

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA
APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA VETA PATRIK
CIA. MINERA PAN AMERICAN SILVER S.A - UNIDAD HUARON**

TESIS

PRESENTADO POR:

CONTRERAS RAMÍREZ OSCAR ROLANDO

PARA OPTAR EL TITULO DE

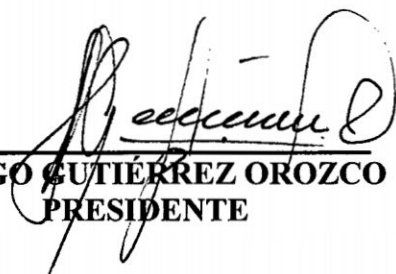
INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO - 2011


“EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA VETA PATRIK CIA. MINERA PAN AMERICAN SILVER S.A-UNIDAD HUARON”.

RECOMENDADO : 02 DE SETIEMBRE DEL 2011

APROBADO : 29 DE SETIEMBRE DEL 2011



Ing. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
PRESIDENTE




Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO

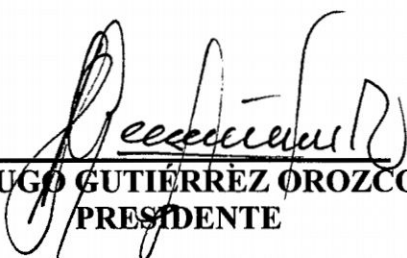


Ing. VÍCTOR FLORES MORENO
MIEMBRO



Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

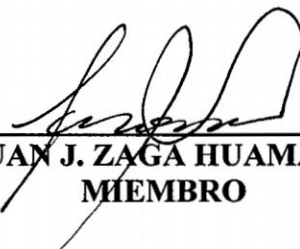
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 29 de setiembre del 2011, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller Oscar Rolando CONTRERAS RAMÍREZ, con el Trabajo Titulado "EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA VETA PATRIK CIA. MINERA PAN AMERICAN SILVER S.A-UNIDAD HUARON", fue calificado con la nota de DIECISÉIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



Ing. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
PRESIDENTE




Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO



Ing. VÍCTOR FLORES MORENO
MIEMBRO



Ing. FLORON YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

DEDICATORIA

A mis padres Marcos Contreras
Casa y Dina Ramírez Huamán por
su apoyo en mi formación
profesional.

A mis hermanos con todo cariño
este trabajo fruto de mi experiencia
profesional.

AGRADECIMIENTO

Mis sinceros agradecimientos a los Profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas durante mis estudios universitarios, los cuales han hecho que sea un profesional competente.

INTRODUCCIÓN

Para la explotación subterránea de un yacimiento se debe considerar el rendimiento del método expresado en toneladas de mineral, recuperación selectividad y bajos costos. Por otro lado se debe ver si el método es posible de mecanizar en forma parcial y/o completa, por ser el equipo que da la velocidad de minado y a su vez poder dimensionar las labores tanto de acceso como de explotación.

Actualmente los métodos de minado subterráneo de alto rendimiento y de bajo costo son el Block Caving y el Sublevel Caving y el Sublevel Stopping cuya aplicación esta condicionado por las características de las cajas y mineral a minarse.

El método de subniveles se puede aplicar en vetas de mediana a gran potencia existiendo para cada caso equipos especialmente diseñados y donde la eficiencia se logra mediante la utilización de taladros largos con diámetros entre 2" a 5" y longitudes de taladro de 10 a 15 m. no siendo recomendable mayores longitudes por originar mayor desviación.

El método se viene aplicando en varias minas nacionales con un buen resultado, principalmente dentro de la mediana y gran minería.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis, se ha desarrollado con la finalidad de mejorar la explotación que se vienen realizando en la Veta Patrik de la mina Huarón para cuyo efecto el trabajo está dividido en 4 capítulos cuyo detalle es:

El capítulo I.- Aspectos Generales. Contiene acápite referidos a ubicación accesibilidad de la mina, clima, fisiografía, antecedentes, organización, etc.

El capítulo II.- Geología describe la geología regional, estructural, local y económico, donde estudia las características geológicas del yacimiento y muestra la cantidad de reservas minerales que posee el yacimiento los cuales serán explotados en los próximos años.

El capítulo III.- Minería: describe el sistema mecanizado y método de explotación actualmente aplicado como es: corte y relleno ascendente mecanizado, señalando los ciclos, personal, equipos y costo de explotación.

El capítulo IV.- Evaluación económica – financiera, hace una evaluación de la rentabilidad del proyecto de explotación por subniveles con aplicación de taladros largos en relación con el monto de inversión requerida y con los precios internacionales de metales actuales, llegando a demostrar de que el proyecto es rentable.

CONTENIDO

Dedicatoria.	
Agradecimiento.	
Introducción	
Resumen	
	Pág.
CAPITULO I.-ASPECTO GENERALES	01
1.1.- Ubicación y acceso	01
1.2.- Clima y vegetación	03
1.3.- Topografía	03
1.4.- Antecedentes	04
1.5.- Recursos	04
1.6.- Métodos de trabajo	05
1.7.- Infraestructura	06
1.8.- Objetivos	06
1.9.- Organización	07
CAPITULO II.- GEOLOGIA	09
2.1.- Geología regional	09
2.1.1.- Estratigrafía	10
2.2.- Geología Estructural	15
2.2.1.- Geología estructural regional	15
2.3.- Geología Local	17
2.4.- Geología económica	19
2.4.1.- Génesis	19
2.4.2.- Mineralización	20
2.4.3.- Paragénesis y zonamiento	21
2.4.4.- Controles de mineralización	25

2.4.5.- Alteraciones	26
2.4.6.- Estructuras mineralizadas	27
2.4.6.1.- Tipos de estructuras.....	27
2.4.6.2.- Descripción de las principales estructuras mineralizadas..	27
2.4.7.- Reservas minerales	28
2.4.7.1.- Criterios de cubicación	28
2.4.7.2.- Clasificación de reservas	29
2.4.7.3.- Cálculo de leyes y tonelaje	29
2.4.7.4.- Inventario de reservas	30
CAPITULO III.- APLICACION DE TALADROS LARGOS EN LA	
EXPLOTACION DE LA VETA PATRIK	32
3.1.- Evaluación geomecánica	32
3.1.1.- Determinación de las propiedades físicas y mecánicas del	
Macizo rocoso	32
3.1.2.- Presiones en el tajeo	34
3.1.3.- Resultados de la evaluación geomecánica	36
3.1.4.-Determinación del tiempo de autosoporte del tajeo	36
3.2.- Parámetros considerados para la aplicación de taladros largos...	42
3.3.- Método de subniveles con taladros largos	42
3.3.1.- Preparación	42
3.3.2.- Ciclo de explotación	43
3.3.2.1.- Perforación – Voladura	43
3.3.2.2.- Limpieza	48
3.3.2.3.- Sostenimiento	50
3.3.2.4.- Relleno detrítico	51
3.4.- Personal	52
3.5.- Equipo empleado	52

3.6.- Rendimientos	55
3.7.- Costos de explotación	55
CAPITULO IV.- EVALUACION ECONOMICA – FINANCIERA	57
4.1.- Valor del mineral	57
4.2.- Valor de la producción	62
4.3.- Vida de la mina	62
4.4.- Depreciación	62
4.5.- Costo de operación y producción	63
4.6.- Inversiones	64
4.7.- Cronograma de actividades	65
4.8.- Financiamiento	65
4.9.- Estados financieros	65
4.10.- Valor actual (VAN)	68
4.11.- Tasa Interna de retorno (TIR)	68
4.12.- Periodo de retorno	69
4.13.- Análisis de sensibilidad	69
4.14.- Resultados de la evaluación económica – financiera	70
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	73
Conclusiones	74
Recomendaciones	75
Bibliografía	76
ANEXO.....	77

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.

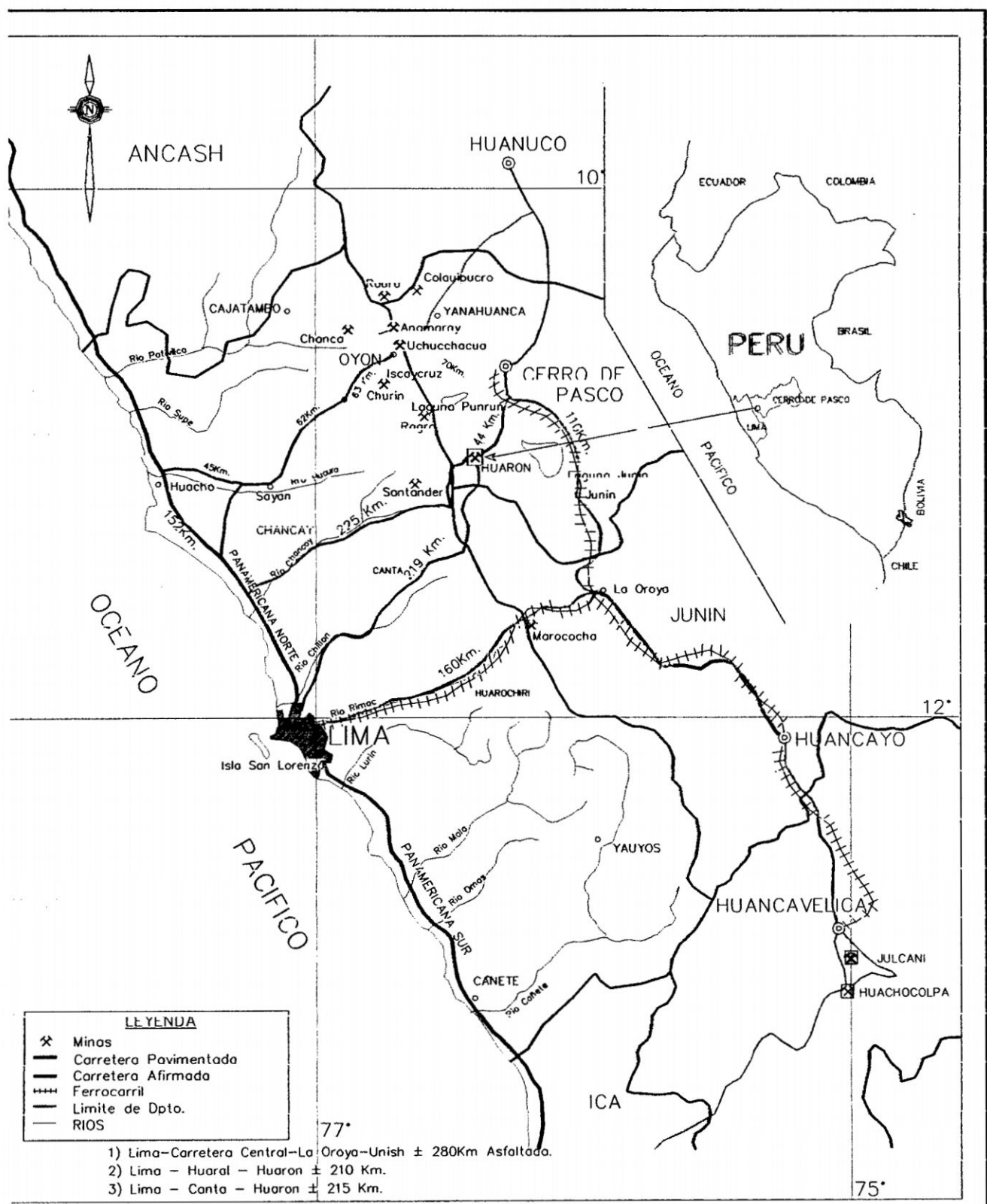
El yacimiento minero de Huarón se encuentra ubicado en el Distrito de Huayllay, Provincia de Pasco, Departamento de Pasco, en un área aproximada de 15 Km², en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes. Huarón se ubica geográficamente en las siguientes coordenadas (ver plano N° 1):

Longitud 76° 25' 30" Oeste

Latitud 11° 00' 45" Sur

A una altitud comprendido entre 4,200 a 4,800 m.s.n.m

Existen esencialmente tres vías de acceso carrozables, una vía férrea y una vía aérea:



PAN AMERICAN SILVER S.A MINA QUERUVILCA U.E.A HUARON		ESCALA S/E	FIMGC UNSCH	EFPIM
FECHA MARZO 2011		PLANO DE UBICACION Y ACCESIBILIDAD		PLANO No 01
ECTO O	O.C.R Ing.: J. Bedoya R.			
ADGIA	Ing.: J. Rodriguez E.			
ADO	Ing.: E. Huerta G.			
BADO	Ing.: E. Huerta G.			

- Lima-Carretera Central-La Oroya-Unish : 280Km Asfaltada.
- Lima – Huaral - Huaron : 210Km.
- Lima – Canta - Huaron : 215Km.
- Lima - La Oroya – Shelby : 270Km.
- Por Avioneta Lima-Vicco 30' Vicco-Huaron 30' en camioneta.

1.2.- CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima es seco, frígido o tundra durante los meses de abril a noviembre, con lluvias torrenciales y nieve en los meses de diciembre a marzo, con una temperatura promedio de 5°C. a -5°C., falta de vegetación arbórea; suelo cubierto de pastos naturales, musgos y líquenes.

1.3.- TOPOGRAFÍA.

Cuenta con una topografía marcadamente accidentada por su ubicación en el flanco oriental de la cordilla occidental de los Andes, donde nos muestra antiguos valles en forma de artesa en "U", como consecuencia de la acción glaciaria, dejando permanentes lagunas escalonadas intercomunicadas por un drenaje natural. En las partes bajas como Huayllay, San José y La Calera, los rasgos glaciares se manifiestan por la presencia de morrenas, los cuales están constituidos por detritus de diferente litología (areniscas, lodolitas, margas, cuarcitas y otros) que muestran las estrías, características del arrastre morrénico; su altitud varía desde los 4200 a 4800 m.s.n.m., proporcionando una ventaja respecto a los accesos y ubicación de la estructura mineralizada; característica topográfica por su sistema orogénico andino y por los efectos de los plegamientos geológicos.

1.4.- ANTECEDENTES.

El departamento de Pasco era originalmente parte del departamento de Junín: fueron divididos después de 1919 en la configuración actual. El área de Huarón era conocida inicialmente como el distrito de Huancavelica del departamento de Junín (Molinero y Singewald. 1919). Esto condujo a la confusión en cuanto a localizaciones exactas del mineral. La mina fue referida como la mina de San José en los años 20. y ahora se considera estar en el distrito de San José de Huayllay. La mina Huarón inició sus operaciones en 1912 por una subsidiaria de la compañía francesa French Penarroya hasta 1987, año en que Mauricio Hochschild y Compañía la adquirió.

La Unidad Huarón se dedica a la extracción y producción de concentrados de plata, plomo, zinc y cobre. Esta Unidad fue paralizada debido al colapso de la Laguna Naticocha, originado en la mina Chungar, vecina de Huarón, ocurrido el 23 de abril de 1998. que inundó Huarón por la comunicación de las labores mineras.

En Marzo del 2000. Pan American Silver Corp. adquirió los derechos mineros de la Unidad Huarón, hoy Pan American Silver SA. – Unidad Económica Administrativa Huarón.

1.5.- RECURSOS.

a.- RECURSOS NATURALES:

El yacimiento mineral constituye el principal recurso. es así que en el área correspondiente a la U.E.A. Huarón podemos encontrar minerales que contienen plata, zinc, plomo, cobre y otros. que es objeto de la explotación.

b.- RECURSOS AGROPECUARIOS:

Cuenta con la presencia de pastos naturales en las comunidades vecinas, es importante destacar que la población se dedica a la actividad agrícola y pecuaria debido a las características climatológicas y topográficas que presenta el territorio y que hacen propicia la explotación de los terrenos aptos para la agricultura, destacando el cultivo de la maca; la producción pecuaria es tradicional y extensiva (de pastoreo a campo abierto) principalmente en la producción vacuno, ovino, alpacas, vicuñas y otros.

c. - RECURSOS HÍDRICOS:

EL agua requerida para trabajos de mina, se obtiene de la Laguna Liacsacocha. que a través de un sistema de bombeo es derivado hacia el Nivel 800. donde se cuenta con dos tanques de almacenamiento de agua para ser bombeados hacia los niveles superiores. (ver foto N° 2)

d.- RECURSOS HUMANOS:

La mano de obra para trabajos de mina, proviene de Cerro de Pasco, el distrito de Huavllay y zonas aledañas. donde la empresa Huaron tiene compromiso con las comunidades para dar trabajo a sus miembros.

