamientos de una administración lineal, donde las jerarquías y responsabilidades están claramente definidos como puede observarse en organigrama (Lámina N° 1). Este tipo de organización ha dado resultados positivos, por lo que se continúa aplicándose. Por otro lado las diferentes contratas tienen a su vez su organización propia.

LAMINA N° 01: ORGANIGRAMA MINERA SHUNTUR SAC

DIRECTORIO ACCIONISTAS

GERENTE GENERAL

GERENTE DE OPERACIONES

SUPERINTENDENTE GENERAL DE MINA

JEFE DE MINA

EMPRESAS MINERAS ESPECIALIZADAS MINA

J. SEGURIDAD M. AMBIENTE

ASISTENTE

INSPECTORES

JEFE GEOLOGIA

ASISTENTE DE JEFE GEOLOGIA

MUESTRADORES

JEFE DE PLANTA

ASISTENTE DE PLANTA CONGETRADORA

EMPRESA ESPECIALIZADA EN PLANTA

JEFE DE FABRICACION Y SUMINISTROS

ASISTENTE

ADMINISTRACION

ASISTENTE DE ADMINISTRADOR

TRABAJADORES DE ALMACEN

J. MANTENIMIENTO Y ELECTRICIDAD

ASISTENTE

MECANICOS Y ELECTRICOS

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL.

Esta parte de la Cordillera Negra, está constituida mayormente por sedimentos los mesozoicos bastante plegados, encima una cobertura volcánica Cenozoica ondulada, intruídos por rocas intrusivas constituidos por granodioritas y tonalitas, que es parte del Batolito costanero.

En la zona del yacimiento, las rocas más antiguas que se tienen, son sedimentarias de edad cretácica, depositadas en ambiente marino somero, que han sido intensamente plegadas producto de una tectónica compresiva. Luego ocurre una fase distensiva, que favoreció el desplazamiento de rocas volcánicas sub-aéreas durante el Terciario. Se tiene reconocido cuatro unidades volcánicas que han sido cortadas por

brechas volcánicas e intrusiones porfíricas sub-volcánicas.

En la cordillera negra se observa que superponiéndose a los sedimentos con fuerte discordancia angular y erosional se emplazan los volcánicos del Grupo Calipuy (Ver plano N° 02).

2.1.1 ESTRATIGRAFIA.

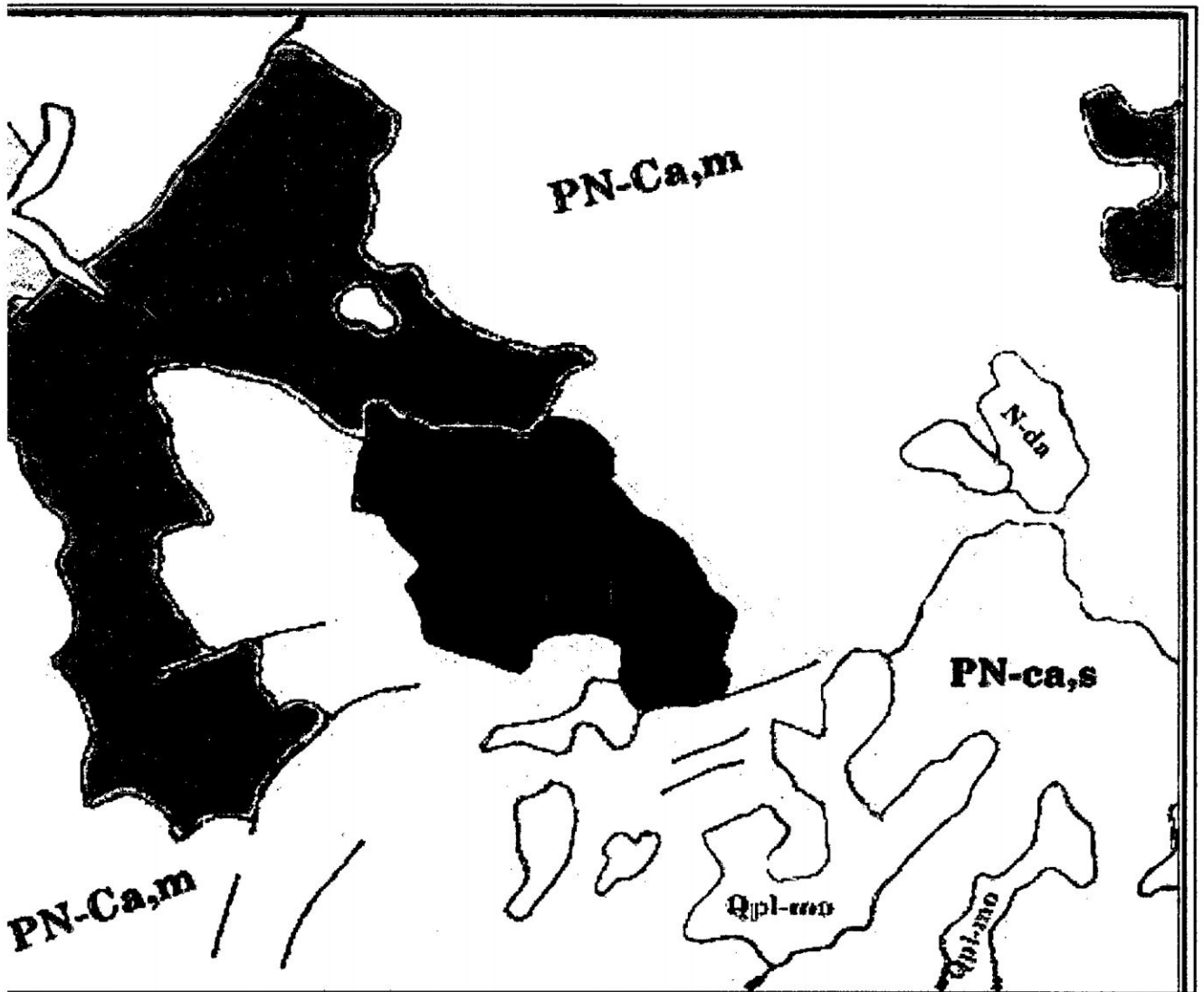
A.- ROCAS SEDIMENTARIAS:

La secuencia estratigráfica es la siguiente:

FORMACION CARHUAZ – SANTA (Ki-sa-ca).

La Formación Santa, es de facies marina y suprayace concordantemente o con ligera discordancia paralela a Chimú. Se compone de calizas y margas oscuras, intercaladas con lutitas negras y grises fosilíferas. Su grosor varía de 100 a 350 m. es de edad valanginiana superior.

La Formación Carhuaz, es una formación mayormente continental. Consta de una espesa secuencia de lutitas arenosas, areniscas de colores parduscos a rojizos en capas finas a delgadas. Solamente la parte inferior contiene algunas intercalaciones de calizas marinas y niveles de yeso. Tiene un grosor variable desde algunos cientos de metros hasta un máximo de 1,500 m. la edad que se le asigna es valanginiana superior- aptiana.



LEYENDA	
	Depósitos superficiales
	Duocitas
	Tonalita y granodiorita pira
	Pórfido cuprífero
	Conglomerado porfirítico
	Ferrocianuro de Suroeste

UNSCH		
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL		
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
GEOLOGIA REGIONAL		
MINA SHUNTUR		
GEOLOGIA: INGEMMET	ESCALA: 1/10,000	PLANO N°
DIBUJO: E.R. Barzola Chauca.	FECHA : SETIEMBRE 2012	02

B.- ROCAS INTRUSIVAS.**TONALITA - GRANODIORITA PIRA (P-to/gd-pi).**

Es una roca intrusiva que está compuesto por plagioclasa, cuarzo, horblenda, feldespatos potásico, biotita, de color gris claro de textura granular, que se ha originado por la fusión de las rocas a grandes profundidades. Aflora en el área de Pira y parte de la Mina Shuntur. La presencia de feldespatos potásico confirma que es una granodiorita, que en realidad existe una variación desde tonalita a granodiorita. La edad de este intrusivo es del Paleógeno de la era del cenozoico.

PORFIDO CUARCIFERO (P-pc).

Al oeste de la mina y en inicio de la quebrada Chacchón, existe pequeños afloramientos a manera de Stock de roca compuesto de cuarzo, diseminados en una matriz de roca más fina. La roca también es de edad paleógeno.

DACITAS (N-da):

Al este de la mina, en dirección de la ciudad de Huaraz, existe stocks de dacita, que es una roca efusiva, compuesto por plagioclasa, cuarzo, feldespatos potásico, horblenda, piroxeno, de color gris claro, de grano muy fino. La edad de esta roca se le asigna al paleógeno.

C.- ROCAS VOLCANICAS.

VOLCANICOS CALIPUY MEDIO (PN-ca-m):

Litológicamente consiste de una espesa serie de derrames y piroclásticos, mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos, estratificados en bancos medianos a gruesos de colores grises y verdosos. Localmente contienen intercalaciones de capas delgadas de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas. En la zona cubre gran parte del distrito de Pira continua a lo largo de la cordillera negra. Este volcánico es del cretáceo superior – Terciario Inferior. En el área de la mina, se presentan el miembro medio y más al este el miembro superior que mayormente está conformado por derrames lávicos.

D.- CUATERNARIO.

DEPOSITOS MORRENICOS (Qpl-mo).

El afloramiento de rocas volcánicas terciarias del grupo Calipuy, hace de esta zona de notable interés, pues es conocido que estas rocas volcánicas están ligadas a fases de mineralización económica en diversas áreas.

El cuaternario está constituido por depósitos aluviales y coluviales que se hallan en las quebradas, planicies y alrededor de las lagunas.

2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

Las fallas mayores son de dirección NW cortadas por el sistema NE.

Las de segundo orden son de dirección EW y NS, ambas

probablemente son sistemas de distensión. Un último evento ha generado fallas normales de bajo ángulo que generalmente buzcan hacia el sur. Las zonas que probablemente han sido conductos de la mineralización son la intersección de los sistemas NW y NE, las fallas EW y NS.

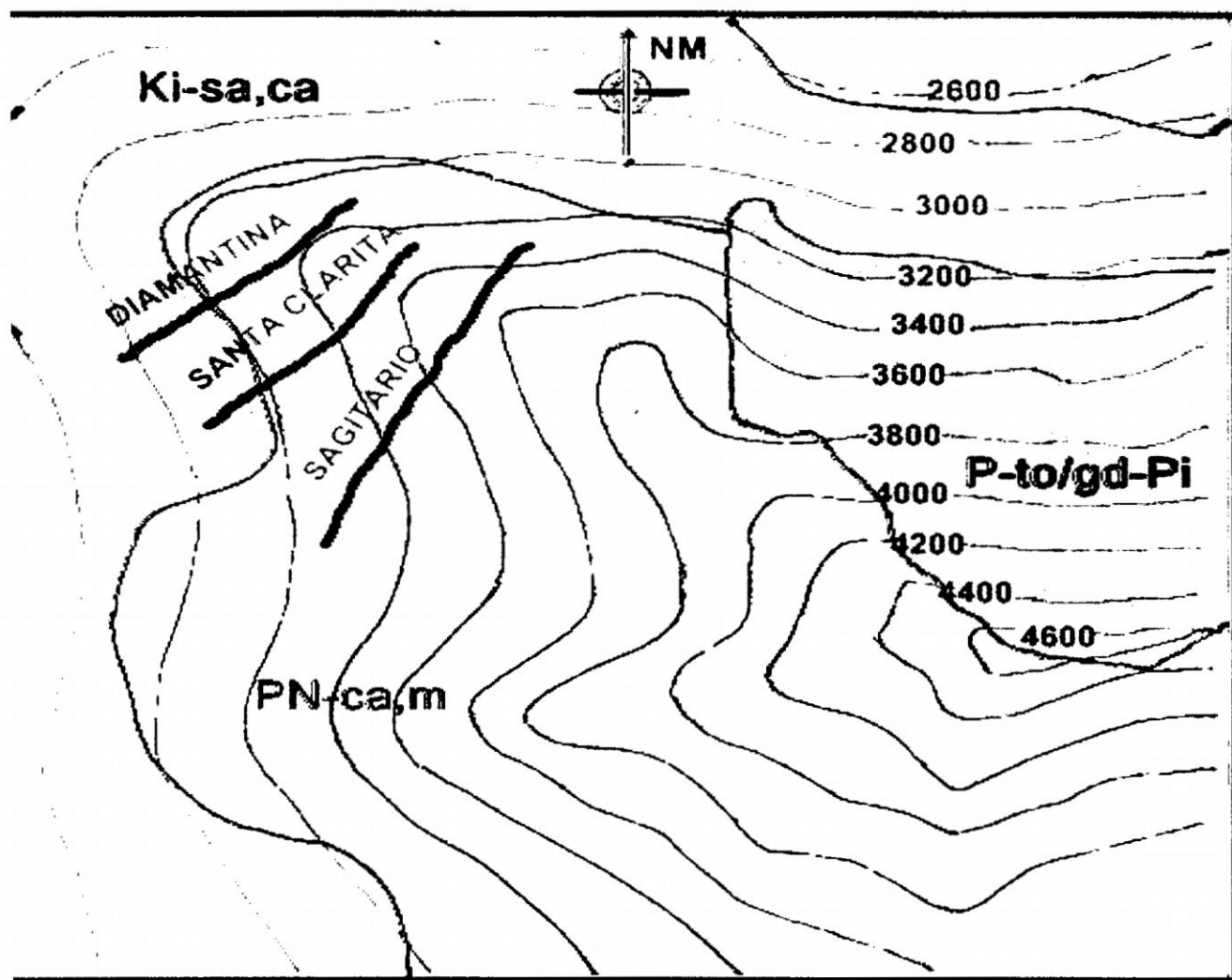
2.3 GEOLOGÍA LOCAL.

