

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

TRABAJO DE TESIS



**EVALUACION DE LOS FACTORES QUE DETERMINAN LA  
DISPONIBILIDAD MECANICA Y PERFORMANCE DE EQUIPOS  
LHD EN LA UNIDAD MINERA MILPO.**

PRESENTADO POR:

FAUSTINO EDWIN CASTRO MENDOZA

PARA OPTAR EL TITULO DE

INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – DICIEMBRE

2014

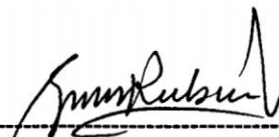
**“EVALUACION DE LOS FACTORES QUE DETERMINA LA DISPONIBILIDAD MECANICA Y  
PERFORAMNCE DE EQUIPOS LHD EN LA UNIDAD MINERA MILPO”**

RECOMENDADO : 04 DE DICIEMBRE

APROBADO : 29 DE DICIEMBRE



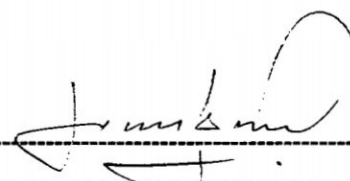
-----  
**MSc. Ing. Carlos PRADO PRADO**  
(Presidente)



-----  
**Ing. Grover RUBINA SALAZAR**  
(Miembro)



-----  
**MSc. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ**  
(Miembro)

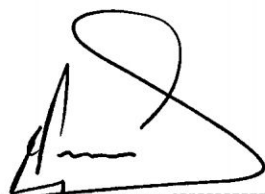


-----  
**Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**  
(Miembro)

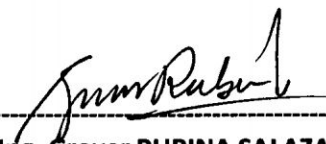


-----  
**Ing. Floro N. YANGALI GUERRA**  
(Secretario de Docente)

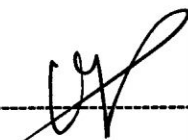
Según el acuerdo constatado en el acta , levantada el 29 de diciembre del 2014 en la sustentación de tesis profesional , presentado por el Bachiller en ciencias de la ingeniería de minas Sr. Faustino Edwin CASTRO MENDOZA con el trabajo titulado" EVALUACION DE LOS FACTORES QUE DETERMINAN LA DISPONIBILIDAD MECANICA Y PERFORMANCE DE EQUIPOS LHD EN LA UNIDAD MINERA MILPO", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACION.



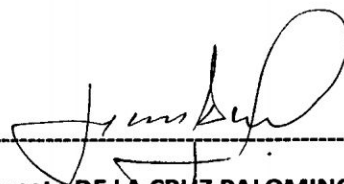
-----  
**MSc.Ing. Carlos PRADO PRADO**  
(Presidente)



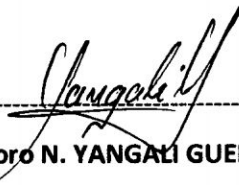
-----  
**Ing. Grover RUBINA SALAZAR**  
(Miembro)



-----  
**MSc. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ**  
(Miembro)



-----  
**Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**  
(Miembro)



-----  
**Ing. Floro N. YANGALI GUERRA**  
(Secretario de Docente)

## **DEDICATORIA**

A mi madre Guilda Mendoza Alarcón  
mis hermanos Justo, Yeny, Sabino, a mi  
esposa NorKa hijos Drina, Aida Javier, y  
mis familiares con profundo cariño y  
reconocimiento, por su apoyo  
incondicional durante mi formación  
profesional.

## **AGRADECIMIENTO**

Se agrádese a la Compañía MINERA MILPO y su plana de Ingenieros, por la oportunidad y apoyo que me brindaron durante mi permanencia en la Unidad Minera, fruto del cual es el presente informe profesional.

Asimismo, se le agradece a los distinguidos Catedráticos de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por sus conocimientos brindados y por su apoyo invaluable durante mi formación profesional.