1.6 - MÉTODOS DE TRABAJO

Para el desarrollo del trabajo se realizaron trabajos de campo y gabinete. Los trabajos de campo consiste en el control de tiempos de las diferentes operaciones y labores de explotación a fin de determinar las eficiencias. mapeos geomecánicos para la clasificación del macizo rocoso de acuerdo a

las tablas del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado, con el correspondiente llenado de los formatos de Geomecánica

El trabajo de gabinete comprendió en el análisis de datos, confección de planos geomecánicos y diseño del tajeo mediante la aplicación de taladros largos y finalmente la redacción del trabajo de tesis.

1.7.- INFRAESTRUCTURA.

La Unidad Económica Administrativa Huarón cuenta con oficinas administrativas y operacionales dentro del complejo minero Francois, una planta de tratamiento de minerales con una capacidad de tratamiento de 2,000 TMD, talleres de mantenimiento mecánico y eléctrico de maquinarias y equipos, mantenimientos de equipos, estaciones y subestaciones eléctricas, casa compresoras, campamentos de personal obrero y de empresas especializadas; además de un complejo en San José de Huayllay para el personal administrativo y operacional afiliados en Compañía.

1.8.- OBJETIVOS.

a.- OBJETIVOS GENERALES:

- Reducir los costos y aumentar la eficiencia de los tajeos.
- Mecanizar la explotación de minerales.
- Poder explotar el block de explotación en el menor tiempo.

b.- OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

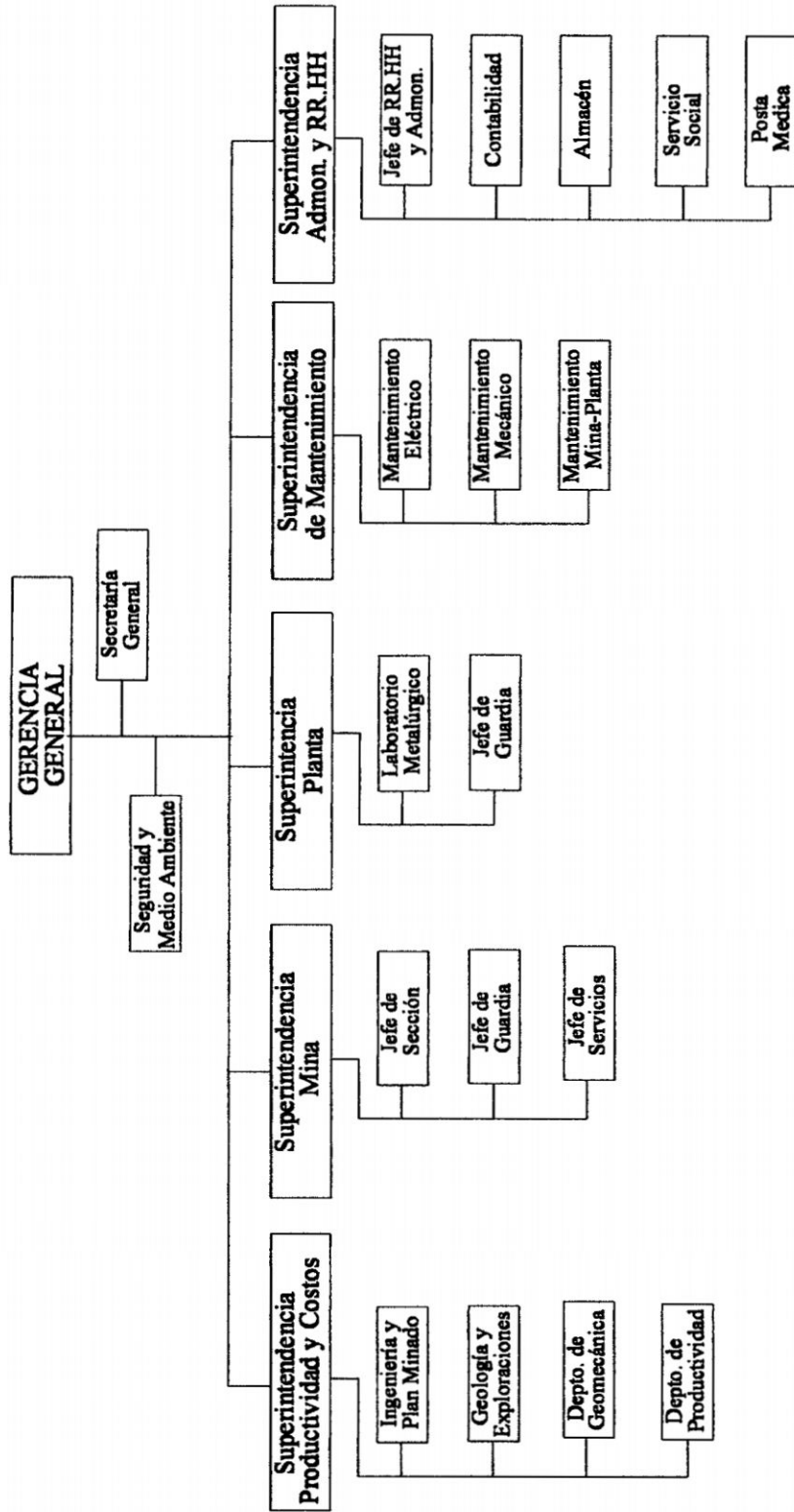
- Obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas.
- Reducir el riesgo de exposición del personal.

- Aplicar el método de explotación de Subniveles taladros largos de mayor rendimiento en la Veta Patrik.

1.9.- ORGANIZACIÓN.

La Unidad Económica Administrativa Huarón cuenta con un tipo de organización formal de sistema abierto el cual podemos observar en la Lámina N° 1.

ORGANIGRAMA MINA HUARON



LAMINA Nº 1

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1.- GEOLOGÍA REGIONAL.

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo "molásico" conocidos como "Capas Rojas", rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales (ver plano N° 2).

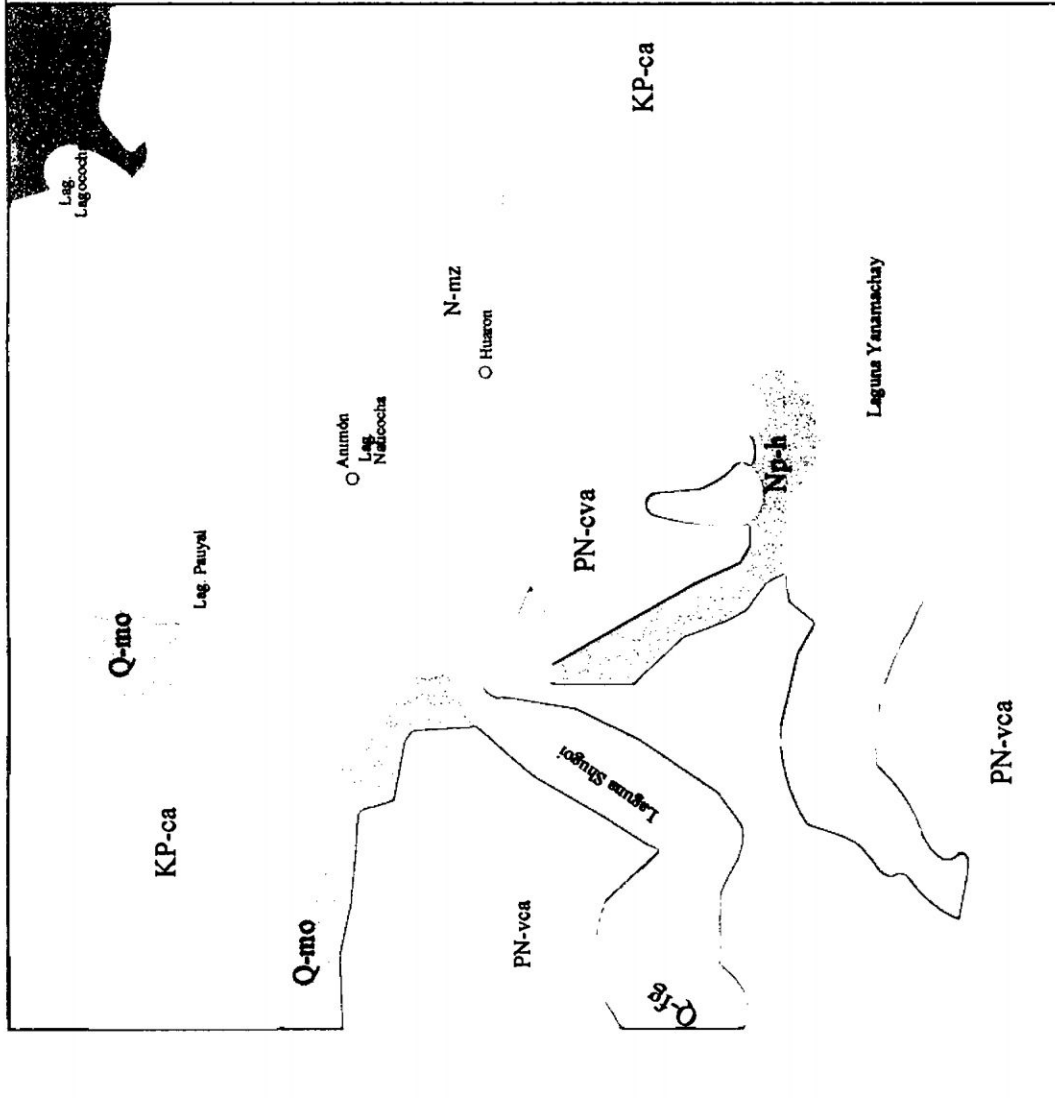
En la región abunda las "Capas Rojas" pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza ó verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las "Capas Rojas" y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables

LEYENDA

- Q-al** Depósitos aluviales
- Q-ig** Depósitos fluvio-glaciares
- Q-mo** Depósitos morrenicos
- NP-h** Formación Huayllay
- PN-vca** Volcánicos Calipuy
- KP-ca** Formación Casapalca
- N-mz** Monzonita
- ||| Lagunas

UNSCB		
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL		
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
GEOLOGIA REGIONAL		
MINA HUARON		
GEOL.: Ingeniería	ESCALA: 1/25,000	PLANO
DIB.: Oscar R. Contreras R.	FECHA: Marzo 2011	02



constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo "ignimbritas" tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras "caprichosas" producto de una "meteorización diferencial" conocida como "Bosque de Rocas" datan al plioceno.

Completan el marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más característico de la actividad glacial la formación numerosas lagunas.

2.1.1.- ESTRATIGRAFÍA:

En el distrito minero de Huarón se presentan diferentes unidades litológicas de naturaleza sedimentaria marina y continental, además de rocas intrusivas y efusivas, las cuales han sido datadas por correlaciones estratigráficas ó fósiles que se hallan preservados (ver lámina N° 2).

UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS		UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS										SUCCESO GEOLOGICO	MILLONES AÑOS	ROCAS INTRUSIVAS						
ERA/FAMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	GRUPO	FORMACION	UNIDAD	LITOLOGIA	SIMBOLO	GROSOR (mts)	DESCRIPCION										
CENOZOICO	TERCIARIO	INFERIOR	EOCENO	CALIFUY	CASAPALCA	SUPERIOR		Ry O	10	Depositos fluvio-glaciares Limo - Arcilla Gavoso	EROSION GLACIAR ELEVACION ANDES 4,000	1								
									Ry O	20			Morrenas con deltas argilosos a sobre desbordados en morales arenos.							
									MIO-CENO	HUAYLLAY	SUPERIOR	CALIFUY	CASAPALCA	SUPERIOR		Th Fm H	200	Tofas ignimbritas, ribbles y cenizas	PLEGAMIENTO QUICHUANO	13
																	Th Fm H	1000	Volcanes, piroclasticos, lavas y cenizas puzosiferas.	PENETRACION SUPERFICIE PURA
									OLIGO-CENO	CALIFUY	SUPERIOR	CASAPALCA	SUPERIOR	SUPERIOR		Th Fm H	>50	Margas limolíticas rojizas con arcillas, lodolitas, limolitas y cenizas	PARGAMENTO INCAICO	58
																	>50	175		
									EOCENO	CALIFUY	SUPERIOR	CASAPALCA	SUPERIOR	SUPERIOR		Th Fm H	200	Margas limolíticas rojizas	ANTICLINAL DE HUARCN	63
																	200	400		
									PALEOCENO	CALIFUY	SUPERIOR	CASAPALCA	SUPERIOR	SUPERIOR		Th Fm H	300	Margas limolíticas rojizas con delgadas capas de arcillas rojizas	FORMACION DE LOS ANDES	90
																	300	25		
									MIO-CENO	HUAYLLAY	SUPERIOR	CASAPALCA	SUPERIOR	SUPERIOR		Th Fm H	420	Areniscas calcareas y margas rojizas	BASE PERUANA	185
																	420	40		
OLIGO-CENO	CALIFUY	SUPERIOR	CASAPALCA	SUPERIOR	SUPERIOR		Th Fm H	800	Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas	FORMACION DE LOS ANDES	90									
								800	550			Cebizas masivas de calcareo aren y arcillas.								
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	PALEOCENO	CALIFUY	CASAPALCA	SUPERIOR		Th Fm H	550	Cebizas masivas de calcareo aren y arcillas.	FORMACION DE LOS ANDES	90								
									550	550			Cebizas masivas de calcareo aren y arcillas.							
JURASICO	MIO-CENO	HUAYLLAY	SUPERIOR	CASAPALCA	SUPERIOR	SUPERIOR		Th Fm H	550	Cebizas masivas de calcareo aren y arcillas.	FORMACION DE LOS ANDES	90								
									550	550			Cebizas masivas de calcareo aren y arcillas.							
EMPRESA PANAMERICAN SILVER S.A U.E.A HUARON		ESCALA S/E		UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE LA MINA HUARON		LAMINA N 2												
EMPRESA PANAMERICAN SILVER S.A U.E.A HUARON		FECHA Junio 2011		UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE LA MINA HUARON		LAMINA N 2												

A).- ROCAS SEDIMENTARIAS:

Se tienen las siguientes formaciones:

A1.- GRUPO PUCARÁ (Triásico Superior – Jurásico Inferior).

Éste grupo se le conoce también con el nombre de calizas Uliachín – Paria; está formado por calizas y dolomías grises claras y rosadas intercaladas con pequeños horizontes de carbón y presencia de fósiles (Gasterópodos) mal preservados.

El afloramiento más típico de éste grupo se encuentra en el caserío de Canchacucho a 10 km. al noreste de Huarón.

En la parte sur de éste paquete sedimentario tenemos calizas de color gris brillante ciertas concreciones, lentes o bandas de cherts paralelas a la estratificación.

En este afloramiento la base no está expuesta y sólo se conocen 100 m. de potencia. Infrayace mediante una discordancia angular a la formación Casapalca y Volcánica Huayllay.

A2).- FORMACIÓN CASAPALCA:

(Capas Rojas) (Cretáceo Superior – Terciario Inferior).

Es en esta formación donde se emplaza la mineralización del distrito minero de Huarón y está formado por la siguiente secuencia.

Del piso hacia techo, por una secuencia de lutitas, areniscas y margas marrón rojizas (200 m. aproximadamente).

Conglomerados silíceos son clastos bien redondeados con cierta uniformidad en el tamaño (1 cm a 15 cm) con matriz arenácea y ligeras estratificaciones; son conocidas como Bernabé (40 m).

Sucesión de areniscas y limonitas calcáreas de color marrón rojizo (0 – 300 m).

Sedimentos calcáreos silicificados y dolomitizados de color gris claro y violáceo, en el flanco este del anticlinal de Huarón; en el flanco oeste intercalados con cherts y conglomerados, son conocidos como cherts de Sevilla (25 m).

Conglomerados abarcados por la silicificación de los cherts y areniscas, lutitas y limolitas calcáreas de color marrón (100 m).

Margas, lutitas y areniscas de color marrón y verdes grisáceas con delgadas capas de yeso (100- 200 m). Suprayase al grupo Pucará mediante una discordancia angular, e infrayace a la formación Abigarrada también mediante una discordancia angular.

A3).- FORMACIÓN ABIGARRADA:

(Terciario Inferior Paleoceno).

El nombre denominado por Harrison R. a una secuencia Vulcano – sedimentario, compuesto principalmente por tufos y brechas de color rojizo, areniscas y conglomerados característicos por su gran tamaño, pues algunos clastos llegan a alcanzar 1.5 m de diámetro en una matriz arenácea.

Suprayacen a las capas rojas mediante una discordancia angular, la parte superior de ésta formación ha sido erosionado, pero en algunas zonas

infrayace al Volcánico Huayllay mediante discordancia angular (200 m de potencia aproximadamente).

A4).- DEPÓSITOS RECIENTES (Cuaternario).

Generalmente son depósitos fluvio-glaciares como morrenas, turbales y conos de escombros que cubren las partes bajas.