El yacimiento de Shuntur se halla emplazado en las rocas sedimentarias de la Formación Santa-Carhuaz y rocas volcánicas del Grupo Calipuy (miembro medio), intruídos por la tonalita Pira (ver plano N° 03). La mineralización se presenta en mantos con potencias de 3 a 5 m. con buzamiento de 30° a 45°SE y en longitudes que sobrepasan los 500 m. Las cajas están conformadas por calizas de color gris oscura, que se hallan en capas de 30 m. a 40 m. de espesor y con algunas fracturas y alteradas por la acción hidrotermal. Sobre los mantos de calizas se encuentran las andesitas dacíticos del Grupo Calipuy.

En cuanto a la geología estructural local en el área del yacimiento se tiene la presencia de dos tipos de fallas:

Falla Pre-Mineral

Las fallas pre-mineral se observa en el área de Sagitario, como las vetas ubicadas al NE de la labor Esperanza que se presentan en rumbo NW-SE y N50E. La veta N^o2 tiene un rumbo aproximado de E-W y casi vertical. En esta zona también hay otras estructuras menores con rumbos y buzamientos diversos.



UNSCH		
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL		
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
GEOLOGIA LOCAL		
MINA SHUNTUR		
GEOLOGIA: E. Alvarez A.	ESCALA: 1/2,000	PLANO N°
DIBUJO: E.R. Barzola Chauca.	FECHA : SETIEMBRE 2012	03

LEYENDA

	Grupo Galipuy medio
	Formación santa carhuaz
	Tonalita/grandiorita Pira
	Contacto geológico
	Estructura mineralizada

Falla Post-Mineral

Estas fallas localmente son cortas o están cubiertas y presentan rumbos y buzamientos no definidos como para denominar algún sistema, pues no presentan un patrón aparente definido y los saltos o desplazamientos no son muy notorios, tal vez a la forma del yacimiento.

Sagitario, se encuentra limitado por dos fallas post-mineral definidas, que limitan el skarn con la andesita porfiritica del Calipuy; al norte es de rumbo $N50^{\circ}-70^{\circ}W$ y buzamiento $80^{\circ}-40^{\circ}NE$ y al sur por una falla de rumbo E-W y buzamiento de $68^{\circ}-85^{\circ}S$.

En Señor de los Milagros se observa dos fallas abiertas, casi paralelas, que cerro arriba se pierden o se hallan cubiertas (rumbo $N80^{\circ}E$, buzamiento $80^{\circ}SW$). En el tajo 770 se observa una falla $N60^{\circ}E$ casi vertical, que limita la mineralización en el extremo NW.

2.4 GEOLOGÍA ECONOMICA.

2.4.1 GENESIS.

El yacimiento es de origen hidrotermal, donde el mineral se ha depositado en la roca calcárea de la formación Santa-Carhuáz, constituyendo mantos de mineral.

2.4.2 FORMA Y TIPO DE YACIMIENTO

Las estructuras mineralizadas que ocurren en el área de la mina SHUNTUR por su ocurrencia estructural, textura, mineralización,

alteración y litología, corresponde al tipo meta somático de contacto (entre volcánicos sedimentarios e intrusivos) emplazado en la brecha de Calipuy (San Paolo- Sr de los Milagros, Zorro Mesa), vetas (Abundancia, Zorro y Huaracayoc) Y Skarn cálcico (Sagitario, Curva Santa Rosa).

El metasomatismo se debe posiblemente a la intrusión del Stock Pira de naturaleza grano-diorítica, que es la fuente de los fluidos hidrotermales necesarios que circularon a lo largo de poros intergranulares, fracturas pre-existentes, así como microfracturas.

2.4.3 MINERALIZACIÓN:

El mineral está constituido por argentita ($S\text{Ag}_2$), la galena ($S\text{Pb}$), calcopirita ($S_2\text{FeCu}$) y la blenda ($S\text{Zn}$), que comprende la mena y el mineral de ganga está conformado mayormente por cuarzo y trazas de illita, caolinita, barita, alunita, pirita, enargita, tetraedrita, hematina, goetita y acantita.

2.4.4 ZONEAMIENTO.

El zoneamiento de la mineralización en el yacimiento se presenta tanto vertical como horizontal.

En los niveles superiores de la mina la ley de plata supera las 3 Oz/TM, igualmente aumenta el Plomo y disminuye en los niveles inferiores, en cambio aumenta el Zinc, como también el cobre; sin embargo más abajo debe disminuir el Zn. En lo que respecta al zoneamiento horizontal, en

la parte central del yacimiento las leyes de plomo, plata y zinc se mantienen estables, en cambio en los extremos del yacimiento aparece a calcopirita y desaparecen los demás minerales.

2.4.5 ALTERACIONES.

En el contacto del mineral y cajas se presenta la alteración hidrotermal constituida por la silicificación, dando como resultado la formación de un skarn incipiente.

Por otro lado las rocas que se presentan en el área de la mina, han sido afectadas por alteración supergénica, dando como resultado la formación de goetita y limónitas que dan una coloración amarillenta característica.

2.4.6 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Las estructuras mineralizadas y que actualmente vienen siendo explotadas son:

MANTO SAGITARIO:

Este manto tiene una potencia de 5.2 m. con rumbo de N 30° E y buzamiento de 45° SE y ha sido desarrollado en subterráneo 350 m. y explotado en los niveles: Niv-0 y Niv -1. La mineralización de mena está constituida por galena, blenda, chalcopirita y argentita.

La mineralización en Sagitario es en skarn, vetas cruzando Skarn y vetas al contacto de skarn y andesita. Por el norte el skarn es limitado por arenisca, al este por la veta N⁰2, al sur y sureste por andesita porfiritica.

MANTO SANTA CLARITA:

El manto Santa Clarita es paralelo al manto Sagitario, tiene una potencia de 4.50 m. con rumbo de N 35° E y buzamiento de 42° SE y se tiene desarrollado en subterráneo 260 m. y explotado en el nivel 0. Tiene valores altos de Zinc y Cu.

MANTO ESPERANZA:

El manto Esperanza se halla desarrollada 270 m. tiene una potencia de 4.8 m. y leyes altos en Pb y Zn. Su rumbo es de N 40° E y buzamiento 43° SE. Se viene explotando en los niveles: Niv-1 y Niv-0. Contiene valores apreciables de cobre.

MANTO DIAMANTINA:

El manto Diamantina se halla al SE del manto Esperanza y ha sido desarrollado en subterráneo en una longitud de 300 m. Tiene un rumbo de N 46° E y buzamiento de 37° SE. Tiene valores altos en plata y plomo.

EL CUERPO MINERALIZADO SAN PAOLO – SEÑOR DE LOS MILAGROS:

Alargado en dirección N80°E, su afloramiento es de aproximadamente 230 m de largo x 80 m. de ancho y es conocido unos 280 m vertical (superficie 3820 m.s.n.m) al oeste y sur es veta – fallas y al este es tapado también por andesita porfirítica.

2.5 RESERVAS MINERALES.

Las reservas minerales cubicadas al 30 de junio del 2012, alcanzan los 218,900 TMS, conforme se detalla en el cuadro siguiente:



CUADRO N° 2.5A
RESERVAS MINERALES PROBADAS MINA SHUNTUR
30 DE JUNIO DEL 2012

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Sagitario	5.20	74,400	3.95	0.85	5.40
Santa Clarita	4.50	21,000	3.44	1.12	5.10
Diamantina	4.10	36,000	2.61	0.52	4.76
Esperanza	4.80	25,500	2.88	0.63	4.24
TOTAL		156,900			
PROMEDIO	4.65		3.40	0.77	5.02

CUADRO N° 2.5B
RESERVAS MINERALES PROBABLES MINA SHUNTUR
30 DE JUNIO DEL 2012

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Sagitario	5.00	34,600	3.85	0.83	5.30
Santa Clarita	4.20	8,900	3.31	0.97	5.10
Diamantina	4.00	10,500	2.50	0.51	4.66
Esperanza	4.60	9,100	2.75	0.61	4.17
TOTAL		63,100			
PROMEDIO	4.45		3.39	0.76	5.00

CUADRO N° 2.5C
RESUMEN RESERVAS MINA SHUNTUR
30 DE JUNIO DEL 2012

CATEGORIA	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Probado	4.65	156,900	3.40	0.77	5.02
Probable	4.45	63,100	3.39	0.76	4.98
TOTAL		220,000			
PROMEDIO	4.55		3.40	0.77	5.01

2.6 POSIBILIDADES GEOLÓGICAS DEL YACIMIENTO.

El yacimiento de acuerdo a los sondajes realizados, en el Manto Sagitario presenta mineralización económica hasta los - 300 m. y actualmente se viene trabajando en el Nivel -2, que corresponde a una distancia de -100 m por lo que falta explotar 200 m. restantes.

Las otras estructuras faltan ser prospectados, sin embargo como en el caso anterior deben profundizar hasta la cota donde termina la Formación Santa Carhuaz.

Por lo expuesto el yacimiento tiene un gran potencial mineralógico y puede contener reservas que prolongará la vida de la mina por varios años.

CAPITULO III

APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACION DE LA MINA SHUNTUR

3.1 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA.

3.1.1 MAPEO GEOMECÁNICO SUBTERRÁNEO.

La mina cuenta con el Departamento de Geotecnia, que es el encargado de realizar el mapeo geológico de las diferentes labores subterráneas, el mismo que contiene la delimitación de los dominios estructurales, basado en la calidad de la roca del macizo. Además se ha hecho el logueo geomecánico y geológico de los taladros diamantinos que han cortado la secuencia donde se ubica la estructura mineralizada. El mapeo geomecánico nos permite caracterizar la calidad de la masa rocosa del área en estudio y se efectuó teniendo como base las tablas geomecánicas propuestas por Bartón y Bieniawski, para cuyo trabajo de

campo se ha dividido el macizo a lo largo de la galería en “Dominios estructurales”, los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares y orientaciones distintas. El mapeo se realizó por línea de detalles, técnica bastante aplicada que consiste en colocar una wincha en la cara de la excavación y cada metro ir registrando las discontinuidades existentes, anotando sus características, pues el comportamiento mecánico del macizo rocoso se determina por el número de familias que se intercepta en un punto.

El análisis detallado de las estructuras geológicas, debe comprender el uso de proyecciones estereográficas, diagramas de puntos y frecuencias, que permita representar la posición y la dirección preferencial del fracturamiento que presenta el macizo rocoso. Con los datos geomecánicos obtenidos se realiza la clasificación geomecánica de las labores subterráneas y de acuerdo a esto diseñar la labor y el tipo de sostenimiento que el tramo requiere.

3.1.2 DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

A. DENSIDAD:

Se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca.

En Shuntur, se tiene diferentes rocas como: granodiorita, diorita y tonalita en la zona de mineralización encontramos el cuarzo y el mineral.