Finalmente, a todas aquellas personas que trabajan en dicha empresa que contribuyeron de una u otra manera en la elaboración del presente informe.

Gracias.

## **INTRODUCCIÓN**

Para la explotación de yacimientos mineros para lograr un alta rentabilidad se tiene que aplicar el sistema mecanizado o la minería sin rieles y por lo tanto en este sistema el uso de equipos en todas sus etapas.

La Mina Milpo es una mina mecanizada y aplica el trakless mining con el cual se ha logrado profundizar la mina, obtener una alta producción a un bajo costo; sin embargo la disponibilidad alcanzada por los equipos LHD está considerada como bueno, pero debe incrementarse y para el logro de este objetivo se ha estudiado los factores que inciden en el desempeño de los equipos, que para el caso de los cargadores de bajo perfil debe considerarse las diferentes marcas y capacidades que operan actualmente en la mina.

El presente estudio es parte de la mejora continua de los trabajos exigida por una minería moderna, del cual la Mina Milpo es pionero.

## INDICE

### RESUMEN.

CAPITULO I.- ASPECTOS GENERALES.-	Pag.
1.1.- Ubicación y acceso.	1
1.2.- Clima y vegetación.	2
1.3.- Antecedentes.	2
1.4.- Fisiografía.	3
1.5.- Recursos.	4
1.6.- Objetivos.	5
1.7.- Métodos de trabajo.	5
1.8.- Organización de la empresa.	6
CAPITULO II.- GEOLOGIA.	
2.1.-Geología regional.	7
2.1.1.- Estratigrafía.	8
2.2.- Geología estructural.	12
2.3.- Geología local.	15
2.4.- Geología económica.	15
2.4.1.- Génesis y paragénesis.	15
2.4.2.- Mineralización.	16
2.4.3.- Estructuras mineralizadas.	17
2.4.5.- Reservas minerales.	18
CAPITULO III.-MINERIA.	
3.1.- Sistema de Minado.	19
3.2.- Aspectos Geo mecánicos.	19
3.3.- Método de Explotación.	20
3.3.1.- Diseño del método de explotación.	21
3.3.2.- Ciclo de Minado.	23
3.3.2.1.-Perforacion.	28
3.3.2.2.- Limpieza y Acarreo de Mineral.	30
3.3.2.3.- Sostenimiento.	31
3.3.2.4.- Relleno.	32
3.4.-Costo de Explotación.	32
CAPITULO IV.-PERFORMANCE DE EQUIPOS LHD.	
4.1.- Equipos LHD.	33
4.1.1.- Características de los Equipos LHD.	34
4.2.-Tipos marcas y Modelos de LHD.	35
4.3.- Fallas de equipos LHD.	36
4.4.- Mantenimiento y reparación.	37
4.5.- Disponibilidad de equipos LHD.	38
4.6.- Factores que determinan la dis. De equipos LHD.	40
4.6.1.- Factores.	40

4.6.2.-Factores que determinan la disponibilidad De los equipos LHD.	40
4.7.- Factores que afectan la performance de equipo LHD.	46
4.7.1.-Performance.	46
4.8.-Indices mecánicos y operacionales.	49
4.8.1.-Indices mecánicos.	49
4.8.2.-Indices operacionales.	49
4.9.- Distancia económica de acarreo.	50
4.10.- Confiabilidad.	51
4.11.- Producción de equipos LHD.	56
4.12.-Análisis de no disponibilidad de Equipos LHD.	60

#### CAPITULO V.-COSTOS EN EQUIPOS LHD.

5.1.- Costo de depreciación.	67
5.2.-Costo de mantenimiento y reparación.	73
5.3.- Costo de propiedad.	74
5.4.- Costo de operación.	74
5.5.- Costo de inversión.	76
5.6.- Costo de reemplazamiento	76

#### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### BIBLIOGRAFIA

#### ANEXOS.

- 1.- Planos.
- 2.- Fotografías.