B.- ROCAS ÍGNEAS O INTRUSIVAS (Terciario Inferior):

Son cuerpos irregulares de diferente tamaño que afloran en el área en forma de diques.

Debido al relajamiento de las fuerzas tectónicas en la parte convexa del anticlinal, se originaron zonas de debilitamiento a lo largo de las cuales se produjeron rupturas que sirvieron para la circulación y emplazamiento de fluidos de composición cuarzo monzonítico en forma de diques axiales longitudinal y transversal.

Los diques axiales longitudinales se presentan en enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular cuya parte mas ancha tiene 1.4 km. y de orientación N25°W.

El afloramiento es duplicado debido a las fallas normales post-intrusivo y pre-mineral alcanzando hasta 350 m. en potencia. Los diques axiales transversales incluyen la parte oriental del anticlinal con dirección E-W y N85°W, distribuidos en una zona de 300 m. de ancho adelgazándose hacia es Este.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y transversales se unen adquiriendo mayor potencia.

Estos diques han desplazado muy poco los horizontales litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes y se encuentran alterados (seritización, caolinización y fuerte piritización).

C).- ROCAS VOLCANICAS.

C1).- VOLCÁNICO HUAYLLAY:

(Terciario superior Plioceno).

Está compuesto por tufos grises, brechas y cenizas volcánicas de carácter ácido, identificándola como una riolita – riodacita de grano grueso de color gris marrón claro, estructura fluidal y presencia de cuarzos bipiramidales de 1 mm a 5 mm, así como cristales de biotita en completo desorden.

A veces se tiene presencia de sillimanita o fibrolita que hace pensar en una ignimbrita.

En la zona de Huayllay de Calera, Canchacucho se encuentran cubriendo una gran extensión estas rocas con formas caprichosas – producto del intemperismo – erosión, conjugadas con sistemas de disyunciones columnares. Suprayace al Grupo Pucará, Formaciones Casapalca, Abigarrada mediante una discordancia angular (100 m a 200 m).

2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL:

2.2.1.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL REGIONAL.

Los sedimentos pre-terciarios y terciarios por acción de la orogénesis incaica, han sido fuertemente plegados dando lugar a la formación de anticlinales que se orientan en forma regional N25°W, que forma parte de la cordillera de los Andes.

2.2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL.

Las principales estructuras de la U.E.A. Huarón son:

a) PLEGAMIENTOS:

Un anticlinal asimétrica, es la estructura principal con el flanco oriental de mayor buzamiento 50° - 60° E que el occidental (35° - 42° W); el plano axial de orientación $N20^{\circ}$ - 30° W se inclina al Oeste y en la parte central presenta una suave convexidad hacia el Este; parte del plano axial ha sido erosionado.

Las dimensiones de la estructura son aproximadamente de 20 km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 km. de la zona axial transversal.

Evidentemente los esfuerzos compresionales provenientes del oeste han sido de mayor intensidad que los del Este. Un sinclinal ubicado a 3.5 km. al Oeste de Huarón denominado Quimacocha, cuyo plano axial es paralelo al inclinal de Huarón.

b) FALLAS Y FRACTURAS:

Los esfuerzos posteriores a la compresión e intuición, debido al relajamiento de charnela del anticlinal (esfuerzos de tracción) con la formación de fallas y fracturas de un horst.

Un primer conjunto de orientación E-W, se caracteriza por presentar dos sistemas de fracturas que tienden a converger a profundidad: el primer sistema que buza 70° - 80° WN, se localiza en las partes sur y media del distrito, tales como Andalucía, Restauradora, Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacresta; el segundo sistema que buza 80° - 90° S, se localiza en la parte norte del distrito, pertenecen a este sistema las betas Shiusha N, Shiusha S, grandes fallas de cizallas en forma de "X", las más conocida falla pozo "D" Llacsacocha, con buzamiento sub vertical de Norte al Sur, Patrick y Veta 17.

La estructura de mayor importancia es la falla pozo D en el flanco Nor – Oriental del anticlinal que desplaza a los cherts de Sevilla con un salto aproximado de 400 m.

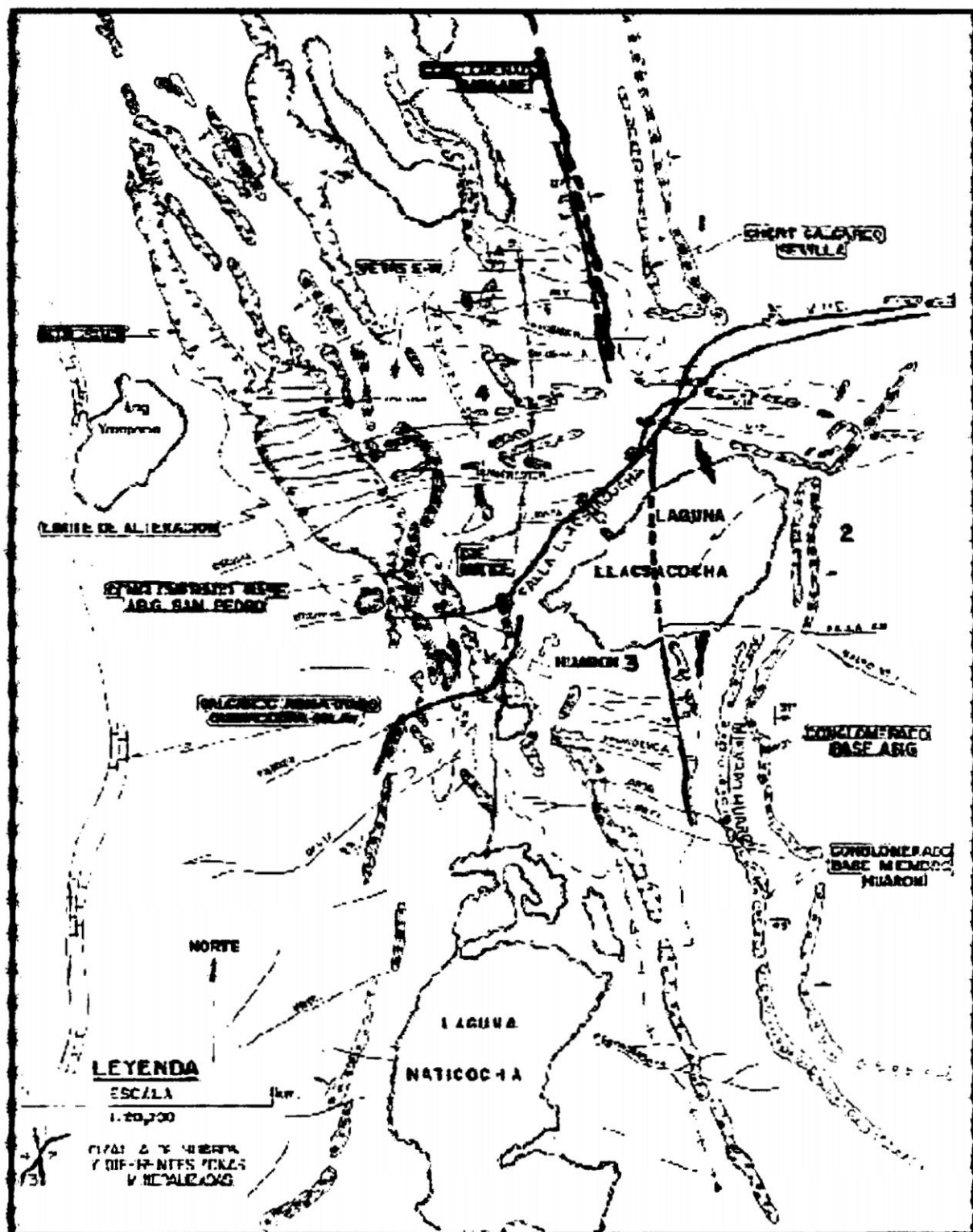
Un segundo conjunto de orientación N-S, que buzan al Oeste entre 40°- 65° W y se localizan al Oeste del distrito, son concordantes a la estratificación, tales como Fastidiosa, San Narciso, Santa Rita, Surprise, Caprichosa y Ramal Caprichosa.

Todas las estructuras y fallas fueron pre-minerales; mas el fracturamiento post mineral de menor magnitud en forma concordante a la pre-mineralización, que en su totalidad forma el horst de Huarón.

2.3.- GEOLOGÍA LOCAL.

El yacimiento de Huarón, litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros (ver plano N° 3). Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes.

En el yacimiento se presentan principalmente margas y areniscas. En el Horizonte Base se tiene conglomerado Bernabé que es un “metalotécto”



PLANO GEOLÓGICO LOCAL DE HUARON
PLANO N° 3

importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa.

Horizonte Techo.- "Metalotécto" calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

La mineralización ha ocurrido sobre estas rocas que han servido de receptáculo y donde las potencias son variables.

2.4.- GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.4.1.- GÉNESIS.

El yacimiento en cuanto a su origen tiene las siguientes características:

- **Es Primario**, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- **Es Hipógeno**, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática y las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.
- **Es Mesotermal a Epitermal**, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.4.2.- MINERALIZACIÓN.

La mineralización de Huarón se debe al magmatismo Mioceno (7 a 8 M.A y es post intrusiva).

En el yacimiento de de Huarón se han producido cuatro ciclos de mineralización:

a) PRIMER CICLO.

Las soluciones hidrotermales primitivas que circularon por las fracturas que se encuentran en la parte central del distrito a temperaturas relativamente altas, precipitaron principalmente en cuarzo lechoso (SiO_2), pirita (S_2Fe), enargita (SAs_4Cu_3) y tetraedrita ($\text{Sb}_4\text{S}_{13}(\text{Cu,Fe,Zn,Ag})_{12}$) las vetas que pertenecen a este ciclo son: Travieso, Alianza, parte sur de Fastidiosa, Tapada, Veta Cuatro y parte norte de San Narciso.

El volumen de esta mineralización representa un 25% – 30% del volumen de ~~volumen~~ de precipitados minerales.

b) SEGUNDO CICLO.

Las pulsaciones tectónicas adicionales que aumentaron el movimiento horstico, permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y formación de otras en forma adyacente, se produjo una nueva actividad magmatico con las consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a temperatura media en el orden siguiente: cuarzo lechoso, pirita, esfalerita marrón (SZn), galena (SPb); el tiempo de precipitación fue mas prolongado que el primer ciclo y de enfriamiento mas lento. A este ciclo pertenecen las vetas Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, Veta Cuatro,

Yanacreston, Patrick, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y bolsonadas; constituyendo el 50 – 60% del volumen total.

c) TERCER CICLO.

La reactivación tectónica en una época posterior, permitió que la parte central se elevara más, las fracturas pre-existentes se alargaran, profundizaran en forma adicional y se forman nuevas fracturas; el brechamiento y permeabilidad de los minerales depositados permitió la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura, con la precipitación de carbonatos que se inicia con la siderita y evoluciona a dolomita, rodocrosita y calcita; además de baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita, polibasita y calcopirita.

Esta precipitación fue rápida en un tiempo relativamente corto. Pertenecen a este ciclo las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia, Cometa, las vetas Restauradora, Andalucía, Precaución, parte norte de Fastidiosa y parte sur de San Narciso. Este ciclo contribuye con el 20 %– 25 % de volumen total.

d) CUARTO CICLO.

Se inicio una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial de los cristales y en las paredes de las fracturas.

2.4.3.- PARAGÉNESIS Y ZONEAMIENTO.

La paragénesis o secuencia de posicional en el tiempo se ha estructurado por medio de las texturas y estructuras. La actividad tectónica ha permitido que la mineralización ocurra repetidamente en las fisuras, con soluciones

hidrotermales de composición cambiante con el tiempo, estas soluciones han dado lugar a la precipitación de la mineralogía variada existente en el yacimiento.

El zoneamiento o secuencia de posicional en el espacio, en Huarón se observa que ha sido horizontal muy marcada, desde una zona central (Travieso) hasta la periferie de acuerdo al siguiente detalle:

ZONA CENTRAL:

Mineralización cuprosa, que se serian las más antiguas, removilizaciones como la enargita, pirita, cuarzo (Travieso).

ZONA INTERMEDIA:

Con mineralizaciones cuprosas, plomo, zinc, enargita, tetraedrita, esfalerita, galena, pirita (Tapada, Alianza, San Narciso, Fastidiosa).

ZONA EXTERIOR:

Minerales de plomo algunas veces tetraedrita, galena, esfalerita, pirita (Patrick, shiusha, bolsonada Bernabe, Sevilla, Veta Pozo D, Veta 17).

Según los estudios de secuencia paragenética, se presentan los siguientes minerales:

Sulfosales:

- Tetraedrita: $(\text{Cu, Ag, Fe, Zn})_{12}(\text{SbAs})_4\text{S}_{12}$
- Polibasita: $(\text{Cu, Ag})_{16}\text{Sb}_2\text{S}_{11}$
- Enargita: S_4AsCu_3

Sulfuros:

- Esfalerita: Szn
- Galena: SPb
- Chalcopirita: CuFeS_2

- Pirita: S_2Fe
- Estibina: S_3Sb_2

Oxidos:

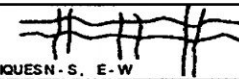

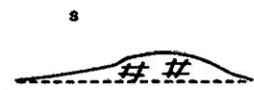

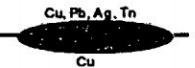
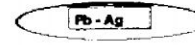
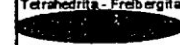
- Rodonita: $(Mn, Ca) SiO_4$
- Cuarzo: SiO_2
- Calcita: $CaCO_3$
- Casiterita: SnO_2

Otros:

- Wolframita: $(Fe, Mn) WO_4$
- Siderita: $FeCO_3$
- Rodocrosita: $MnCO_3$

Estos ciclos de mineralización han sido precedidos por intrusiones cuarzo-monzoníticas en los diques N-S y E-W, ubicados en la parte central del anticlinal, presentando una fuerte alteración hidrotermal, caracterizada por la presencia de silicificación, epidotización y pirritización.

PARAGENESIS GENERALIZADA YACIMIENTO POLIMETÁLICO DE HUARÓN

	I FASE	II FASE	III FASE
EVENTOS TECTONICOS	PLEGAMIENTO - ANTICLINAL FALLAMIENTO E - W FRACT. BLOQUE "ESTE" SE HUNDIÓ	COMPRESION 70° "CIZALLA" "X", FALLA "LLACSA COCHA" "TRAVIESO" "POZO D" COMPRESION FLANCO OESTE - FALLAS N - S SOBREESCURRIMIENTO	DISTENSION
INTRUSIVOS	 DIQUES N - S, E - W		
ENSAMBLES	Fe, Zn, As, (Sn) - (W)	Cu, Pb, Ag (Bl) - (Te) - (V)	Sb, Ag (Etapa Argentífera)
ALTERACIONES Silica - Potásica (Propilitica) Argílica			
PIRITA (Py)	Py 1	Py 2 → Tn → Cp	Tetrahedrita
GALENA (Ga)			
ESFALERITA (sf. Ó sph.)	Fe Sf negra (Marmal)	Sf rubia	Cp Sf. Rubia
CUARZO (Qz.)	Qz 1	Qz 2	Qz 3
CHALCOPIRITA (Cp.)	Cp 1	Cp 2 Cu	Cp 3
CALCITA - DOLOM. (Ca. - Dol.)			
SERICITA - ILLITA			
CARBONATOS (Sider. -Rdc.)		Mn?	
ALABANDITA (Mn)		Mn?	
SULFOSALES : Cobres Grises : (60-90% Ag) Tetrahedrita (Freibergita) (Td) Tennantita (Tn) Enargita (Luzonita) (En)			Tetrahedrita
MINERALES DE PLATA Galena Argent. 6 - 15 % y en sf en niveles superiores y periferie Cu gris antimoniales (60-90%Ag)			

ZONEAMIENTO:

En forma generalizada, los precipitados se distribuyen según el zoneamiento siguiente:

La Zona de Cobre.- Conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central del distrito, como a la tetrahedrita, que se sitúa en la periferia.

La Zona de Zinc-Plomo.- Constituida por los minerales de temperatura intermedia que acompañan a la esfalerita marrón (marmatita) y a la galena, que se sitúan en el área periférica a la zona de cobre.

La Zona de Zinc-Plomo-Plata.- Constituida por los precipitados de baja temperatura que contienen minerales de plomo-zinc con valores altos de plata y que se sitúan en la periferia del distrito

2.4.4.- CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

El principal control de la mineralización es el estructural, las estructuras de rumbo NE con sus ramales y cimoides, son las estructuras con mejor mineralización.