DESMONTE	DENSIDAD
Granodiorita	2.62 - 2.67
Tonalita	2.57 - 2.62
Andesita	2.50 - 2.55
Calizas	2.48 - 2.53
Promedio	2.6
ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	DENSIDAD (gr/cc)
Ganga	2.40
Mineral	4.40 - 5.20
Promedio	3.60

B. POROSIDAD:

Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente, la porosidad se expresa siempre en porcentajes de volumen aparente del sólido tomado como unidad, porque, considera a todos los huecos que existe en la roca.

C. ABSORCIÓN:

Es la capacidad de las rocas para saturarse de agua, los mismos que se determina mediante un recipiente de saturación en el que se coloca una muestra seca a la que se agrega agua a determinados intervalos de tiempo(hasta 1/3 de su altura al inicio, luego hasta 2/3 a las 2h y cubriéndolas totalmente a las 20h para después efectuar una serie de pesadas hasta llegar a encontrar entre ellas diferencias

menores da 0.1 gr. punto en la que se considera que el material está embebido a peso constante.

En el siguiente cuadro se indica los valores de absorción y porosidad de las rocas existentes en la mina Shuntur.

ROCA	ABSORCIÓN (%)	POROSIDAD (%)
Granodiorita	0.36	0.50
Tonalita	0.40	0.52
Andesita	0.32	0.48
Calizas	0.52	0.65

3.1.3 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

A. RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAIXIAL.

ROCA	σ_c (Kg/cm ²)	σ_c (Mpa)
Granodiorita	1,840	180.40
Tonalita	1,730	169.6
Andesita	1,923	188.5
Calizas	1,410	138.2

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. Caso de la mina Shuntur se pudo clasificar de la siguiente manera:

B. CONSTANTES ELASTICAS :**MÓDULO DE YOUNG O DE ELASTICIDAD (E)**

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse. Los datos del módulo de elasticidad en Shuntur se obtienen de los ensayos sometidos en el laboratorio de mecánica de rocas.

COEFICIENTE DE POISSON (ν)

Es el radio de contracción transversal a expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

Los valores que se tienen de las constantes elásticas de las rocas existentes en la Mina Shuntur son:

ROCA	E (Kg/cm ²)	ν
Granodiorita	3.22 x 10 ⁵	0.24
Tonalita	3.00 x 10 ⁵	0.23
Andesita	3.36 x 10 ⁵	0.25
Calizas	2.46 x 10 ⁵	0.21

C. ENSAYO DE CORTE DIRECTO.

Ensayo tendiente a determinar el ángulo de fricción y cohesión de las discontinuidades. Su aplicación es para determinar la capacidad portante de la roca y diseño de taludes. Los valores obtenidos de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas dan el siguiente resultado.

ROCA	COHESION (Kg/cm ²)	ANGULO DE FRICCIÓN (°)
Granodiorita	2.40	30
Tonalita	2.30	30
Andesita	2.00	31
Calizas	1.90	28

D. VELOCIDAD SÓNICA DEL MACIZO ROCOSO.

Es la velocidad a la cual una roca transmitirá las ondas de compresión. Como a este tipo corresponden las ondas sonoras también se le refiere como velocidad de onda longitudinal.

Las velocidades de onda medidas en laboratorio de las rocas en estudio resultaron.

ROCA	VELOCIDAD DE ONDA (m/seg)
Granodiorita	52,450
Tonalita	5,126
Andesita	4,980
Calizas	4,367

3.2 DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS.

El macizo rocoso donde se encuentra emplazado el yacimiento está Shuntur está conformado por rocas como: la granodiorita, tonalita, andesita y calizas. Esta litología existente dentro del macizo, tienen características diferentes y es un factor importante en la estabilidad de las aberturas subterráneas a construirse, además el macizo a los esfuerzos a que fue sometido en épocas pasadas se encuentra perturbada y prueba de ello es la presencia de diaclasas, fracturas y fallas.

En la Mina Shuntur, las labores mineras se hallan actualmente a profundidad de 280 m., encontrándose el nivel más bajo a la cota de (3,800 ms.n.m), por lo que la carga litostática ejercerá un esfuerzo vertical sobre las labores mineras, cuya magnitud sobre las paredes se debe determinar y de acuerdo a esto tomar las previsiones del caso sobre la estabilidad.

Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ($K = \sigma_v/\sigma_h$). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente fórmula:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{Z} + 0.5$$

Donde Z es la altura de la sobrecarga.

Para nuestro caso:

El túnel tiene una sección de 3.50 x 3.50 m. se encuentra a 280 metros de profundidad. La máxima concentración de esfuerzos que ocurrirá alrededor del túnel será:

$$Z = 280 \text{ m}$$

$$\frac{100}{280} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{280} + 0.5$$

$$0.36 + 0.3 \leq K \leq 5.36 + 0.5$$

$$0.66 \leq K \leq 5.86$$

Los caso a presentarse será $K = 0.39$ $K = 1$ $K = 5.86$

Para el caso de una abertura de 3.50 x 3.50, la máxima concentración de esfuerzos será:

Esfuerzo vertical (σ_v):

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \Rightarrow \sigma_v = 2,600 \text{ Kg/m}^3 \times 280 = 72.80 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo horizontal (σ_h)

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

Para $K=0.39$:

$$\sigma_h = 0.39 \times 72.80 = 28.39 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 72.80 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo máximo $\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$

$$\sigma_m = 3 \times 28.39 - 72.80 = 15.37 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$\sigma_m = 3 \times 72.80 - 28.39 = 195.81 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

Esfuerzo de compresión bóveda = 69.50 Kg/cm²

Esfuerzo de compresión paredes = 15.37 Kg/cm²

Para K=1.00:

$$\sigma_h = 1 \times 72.80 = 72.80 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 72.80 \text{ Kg/cm}^2 \quad \Rightarrow \sigma_v = \sigma_h$$

Esfuerzo máximo $\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$

$$= 3 \times 72.80 - 72.80 = 145.60 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 72.80 - 72.80 = 145.60 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

Esfuerzo de compresión bóveda = 145.60 Kg/cm²

Esfuerzo de compresión paredes = 145.60 Kg/cm²

Para k = 5.86

$$\sigma_h = 5.86 \times 72.80 = 426.61 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 72.80 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo máximo $\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$

$$= 3 \times 426.61 - 72.80 = 1,207.03 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 72.80 - 426.61 = -208.21 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

Esfuerzo de compresión bóveda = 1,207.03 Kg/cm²

Esfuerzo de tracción paredes = -208.21 Kg/cm²

Como la resistencia de las cajas para el caso de la roca caliza es $1,410 \text{ Kg/cm}^2 >$ que el esfuerzo máximo compresivo, la abertura es estable.

Por otro lado la resistencia a la tracción de la roca caliza es de 169.2 Kg/cm^2 esta resulta menor que el esfuerzo de tracción en la paredes, por lo tanto las paredes en este caso se deberán reforzar con pernos de anclaje.

3.3 EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO.

En la evaluación del macizo rocoso se aplico los sistemas de clasificación de Bieniawski (RMR) y Barton (Q), obteniéndose el resultado siguiente:

Cuadro 3.3: Clasificación del Macizo Rocosos

TIPO ROCA	RQD %	Gc MPa	INDICE		
			RMR	Q	CALIFICACION
A	80 -90	150 - 200	65 - 75	15 -35	Bueno
B	55 - 65	40 - 140	45 - 57	5 - 9	Regular
C	30 - 40	15 - 30	25 -30	2 -4	Malo

3.4 SOSTENIMIENTO RECOMENDADO.

De acuerdo a los resultados de la evaluación geomecánica, se recomienda los siguientes tipos de sostenimiento a aplicarse en las labores de la Mina Shuntur.

Cuadro N° 3.4 Tipos de Sostenimiento

TIPO DE ROCA	RQD	RMR	Q	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO
II	91 – 100	81 – 100	40 – 100	Pernos ocasionales
II	76 - 90	61 – 80	10 - 40	Pernos 1.5 x 1.5 m.
III	51 - 75	41 – 60	4 - 10	Pernos 1.0 x 1.0 m.+ Shotcrete
IV	25 – 50	21 – 40	1 – 4	Cimbras metálicas a 1.5 m.

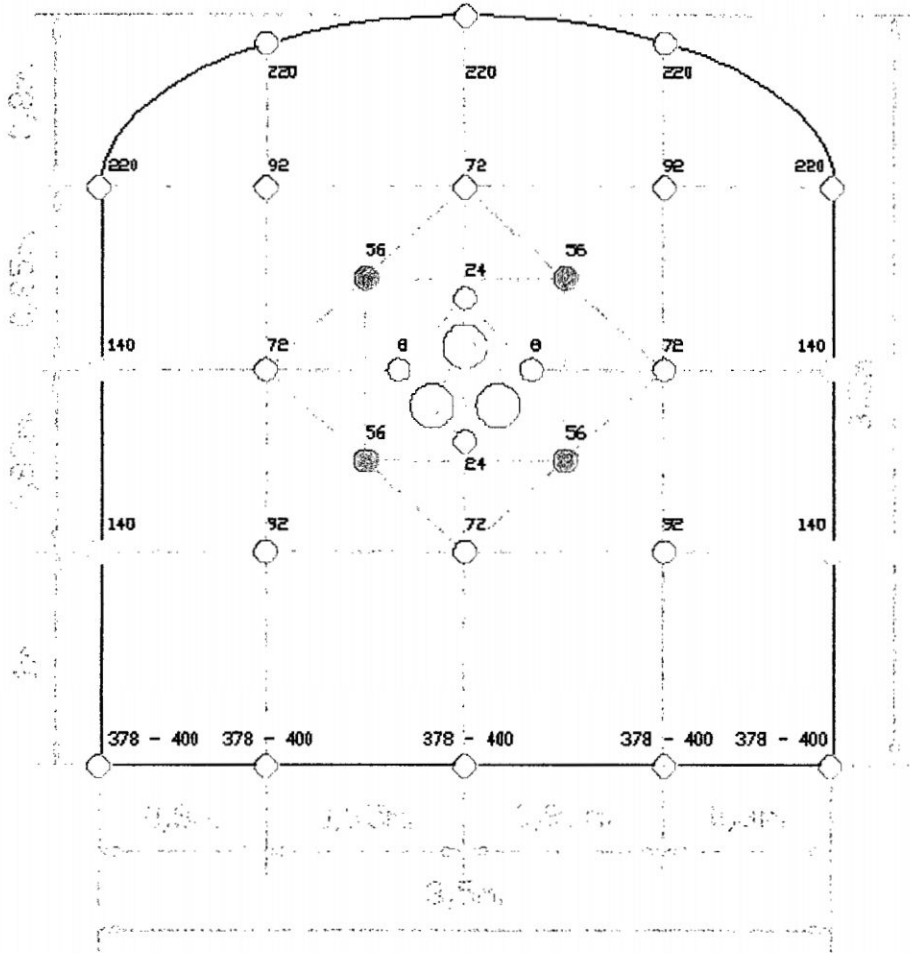
3.5 LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACION.

Los trabajos de desarrollos y Preparación de los Blocks mineralizados para la explotación minera se llevaran a cabo durante el año conforme a un programa establecido. Se avanzaran galerías, cruceros, Chimeneas-echadero, y subniveles en los niveles 1, "0", -1 y niveles inferiores de Sagitario y Señor de los Milagros.

los niveles arriba indicados, las zonas de explotación corresponden a los niveles de Sagitario y Señor de los Milagros respectivamente.