# **CAPITULO I**

## **ASPECTOS GENERALES**

### **1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.**

El yacimiento de Milpo políticamente pertenece al distrito de Yanacancha, provincia de Cerro de Pasco, de la región Andrés Avelino Cáceres, está situado a 16 Kms. al NE de la localidad de Cerro de Pasco.

Geográficamente se ubica en el tramo de la Cordillera Central que forma el nudo de Pasco, en el flanco E de la gran falla Atacocha - Milpo, entre los ríos Tingo y Huallaga, a la altura de 4,100 m.s.n.m. (ver plano N° 1).

Su situación precisa es la intersección de las coordenadas:

Longitud 76° 12' 18" Oeste

Latitud 10° 36' 01" Sur

Coordenadas UTM:

8' 828, 000 Norte

368, 000 Este

A una altitud de 4100 m.s.n.m. (Boca Mina – Portón San Carlos)

Es accesible mediante carretera desde Lima – La Oroya – Cerro de Pasco, con el siguiente itinerario:

Lima – La Oroya – Cerro de Pasco	Asfaltado	350 Km	6:30 hrs.
Cerro de Pasco – Milpo	Afirmado	16 Km	0:30 hrs.

## **1.2.- CLIMA Y VEGETACION.**

El clima de la zona en general es frío y seco (baja humedad relativa del aire), como corresponde a la Región Puna.

Las principales condiciones climatológicas que caracterizan la zona son las siguientes:

Durante los meses comprendidos entre octubre y abril se producen grandes precipitaciones pluviales, nevadas y granizadas que coinciden con mayores temperaturas estacionales (16°C en promedio). Durante los meses de mayo y agosto se producen descensos de temperatura (10° C durante el día y -3°C durante la noche), junto con la escasez de precipitaciones que determinan congelamiento de volúmenes de agua moderados.

La vegetación es escasa debido al clima frío y hostil de la zona, existen gramíneas e ichu propios de esta parte de la cordillera y quenuales en las pequeñas quebradas adyacentes a la mina. En la parte baja y a una cota de 3,600 m.s.n.m. existen diversos cultivos.

## **1.3.- ANTECEDENTES.**

El yacimiento de Milpo ha sido explotado desde el siglo XV en pequeña escala y en forma artesanal hasta el año 1942, en que los señores Aquiles

Venegas y Amador Nycander realizaron trabajos de exploración y desarrollo con óptimos resultados, por lo que en sociedad con los Ingenieros Ernesto Baertl, Manuel Montori y Luis Cáceres, iniciaron la construcción de la primera planta de concentración previa constitución de la Compañía Minera Milpo S.A., de fecha 06 de Abril de 1949, con la integración de los señores Luis Picasso Peralta, Agustín de Aliaga, Pablo Dallago, Pedro Montori, Eulogio Fernandini y Luis Remy.

En el año 1953 fue construida una planta de separación gravimétrica, la primera en su clase en el Perú, con una capacidad de 54,000 TM/mes de minerales con ley promedio de 160 gr. /TM Ag., 4.3% Pb., y 6.5% Zn, ampliada sucesivamente hasta el año 1978.

Actualmente la planta concentradora trata 5,100 TMD de mineral de cabeza y tiene capacidad instalada de 6,000 TMD.

#### **1.4.- FISIOGRAFIA.**

Cuenta con un relieve 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. Como consecuencia de la glaciación se tiene la presencia de morrenas, los cuales están constituidos por detritus de diferente litología (areniscas, lodolitas, calizas, etc.) que muestran las estrías, características del arrastre morrénico y se localizan entre los 4,000 a 4800 m.s.n.m.

## **1.5.- RECURSOS.**

### **1.5.1.- RECURSO NATURAL:**

El mineral existente en las diferentes vetas y cuerpos de la mina Milpo constituye, el recurso natural y que es objeto de la explotación.

### **1.5.2.- RECURSO HIDRICO:**

Para la Mina Milpo se tiene agua proveniente de las lagunas y riachuelos, que es abastecido mediante canales y tuberías y que es utilizado para el consumo humano en campamentos, planta concentradora y trabajos de mina.