Las estructuras de rumbo E - W en la intersección con las de rumbo NE forman clavos mineralizados, pero; en la intersecciones con otros ramales secundarios por lo general se observa un empobrecimiento, mejorando la calidad del mineral después de los 30 m, de la intersección.

En los cambios de rumbo y buzamiento, las estructuras presentan angostamiento o ensanche que han controlado la mineralización y la formación de clavos. Las vetas tienen mayor potencia y ley cuando el rumbo cambia o inflexiona de E - NE a NE.

Otro control de importancia es el litológico, donde la arenisca ha sido más favorable al fracturamiento y alteración hidrotermal que las margas y brechas

2.4.5.- ALTERACIONES.

La alteración se circunscribe al contacto entre estructura y caja, en las que se pueden observar zonas de silicificación, argilización, cloritización y dolomitización, con presencia de venilleo de pirita-cuarzo en ciertos casos, esta alteración alcanza una potencia promedio de 50 cm. al contacto con estructuras de potencias anchas definidas. En el caso de ramificaciones, estas alteraciones se hacen más potentes dentro de ellas. En superficie, las alteraciones se restringen al afloramiento de estructuras y se observa una moderada a fuerte dolomitización a manera de cuerpo pero siempre relacionado a la existencia de fracturamiento

Es importante mencionar que los óxidos de Mn y Fe presentes en las estructuras en superficie (valores altos de Manganeso), podrían indicar una relación directa entre la alteración y la veta.

Alteración Hidrotermal.-

El primer ciclo de mineralización esta asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico-potásico muy cerca de las Vetas y una alteración propolítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización esta asociada a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización esta asociada a una alteración argílica avanzada a pervasiva.

2.4.6.- ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

2.4.6.1.-TIPOS DE ESTRUCTURAS:

Los tipos de estructuras del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas ó cuerpos mineralizados y por vetas-manto.

2.4.6.2.- DESCRIPCIÓN DE LAS PRINCIPALES ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

VETA PATRIK.- Veta carbonatada con bandas de rodocrosita, sulfuro masivo, galena, tetraedrita, etc. Tiene una orientación de E-W, un buzamiento promedio de 70° y con una potencia promedio de 3.50 m con una longitud de 1,132 m.

VETA FARALLON.- Veta carbonatada con brecha de intrusivo al piso, sulfuro masivo, tetraedrita, galena, blenda, etc. De mineralización tiene orientación de N-S, un buzamiento de 75° con una potencia promedio de 3.40 m y una longitud de 800 m.

VETA MARGARITA.- Veta con presencia de proustita (plata roja), galena y blenda, pirita, con orientación de E-W, buzamiento promedio de 78° y potencia promedio de 1.10 m y longitud de 320 m.

VETA ANITA.- Veta carbonatada con panizo al piso presencia de galena, sulfuros, rodocrosita con orientación de E-W, buzamiento de 68° y potencia promedio de 1.60m y longitud de 715m.

VETA CUATRO.- Veta con presencia de marga blanca grisácea, con venillas de sulfuros, rodocrosita, galena, etc. Con orientación de N-S. Buzamiento promedio de 78° potencia promedio de 2.5 m y longitud de 975m.

VETA FASTIDIOSA.- Veta con presencia de marga gris argilizada, sulfuro masivo, galena rodocrosita, también presencia de plata roja, etc. Con orientación de N-S, un buzamiento de 45° , potencia promedio de 1.5 m y longitud de 1,205 m.

VETA TRAVIEZO.- Veta con presencia de sulfuro masivo, rodocrosita, galena, con manchas de carbonato y panizo en los contactos con las cajas, con orientación de E-W, buzamiento promedio de 75° , potencia promedio de 1.80 m y una longitud de 880 m.

Las vetas que están como proyecto, las cuales fueron explotados en NV 250 y que en NV 180 son proyectados gracias a taladros diamantinos son:

Veta Jimena, Veta Maritza, Veta Danitza, Veta Mily, Veta July, Veta Rosario, Veta Santo Tomas, estos alcanzan un promedio de potencia de 2.30 m. y una longitud total de 7,200 m.

2.4.7 RESERVAS MINERALES.

2.4.7.1.- CRITERIOS DE CUBICACIÓN.

a) Mineral económico:

Mineral económico = costo de Minado + Des. + Planta + Gastos de Adm. + Finan.

Costo total = 75 \$/TM

En consecuencia los blocks de mineral cuyo valor es igual a 75 \$/TM o mayor se consideran mineral económico o mineral de reserva.

b) Factor de dilución.

Se ha considerado prudente el 10% como factor de dilución ya que son cajas definidas para ambos lados.

c) Peso específico.

Para mineral de sulfuros 3.3 TM/m³ y para mineral de óxidos 2.6 TM/m³.

d) Dimensionamiento de los blocks.

Longitud : 40 m.

Altura : 40 m.

Profundidad : 1/5 Long. Expuesta

2.4.7.2.- CLASIFICACIÓN DE RESERVAS.

Por el grado de certeza, el mineral ha sido clasificado como probado y probable, según la confianza y seguridad de su explotación.

Por su accesibilidad, se ha considerado Accesible las zonas actuales de trabajo y Eventualmente Accesible, las zonas que requieren trabajos previos para su explotación.

2.4.7.3.- CALCULO DE LEYES Y TONELAJE.

La ley media de un bloque de mineral, se ha calculado a partir de las leyes medias de las labores expuestas que lo limitan. Los niveles inferior y superior, son generalmente limitados por galerías y hacia los costados por chimeneas.

Para calcular la ley media de una cara de un bloque limitado por una galería, se utilizó la formula siguiente:

$$Ley\ Media(L) = \frac{Suma(Ley\ x\ Potencia)}{Suma\ de\ Potencias}$$

El cálculo de la ley media de un bloque que tiene varias caras muestreadas, se realizó con la fórmula siguiente:

$$Ley\ Media = \frac{Suma(Longitud\ x\ Ancho\ x\ Ley)}{Suma(Longitud\ x\ Ancho)}$$

Los volúmenes fueron determinados, multiplicando las áreas de los bloques por los anchos de minado; las áreas se calcularon según las formas de los bloques y en plano de vetas, mientras que los anchos de veta y de minado se midieron perpendicularmente a este plano.

El tonelaje es considerado en toneladas métricas secas y se obtiene de multiplicar el volumen por el peso específico.

La ley media general de los bloques de mineral, se determina multiplicando la ley de cada bloque por su tonelaje y dividiendo; luego se suman estos productos y esta cantidad se divide entre la suma de los tonelajes.

2.4.7.4.- INVENTARIO DE RESERVAS.

En total, de acuerdo a la cubicación realizada al 31 de diciembre del 2010, se tiene mineral entre probado y probable 3'026,720 TMS, con potencia promedio de 2.05 m. 13.85 Oz /TM de Ag, 0.39% de Cu, 2.76 % de Pb, 6.77 % de Zn, la misma que se indica en el cuadro N° 2.4.7.4:

En cuanto a la Veta Patrik, esta tiene 912,222 TM, con potencia de 3.40 m. y con leyes de 10.64 Oz/TM Ag, 0.06 % de Cu, 2.37% Pb y 3.32% de Zn.

CUADRO N° 2.4.7.4
RESUMEN RESERVAS MINERAL MINA HUARON
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2010

CATEGORÍA	POTENCIA Mts.	TONELAJE TMS	LEYES			
			Oz/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn
PROBADO	2.06	1,813,632	13.90	0.39	2.78	6.79
PROBABLE	2.05	1,213,088	13.77	0.38	2.74	6.72
TOTAL:		3,026,720				
PROMEDIO	2.05		13.85	0.39	2.76	6.76

RESUMEN RESERVAS MINERAL VETA PATRIK
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2010

CATEGORÍA	POTENCIA Mts.	TONELAJE TMS	LEYES			
			Oz/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn
PROBADO	3.50	549,133	10.67	0.06	2.38	3.35
PROBABLE	3.30	370,089	10.60	0.06	2.35	3.28
TOTAL:		919,222				
PROMEDIO	3.40		10.64	0.06	2.37	3.32

CAPITULO III

APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA PATRIK

3.1.- EVALUACIÓN GEOMECÁNICA.

3.1.1.- DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

Para la determinación de las propiedades físicas y mecánicas de las rocas de la veta Patrik y en especial de la zona de explotación, se han extraído muestras representativas del macizo rocoso, que fueron analizadas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUPC. Cuyo resultado se detallan a continuación:

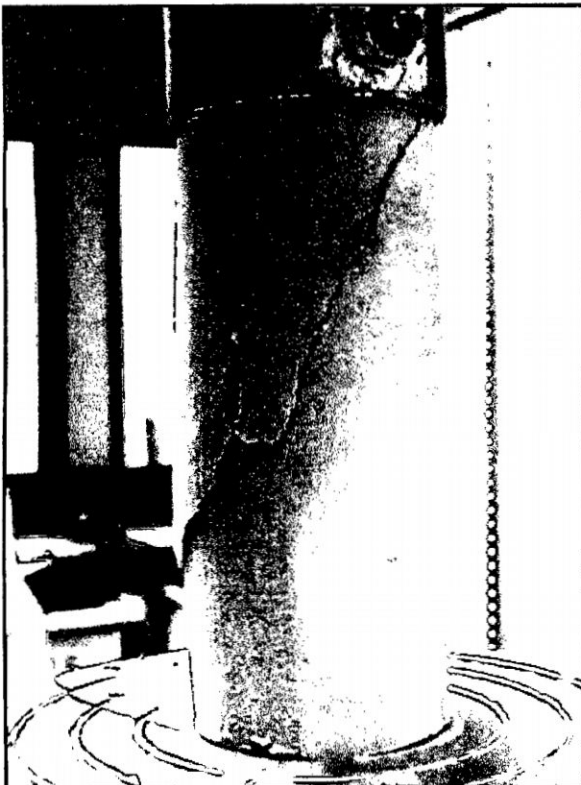
A).- PROPIEDADES FÍSICAS:

	<i>Densidad (gr/cm³)</i>	<i>Absorción</i>	<i>Porosidad</i>
<i>Cajas (Tajeo R-979)</i>	2.65	1.60	1.95
<i>Mineral (Tajeo R-979)</i>	3.30	1.40	1.55

B).- PROPIEDADES MECÁNICAS:

B1).- Resistencia a la Compresión:

<i>Muestra</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (Kg/cm²)</i>
<i>Caja</i>	540.00
<i>Mineral</i>	370.40



Es la resistencia a una carga aplicada en una sola dirección que sigue el eje.

$$\sigma_c = \frac{P}{A}, \quad \text{donde}$$

σ_c = Resistencia a la compresión.

P = Carga de rotura

A = Área de la sección transversal.

c).- ENSAYO DE CORTE DIRECTO:

Muestra	Cohesión Kg/cm²	Angulo de Fricción
Caja	1.63	28°
Mineral	1.40	27°

3.1.2.- PRESIONES EN EL TAJEO.

El esfuerzo vertical (σ_v), se determina:

$$\sigma_v = \rho \times H$$

Donde ρ = densidad de la roca, en Kg/m³

H = altura de la sobrecarga, en metros:

El esfuerzo horizontal (σ_h), está dado por la siguiente:

$$\sigma_h = M \times \sigma_v$$

El valor de M , depende de la profundidad en que se encuentre el Túnel.

$M = 0$ → Cuando el esfuerzo vertical ocurre cerca de la superficie de 0 a 300 mt.

$M = 1/3$ → Cuando el esfuerzo vertical es a media profundidad de 301 a 700 mt.

$M = 1$ → Cuando el esfuerzo vertical ocurre a gran profundidad mayor de 700 mt.

Esfuerzo vertical:

$$\sigma_v = \rho \times H$$

$$\sigma_v = \rho \times H$$

$$\sigma_v = 2,650 \text{ Kg/m}^3 \times 300 \text{ m} = 79.50 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo horizontal:

$$\sigma_h = \sigma_v$$

El esfuerzo horizontal (σ_h), está dado por la siguiente:

$$\sigma_h = M \times \sigma_v$$

En este caso $M = 0.33$ por encontrarse el tajeo a 300 m. debajo de superficie.

$$\sigma_h = 0.33 \times 79.50 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_h = 26.23 \text{ Kg/cm}^2$$

B.- RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE MECÁNICA DE ROCAS.

Dado la resistencia de la roca (Arenisca) a la compresión uniaxial es de 540 Kg/cm², El esfuerzo vertical sobre el tajeo resulta de 79.50 Kg/cm² que es menor a la resistencia de la roca.

El esfuerzo horizontal es igual a 26.23 Kg/cm², también menor que la resistencia a la compresión simple de la roca, por lo que no tendrá efecto sobre la estabilidad del Tajeo.

3.1.3.- RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN GEOMECANICA.

El objetivo de la evaluación geomecánica es determinar las condiciones geomecánicas de las cajas y mineral para poder aplicar el método de minado por subniveles con taladros largos.

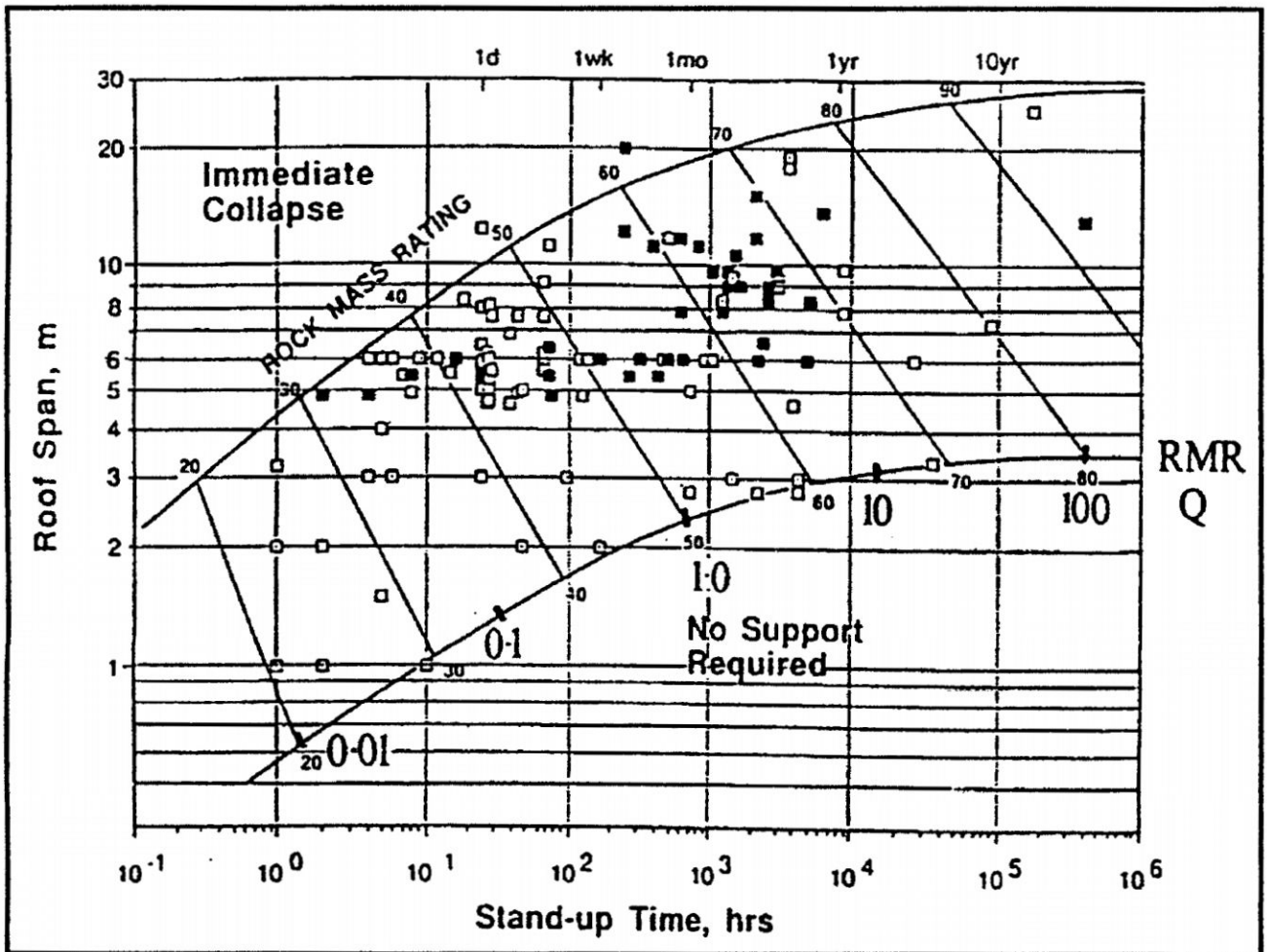
Las cajas presentan discontinuidades como fallas, fracturas y algunos bloques sueltos y aplicando el sistema de clasificación GSI (Geological Strenght Index) se califica como Regular A (IIIA – RMR 51-60).