ASPECTOS TECNICOS EN LA PERFORACION DE FRENTES			
EQUIPO	:	JUMBO ROCKET BOOMER 281	
BROCA R-32 DE 2" DE DIAMETRO	:	51 Mm	
LONGITUD DE BARRA	:	14 Ft	= 4,27 m
LONGITUD EFECTIVA	:	12 Ft	= 3,66 m
DUREZA DEL MATERIAL	:	INTERMEDIA A DURA	
DENSIDAD DEL MINERAL	:	3 ton/m3	
DENSIDAD DEL DESMONTE	:	2,85 ton/m3	
SECCION	:	4,0 X	3,5
Nº DE TALADROS PERFORADOS	:	34	
Nº DE TALADROS DISPARADOS	:	31	
VOLUMEN ROTO	:	51,21 m3	
TONELAJE ROTO	:	153,62 Ton	
AVANCE EFECTIVA	:	3 M	
EFICIENCIA EN LA PERFORACION	:	86%	
EFICIENCIA EN LA VOLADURA	:	82%	
FACTOR DE CARGA	:	50 kg/m	= 3,57 kg/m3

MALLA DE PERFORACION SECCION DE 3.5 X 3.5

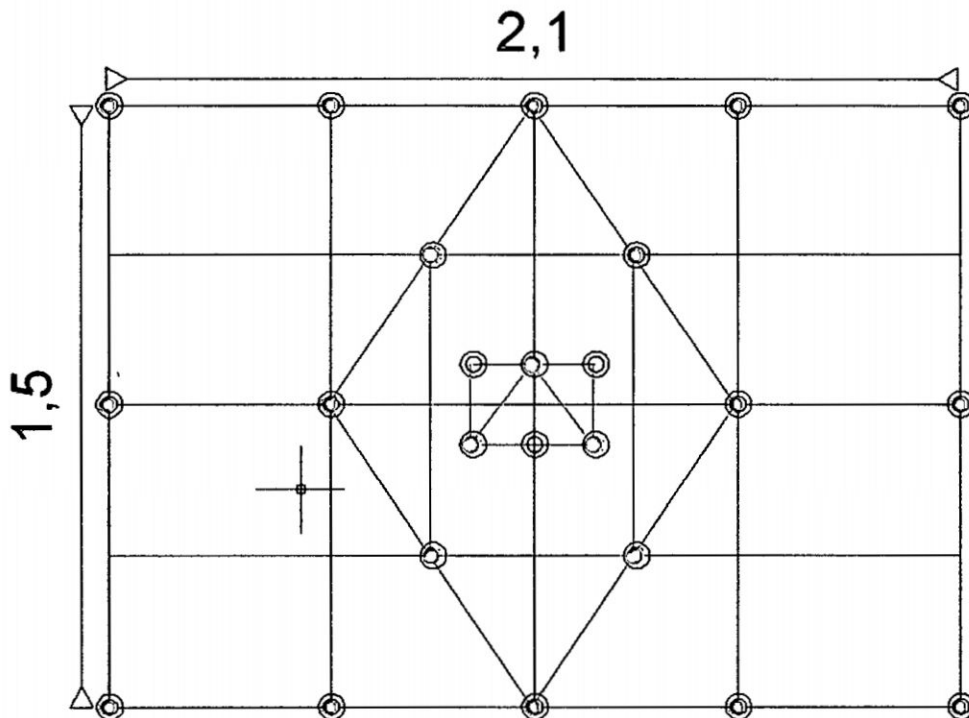


RETARDOS:	
8	200 ms.
24	600 ms.
36	1400 ms.
72	1800 ms.
92	2300 ms.
140	3500 ms.
220	5500 ms.
378	9450 ms.
400	10000 ms.

ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS UTILIZADOS POR DISPARO EN FRENTE	
ANFO	: 125 Kg
EMULSION 1 1/2"x12"	: 68 Uni
CARMEX DE 7'	: 2 Pza
CORDON DETONANTE 3,6P	: 25 M
DETONADOR NO ELECTRICO 4,20 m	: 31 Uni

CHIMENEAS

ASPECTOS TECNICOS			
EQUIPO	:	JACK LEG Y STOPER	
BROCA	:	38 Mm	
LONGITUD DE BARRA	:	6 Ft	= 1,83 m
LONGITUD EFECTIVA	:	5 Ft	= 1,52 m
DUREZA DEL MATERIAL	:	INTERMEDIA A DURA	
DENSIDAD DEL MINERAL	:	3 ton/m ³	
DENSIDAD DEL DESMONTE	:	2,85 ton/m ³	
SECCION	:	1,5 X	2,1
Nº DE TALADROS PERFORADOS	:	24	
Nº DE TALADROS DISPARADOS	:	21	
VOLUMEN ROTO	:	4,8006 m ³	
TONELAJE ROTO	:	14,4018 Ton	
AVANCE EFECTIVA	:	1,2 M	
EFICIENCIA EN LA PERFORACION	:	83%	
EFICIENCIA EN LA VOLADURA	:	79%	
FACTOR DE CARGA	:	9 kg/m	= 0,02 kg/m ³

MALLA DE UNA CHIMenea DE 2.1 x 1.5 m

ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS A UTILIZAR EN CHIMENEAS			
GELATINA DE 7/8" x 7"	:	0,081 kg/cartucho	= 126 Uni
CARMEX DE 7'	:	21 Pza	
MECHA RAPIDA	:	15 M	

3.6 ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

En la elección del método de subniveles con taladros largos se ha elegido teniendo en cuenta los parámetros generales que se indican en las tablas I y II.

3.7 LABORES PREPARATORIAS.

A. CRUCERO DE EXPLORACION (PIVOT).

Es una labor que se desarrolla a partir de la rampa principal y/o acceso para delimitar el cuerpo, tiene una sección de 3.5 m. x 3.5 m. con una gradiente máxima de $\pm 10\%$ y sirve para delimitar el cuerpo mineralizado.

B. BY PASS.

Es una labor que se desarrolla en material estéril, roca competente que sirve para la extracción del mineral volado, tiene una sección de 3.5 x 3.5 m. con una gradiente máxima + 3% y se halla ubicado en la base del block de explotación.

TABLA I: CLASIFICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION MINERA EN FUNCION DE LA GEOMETRIA Y DISTRIBUCION DE LEYES DEL YACIMIENTO

METODO DE EXPLOTACION	FORMA DEL YACIMIENTO				POTENCIA DEL MINERAL					INCLINACION			DISTRIBUCION DE LEYES			
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER	D		ER
														U	D	
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3	3		3
Hundimiento por bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	4	2		0
Cámaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1	3		1
Tajeo por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	4	2		0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3	3		3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1	2		1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3	3		3

M: Masivo T: Tabular I: Irregular E: Estrecho IT: Intermedio P: Potente MP: Muy Potente T: tumbado
 IN: Inclinado U: Uniforme D: Diseminado ER: Errático

TABLA II: CLASIFICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION ATENDIENDO A LAS CARACTERISTICAS GEOMECANICAS DE LA ZONA MINERAL

METODO DE EXPLOTACION	RESISTENCIA DE LAS ROCAS				ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES				
	P	M	A	MP	P	G	MG	T	IT	IN	T	IT	IN
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	4	0	4	3	0
Cámaras por subnivel	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4	0	2	4
Tajeo por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2	0	2	2
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2	3	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy pequeña P: Grande G: Grande MG: Muy grande

C. VENTANAS.

Es una labor de preparación ejecutado en la base del tajeo para la extracción del mineral. De sección de 3.5 x 3.5 m. construido desde el bypass hasta delimitar el cuerpo mineralizado.

La distancia entre ventana a ventana es de 10 m. con una gradiente de + 1.0%

D. GALERIA.

Se construye en mineral, de sección 3.5 x 3.5 m. con una gradiente de + 3 % en la parte superior e inferior del tajo y su función es delimitar el block de explotación.

E. SUBNIVELES.

Es la labor principal en el método de subniveles, se corre sobre el block de mineral a explotarse (tajeo) cada 15 m. y para dar facilidad de perforación al jumbo que ejecutará los taladros largos tiene una sección de 3.0 x 3.5 m.

F. Slot (cara libre).

Es una chimenea que se construye en el centro del block de explotación, se ejecuta como una chimenea de 1.50 x 1.50 m. y tiene una longitud de 20 m.

3.8 MÉTODO DE SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING) CON TALADROS LARGOS.

Método de minado conocido también como hundimiento por subniveles, se aplica cuando el mineral y la roca encajonantes son competentes, el ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares. Donde el mineral es arrancado a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, tiros radiales (SLS) o paralelos (SLS-LBH), el mineral se extrae a través de estocadas de carguío (puntos de extracción) perpendiculares a una zanja en la base del caserón.

VENTAJAS

- . Método muy económico
- . Alta productividad
- . Ningún consumo de madera
- . Gran seguridad durante las preparaciones
- . Buena ventilación.

DESVENTAJAS

- . Mayor preparación en función a los sub niveles
- . No es selectivo
- . Voladura secundaria frecuente (10% a 15% de bancos)
- . Scoops a control remoto vulnerables a accidentes.
- . Grandes cavidades vacías hasta concluir el relleno.

3.8.1 PREPARACION DEL METODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS.

La preparación para este método, consiste en disponer de un acceso principal denominado rampa principal de acceso, diseñar y ejecutar una rampa auxiliar en forma ascendente con una pendiente de +15.0% con la finalidad de acceder a la veta y construir el subnivel cada 15 m. de altura con una sección de 3.50 m. x 3.0 m a lo largo del tajeo y además construir los by pass hacia ambos extremos del tajeo cuya finalidad es de acceso para rellenar y extracción de mineral y finalmente se procede a delimitar el área de mineralización ensanchando la galería ejecutada a toda sección mineralizada.

3.8.2 EXPLOTACION DEL METODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS.

A).- PERFORACION DE TALADROS LARGOS.

Consiste en el arranque y extracción del mineral de la labor denominada tajeo cuyo procedimiento es como sigue:

Traslado del equipo de perforación al nivel superior, ejecución del slot (formación de cara libre), marcado de malla de perforación, ubicación de la perforadora, ejecución de taladros con longitud de 15.0 m.

El diseño inicia con la selección del nivel de perforación, la altura de la sección es función de la altura del equipo de perforación, el ancho de la sección de perforación es función de la potencia del cuerpo o veta, siendo el ancho mínimo de perforación 4 m, si la veta es mayor al ancho

mínimo de la labor, la perforación será radial, si la veta es igual al ancho de sección la perforación será en paralelo. Por razones geomecánicas de estabilidad no se cumple el segundo postulado, la perforación por lo general es radial.

Para determinar el burden y espaciamiento en el diseño de la malla de perforación existen diferentes modelos matemáticos que proporcionan valores aproximados para su aplicación, el que se va adecuando a la operación. Para el diseño es importante conocer algunas variables como características geomecánicas del macizo rocoso, geología regional, local y estructural, hidrología, etc., conociendo las condiciones del terreno podremos determinar la geometría del disparo, en función a las características físico-químicas explosivos, orden de encendido "retardos" para obtener una fragmentación requerida y control de la dilución.

El cálculo de los esquemas de perforación de taladros largos se realiza normalmente aplicando el modelo matemático de LANGEFORS.

Cálculo del Burden (B):

$$B = \frac{64}{33} \sqrt{\frac{c \times PRP}{c' \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Donde: B = burden (metros).

D = diámetro del barreno (mm.)

C' = constante de roca calculada a partir de C. Cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca.

ROCA	CONSTANTE DE ROCA
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75

f = factor de fijación:

Barrenos verticales f=1.0

Barrenos inclinados: 3:1 => f = 0.9

2:1 => f = 0.85

E/B = relación espaciamento/burden

&c = densidad de carga (Kg/dm³)

PRP = potencia relativa en peso del explosivo (1 – 1.4)

Datos:

D = 64 mm.

C' = C + 0.75

C' = 0.4 + 0.75 = 1.15

&c = 0.95

f = 1.0

PRP = 1.2

E/B = 1

$$B = \frac{64}{33} \times \sqrt{\frac{0.95 \times 1.2}{1.15 \times 1 \times 1}} = 1.94 \times \sqrt{\frac{1.14}{1.15}} = 1.92$$

B = 1.92 m.

Burden práctico = Bmax – (2 x D) x (0.02 x L)

D = 0.064 m.

L = 15 m.

B práctico = 1.92 – (2 x 0.064) – (0.02 x 15)

$$= 1.92 - 0.128 - 0.3 = 1.92 - 0.428$$

$$= 1.495 \text{ m. } \Rightarrow 1.50 \text{ m.}$$

B práctico = 1.50 m. \Rightarrow 1.50 m.

Espaciamiento E = 1.50 m.

Taco:

$$T = 0.7 B$$

$$T = 0.70 \times 1.50 = 1.05 \text{ m.}$$

Carga específica (Kg/m) = Densidad explosivo \times D.e² \times 0.507

Densidad anfo = 0.80

$$De = 64\text{mm} = 2.52 \text{ pulgadas}$$

$$\text{Carga específica (Kg/m)} = 0.8 \times 2.52^2 \times 0.507 = 2.57$$

$$\text{Longitud de carga} = 15\text{m} - 1.05\text{m} = 13.95\text{m}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 13.95\text{m} \times 2.57\text{Kg/m} = 35.85\text{Kg / taladro}$$

Volumen roto por taladro:

$$\text{Vol} = 1.50\text{m} \times 1.50\text{m} \times 15\text{m} = 33.75\text{m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 33.75\text{m}^3 \times 3.0 = 101.25\text{TM}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{36.24\text{Kg}}{33.75\text{m}^3} = 1.07\text{Kg / m}^3$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{36.24\text{Kg}}{101.25\text{TM}} = 0.36\text{Kg / TM}$$

La cantidad de taladros que se perfora para realizar una voladura es de 128, que producirá 12,960 TM de mineral.