### **1.5.3.- RECURSOS AGROPECUARIOS:**

En cuanto a la actividad de la agricultura en la parte baja de la mina existen cultivos de papa, cebada y la ganadería consiste en la crianza de ganado vacuno y ovino, que es fuente de sustento económico de la población.

### **1.5.4.- RECURSOS HUMANOS:**

En la zona se cuenta con mano de obra calificada, pues el poblador del distrito de Yanacancha tiene bastante experiencia en trabajos mineros. El personal técnico requerido en la mina proviene de otros lugares del país.

### **1.5.5.- FUERZA MOTRIZ:**

La energía eléctrica requerida para los trabajos de mina y planta concentradora, actualmente es abastecida de la Central Hidroeléctrica de Quinua.

## **1.6.- OBJETIVOS.**

### **OBJETIVO GENERAL:**

Determinar los tipos de factores que afectan la disponibilidad mecánica de los equipos LHD, que operan en el carguío y acarreo de mineral durante la explotación de una mina subterránea.

### **OBJETIVO ESPECIFICO:**

a.- Encontrar los factores que afectan la disponibilidad mecánica de los equipos LHD.

b.- Cuantificar los factores hallados y modernizar, para que puedan ser usados por los ingenieros mineros involucrados en la operación minera.

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

## **1.7.- MÉTODO DE TRABAJO.**

El desarrollo del presente trabajo comprende dos etapas.

### **A.- Recopilación de información básica:**

Que comprende toma de datos relacionados con las operaciones mineras, performance de los equipos LHD, que actualmente utilizados en los trabajos de desarrollo y explotación de la Mina Milpo.

### **B.- Trabajos de gabinete:**

Procesamiento de datos obtenidos, elaboración de planos y cuadros relacionados con el trabajo y finalmente la redacción de tesis.