Con respecto a las condiciones geomecánicas del mineral es menor que de las cajas y se le califica como Regular B (IIIB-RMR 41-50); sin embargo durante el minado tener cuidado de las estructuras potencialmente inestables y utilizar sostenimiento con la combinación de malla electrosoldada y pernos split set.

Las tablas geomecánicas establecidas para la Mina Huarón se indican a continuación:

3.1.4.- DETERMINACIÓN DEL TIEMPO DE AUTO-SOPORTE DEL TAJO:

Para la determinación del auto-soporte de la abertura del subnivel se ha empleado el siguiente ábaco:



Teniendo una abertura de 3.5 m de ancho y considerando el RMR hallado, los tiempos de auto-soporte hallados son:

ANCHO ABERTURA	TIPO ROCA	VALOR RMR	TIEMPO AUTO-SOPORTE	
			HORAS	DÍAS
3.5 m.	MF/R	41	13	0.5
3.5 m.	MF/B	50	125	5
3.5 m.	F/R	51	133	6
3.5 m.	F/B	60	1320	55

COMPANIA MINERA HUARON S.A.
SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado)
LABORES MINERAS DE DESARROLLO (2.5-3.5)
LABORES DE EXPLOTACION (2.5-4.5)

A	SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 5 AÑOS
B	PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 1 MES
C	PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS
D	PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y Malla o Shotcrete con fibra (5 cm) TIEMPO DE COLOCACION 5 DIAS
E	PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra. TIEMPO DE COLOCACION 1 DIA
F	CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS CADA METRO TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO

CONDICIONES

BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)

SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS
E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa)
(SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)

REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)

DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS
DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 a 100 Mpa)
(SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)



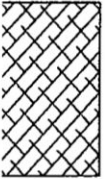

POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.)

DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA,
LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc 25 A 50 Mpa)
(SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)

MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)

SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA
RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA
(Rc 5 A 25 Mpa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)

ESTRUCTURA

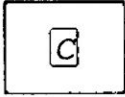
	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO) (RQD= 115 - 3.3 Jn.)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/P	—
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R	(A) F/P	(C) F/MP
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	(A) MF/B	(A) MF/R	(C) MF/P	(D) MF/MP
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	—	(C) IF/R	(D) IF/P	(E) IF/MP
			(B)	(D)	(E)
			(D)	(E)	(F)

COMPANIA MINERA HUARON S.A.
 SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado)
 LABORES MINERAS DE DESARROLLO (3.50-5.0)
 LABORES DE EXPLOTACION (4.5-7.0)

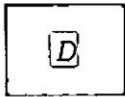
A SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL
 TIEMPO DE COLOCACION 5 AÑOS



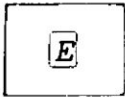
B PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m.
 (Malla o cinta ocasional)
 TIEMPO DE COLOCACION 1 MES



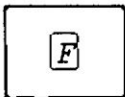
C PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m.
 (Malla o cinta ocasional)
 TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS



D PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y
 Malla o Shotcrete con fibra (5 cm)
 TIEMPO DE COLOCACION 5 DIAS



E PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y
 SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra.
 TIEMPO DE COLOCACION 1 DIA



F CIMBRAS METALICAS O CUADROS
 DE MADERA ESPACIADOS CADA METRO
 TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO

CONDICIONES

BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)

SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS
 E INALTERADAS, CERRADAS. (RC 100 A 250 MPa)
 (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)

REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)

DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS
 DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (RC 50 a 100 MPa)
 (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)

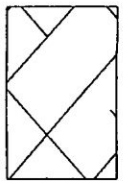
POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.)

DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA,
 LIGERAMENTE ABIERTAS, (RC 25 A 50 MPa)
 (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)

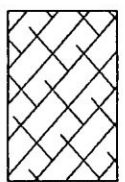
MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)

SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA
 RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA
 (RC 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)

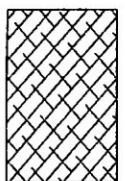
ESTRUCTURA



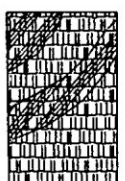
LEVEMENTE FRACTURADO
 TRES O MENOS SISTEMAS DE
 DISCONTINUIDADES MUY
 ESPACIADAS ENTRE SI
 (RQD 75-90)
 (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)
 (RQD= 115 - 3.3 Jn.)



MODERADAMENTE FRACTURADO
 MUY BIEN TRABADA, NO
 DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS
 FORMADOS POR TRES SISTEMAS
 DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES
 (RQD 50 - 75)
 (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)



MUY FRACTURADO
 MODERADAMENTE TRABADA,
 PARCIALMENTE DISTURBADA,
 BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS
 POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE
 DISCONTINUIDADES (RQD 25-50)
 (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)



INTENSAMENTE FRACTURADO
 PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO
 CON MUCHAS DISCONTINUIDADES
 INTERCEPTADAS FORMANDO
 BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES
 (RQD 0 - 25)
 (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)

(A)	(A)	(A)	
LF/B	LF/R	LF/P	—
		(B)	
(A)	(A)	(C)	(D)
F/B	F/R	F/P	F/MP
(A)	(C)	(D)	(E)
MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
(B)			
—	(D)	(E)	(F)
	IF/R	IF/P	IF/MP

Metodología de aplicación

El desprendimiento de roca se evita colocando el soporte adecuado en el momento oportuno

Aplicación sin factores influyentes

Para la aplicación de esta tabla se determina in situ una vez lavadas las paredes y el techo de la labor a mapear, la cantidad de fracturas por metro lineal utilizando un flexómetro (parámetros de estructuras y la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota con las que se rompe o se indenta la roca, o la condición de las fracturas (abertura, relleno y alteración) (parámetros de condiciones).

Cada recuadro de calidad de roca presenta algunas subdivisiones aplicándose el sostenimiento designado en el recuadro superior cuando no se presentan factores influyentes, los mismos que son descritos en el párrafo siguiente.

Correcciones por factores influyentes

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzos (encampañe mayor de 800m, labores cercanas o presencia y cercanía a fallas) y demoras en la colocación de soporte que afecten a un determinado tipo de roca en una labor, originara que el soporte asignado por su condición al momento de la excavación requiera ser reforzado, para lo cual se deberá colocar el siguiente soporte, tanto en elementos de soporte como en tiempos de colocación, debiendo considerarse una sola corrección.

Ejemplo.- Rampa de 4.0x4.0m muy fracturada regular (MF/R), el soporte sin factores influyentes correspondería a pemos de 1.0x1.0m, con malla de refuerzo o shotcrete sin fibra de 0.05m (soporte tipo C) y el tiempo de colocación a 5 días. Con presencia de agua, orientación desfavorable de discontinuidades, aberturas cercanas o influencia de esfuerzos se deberá colocar soporte tipo D y su tiempo de colocación será de 1 día.

Medidas preventivas y de control

La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá disminuir el espaciamiento de taladros a 0.5m y distribuir mejor su carga, así mismo, evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas en paredes, techo y frente de la labor.

Ejecución de mapeo geomecánico de inmediato y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.

Revisar y cumplir en forma estricta con el manual de procedimientos de colocación de los diferentes elementos de soporte que se apliquen.

Efectuar periódicamente ensayos de arranque en los pemos colocados, limpieza y reparación de mallas rellenas con fragmentos, reemplazar los pemos mal colocados o sueltos y los tramos con shotcrete deteriorado.

Capacitación permanente del personal de operaciones (Jefes de Guardia, Capataces, perforistas y ayudantes) en la aplicación de la tabla y colocación de sostenimiento.

Compromiso de la Gerencia General y de operaciones con la aplicación correcta y oportuna de esta actividad.

Formas de colocación terminantemente prohibidas

Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.

Perforar para pemos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro

Colocar pemos en las fracturas o muy inclinados o en zonas en que la picota se hunde profundamente, o en labores con anchos menores de 2.0 m

Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca.

Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).

Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.

Reemplazar el uso de elementos de madera (cuadros, puntales, etc.), por soporte flexible, sin tener el conocimiento y la experiencia suficiente.

3.2.- PARÁMETROS CONSIDERADOS PARA LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS.

Para la aplicación del método de subniveles con aplicación de taladros largos se ha considerado los siguientes aspectos:

- a.- El yacimiento se presenta en veta, con buzamiento alto de 70° a 80°.
- b.- La potencia de la veta es de 3.0 m.
- c.- Las cajas están constituidas por areniscas de tipo III (roca regular).
- d.- La mineralización es de una distribución regular.
- e.- Los contornos de la mineralización son definidas, a fin de permitir una buena recuperación del mineral y minimizar la dilución.
- f.- Es un método de alta producción.
- g.- Se puede mecanizar a fin de lograr mayor productividad.
- h.- El ciclo de minado es rápido, lo cual permite tener abierto el tajeo un menor tiempo.

3.3.- MÉTODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS.

El método de explotación con subniveles y usando relleno detrítico, variante taladros largo comprende dos etapas: la primera es la etapa de preparación y la segunda la de explotación.

3.3.1.- PREPARACIÓN.

La preparación para el método de subniveles consiste en delimitar el block de explotación mediante dos galerías de 3.5 x 3.5 m separadas a 40 m. A una

distancia de 15 m. y paralela a la galería inferior se construye en roca estéril un By Pass de 3.5 x 3.5 m. cuya finalidad es para la extracción del mineral y de donde se ejecutan cruceros de 3.5 x 3.5 m. separadas a 40 m hasta interceptar la veta., luego se levanta el Ore Pass que debe ubicarse al centro del block y a mitad del crucero central.(Ver lámina N° 3).

De nivel a nivel se construye rampas de 3.5 x 3.5 m. de sección que servirán de acceso al tajo, luego mediante raise borer se levanta el ore pass de 1.5 m de diámetro.

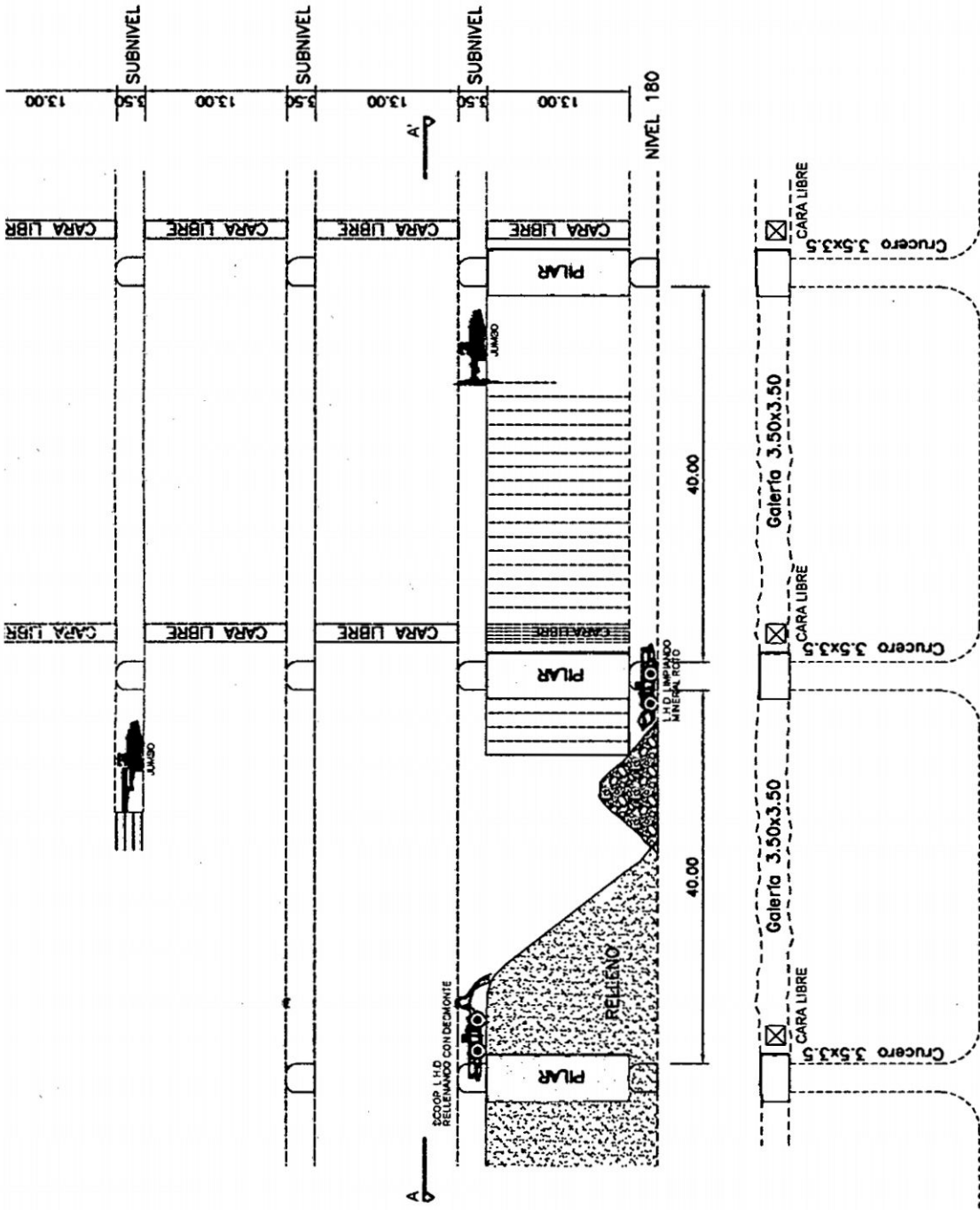
Cada 13 m. se corre subnivel de 3.50 x 3.50 m. mediante el uso del jumbo hasta una longitud de 40 m. quedando de esta forma preparado el panel de explotación de un tamaño de 40 x 40 m.

3.3.2.- CICLO DE EXPLOTACIÓN.

3.3.2.1.- PERFORACIÓN - VOLADURA.


Se traslada el equipo de perforación al nivel superior y ejecución del slot (formación de la cara libre), marcado de la malla de perforación, ubicación de la perforadora.

La perforación de los taladros se realiza mediante el jumbo Mini Raptor DH, que se ubica en el subnivel y desde donde perfora taladros verticales de 13 m con diámetro de 64 mm. (2 1/2") y con una malla de 1.0 x 1.20 m. El tiempo de perforar un taladro en promedio dura una hora y para perforar los 40 taladros comprendidos en el primer corte (lonja), se requieren 40 horas que equivale a 5 guardias.



By Pass 3.5x3.5

A-A'

 GERENCIA DE OPERACIONES PRODUCCION MINA PLANEAMIENTO GEOLOGIA SEGURIDAD GEOMECANICO	NOTA : : C. HUERTA : M. CALDERON : J. RODRIGUEZ : J. BEDOTIA : C. AMAYA : A. RAMOS	PROYECTO PATRIK	FOLIO 0.C.R.	FOLIO 03/03/11	PUNTO N° LAMINA 3
	Pan American Silver S.A. MINA QUIRUUVILCA UNIDAD EXPLORACION DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION TALLADOS Y ARCOS				

Terminado la perforación, los taladros son cargados con fanel y emulsión como iniciador y en resto de la columna de carga con anfo común, colocando taco al fondo del taladro y otro taco en la boca del taladro, Para la voladura la manguera del fanel es conectado al Pentacord y éste al carmex.

La Chimenea para la cara libre (slot), en la voladura de taladros largos, se perforan chimeneas de 2 x 2 m. con la perforadora Raptor hasta una longitud de 13 m.

El disparo se inicia teniendo como cara libre la chimenea lateral y los demás taladros detonan con salida a esta chimenea.

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN:

Para el diseño de la malla de perforación se ha utilizado la Teoría de Ash que da buenos resultados según reporte de otras unidades mineras que usan el método de taladros largos:

a) Cálculo del burden:

$$B = \frac{K_b \times \phi}{12}$$

Donde B: burden en pies.

K_b : constante de roca

ϕ : diámetro del taladro, en pulgadas.