Previa a la voladura se efectuara el levantamiento topográfico de los taladros perforados de los niveles superior e inferior (donde comienza y

termina) esto permite comparar entre los taladros programados y ejecutados determinando la desviación de los taladros.

Para la perforación de taladros Largos se cuenta con dos equipos Electrohidráulicos. Los cuales realizaran la perforación en la zona Sagitario y en la Zona Señor de los Milagros.

La perforación se realiza empezando en el subnivel inferior tanto hacia abajo como hacia arriba, con longitud de taladro de 15 m hacia ambos lados.

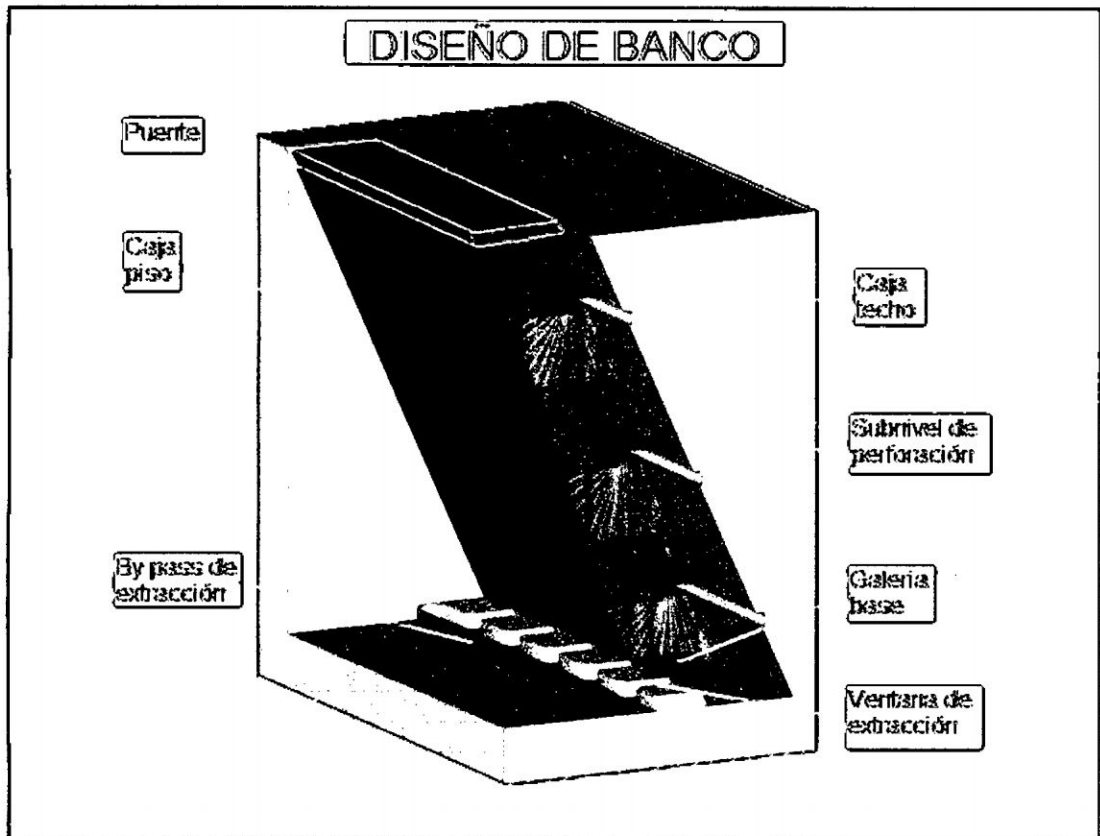


Fig. 01

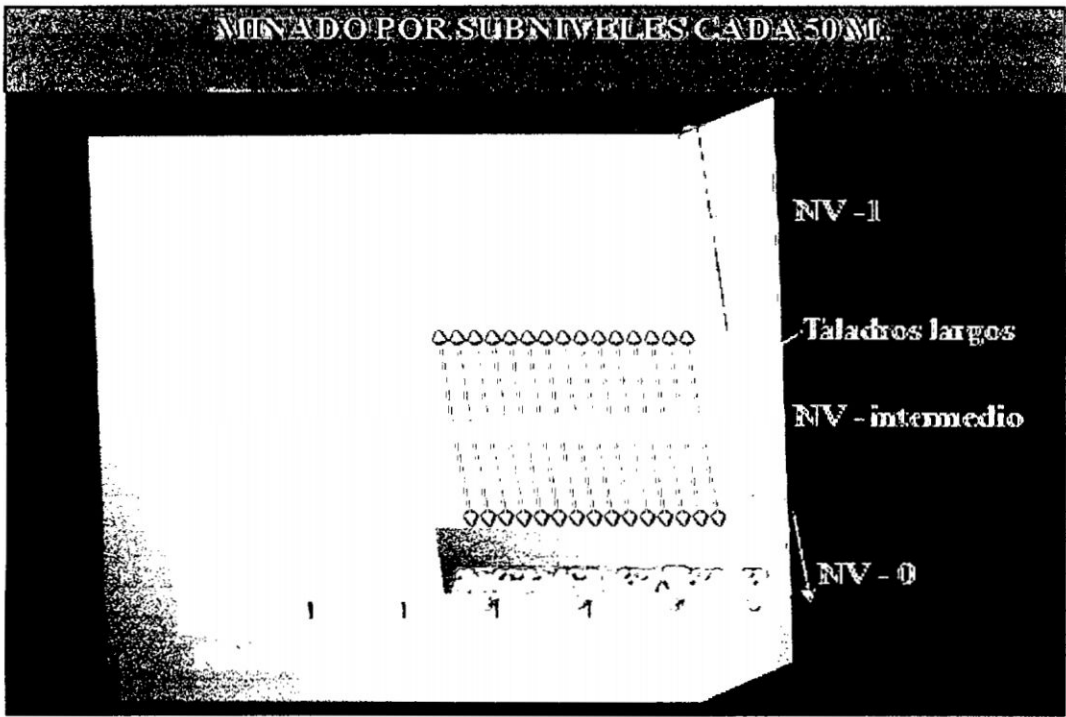


Fig. 02

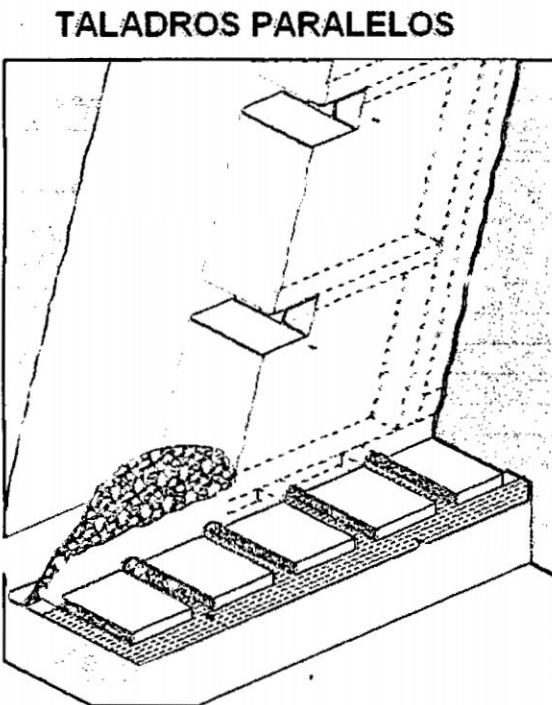


Fig. 03

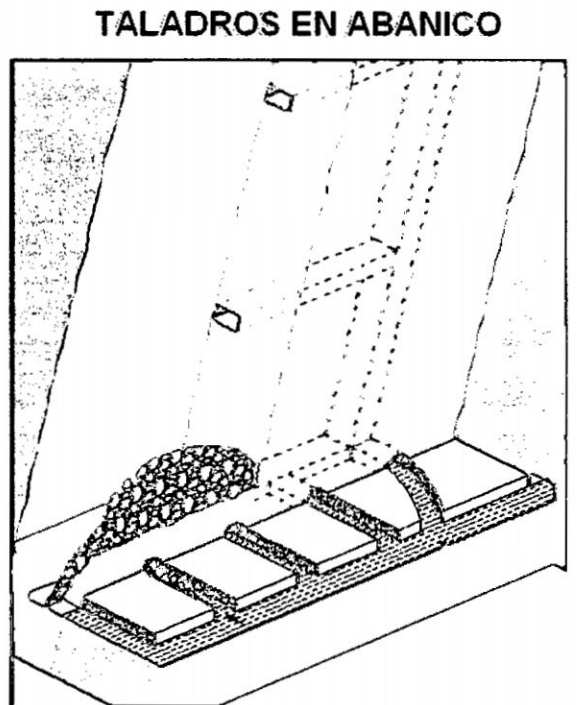


Fig. 04

TECNICA DE PERFORACION Y VOLADURA DE CHIMENEA VCR

La técnica de perforación y voladura conocida como VCR (vertical Cráter Retreat) es recomendada por su seguridad, sencillez de operación y economía. Consiste en obtener carga esférica en relación entre la altura de la carga y su diámetro, siendo menor o igual a 6 (Grant, 1964). La inclinación óptima es la vertical, a medida que el buzamiento disminuye, se presenta desviación de los taladros de perforación.

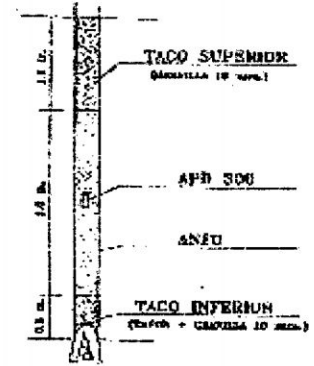
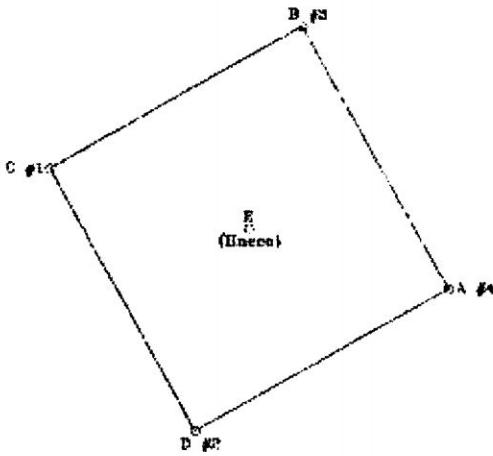
El diseño de la chimenea es cuadrada 2.5 m x 2.5 m, cuenta con 11 taladros y es conocido como chimenea piloto.

Perforados (09 taladros con carga y 02 taladros de alivio), La altura de la chimenea es de 25 m esto es en función del diseño de banco. Para la voladura el carguío se deja tacos de 1.1 m y se dispara cada 3.0 m.

El costo total aplicando la técnica VCR es 20% menor que la ejecución de una chimenea convencional, y 10% menor realizando un raise boring.

Construido para crear cara libre a fin de poder realizar la voladura en un tajeo.

Chimenea VCR.