## **CAPITULO II**

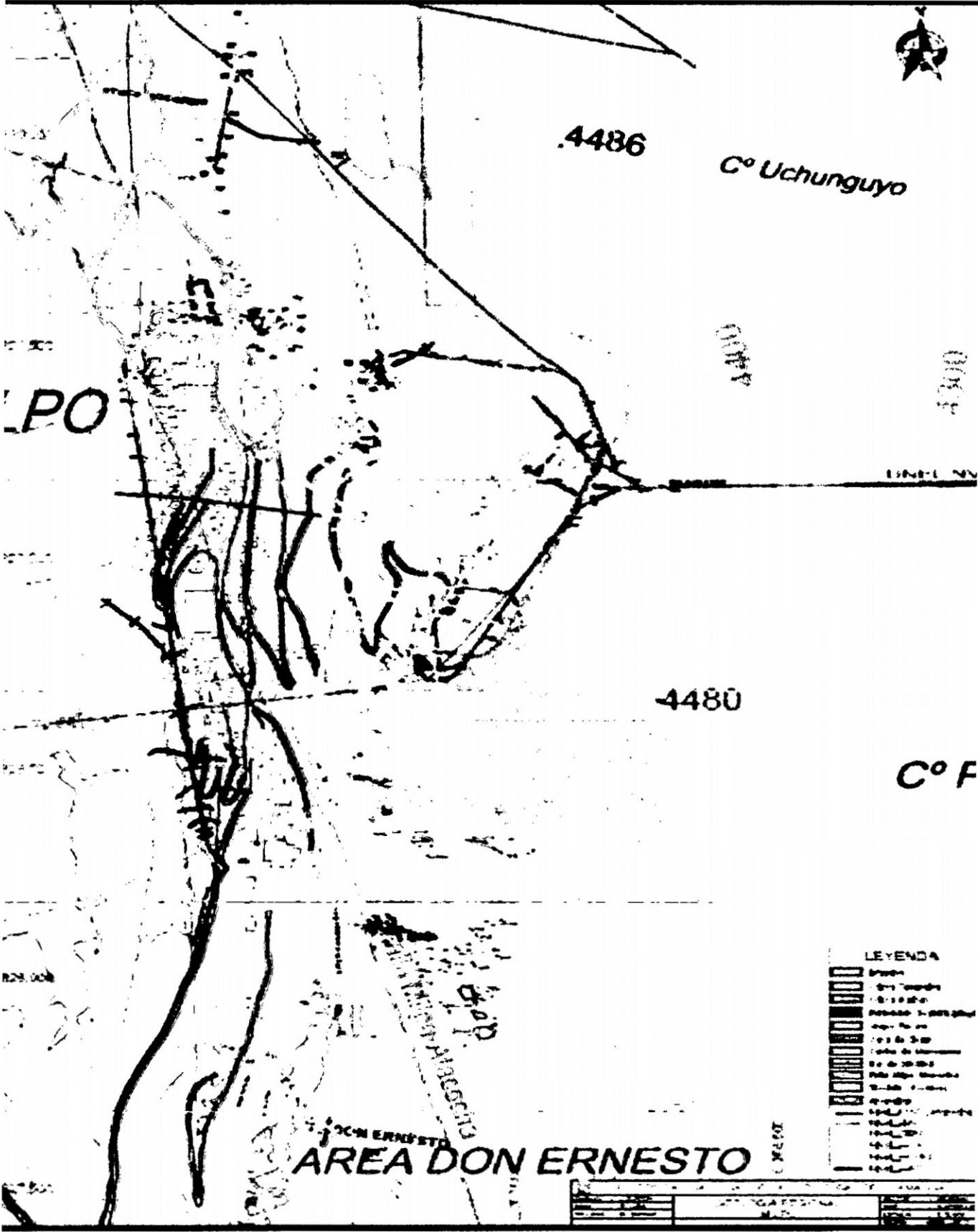
### **GEOLOGIA.**

#### **2.1.- GEOLOGIA REGIONAL.**

La serie caliza de Milpo intercalada entre la formación Mitu y Goyllarisquizga fue denominada como Pucará por MC. Laughlin y Jenks (1995) incluyó dentro de ella a las calizas Uliachín de Triásico y a las calizas Paria del Jurásico. Megard (1968) subdividió la serie Pucará en tres pisos: Chambará (Soriano – Reteano), Aramachay (Hettangiano – Sinemuriano medio) y Condorsinga (Sinemuriano superior – Terciario superior) (Ver plano N°2).

Nuestra apreciación de campo de acuerdo a los fósiles recolectados comparados con los clasificados por Steinman determina la secuencia estratigráfica que luego describimos (ver lámina N° 2).

El examen paleontológico realizado por J.L. Guizado Jol, asigna que a estos fósiles recolectados de las calizas adyacentes a la falla de Milpo, una edad correspondiente a los pisos, Soriano y Retiano de la formación Chambará.



**UNSCH**  
 DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL  
 INGENIERIA DE MINAS  
**GEOLOGIA REGIONAL ZONA CERRO DE PASCO**  
 F.E.C.M      1/75000      DICIEMBRE 2014

### **2.1.1.- ESTRATIGRAFIA.**

#### **Grupo Paria o Pucará**

Está constituido por calizas de color gris oscuro a negro parduzco con intercalaciones de lutitas, calcáreas, nódulos de chert, con rumbo N20°W y buzamiento vertical que se presenta en capas de 0.10 a 0.50 m de espesor con una potencia total de 2,000 mts.

De acuerdo a la edad en este grupo se distinguen a su vez, tres subdivisiones: Formación Chambará, Familia Aramachay y Familia Condorsinga, todas correspondientes a una fase de deposición estrictamente marina.

#### **a.- Formación Chambará**

Es la más antigua del distrito y expone a los pisos calcáreos de la edad Triásico Superior: Carniano, Soriano y Retiano.

Entre los fósiles clasificados por Lisson, Steinman Jenks y Megard, se ha identificado en el presente estudio a las siguientes especies:

Myophorias parecidas a la M. Lisson Stein y a la Pascoensis de los pisos Carniano – Noriano.