Determinación de la Constante Kb				
Clase de explosivo	Densidad gr/cm³	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
<i>Baja densidad y potencia</i>	0.8 a 0.9	30	25	20
<i>Densidad y potencia media</i>	1.0 a 1.2	35	30	25
<i>Alta densidad y potencia</i>	1.2 a 1.6	40	35	30

Conforme a la evaluación geomecánica para la a explotarse resulta un RMR de 45 que le cataloga como roca media y el explosivo a utilizarse es el anfo de una densidad de 0.8, por lo que la constante Kb es 25, reemplazando tenemos:

$$B = \frac{25 \times 2 \frac{1}{2}}{12} = 5.21 \text{ pies} = 1.60 \text{ m.}$$

b) Espaciamiento:

El espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula:

$$E = B \times K_e,$$

Donde K_e , es una constante

Determinación de la constante Ke	
$K_e = 1$	Para iniciación de taladros simultáneos
$K_e = 1$	Para taladros secuenciados con retardos largos.
$K_e = 1.2 \text{ a } 1.6$	Para taladros secuenciados con retardos cortos

La voladura a empleará taladros secuenciado con retardos cortos y por lo tanto

K_e será 1.2

$$E = 1.60 \times 1.20 = 1.92 \text{ m.} = 1.90 \text{ m.}$$

La malla resulta = $1.60 \times 1.90 \text{ m.}$

c) Cálculo del taco:

La longitud del taco está dada por la siguiente fórmula:

$$T = Kt \times B$$

La constante Kt varía entre 0.7 a 1.60 y asignamos un valor de 0.7

$$T = 0.7 \times 1.60 = 1.12 \text{ m.} = 1.0 \text{ m.}$$

Los diseños presentan taladros pasantes y ciegos. Los taladros pasantes se consideran como dos superficies de carguío, es decir un taco de la misma longitud para cada lado.

d) Cálculo de la carga explosiva:

Para el cálculo de la carga explosivo se ha utilizado el modelo de Hansen:

$$Qt = 0.28 (H/B+1.5) \times B^2 + 0.4 \times Fr (H/B+1.5) \times B^3$$

Donde Qt : carga total de explosivo por taladro en Kg.

B: burden en metros.

H: longitud taladro, m.

Fr: Factor de roca en Kg/m^3

TIPO DE ROCA	Fr = Kg/m³	Gc = Mpa	Gt = Mpa
I	0.24	21	0
II	0.36	42	0.5
III	0.47	105	3.5
IV	0.59	176	8.5

Para el caso de taladros pasantes:

Datos: H = 13.0 m. – 2.0 m. (doble taco) = 11.00

En este caso H es la columna de carga.

$$B = 1.60 \text{ m.}$$

$$Fr = 0.36$$

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \left(\frac{11}{1.60} + 1.5 \right) \times 1.6^2 + 0.40 \times 0.36 \left(\frac{11}{1.60} + 1.5 \right) \times 1.60^3$$

$$Qt = 6.00 + 4.94 = 10.94 \text{ Kg/taladro}$$

Para el caso de taladros ciegos:

Datos: H = 13.0 m. – 1.0 m. = 12.00 m. (columna de carga)

$$B = 1.60 \text{ m.}$$

$$Fr = 0.36$$

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \left(\frac{12}{1.60} + 1.5 \right) x 1.6^2 + 0.40 x 0.36 \left(\frac{12}{1.60} + 1.5 \right) x 1.60^3$$

$$Qt = 6.45 + 5.31 = 11.76 \text{ Kg/taladro}$$

Volumen roto por taladro

$$V = 1.60 x 1.90 x 13 = 39.52 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 39.52 \text{ m}^3 x 2.7 \text{ TM/m}^3 = 106.70 \text{ TM /disparo.}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{10.94 \text{ Kg}}{106.70 \text{ TM}} = 0.10 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

3.3.2.2.- LIMPIEZA.

El mineral producto de la voladura cae por gravedad a la galería primaria (Nivel base de extracción), donde es limpiado por scoops diesel de 2.2 Yd³ y 4.2 yd³ (control remoto) ingresando por los cruceros, que trasladan la carga hasta el Ore pass ubicada al centro de la rampa de acceso.

Para efectos de limpieza se considera el siguiente rendimiento (R):

$$R = \frac{50 x L}{T + \frac{2xD}{16.67 x S}}$$

Donde:

50: tiempo efectivo de operación por hora, en minutos

L: capacidad de la cuchara del scoop en m³

T: tiempo de ciclo del scoop (tiempo de carga, descarga y maniobras en minutos.

D: Distancia de recorrido en un sentido del scoop, en metros

S: Velocidad promedio del scoop, Km/hr.

16.67: factor de conversión de Km/hr a metros/minuto

Datos:

$$L = \text{Scoop de } 2.2 \text{ Yd}^3 = 1.68 \text{ m}^3$$

$$T = 4 \text{ minutos}$$

$$D = 45 \text{ m.}$$

$$S = 6 \text{ Km/hora}$$

Reemplazando tenemos:

$$R = \frac{50 \times 1.62}{4.0 + \frac{2 \times 45}{16.67 \times 6}} = 17.14 \frac{TM}{Hr}$$

Para scoop de 4.5 yd³

$$L = \text{Scoop de } 4.2 \text{ Yd}^3 = 3.20 \text{ m}^3$$

$$T = 5 \text{ minutos}$$

$$D = 45 \text{ m.}$$

$$S = 6 \text{ Km/hora}$$

Reemplazando tenemos:

$$R = \frac{50 \times 3.20}{4.0 + \frac{2 \times 45}{16.67 \times 6}} = 27.12 \frac{TM}{Hr}$$

3.3.2.3.- SOSTENIMIENTO.

En los subniveles, el sostenimiento del techo y paredes laterales (cajas), es realizado mediante la aplicación de shotcrete de $e = 2''$ luego la colocación de malla metálica electrosoldada de $4'' \times 4''$ y pernos tipo splits set de 7 pies.

PROPORCIÓN DE LA MEZCLA.

Resumen de proporciones de mezcla sistema vía seca:

MATERIALES	PREPARACIÓN DE MEZCLA Para 01 m³
Cemento	10 bolsas
Arena	12 Carretillas
Dramix	40 Kg
Agua	45 Galones
Aditivo Acelerante (5%)	3 Galones
<i>Nota: Espesor de capa de Shotcrete en tipo de Roca III es 2''</i>	

El espesor del shotcrete requerido se determina según la siguiente fórmula y de acuerdo a la calidad de la roca o superficie donde se aplicara.

$$e = \frac{8 \times B}{150} \times \left(53 - \frac{3}{4} \times RMR\right)$$

Donde:

e = espesor del shotcrete en cm.

B = ancho de la labor, m.

Para el caso de una roca de un RMR = 41

$$e = \frac{8 \times 3.5}{150} \times \left(53 - \frac{3 \times 41}{4} \right)$$

$$e = 4.20 \text{ cm.} = 1.7'' \rightarrow 2''$$

Para determinar la presión máxima de soporte:

$$P = \frac{1}{2} \times Gc \times \left(1 - \frac{R - e}{R^2} \right)^2$$

Donde:

Gc = resistencia a la compresión del shotcrete, MPa

P = presión máxima de soporte, ton/m²

R = radio de la labor, m.

Para nuestro caso:

$$e = 4.20 \text{ cm} = 0.042 \text{ m.}$$

$$Gc = 210 \text{ Kg/cm}^2 = 20.6 \text{ MPa}$$

$$R = 3.5 \text{ m.} \times 1/3 = 1.17 \text{ m.}$$

$$P = \frac{1}{2} \times 20.6 \times \left(1 - \frac{1.17 - 0.042}{1.17^2} \right)^2$$

$$P = 10.3 \times 0.031 = 0.32 \text{ MPa}$$

$$P = 3.26 \text{ Kg/cm}^2 = 32.6 \text{ Ton /m}^2$$

3.3.2.4.- RELLENO DETRÍTICO.

En la dirección de los cruceros se deja pilares de sostenimiento y protección del tajo. A continuación se prepara y se rellena el tajeo con relleno detrítico

hasta dejar un espacio de 3.5 m. entre el piso del relleno y el techo del subnivel superior a explotarse.

El material de relleno es distribuido y explanado por el scoop diesel en avanzada a lo largo del tramo a rellenarse.

El relleno detrítico proviene de frentes de desarrollo en estéril y de superficie.

3.4.- PERSONAL.

La cantidad de personal mínimo requerido en el tajeo por turno, está constituido de la siguiente manera:

OCUPACIÓN	CANTIDAD
<i>Operador de Jumbo</i>	1
<i>Ayudante</i>	1
<i>Cargador de explosivo</i>	1
<i>Operador de scoop</i>	1
<i>Capataz</i>	1
Total	5

3.5.- EQUIPO EMPLEADO.

Los equipos utilizados en la explotación mediante el método de subniveles con aplicación de taladros largos son:

a.- EQUIPO DE PERFORACIÓN:

Para avance en preparación de frentes se tiene equipos como jumbos, scoops, aliva.

JUMBO ELECTRO HIDRÁULICO	
Modelo	Quasar DD 210
Peso	9100 Kg
Motor Diesel	41 HP
Altura de traslado	2.75 m.
Altura de perforación	4.0 m.
Ancho de Labor de Transporte	3.5 m.
Longitud de Barra	3.6 m.
Giro de Brazo Hidráulico	360°
Unidad de Potencia	45 KW (51 HP)
Diámetro de Taladros Cargados	51 mm.
Diámetro de Taladros de Alivio	105 mm.
Perforadora	HL 510 S-38
Peso de Perforadora	210 Kg
Torque máximo	400 Nm, 175 bar
Energía de impacto	16 KW
Frecuencia de golpes/minuto	2500 – 3000
Presión de agua	7 bar

Para perforación de Taladros Largos:

JUMBO MINI RAPTOR DH	
Modelo	JMC 145
Motor Diesel	
Modelo	F4L912
Fuerza	54 HP
Revolución máxima	2,500 RPM
Revolución mínima	750 RPM
Bomba de caudal variable:	
Tamaño	71 cm ³ /rev.
Presión de carga	180 bares
Bomba Hidrostática:	
Tamaño	75 cm ² /rev.

54 Presión de Línea de Piloto	18 bares
Presión de carga	320 - 350 bares
Bomba de agua:	
Fuerza	2.2 KW (3 HP)
Caudal	6.9 gal/min.
Presión	16 bares max.
Fuerza motor eléctrico	2.2 KW (3HP)
Voltaje motor eléctrico	380 - 440 V
Rotación	3,450 RPM
Motor eléctrico (Power Pack)	
Fuerza	55 KW (75 HP)
Revolución	1775 RPM
Voltaje	380 - 440 V.
Compresor:	
Marca	Ingersoll Rand
Presión de aire máximo	5 - 6 bares
Perforadora:	
Marca	Montabert
Fuerza	14 KW (17 HP)
Chan	9 Dientes x 65 cm. Sin culatín
Presión de Percusión Baja	90 - 100 bares
Presión de Percusión Baja	120 - 130 bares
Presión de Acumulador Baja	4 bares.
Presión de Acumulador Alta	35 bares.
Presión de Lubricación	4-5 bares

b.- EQUIPO DE LIMPIEZA TAJEO:

SCOOPTRAM ATLAS COPCO DE 4.2 YD³	
Modelo	ST 710
Peso del Equipo	15200 Kg
Motor Diesel	250 HP
Altura de Levante	3.4 m.
Ancho de Labores	3.5 m.

c.- EQUIPO PARA APLICACIÓN SHOTCRETE VÍA SECA:

ALIVA	
Modelo	AKL-262-1B
Peso del Equipo	1200 Kg
Motor Eléctrico	55 HP
Distancia de Transporte de Mezcla	>300 m.
Lanzado/Hora	6 m ³ /hr

3.6.-RENDIMIENTOS.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD
<i>Porcentaje de recuperación</i>	%	80.00
<i>Costo de explotación</i>	\$/TM	5.03
<i>Producción por taladro</i>	TM	106.70
<i>Producción por hombre – guardia</i>	TM/h-g	119.34
<i>Producción por metro perforado</i>	m/TM	8.21
<i>Factor de potencia</i>	Kg/TM	0.10

3.7.- COSTOS DE EXPLOTACIÓN.

La aplicación del método de subniveles con taladros largos tiene el siguiente costo unitario de explotación, cuadro N° 3.7

CUADRO N° 3.7
COSTO DE EXPLOTACIÓN MÉTODO DE SUBNIVELES - TALADROS LARGOS

N°	DESCRIPCIÓN	UND.	CANTIDAD	PRECIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL
1	MANO DE OBRA					
	Operador jumbo	H.H	64.00	2.00	128.00	
	Ayudante operador	H.H	64.00	1.76	112.64	
	Cargador explosivo	H.H	64.00	1.76	112.64	
	Operador scoop	H.H	64.00	1.85	118.40	
	Capataz	H.H	64.00	2.20	140.80	
	Leyes sociales (62%)				379.74	992.22
2	EXPLOSIVOS Y MECHAS					
	Emulsión	Kg	5.67	0.77	4.37	
	Anfo	Kg	689.22	0.78	537.59	
	Fanel miliseg. 4.2	U	32.00	1.19	38.08	
	Fanel miliseg. 12	U	32.00	2.11	67.52	
	Pentacord	m	40.00	0.18	7.20	
	Carmex de 8'	U	1.00	0.54	0.54	
	Tubo PVC 2" diámetro x 3m	U	192.00	6.74	1294.08	1949.38
3	EQUIPOS DE PERFORACIÓN					
	Jumbo Mine Raptor DH	H.M	64.00	64.07	4100.48	
	Barras de perforación T-38 (5 pies)	m	832.00	0.13	108.16	
	Brocas de 64 mm	m	832.00	0.23	191.36	
	Shank adapter	m	832.00	0.10	83.20	4483.20
4	EQUIPO DE LIMPIEZA					
	Scoop Diesel de 2.2 yd ³	H.M	80.00	45.00	3600.00	3600.00
5	EQUIPO DE SEGURIDAD					
	Implementos de seguridad		5.00	2.50	12.50	12.50
6	HERRAMIENTAS					
	Herramientas diversas (5% MO)				49.61	49.61
7	SOSTENIMIENTO					
	Pernos Split Set	U	60.00	84.00	5040.00	
	Malla electrosoldada de 4" x 4"	m ²	136.00	10.44	1419.84	
	Shotcrete de e = 2"	m ²	136.00	8.00	1088.00	7547.84
8	RELLENO					
	Relleno detrítico	m ³	574.00	9.00	5166.00	5166.00
9	ENERGÍA ELÉCTRICA	Kw-h	400.00	0.55	220.00	220.00
	COSTO TOTAL					24020.75
	TM/DISPARO					4773.60
	COSTO POR TONELADA \$/TM					5.03

CAPITULO IV

EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA

4.1.- VALOR DEL MINERAL.