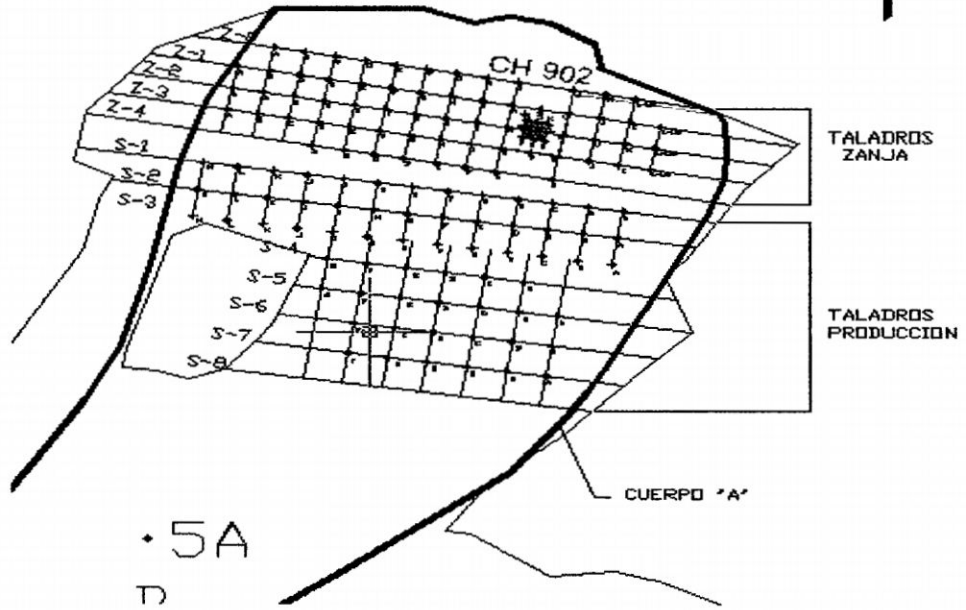
CARGA DECK TIPICA

DATOS TRONADURA

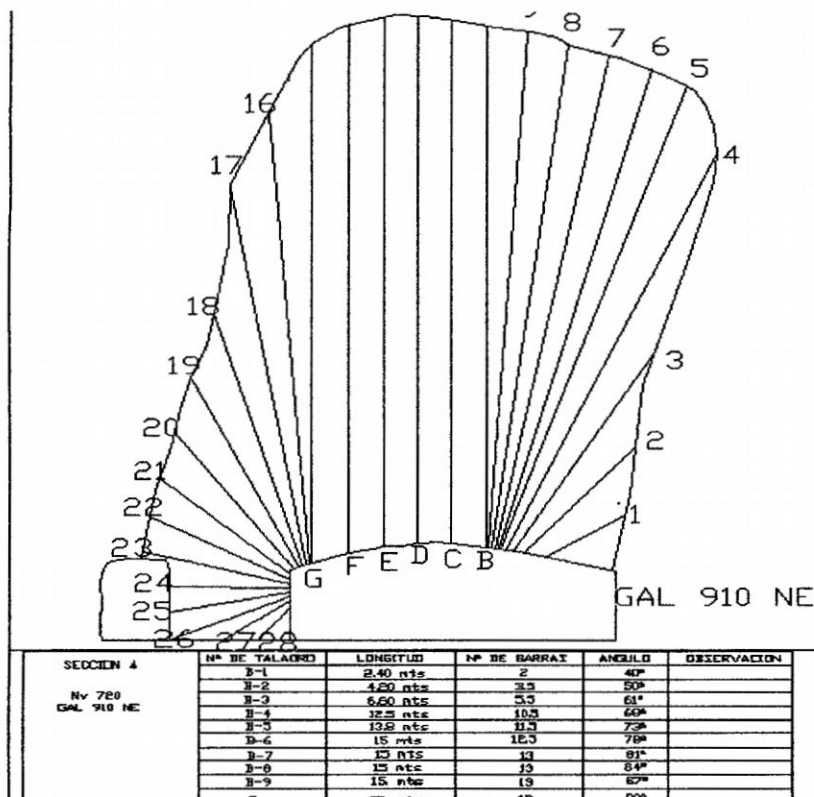
TACO INFERIOR:	0.5m.
TACO SUPERIOR:	1.0m.
CARGA COLUMNA:	< = 30cm.
INICIADOR :	APB 300
REVARDO :	TECNEL M.S.

MAJLA DE PERFORACION VISTA EN PLANTA.

ZONA MILAGROS
 NIVEL: 720 — GAL910 NE



MALLA DE PERFORACION VISTA EN SECCION.



ASPECTOS TECNICOS PERFORACION TAJEO:

Equipo	:	Jumbo Electrohidraulico
Broca T-38 de 2 ½" de diámetro	:	64 mm.
Longitud de la barra de acople	:	1.20 m.
Longitud de perforación	:	15 m.
Dureza del material	:	Dura
Densidad del mineral	:	3.0 TM/m ³
Burden	:	1.50 m.
Espaciamiento	:	1.50 m.
Volumen por taladro	:	33.75 m ³
Tonelaje por taladro	:	101.25 TM
Factor de carga	:	1.07 Kg/m ³
Factor de potencia	:	0.36 Kg/TM
Sección subnivel para el		
Equipo de perforación	:	3.0 X 3.50 m.

B.- VOLADURA.

El explosivo usado como iniciador o cebo está conformado por la emulsión 300 rojo de 60% de potencia y el fanel de periodo largo. Para el resto de la columna de carga se usa el anfo y para el encendido pentacord 3P más el fulminante N° 6 y guía de seguridad.

La voladura se realiza de todos los taladros perforados a lo largo del subnivel inferior.

C.- LIMPIEZA.

El mineral fragmentado producto de la voladura cae y es acumulado en la galería base extracción), de donde a través de las ventanas el mineral es extraído por los scoops de 4 yd³ y llevados hasta la cámara de carguío, para

su posterior traslado por medio de los volquetes hasta la planta concentradora.

Luego de la limpieza el tajeo queda completamente vacío con una luz de 17 metros.

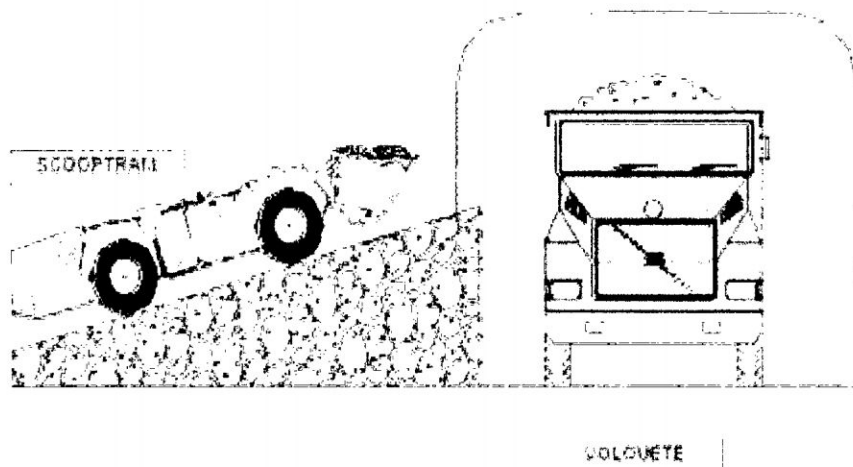


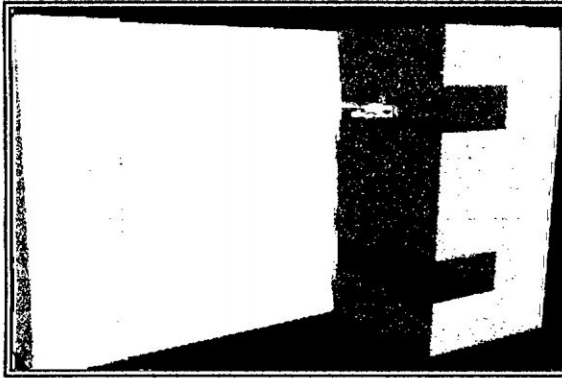
Fig. 05

D.- RELLENO.

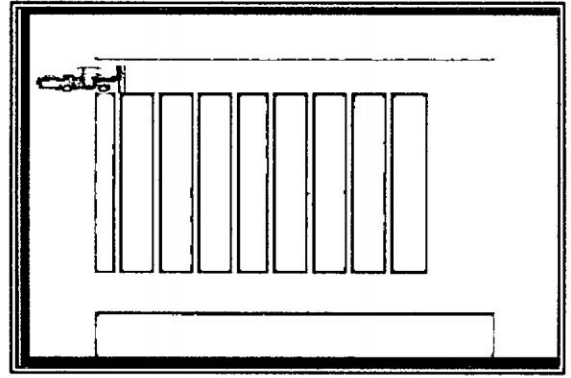
Las grandes aberturas creadas luego de la voladura, requieren de un sostenimiento, minimiza la inestabilidad de las cajas y reduce al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia, permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado y también reduce la ocurrencia del estallido de roca, además el relleno permite la futura recuperación de pilares intermedios entre los tajeos.

El relleno es el detritico proveniente de los frentes en exploración y desarrollo en estéril, lo cual es transportado por los camiones hasta el tajeo y este material de relleno es distribuido y explanado por el

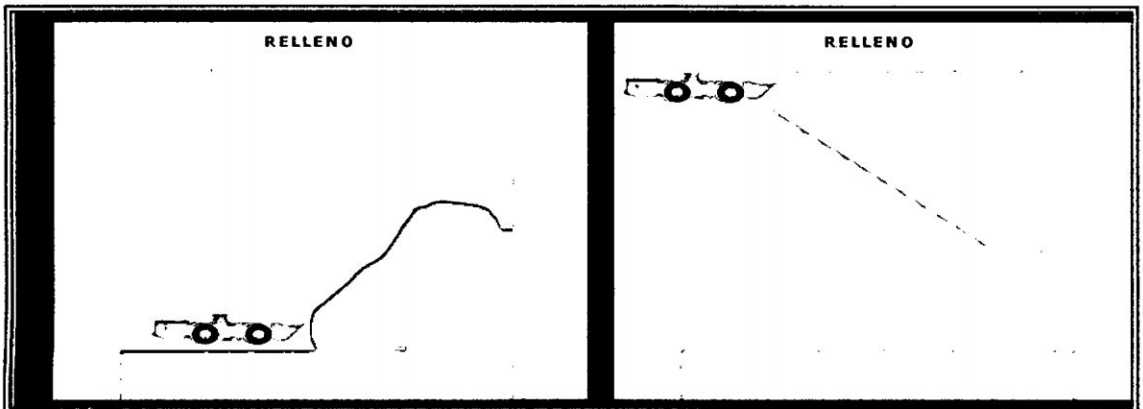
scooptram diesel en avanzada a lo largo de todo el tajeo hasta dejar un luz de cresta de relleno a la cara libre de mineral de 16 a 30 m. dependiendo de la potencia de la veta y calidad de la roca.



**1) Perforación horizontal
(Crucero superior e inferior)**



2) Perforación vertical (taladros largos)



3) Limpieza de mineral

4) Relleno

Ciclo de minado Mina Shuntur (Taladros Largos)

3.8.3 EQUIPO DE PERFORACION PARA TALADROS LARGOS.

Para la selección de equipos se debe considerar, volumen de producción, velocidad media de perforación, perforación específica (diámetro de taladros), capacidad de perforación mensual, apoyo

técnico y logístico del proveedor, performance y versatilidad de operación, desviaciones esperadas en la perforación.

EQUIPOS EMPLEADOS EN LA PERFORACION DE TALADROS LARGOS	
LONG HOLE DRILL – JUMBO DE	
TALADROS LARGOS – SPEIDER JF-11.	
DEFINICION: Conocido también con el nombre de Jumbo electro hidráulico de perforación para taladros largos auto propulsado. Se aplica para la perforación minera de:	
- Chimeneas de descarga	
- Empernado con cable	
- Tipo anillo	
- En paralelo	
- En abanico	
CARACTERÍSTICAS:	
CARRIER TIPO RHM-11 (N° SERIE: SP-11-150310)	
○ Motor Diesel DEUTZ	
▪ TYP : F3L912	
▪ NR : 072067	
▪ HP : 49	
▪ RPM : 3,000	
○ Transmisión hidráulica tipo: Hidrostática SKID STEEL	
○ Dimensiones:	
▪ Largo : 4,600 mm	
▪ Ancho : 1,400 mm	
▪ Altura : 1,900 mm	
▪ Peso : 4,200 Kg.	

DESPLAZAMIENTO LATERAL DE VIGA CON SISTEMA PENDULO
○ Desplazamiento lateral de viga efectivo: 1,500 mm
ROTARY ACTUATOR
○ Rotación de Viga: 360°
VIGA DE AVANCE MODELO RHM – 1304 A
○ Utiliza barras de 4 pies de longitud
○ Mordaza hidráulica de trabajo pesado
○ Cuenta con doble anclaje hidráulico
○ Motor de Avance de Perforadora Serie 5000
POWER PACK
○ Fuente de poder 55 Kw. Con bomba hidráulica A10V071
COMPRESOR
○ Galeazzi Mod.: UB 30
○ 3HP y Unidad de Lubricación RH 70G para la lubricación de la perforadora
BOMBA DE AGUA
○ Centrífuga GRUNDFOS CR5-6ª
PANEL DE MANDO
○ Mando de cable control remoto MCRHM02
TABLERO ELECTRICO
○ IP50 440 VOLTIOS 60 HZ con sistema de protección de temperatura y secuencia de fase.
PERFORADORA COP 1238 ME – ATLAS COPCO
○ Capacidad de perforación 2 1/2" de diámetro por 25 mts.

NEXMIN SAC.**CARACTERISTICAS TECNICAS DEL EQUIPO PTL - 01**

CHASIS BHDC3-4	N° DE CHASIS: 201-04		
SISTEMA DE PERFORACION SCE-24v	DIBUJO DEL SIST. HIDRAULICO PTL- 01		FLUIDO HIDRAULICO TELLUS 68
TIPO DE MOTOR ELECTRICO WEG	POTENCIA 55 KW	VOLTAGE 440/60Hz	LUCES DE TRABAJO 4x75 W
CABLES ELECT. 4x25 mm2 - 90 m			
CORREDERA HIDRAULICA 1.30 m	N° DE SERIE BH 035 022	COMPRESOR PARA LUBRIC. DE PERFORADORA CAMPELL	N° DE SERIE BH 095 401
		BOMBA DE AGUA V-405	N° DE SERIE: BH 075 005
VIGA DE AVANCE BH 1305	N° DE SERIE. BH 065 100		
PERFORADORA HIDRAULICA 1. COP 1238 ME	N° DE SERIE.		
BOMBA HIDRÁULICA A10V071 COMMERCIAL	N° DE SERIE: BH 055 010		

EQUIPO DE PRODUCCION DE AIRE COMPRIMIDO:

Se cuenta con una compresora eléctrica de SULLAIR DE 900 CFM.

EQUIPO DE TRANSPORTE DE MINERAL:

El transporte se realiza con volquetes y trabajara con una flota de 4 a 5 volquetes de 30 Ton. de los contratistas encargados del transporte de mineral de interior mina hacia planta son dos:

Transportes Llerena.

Transportes Luchito.

3.9 PERSONAL.

El personal requerido para los trabajos de explotación en el tajeo, está conformado de la siguiente manera:

OCUPACION	CANTIDAD
Perforista	01
Ayudante perforista	01
Operarios	03
Capatáz	<u>01</u>
	06

3.10 COSTOS DE EXPLOTACIÓN.

El tajeo por subniveles es netamente un método de alta producción y de bajo costo y como alternativa frecuentemente es seleccionado como un método subterráneo primario cuando la explotación superficial no es económico.

En el cuadro N° 3.10 se detalla el costo de explotación que resulta con la aplicación del método de subniveles, la misma que resulta bajo.

CUADRO N° 3.10
COSTO DE LABORES DE PREPARACION PARA EL METODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

LABORES	ACTIVIDAD	SECCION m ²	METRAJE mt.	COSTO UNITARIO DE AVANCE \$/m.	COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO (Malla y Perno) \$/m.	COSTO TOTAL \$
Chimenea	Chimenea VCR	1.5 x 2.1	50	170	85	25.500
	Chimenea VCR	1.5 x 2.1	50			
Ventana de acceso a subniveles	Ventana intermedia	3.0 x 3.5	40	350	75	34.000
	Ventana inferior	3.0 x 3.5	40			
Subniveles	Subnivel intermedio	3.0 x 3.5	100	350	75	85.000
	Subnivel inferior	3.0 x 3.5	100			
By Pass	By Pass Inferior	3.0 x 3.5	100	350	75	42.500
Cruceos o Ventanas extracción	Cruceo nivel inferior	3.0 x 3.5	200	350	75	85.000
			680	272.000		

COSTO UNITARIO DE PREPARACIONES POR METRO DE AVANCE (\$/m)	400
COSTO UNITARIO DE PREPARACIONES POR (\$/TMS)	7,25

CUADRO N° 3.10

COSTO DE EXPLOTACION METODO DE SUBNIVELES - TALADROS LARGOS

DESCRIPCION	UND	CANTIDAD	PRECIO US \$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1 MANO DE OBRA:					
Operador Jumbo	H.H	64.00	2.65	169.60	
Ayudante Operador	H.H	64.00	2.06	131.84	
Cargador explosivo	H.H	16.00	2.10	33.60	
Operador scoop	H.H	60.00	2.48	148.80	
Capataz	H.H	30.00	2.99	89.70	
Leyes sociales (62%)				355.59	929.13
2 EXPLOSIVOS Y MECHAS:					
Emulsión	Kg	11.52	61.20	705.02	
Anfo	Kg	4,588.80	0.80	3,671.04	
Fanel (periodo largo).	U	128.00	1.44	184.32	
Pentacord	m.	40.00	0.18	7.20	
Carmex de 8'	U	1.00	0.57	0.57	4,568.15
3 EQUIPOS DE PERFORACION:					
Jumbo Hidráulico (Barreno 12')	H.M	64.00	109.10	6,982.40	
Barras de perforación T-38 (5 pies)	m	1,920.00	0.08	153.60	
Brocas de 64 mm.	m	1,920.00	0.23	441.60	
Shank adapter	m	1,920.00	0.05	96.00	7,673.60
4 EQUIPO DE LIMPIEZA -RELLENO:					
Scoop Diesel de 4.1 yd³	H.M	100.00	70.34	7,034.00	7,034.00
5 EQUIPO DE SEGURIDAD:					
Implementos de seguridad	Tarea	40.00	2.76	110.40	110.40
6 HERRAMIENTAS					
Herramientas diversas(5% MO)				46.46	46.46
7 PERNOS DE ROCA:					
Perno Splite set	U	25.00	13.57	339.25	339.25
8 RELLENO:					
Relleno Detritico	m³	2,500.00	13.50	33,750.00	33,750.00
9 Energía eléctrica	Kw-h	3,520.00	0.55	1,936.00	1,936.00
COSTO TOTAL:					56,387.00
TM/DISPARO					12,960.00
COSTO POR TONELADA (\$/TM)					4.35

CAPITULO IV

**ASPECTOS ECONOMICO - FINANCIEROS CONSIDERADOS
EN LA APLICACION DEL METODO DE SUBNIVELES CON
TALADROS LARGOS**

4.1 COSTO DE PRODUCCIÓN.

El costo de producción para una producción de 15,000 TM por mes se estima en el siguiente monto:

	US \$ / TM
• Exploraciones	3.45
• Desarrollos	3.67
• Preparación mina	7.25
• Costo de explotación	4.35
• Tratamiento mineral	12.60

- Gastos Generales Mina - Planta 13.30
- Gastos administración 3.60
- Gastos de venta 3.78

Costo de producción unitario \$/TM = 52.00

4.2 VALOR DE LAS RESERVAS.

La empresa tomando en cuenta la calidad de los concentrados de mineral y condiciones de pago ha establecido la siguiente fórmula para la valorización de su mineral de cabeza de acuerdo al balance metalúrgico (cuadro 4.2).

4.2.1 VALOR DEL MINERAL

A. VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS DE Ag - Cu:

COTIZACIONES:

Plata (US\$/OZ.) : 36.20

Cobre (US\$/Lb,) : 34.02

LEYES DE CONCENTRADO:

Plata Oz/TM: 124.62

Cobre %: 3.71

PAGOS:

Ag = 124.62 Oz – 1.0 Oz x 95% = 117.44 x 36.20 \$/Oz = \$ 4,251.29

Cu = 30.10% x 90% = 27.09.1 % x 2,204.6 = 597.23 Lb x 3.71 = \$ 2,215.71

Valor Bruto 1 TMNS = \$ 6,467.00

**CUADRO N° 4.2
BALANCE METALURGICO PLANTA CONCENTRADORA SHUNTUR**

PRODUCTO	PESO TMS	LEYES			CONTENIDOS				DISTRIBUCION %		
		Ag Oz/TM	Cu %	Zn %	Oz Ag	TM Cu	TM Zn	Ag	Cu	Zn	
Cabeza	100,00	3,40	0,77	5,01	340,00	0,77	5,01	100,00	100,00	100	
Conc.Ag-Cu	2,39	124,62	30,10	0,50	297,84	0,72	0,01	87,60	93,43	0,24	
Conc.Zn	7,96	1,43	0,37	55,20	11,38	0,03	4,39	3,35	3,82	87,70	
Relave	83,19	0,37	0,02	0,73	30,78	0,02	0,61	9,05	2,16	12,12	

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Maquila (5.50%)	355.69
Merma (4.0%)	258.68
Flete marítimo y seguros (3.4 %)	219.88
Total deducciones	834.25
Valor neto concentrado (US\$/TM)	5,632.75
Ratio de concentración	41.84
Valor mineral de cabeza (US\$/TM):	134.63

DISTRIBUCION DE LAS DEDUCCIONES:

$$\text{Ag} = \frac{4,251.29 \times 834.25}{6,467} = 548.42 \quad ; \quad 4,251.29 - 548.42 = 3,702.87$$

$$\text{Cu} = \frac{2,215.71 \times 834.25}{6,467} = 285.83 \quad ; \quad 2,215.71 - 285.83 = 1,929.88$$

$$\text{VALOR:} \quad \text{Ag} = \frac{3,702.87}{41.84} = \$ 88.50$$

$$\text{Cu} = \frac{1,929.88}{41.84} = \$ 46.13.$$

Valor total de mineral de 1 TM de mineral de cabeza por contenido de Ag-Cu
= \$ 104.63

B. VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS DE ZINC.**COTIZACIONES**

Zinc (US\$/Lb.) 0.93

LEYES DE CONCENTRADO

Zinc (%) : 55.20

PAGOS

Zn = 55.20 % x 0.85% = 46.92% x 2,204.60 Lb

= 1,034.40 Lbs x 0.93 \$/Lb = \$961.99

Valor Bruto 1 TMNS = \$ 961.99

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Maquila (4.00%)	38.48
Merma (2.0%)	19.24
Flete marítimo y seguros (3.3 %)	31.74
Total deducciones	89.46
Valor neto concentrado (US\$/TM)	872.53
Ratio de concentración	12.56
Valor mineral de cabeza (US\$/TM):	69.47

Valor total mineral de cabeza = 104.63 + 69.47 = 174.10 \$/TM

VALOR POR DÓLAR:

3.40 Oz Ag = \$ 88.50 : \$1.00 de Ag = 0.038 Oz

0.77 % Cu = \$ 46.13 : \$1.00 de Cu = 0.017%

5.01 %Zn = \$ 69.47 : \$1.00 de Zn = 0.072 %

EQUIVALENTES:

0.038 Oz Ag = 0.017 % Cu = 0.072% Zn

1 Oz Ag = 0.45 % Cu = 189 % Zn

1 % Cu = 2.24 Oz Ag = 2.47 % Zn

1 % Zn = 0.90 Oz Ag = 0.24 % Cu

4.3 VALOR DE LA PRODUCCIÓN.

Producción diaria = 500 TM

Producción mensual = 500,000 TM x 30 días = 15,000 TM

Producción trimestral = 15,000 TM x 3 = 45,000 TM

4.4 ESCALA DE PRODUCCIÓN MINA.

La producción programada es de 500 TMD (15,000 TMD) y 180,000 TM anuales de mineral de cabeza, que serán extraídos mediante la aplicación del método de subniveles con taladros largos.

4.5 VIDA DE LA MINA.

Para un ritmo de producción de 180,000 TM anuales y teniendo reservas de 220,000 TMS, la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida mina} = \frac{220,000\text{TM}}{180,000\text{TM/año}} = 1.22\text{años}$$

4.6 DEPRECIACION DE ACTIVOS.

La Empresa Shuntur tiene establecido una depreciación de 2.25 \$/TM de sus activos actuales.