A).- VALORIZACIÓN DE LOS CONCENTRADOS DE PB-AG-CU

COTIZACIONES:

Plata (US\$/OZ.)	:	36.20
Plomo (US\$/Lb)	:	1.16
Cobre (US\$/Lb,)	:	4.02

CUADRO N° 4.1
BALANCE METALÚRGICO PLANTA CONCENTRADORA HUARON

PRODUCTO	PESO TMS	LEYES				CONTENIDOS						DISTRIBUCIÓN %			
		Ag Oz/TM	Cu %	Pb %	Zn %	Oz Ag	TM Cu	TM Pb	TM Zn	Ag	Cu	Pb	Zn		
Cabeza	100.00	13.85	0.39	2.76	6.77	1385.00	0.39	2.76	6.77	100.00	100.00	100.00	100		
Conc. Pb-Ag-Cu	5.31	207.25	6.70	45.00	0.74	1100.50	0.36	2.39	0.04	79.46	91.22	86.58	0.58		
Conc. Zn	11.70	3.18	0.20	0.20	52.30	37.21	0.02	0.02	6.12	2.69	6.00	0.85	90.39		
Relave	82.99	2.98	0.01	0.42	0.74	247.31	0.01	0.35	0.61	17.86	2.13	12.63	9.07		

R:C Pb-Ag-Cu: 18.83

R:C Zn 8.55

LEYES DE CONCENTRADO:

Plata Oz/TM: 207.25

Plomo %: 45.00

Cobre %: 6.70

PAGOS:

Pb = 45.00 % x 0.95% = 42.75% x 2,204.60 Lb

= 942.47 Lbs x 1.16 \$/Lb = \$ 1,093.26

Ag = 207.25 Oz – 1.0 Oz x 95% = 195.94 x 36.20 \$/Oz = \$ 7,092.94

Cu = 6.70% x 90% = 6.03 % x 2,204.6 = 132.94 Lb x 4.02 = \$ 534.41

Valor Bruto 1 TMNS = \$ 8,720.61

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Maquila (5.50%): 450.24

Merma (4.0%) 327.45

Flete marítimo y seguros (3.4 %) 278.33

Total deducciones 1,056.02

Valor neto concentrado (US\$/TM) 7,664.59

Ratio de concentración 18.83

Valor mineral de cabeza (US\$/TM): 407.04

DISTRIBUCIÓN DE LAS DEDUCCIONES:

$$\text{Pb} = \frac{1,093.26 \times 1,056.02}{8,720.61} = 132.39 \quad ; \quad 1,093.26 - 132.26 = 961$$

$$\text{Ag} = \frac{7,092.94 \times 1,056.02}{8,720.61} = 858.92 \quad ; \quad 7,092.94 - 914.99 = 6,234.02$$

$$\text{Cu} = \frac{534.41 \times 1,056.02}{8,720.61} = 64.71 \quad ; \quad 534.41 - 64.71 = 469.70$$

VALOR: $\text{Pb} = \frac{961}{18.83} = \$ 51.04$

$$\text{Ag} = \frac{6,234.02}{18.83} = \$ 331.07$$

$$\text{Cu} = \frac{469.7}{18.83} = \$ 24.94$$

Valor total de mineral de 1 TM de mineral de cabeza por contenido de PB-Ag-

$$\text{Cu} = \$ 407.05$$

B).- VALORIZACIÓN DE LOS CONCENTRADOS DE ZINC.**COTIZACIONES**

$$\text{Zinc (US\$/Lb)} = 1.02$$

LEYES DE CONCENTRADO

$$\text{Zinc (\%)} = 52.30$$

PAGOS

$$\text{Zn} = 52.30 \% \times 0.85\% = 4445\% \times 2,204.60 \text{ Lb}$$

$$= 980.05 \text{ Lbs} \times 1.02 \text{ \$/Lb} = \underline{\$999.65}$$

Valor Bruto 1 TMNS = \$999.65

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Maquila (4.00%) = 39.99

Merma (2.0%) = 19.99

Flete marítimo y seguros (3.3 %) = 32.99

Total deducciones = 92.97

Valor neto concentrado (US\$/TM) = 906.68

Ratio de concentración = 8.65

Valor mineral de cabeza (US\$/TM) = 104.82

Valor total mineral de cabeza = 407.05 + 104.82 = 511.87 \$/TM

VALOR POR DÓLAR:

13.85 Oz Ag = \$ 331.07 : \$1.00 Ag = 0.042 Oz

0.39 % Cu = \$ 24.94 : \$1.00 de Cu = 0.016%

2.76 % Pb = \$ 51.04 : \$1.00 de Pb = 0.054 %

6.77 % Zn = \$104.82 : \$ 1.00 de Zn = 0.064 %

EQUIVALENTES:

0.042 Oz Ag = 0.016 % Cu = 0.054% Pb = 0.064% Zn

1 Oz Ag = 0.38 % Cu = 1.28 % Pb = 1.52 % Zn

1 % Pb = 0.78 Oz Ag = 0.29 % Cu = 1.19 % Zn

1 % Cu = 2.63 Oz Ag = 3.37 % Pb = 4.00 Zn

1 % Zn = 0.66 Oz Ag = 0.25 % Cu = 0.84 % Pb

4.2.- VALOR DE LA PRODUCCIÓN.

Producción diaria = 500 TM

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

Producción anual = 15,000 TM x 12 = 180,000 TM

Considerando solamente las reservas de la Veta Patrik y haciendo la valorización correspondiente resulta un valor de 353.56 \$/TM de mineral de cabeza.

Producción anual = 180,000 TM x 353.56 \$/TM = \$ 63'640,800

4.3.- VIDA DE LA MINA.

Las reservas de mineral de la Veta Patrik, cubicadas al 31 de diciembre del 2010 entre probado y probable, ascienden a 919,222 TM. El ritmo actual de producción de 180,000 TM/año, la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida Mina} = \frac{919,222\text{TM}}{180,000} = 5.11 \Rightarrow 5 \text{ años}$$

4.4.- DEPRECIACIÓN.

En el cálculo de la Depreciación se ha empleado el método en Línea Recta, que es como un estándar de comparación para los demás métodos.

El valor de los activos que posee la Mina Huaron en el sector mina es de US \$ 8'228,571 y se considera un valor de salvamento del 30 % y siendo la vida de la mina de 5 años, la depreciación anual resulta:

Valor activos = \$ 8'228,571

Valor de salvamento (30%) = \$ 2'246,400

Depreciación = Valor activos – Valor Salvamento

Vida mina

Depreciación = \$ 8'228,571 - \$ 2,468,571 = 5'760,000 = \$ 1'152,000

5 años

5

4.5.- COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCIÓN.

Los costos de operación y producción actuales están dados por los rubros siguientes:

	US \$/TM
Exploraciones y desarrollos	9.70
Explotación	5.03
Costos Directos Mina	15.40
Beneficio	22.50
Costos directos Planta	24.60
Gastos administrativos	14.18
Gastos de ventas	17.29
Gastos financieros	<u>11.30</u>
Total US \$/TM =	120.00

4.6.- INVERSIONES.

El monto de inversiones a realizarse tanto en la construcción de labores subterráneas y equipamiento resulta en US \$ 10'488,000 cuyo detalle se ve en el cuadro N° 4.6

INVERSIONES					
LABORES:	UNID.	CANTID.	C.UNITAR. US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
Rampa acceso 979, 3.5 x 3.5 m.	Mts.	1,500	400	600	
By Pass de 3.5 x 3.5 m.	Mts.	1,500	400	600	
Ventana de 3.5 x 3.5 m.	Mts.	1,600	400	640	
Ore Pass 1.5 x 1.5 m (Raise Bore)	Mts.	2,400	350	840	
Construcción de galerías 3.0 x 3.0 m.	Mts.	1,500	320	480	
Construcción de subniveles 3.5 x 3.5 m.	Mts.	900	400	360	3,520,000
EQUIPOS:					
Jumbo Mini raptor	U	4	600	2,400,000	
Scoop Diesel de 2.2 yd ³	U	6	250	1,500,000	
Jumbo Electro Hidráulico	U	2	700	1,400,000	
Ventiladora de 60,000 CFM	U	10	30	300	5,600,000
SUBTOTAL					9,120,000
Imprevistos 10%					912
Escalamiento 5%					456
TOTAL INVERSIONES					10,488,000

Cuadro N° 4.6

Dentro de las inversiones, también se considera el capital de trabajo, que en este caso se calcula multiplicando los costos por tres meses de producción, resultando:

$$\text{Capital Trabajo} = 120 \text{ \$/TM} \times 15,000 \text{ TM} \times 3 \text{ meses} = \$540,000$$

$$\text{El total de inversiones resulta} = 10'488,000 + 540,000 = \$ 11'028,000$$

4.7.- CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES.

Para la ejecución del proyecto de explotación mediante el método de corte y relleno con taladros largos, se considera un tiempo total de 12 meses, conforme se indica en el cuadro N° 4.7

4.8.- FINANCIAMIENTO.

El capital requerido para el proyecto de explotación, será financiado por el Banco, con garantía de activos que posee la empresa a un interés de los 15% anuales y pagaderos en cuotas fijas y durante 3 años cuya amortización se muestra en el cuadro siguiente:

CUADRO N° 4.8

CUADRO DE AMORTIZACIÓN PRÉSTAMO				
AÑO	CAPITAL US\$	INTERÉS US\$	AMORTIZACIÓN US\$	TOTAL US\$
1	11,028,000	1,654,200	3,676,000	5,330,200
2	7,352,000	1,102,800	3,676,000	4,778,800
3	3,676,000	551,4	3,676,000	4,227,400
TOTAL		3,308,400	11,028,000	14,336,400

4.9.- ESTADOS FINANCIEROS.

A fin de poder realizar la evaluación económica del proyecto de explotación con el método de subniveles con aplicación de taladros largos, se ha elaborado los estados de ganancias y pérdidas como también el flujo de fondos, los cuales se detallan en el cuadro N° 4.9.

**CUADRO N° 4.7
CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES**

N°	MESES ACTIVIDAD	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
		1	Financiamiento										
2	Construcción rampa acceso 3.5 x 3.5 m.												
3	Construcción de By Pass, Ventanas, Ore Pass												
4	Construcción de galerías de 3.0 x 3.0 m.												
5	Construcción de subniveles de 3.5 x 3.5 m.												
6	Adquisición de equipos mina												

**CUADRO N° 4.9
ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS**

Año	0	1	2	3	4	5	TOTAL \$
Producción de mineral anual (TMS)		180,000	180,000	180,000	180,000	180,222	900,222
Valor de la producción \$		63,640,800	63,640,800	63,640,800	63,640,800	63,719,290	318,282,490
Costo de Producción \$		21,600,000	21,600,000	21,600,000	21,600,000	21,626,640	108,026,640
UTILIDAD BRUTA		42,040,800	42,040,800	42,040,800	42,040,800	42,092,650	210,255,850
Depreciación de activos		1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,153,421	5,761,421
Reinversión (10%)		4,204,080	4,204,080	4,204,080	4,204,080	4,209,265	21,025,585
Utilidad antes de impuestos:		36,684,720	36,684,720	36,684,720	36,684,720	36,729,964	183,468,844
Impuestos (30%)		11,005,416	11,005,416	11,005,416	11,005,416	11,018,989	55,040,653
UTILIDAD NETA		25,679,304	25,679,304	25,679,304	25,679,304	25,710,975	128,428,191
Pago de dividendos (40%)		10,271,722	10,271,722	10,271,722	10,271,722	10,284,390	51,371,276
UTILIDAD RETENIDA		15,407,582	15,407,582	15,407,582	15,407,582	15,426,585	77,056,915
FUENTES:							
Utilidad neta		15,407,582	15,407,582	15,407,582	15,407,582	15,426,585	77,056,915
Depreciación		1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,153,421	5,761,421
Reinversión		4,204,080	4,204,080	4,204,080	4,204,080	4,209,265	21,025,585
Total fuentes:		20,763,662	20,763,662	20,763,662	20,763,662	20,789,271	103,843,921
USOS:							
Pago deuda		3,676,000	3,676,000	3,676,000			11,028,000
Intereses (15% anual)		1,654,200	1,102,800	551,400			3,308,400
Capital de trabajo						540,000	540,000
Inversión							
Total usos		-11,028,000	-11,028,000	-11,028,000			
FLUJO NETO		-11,028,000	15,984,862	16,536,262	20,763,662	21,329,271	90,047,521

4.10.- VALOR ACTUAL (VAN).

Para hallar el valor actual del proyecto, se ha tomado los flujos netos del cuadro N° 4.10 y considerando una tasa de actualización del 30 %, el cálculo del VAN es como sigue:

CUADRO N° 4.10

VALOR ACTUAL NETO (VAN)			
AÑO	FLUJO NETO US\$	FACTOR ACTUALIZACIÓN 1/(1+i)	FLUJO ACTUALIZADO US \$
0	-11,028,000	100.000	-11,028,000
1	15,433,462	0.76923	11,871,882
2	15,984,862	0.59172	9,458,563
3	16,536,262	0.45517	7,526,744
4	20,763,662	0.35013	7,269,981
5	21,329,271	0.26933	5,744,613
			30,843,782

Como el VAN > 1 se ejecuta el proyecto.

4.11.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

Para el cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR) se empleó la fórmula de series, cuyo desarrollo es el siguiente:

$$\text{TIR} = \frac{-11'028,000}{(1+R)^0} + \frac{15'433,462}{(1+R)^1} + \frac{15984,862}{(1+R)^2} + \frac{16'536262}{(1+R)^3} + \frac{20'763,662}{(1+R)^4} + \frac{21'329,271}{(1+R)^5}$$

Dando valores a R y hasta que la expresión sea igual a cero, se obtiene una tasa interna de retorno de TIR = 143.37 %, por lo que el proyecto es de alta rentabilidad.

4.12.- PERIODO DE RETORNO.

Año	Flujo	Flujo Acumulado
1	15'433,462	15'433,462

$$\text{Flujo mensual año 1} = \frac{15'433,462}{12} = 1'286,121$$

$$\text{Meses necesarios: } \frac{11'028,000}{1'286,121} = 8.57 = 9$$

El tiempo necesario para recuperar el capital es solo 9 meses.

4.13.- ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.

Para determinar la rentabilidad se ha hecho el análisis de sensibilidad bajo dos alternativas, la primera a la baja de los precios de los metales y la segunda al incremento del costo de producción.

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS:

La explotación mediante subniveles con taladros largos es rentable hasta una baja de 206.40 \$/TM del valor del mineral de cabeza, que representa una disminución del valor en un 41.62 % y dado la coyuntura actual de la economía mundial, la disminución en el precio de los metales puede darse en los próximos cinco años.

En el cuadro 4.13A se detalla los resultados del análisis de sensibilidad a los precios.

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS:

Los costos de producción tienden cada vez a incrementarse y para el caso nuestro el proyecto de explotación de subniveles con taladros largos es rentable hasta una subida en los costos de producción en 267.17 \$/TM que representa un aumento del 122.67 %, conforme se detalla en el cuadro N° 4.13B.

4.14.- RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA-FINANCIERA.

El monto a invertirse en el Proyecto de Aplicación del Método de Subniveles con taladros largos en la Veta Patrik mucho menor a las utilidades a generarse como producto de la venta de concentrados que la explotación de mineral generará dentro del tiempo que la construcción demorará.

La rentabilidad de la inversión es del 143.37% y el tiempo de recuperación del capital es solamente de 9 meses, indicadores económicos que justifican la explotación mediante el método de taladros permitirá explotar las reservas de mineral cubicadas en esta veta.

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS
CUADRO N° 4.13A

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

Año	0	1	2	3	4	5	TOTAL \$
Producción de mineral anual (TMS)		180,000	180,000	180,000	180,000	180,222	900,222
Valor de la producción \$	206.4	37,152,000	37,152,000	37,152,000	37,152,000	37,197,821	185,805,821
Costo de Producción \$		21,600,000	21,600,000	21,600,000	21,600,000	21,626,640	108,026,640
UTILIDAD BRUTA		15,552,000	15,552,000	15,552,000	15,552,000	15,571,181	77,779,181
Depreciación de activos		1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,153,421	5,761,421
Reinversión (10%)		1,555,200	1,555,200	1,555,200	1,555,200	1,557,118	7,777,918
Utilidad antes de impuestos:		12,844,800	12,844,800	12,844,800	12,844,800	12,860,642	64,239,842
Impuestos (30%)		3,853,440	3,853,440	3,853,440	3,853,440	3,858,193	19,271,953
UTILIDAD NETA		8,991,360	8,991,360	8,991,360	8,991,360	9,002,449	44,967,889
Pago de dividendos (40%)		3,596,544	3,596,544	3,596,544	3,596,544	3,600,980	17,987,156
UTILIDAD RETENIDA		5,394,816	5,394,816	5,394,816	5,394,816	5,401,470	26,980,734
		FLUJO DE FONDOS					
FUENTES:							
Utilidad neta		5,394,816	5,394,816	5,394,816	5,394,816	5,401,470	26,980,734
Depreciación		1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,153,421	5,761,421
Reinversión		1,555,200	1,555,200	1,555,200	1,555,200	1,557,118	7,777,918
Total fuentes:		8,102,016	8,102,016	8,102,016	8,102,016	8,112,008	40,520,072
USOS:							
Pago deuda		3,676,000	3,676,000	3,676,000			11,028,000
Intereses (15% anual)		1,654,200	1,102,800	551,400			3,308,400
Capital de trabajo						540,000	540,000
Inversión	-11,028,000						
Total usos	-11,028,000	5,330,200	4,778,800	4,227,400		540,000	14,876,400
FLUJO NETO	-11,028,000	2,771,816	3,323,216	3,874,616	8,102,016	8,652,008	26,723,672

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS
CUADRO N° 4.13B
ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

Año	0	1	2	3	4	5	TOTAL \$
Producción de mineral anual (TMS)		180,000	180,000	180,000	180,000	180,222	900,222
Valor de la producción \$	353.56	63,640,800	63,640,800	63,640,800	63,640,800	63,719,290	318,282,490
Costo de Producción \$	267.17	48,090,600	48,090,600	48,090,600	48,090,600	48,149,912	240,512,312
UTILIDAD BRUTA		15,550,200	15,550,200	15,550,200	15,550,200	15,569,379	77,770,179
Depreciación de activos		1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,153,421	5,761,421
Reinversión (10%)		1,555,020	1,555,020	1,555,020	1,555,020	1,556,938	7,777,018
Utilidad antes de impuestos:		12,843,180	12,843,180	12,843,180	12,843,180	12,859,020	64,231,740
Impuestos (30%)		3,852,954	3,852,954	3,852,954	3,852,954	3,857,706	19,269,522
UTILIDAD NETA		8,990,226	8,990,226	8,990,226	8,990,226	9,001,314	44,962,218
Pago de dividendos (40%)		3,596,090	3,596,090	3,596,090	3,596,090	3,600,526	17,984,887
UTILIDAD RETENIDA		5,394,136	5,394,136	5,394,136	5,394,136	5,400,788	26,977,331
FUENTES:							
Utilidad neta		5,394,136	5,394,136	5,394,136	5,394,136	5,400,788	26,977,331
Depreciación		1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,152,000	1,153,421	5,761,421
Reinversión		1,555,020	1,555,020	1,555,020	1,555,020	1,556,938	7,777,018
Total fuentes:		8,101,156	8,101,156	8,101,156	8,101,156	8,111,147	40,515,769
USOS:							
Pago deuda		3,676,000	3,676,000	3,676,000			11,028,000
Intereses (15% anual)		1,654,200	1,102,800	551,400			3,308,400
Capital de trabajo						540,000	540,000
Inversión	-11,028,000						
Total usos	-11,028,000	5,330,200	4,778,800	4,227,400		540,000	14,876,400
FLUJO NETO	-11,028,000	2,770,956	3,322,356	3,873,756	8,101,156	8,651,147	26,719,369

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES:

- 1.- La Mina Huarón es una Unidad Minera que se ubica en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco.
- 2.- El yacimiento es de origen hipógeno, donde las soluciones hidrotermales han rellenado fracturas persistentes formando las vetas y entre cruces de vetas los cuerpos mineralizados.
- 3.- Las reservas minerales cubicadas al 31 de diciembre del 2010 de la Veta Patrik, asciende a 912,222 TMS, con potencia promedio de 3.04 m. con leyes de 10.64 Oz/TM Ag, 0.06 % Cu, 2.37 % de Pb, 3.32% de Zn.
- 4.- De acuerdo a la evaluación geomecánica la Veta Patrik, presenta roca regular A (IIIA-RMR 51-60) y roca IIIB (IIIB –RMR 41-50), lo cual permite poder aplicar el método de subniveles.
- 5.- La producción lograda por taladro es de 106.7 TM y con un factor de potencia de 0.10 Kg/TM.
- 6.- El equipo empleado en la explotación propuesta es el Jumbo Electrohidráulico Quasar DD 210 para avance de frentes (subniveles, ventanas, cruceros), Jumbo Mini Raptor DH JMC 145 para la perforación de taladros largos. En la limpieza del mineral se utiliza el sccop de Atlas Copco 2.2 yd³ de Atlas Copco 4.2 yd³.
- 7.- El costo de explotación aplicando el método de subniveles, aplicando taladros largos resulta de 5.03 \$/TM.