4.7 INVERSIONES.

La Compañía Minera Shuntur SAC, tiene proyectado realizar las siguientes inversiones tendientes a la explotación del mineral cubicado en las estructuras que actualmente se explotan:

CUADRO N° 4.8

CRONOGRAMA DE INVERSIONES

DESCRIPCION	MESES								TOTAL	
	1	2	3	4	5	6	7	8		
1.- Búsqueda financiamiento										
2.- Adquisición de equipos mina			900.000							900.000
3.- Construcción de labores de desarrollo y preparación.			80.000	80.000	80.000	80.000	80.000	80.000	80.250	480.250
4.- Imprevistos.			98.000	8.000	8.000	8.000	8.000	8.000	8.025	138.025
5.- Escalamiento			22.525	1.839	1.839	1.839	1.839	1.839	1.844	31.725
6.- Capital de trabajo									250.000	250.000
TOTAL			1.100.525	89.839	89.839	89.839	89.839	89.839	340.119	1.800.000

A.- MINA:

Desarrollo mina:	US\$	
200 m. de galerías de 3.5 x 3.5 m. x 425 \$/m.	=	85,000
250 m. de rampas de 3.5 x 3.5 m. x 425 \$/ m.	=	106,250
200 m. de chimeneas de 1.5 x 2.1 m.x 255 \$/m	=	51,000
160 m. de cruceros de 3 x 3.5 m. x 425 \$/m.	=	68,000
400 m. de subniveles de 3.0 x 3.5 m. x 425 \$/m.	=	<u>170,000</u>
Subtotal \$	=	480,250

B.- EQUIPOS MINAS:

2 Scoops de 3.5 yd ³ x \$200,000	=	400,000
2 Jumbo para taladros largos	=	500,000
Subtotal \$	=	<u>900,000</u>
Total US \$	=	1'380,250

RESUMEN INVERSIONES:

Labores mineras	US\$	=	480,250
Equipos mina	US\$	=	900,000
Subtotal	US\$	=	1'380,250
Imprevistos (10%)	US \$	=	138,025
Escalamiento (2.3%)	US \$	=	<u>31,725</u>
Total inversión	US \$	=	1'550,000

FLUJO DE CAJA PARA EL METODO DE SUBNIVELES (TALADROS LARGOS)

Trimestre	0	1	2	3	4	5	TOTAL
Volumen Producción mineral (TMS)		45.000	45.000	45.000	45.000	40.000	220.000
Valor del mineral US \$/TMS		174,1	174,1	174,1	174,1	174,1	
Costo de producción US \$/TM		52	52	52	52	52	
Valor de la producción US \$		7.834.500	7.834.500	7.834.500	7.834.500	6.964.000	38.302.000
Costo total de producción US \$		2.340.000	2.340.000	2.340.000	2.340.000	2.080.000	11.440.000
UTILIDA BRUTA		5.494.500	5.494.500	5.494.500	5.494.500	4.884.000	26.862.000
Depreciación de activos		101.250	101.250	101.250	101.250	90.000	495.000
Reinversión (10%)		549.450	549.450	549.450	549.450	488.400	2.686.200
Utilidad antes de impuestos		4.843.800	4.843.800	4.843.800	4.843.800	4.305.600	23.680.800
Impuesto a la renta (30% de UAI)		1.453.140	1.453.140	1.453.140	1.453.140	1.291.680	7.104.240
UTILIDAD NETA		3.390.660	3.390.660	3.390.660	3.390.660	3.013.920	16.576.560

FLUJO DE FONDOS

FUENTES:							
Utilidad Neta		3.390.660	3.390.660	3.390.660	3.390.660	3.013.920	16.576.560
Depreciación		101.250	101.250	101.250	101.250	90.000	495.000
Reinversión		549.450	549.450	549.450	549.450	488.400	2.686.200
Total Fuentes		4.041.360	4.041.360	4.041.360	4.041.360	3.592.320	19.757.760

USOS:

Pago deuda		450.000	450.000	450.000	450.000		1.800.000
Capital de trabajo						250.000	250.000
Intereses		67.500	50.625	33.750	16.875		
Inversión	-1.800.000						
Total usos		517.500	500.625	483.750	466.875	-250.000	1.718.750
FLUTO NETO:		3.523.860	3.540.735	3.557.610	3.574.485	3.842.320	18.039.010

C.- CAPITAL DE TRABAJO.

El capital de trabajo, a fin de poder mantener la mina en operación, es necesario adquirir materiales, reactivos, combustibles, pagar sueldos y jornales, combustible, energía y transporte, se requiere del siguiente monto.

	US \$ / mes
- Sueldos y jornales	70,000
- Materiales	40,000
- Bolas y aceros	15,000
- Reactivos	25,000
- Combustibles	20,000
- Energía	45,000
- Transporte	<u>35,000</u>
	250,000

TOTAL INVERSIONES:

Mina = US \$ 1'550,000

Capital de trabajo = US \$ 250,000

Total = US \$ 1'800,000

4.8 CRONOGRAMA DE LA INVERSIÓN.

La implementación del proyecto de ampliación se estima en un tiempo de 09 meses, conforme se detalla en el cuadro N° 4.8

4.9 FINANCIAMIENTO DE LA INVERSIÓN.

El capital requerido para la ejecución del proyecto de mecanización de la explotación de US \$ 1'800,000 será financiado por la banca comercial con garantía de activos que la Empresa posee, de acuerdo a las condiciones siguientes:

- Tasa de interés para moneda extranjera = 15 % anual
- Tiempo de amortización = 12 meses
- Pagaderos en cuotas iguales = US \$ 150,667

El cuadro de amortización resulta:

TRIMESTRE	CAPITAL	INTERÉS	AMORTIZACIÓN	TOTAL
1	1'800,000	67,500	450,000	517,500
2	1'350,000	50,625	450,000	500,625
3	900,000	33,750	450,000	483,750
4	450,000	<u>16,875</u>	<u>450,000</u>	<u>466,875</u>
		168,750	1'800,000	1'968,750

4.10 EVALUACION ECONÓMICA Y FINANCIERA.

4.10.1 ESTADOS FINANCIEROS.

Para poder determinar los ingresos y egresos, como también la disponibilidad de recursos económicos, que el proyecto generará durante la explotación; se ha elaborado el cuadro de estado de ganancias y pérdidas y el cuadro del flujo de fondos, que se muestra en el cuadro N° 4.10.1

4.10.2 VALOR ACTUAL NETO (VAN).

Para este análisis se ha considerado una tasa de actualización (i) del 30 %, que incluye la tasa de interés, utilidad y factor de riesgo.

El cálculo correspondiente resulta:

TRIMESTRE	FLUJO	FACTOR ACTUALIZ.	FLUJO ACTUALIZ.
		$F = \frac{1}{(1+i)^n}$	
0	1'800,000	1.00000	(1'800,000)
1	3'523,860	0.76923	2'710,000
2	3'540,735	0.59172	2'095,124
3	3'557,610	0.45517	1'619,317
4	3'574,485	0.35013	1'251,534
5	3'842,320	0.26933	1'034,852
			+ 6'910,827

VAN = US \$ 6'910,827

4.10.3 TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

Para hallar la tasa interna de retorno, se aplicó la siguiente fórmula:

$$TIR = - E/(1+r)^0 + F1/(1+r)^1 + F2/(1+r)^2 + \dots + Fn/(1+r)^n$$

Donde:

E = Inversión.

F1,....Fn = Flujos generados

r = Tasa

$$\text{TIR} = - \frac{1'100,000}{(1+r)^0} + \frac{3'523,860}{(1+r)^1} + \frac{3'540,735}{(1+r)^2} + \frac{3'557,610}{(1+r)^3} + \frac{3'574,485}{(1+r)^4} + \frac{3'842,320}{(1+r)^5}$$

El cálculo se realiza por tanteo, dando valores a "r", hasta obtener un valor que se aproxime a cero, obteniéndose:

$$\text{TIR} = 195.47 \%$$

Como este valor es superior a la tasa de actualización fijada para el proyecto, la inversión propuesta para efectos de ampliación resulta rentable.

4.10.4 PERIODO DE RETORNO.

Conocido como Payback, es el tiempo en que debe recuperarse el capital invertido.

Trimestre	1
Flujo	3'523,860
Factor Actualización	0.76923
Flujo Actualizado.	394,073
Flujo acumulado.	2'710,659

$$\text{Flujo mensual trimestre 1} = \frac{2'710,659}{3} = 903,553$$

$$\text{Número de meses} = \frac{1'800,00}{903,553} = 1.99 \Rightarrow 2 \text{ meses}$$

Tiempo de recuperación del capital = 2 meses.

4.10.5 RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA-FINANCIERA.

Conforme a los resultados mostrados por el cuadro de los estados financieros, como de los índices financieros, el proyecto es rentable y justifica su ejecución, la misma que deberá realizarse según las actividades y tiempo mostrados en el cronograma de inversión. En el caso de una mejora en el precio de los metales de Ag, Cu y Zn explotados en la Mina Shuntur la rentabilidad aún será mayor y además se podrá explotar los minerales marginales actualmente dejados en ciertos sectores de la mina.

CONCLUSIONES:

1. El mineral económico está conformada por argentita, chalcopirita, y blenda. La ganga por cuarzo, arcillas y mineral de fierro.
2. Las estructuras mineralizadas actualmente explotadas son los mantos: Sagitario, Santa Clarita, Esperanza y Diamantina.
3. Las reservas de mineral cubicadas al 30 de julio del 2009, asciende a 220,000 TMS, con leyes de 3.40 Oz Ag/TM, 0.77% de Cu y 5.01 % Zn.
4. El método de explotación a aplicarse es el Subnivel con taladros largos, método de alto rendimiento y bajo costo y que es adecuado dada las características geomecánicas del yacimiento. .
5. Las dimensiones del tajeo de explotación tendrá un largo de 50 m. por un alto de 50m.. El acceso al tajo será mediante rampas que a su vez conectaran a los subniveles, que estarán separadas 15 m. y por la parte baja se tendrá un by pass de donde se llegarán al tajo mediante cruceros a fin de poder realizar la extracción del mineral.

6. En la perforación se utilizará perforadoras Jumbo que perforará taladros largos de 64 mm. de diámetro y la malla de 1.5 x 1.50 m. empleándose como explosivo dinamita, anfo y como accesorio faneles, carmex y mecha rápida.
7. La extracción de mineral del tajeo, será efectuado por los scoops diesel de 4.1 yd³ de capacidad, en el nivel de extracción del tajeo.
8. El empleo de taladros largos permite obtener costos operativos más bajos en comparación con otros métodos de explotación debido principalmente a la alta mecanización de la operación y su alto rendimiento.
9. Para la ejecución del proyecto de explotación mediante subniveles con taladros largos, es necesario realizar inversiones en la mina y capital de trabajo, cuyo monto es de US \$ 1'100,000 que será financiado por la Banca Nacional con garantía de activos que posee la empresa.
10. La escala de producción contemplada es de 500 TMD y considerando las reservas de mineral cubicadas, la vida de la mina es de 15 meses.
11. De acuerdo a la evaluación económica financiera, basados en los indicadores económicos detallados en el trabajo, el proyecto es rentable.

RECOMENDACIONES:

1. En las estructuras conocidas y que vienen trabajándose actualmente, se recomienda continuar con el programa de exploraciones para determinar su profundización.
2. Es importante realizar un adecuado diseño de las preparaciones con el objeto de obtener el máximo provecho, al menor costo del yacimiento mineralizado.
3. El diseño de las mallas de perforación es de suma importancia y debe considerarse las discontinuidades existentes que presenta el yacimiento, para evitar atascamientos del equipo de perforación.
4. En la perforación de taladros se debe perforar taladros de control de la sobrerotura para evitar el desprendimiento de las cajas adyacentes al mineral.
5. Se debe continuar con las pruebas de explosivos para reducir los costos de voladura y a su vez obtener una buena fragmentación y aumentar la eficiencia de la voladura.

BIBLIOGRAFÍA.

1. HOEK.E. BROWN E.T. Excavaciones subterráneas en roca. Edit. Mc Graw Hill Nueva York 1980.
2. BUSTILLO REVUELTA M. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Entorno Grafico SL. Madrid 1997.
3. DE LA SOTA PEREZ G. Diseño Geomecánico de los sistemas de refuerzo en roca. Lima 1999.
4. EXSA. Manual Práctico de Voladura. 4ta Edición. Lima 2005.
5. INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. Manual de evaluación técnico-económica de proyectos mineros de inversión. Madrid 1997.
6. LLANQUE MOSQUERA E. Explotación subterránea-métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano. Puno 1995.
7. LÓPEZ JIMENO. Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid 1998.
8. BORQUEZ G. V. Estimación de costos de perforación y voladura y modelos de predicción. EM/J Enero 1981.
9. UNI. Seminario. Selección de equipos y maquinarias en la industria minera. Facultad de ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica PIM 96.II. Lima 1996.