- 8.- Conforme a la evaluación económica – financiera, el proyecto es de alta rentabilidad, resultando un TIR de 147.33 % y el capital será recuperable en un tiempo de 9 meses.

- 9.- De acuerdo al análisis de sensibilidad, el proyecto es rentable para una baja de precios de los metales explotados en un 41.62% y para un aumento de costos hasta un 172%.

RECOMENDACIONES:

- 1.- En razón del tipo de roca que se tiene en la mina, la abertura, solo permite un tiempo de autosoporte de 13 horas hasta 5 días en roca tipo III B, se procederá de inmediato con aplicar shotcrete y para la roca tipo III A que puede autosoportarse hasta un máximo 55 días, se deberá dar la velocidad en el ciclo de minado, para evitar colapsos imprevistos de la caja.
- 2.- A fin de evitar la dilución del mineral, al momento de la perforación de los taladros largos, tener cuidado con las cajas y respetar la malla de perforación diseñada.
- 3.- El método de subniveles con taladros largos se debe aplicar en las otras vetas que tienen potencias superiores a 3.0 m. en razón de su alta eficiencia y bajo costo de minado.
- 4.- Para la puesta en ejecución del proyecto de explotación mediante el método de subniveles con aplicación de taladros largos, se debe cumplir con el cronograma de actividades.
- 5.- En razón de que el proyecto es de alta rentabilidad, a razón de la alta cotización actual de los metales, la empresa puede aumentar su endeudamiento, adquiriendo más equipos como el jumbo mini raptor JMC 145 y/o otros modelos destinados a la perforación de taladros largos.

BIBLIOGRAFÍA.

- 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.
- 1.- HOEK.E. BROWN E.T. Excavaciones subterráneas en roca. Edit. Mc Graw Hill Nueva York 1980.
- 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.

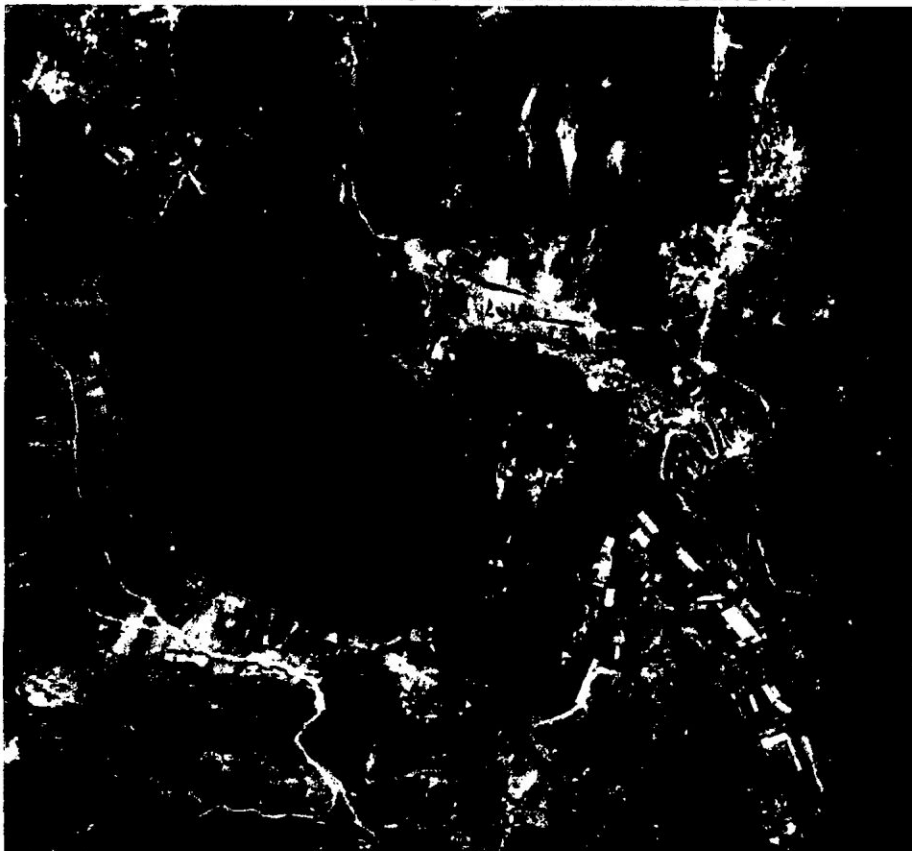
ANEXOS

PLANOS

- PLANO TOPOGRÁFICO – TALADROS LARGOS VETA PATRIK.
- PLANO TOPOGRÁFICO POR TALADROS.

FOTOS

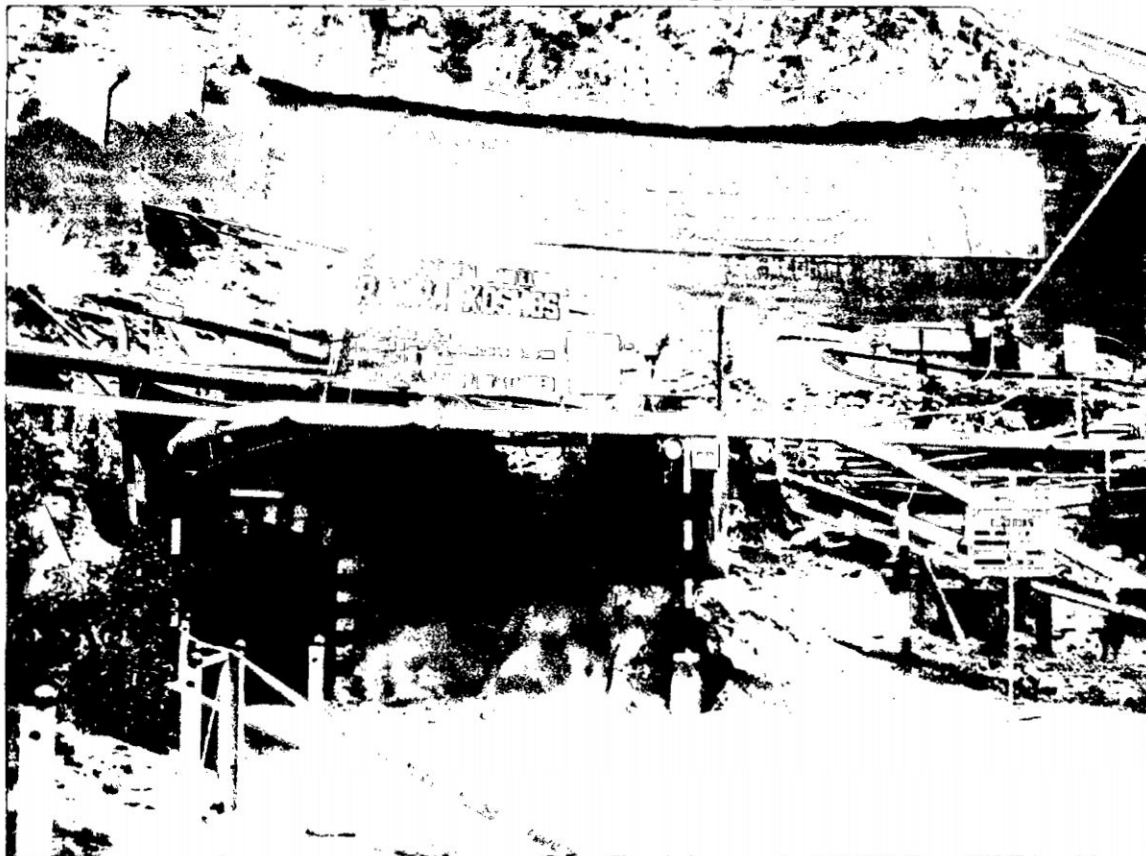
FOTO PANORÁMICO DE LA MINA HUARON



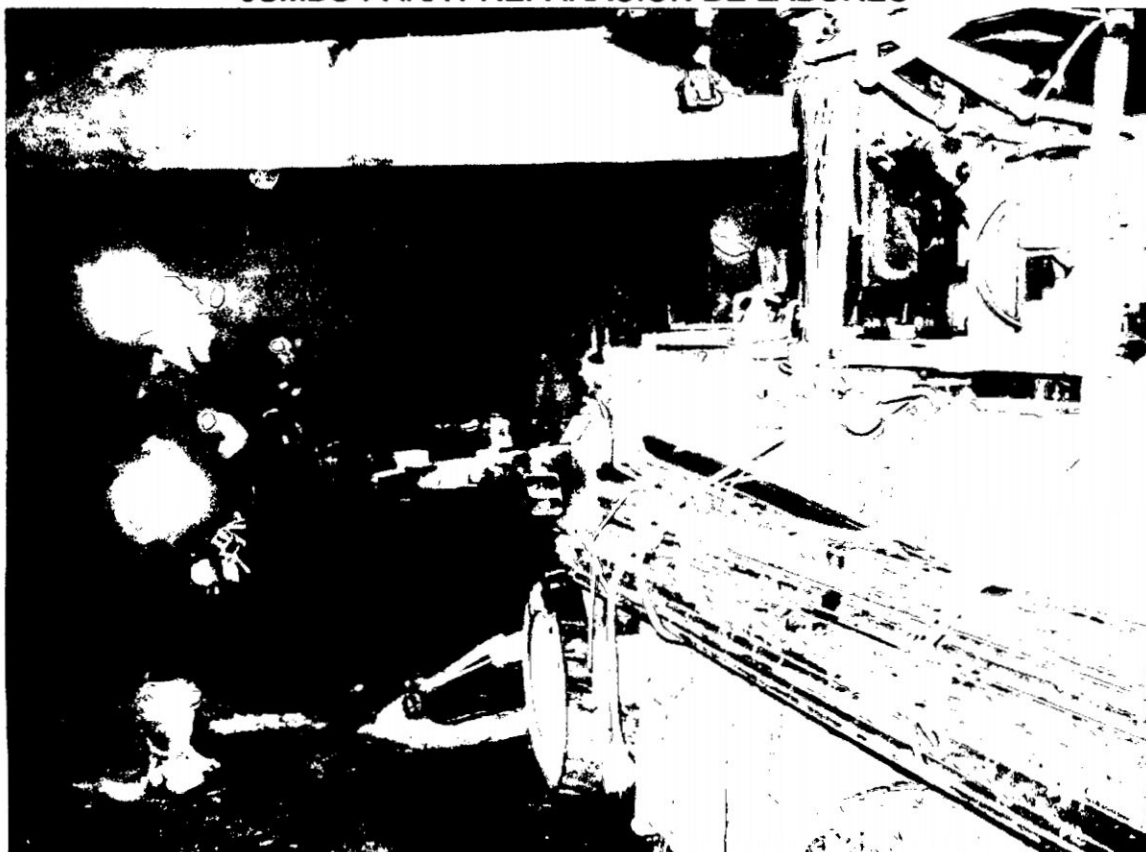
EL "PIQUE D"



BOCA MINA RAMPA KOSMOS



JUMBO PARA PREPARACIÓN DE LABORES



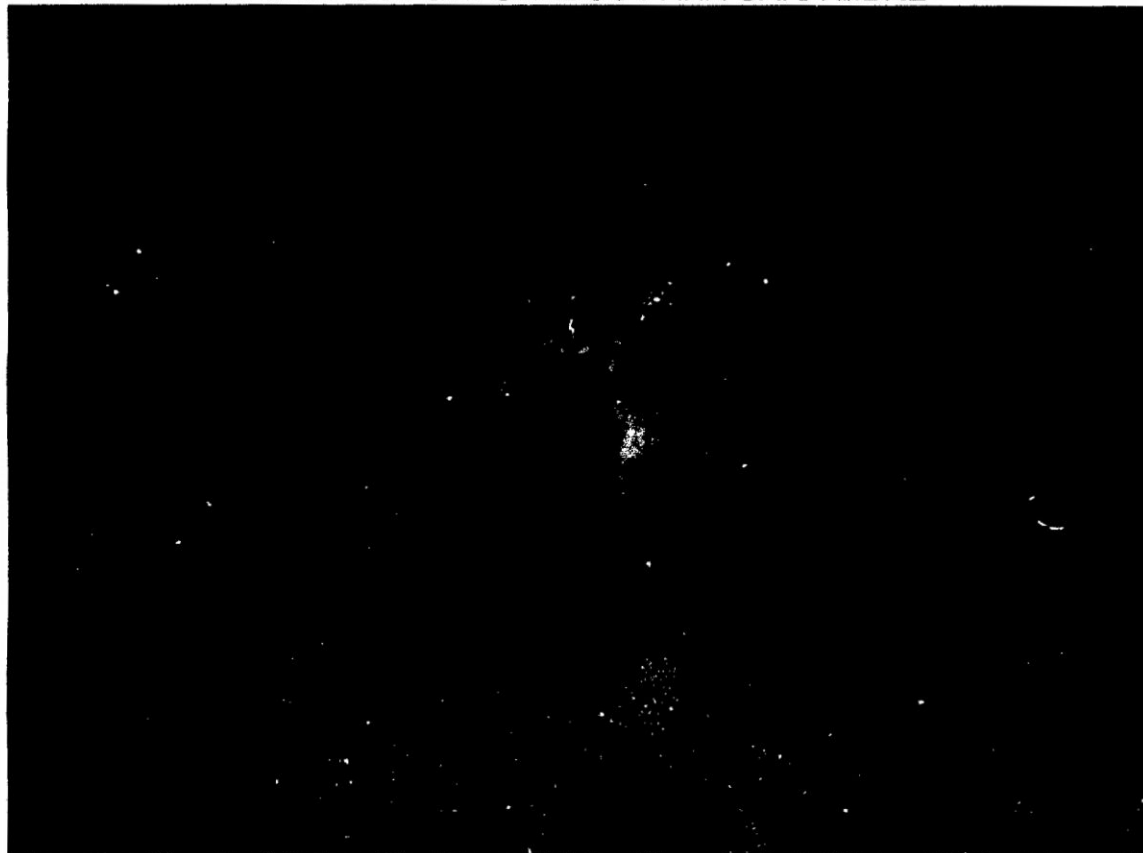
SCOOP PARA LIMPIEZA DE PREPARACIÓN LABORES



JUMBO MINI RAPTOR DH PARA PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS



TALADROS PERFORADOS PARA CARA LIBRE



SCOOP TELEMANDO PARA LIMPIEZA DE TAJEO