J.L. Guizado – identificó además a las siguientes especies pertenecientes a los pisos:

- Noriano – Retiano.
- Chartronella pacífica (Jaworski).
- Enciclus a H. Harriconi Cox.

#### **b.- Familia Aramachay.**

Agrupar a las calizas que pertenecen a los pisos Hetangiano, Sinemuriano y Lotaringiano de edad Jurásico Inferior o Liásico, caracterizada por la presencia de numerosos ammonites.

En los trabajos de campo realizados se logró recolectar e identificar en el examen paleontológico realizado por el Ing. J.L. Guizado por las siguientes especies fósiles:

- *Gryphea*, Darwin Forbes (ostrea) de edad Liásica del Jurásico Inferior.
- *Terebratula ovatisima* (braquiopodo) del piso Lotaringiano.
- *Pentacrinus* ct. *Jurensis* (tallo) del piso Hetangiano.
- *Rhynchonella tetraedra* (braquiopodo) del piso Lotaringiano.

### **c.- Familia Condorsinga.**

Estas calizas con características similares a la familia Aramachay y en general al grupo Pucará, pertenecen al Jurásico medio ó Dogger. De acuerdo con F. Megard estarían presentes los pisos, Pliensbachiano, Domeriano y Taorciano y faltarían los pisos correspondientes al Jurásico superior ó Malm por haber sido erosionados durante la tectogénesis Nevadiana.

En el presente trabajo se ha logrado recolectar e identificar la siguiente especie fósil:

- *Astarte andium* (braquiopodo) del piso Domeriano.

### **GRUPO GOYLLARISQUIZGA.**

Yace en discordancia aparente ó dudosa sobre el grupo Pucará, debido a que la falla Milpo – Atacocha junta a estas formaciones una al lado de otra.

Tiene una litología muy variada representada por las siguientes rocas:

- Areniscas arcósicas de grano variable de colores a gris pardo claro.
- Cuarcitas impuras de grano medio de color gris claro.

- Lutitas de color gris verdoso.
- Lavas basálticas de textura amigdaloides de color gris a pardo verdoso.
- Algunas capas de carbón características.

Este grupo tiene rumbo N-S y buzamiento 53° E y se presenta en capas de 0.20 a 0.80 m. de espesor con una potencia total de 300 mts.

No existen fósiles conocidos en la región, pero se asigna a este grupo una edad Cretácea inferior o Neocómica pisos Barreniano y Aptiano.

La litología del grupo, corresponde a una deposición francamente continental que es característica del Cretáceo Inferior de la región andina.

#### **a.- Formación Machay**

Yace en concordancia paralela sobre el Grupo Goyllarisquizga, con rumbo y buzamiento similar a éste grupo, está representada principalmente por calizas arenosas de color gris y pardo claro a amarillento, en bancos de 0.10 a 0.40 metros de espesor, y horizontes interestratificados de basalto de color marrón de textura amigdaloides, con una potencia de 100 mts.

Esta formación tiene una edad Cretácea media correspondiente a los pisos Alviario y Cenoniano.

#### **b.- Rocas Intrusivas**

Estas tienen una relevante importancia, tanto en la génesis del yacimiento, como también en la localización, magnitud y mineralización de los cuerpos y vetas existentes.

Las intrusiones de Milpo – Atacocha de edad terciaria, estarían relacionadas (K.A. M. Gunnesch) al cinturón magmático cenozoico situado al Este del Batolito Costero y directamente al Batolito de la Cordillera Blanca del cual,

constituirían stocks hipabisales asociadas a un sistemas de fallas profundas (de dirección andina), relacionadas tectonismo Andino.

Estos stocks hipabisales ocurren en el distrito como cuerpo de más o menos 1 KM<sup>2</sup> de extensión, donde se pueden individualizar tres: Santa Bárbara, San Gerardo y Milpo., asociados a estos stocks intrusivos mayores existen numerosos diques y sills de composición también hipabisal, que intruyen a la formación Pucará hacia el techo y cerca de la formación Goyllarisquizga, alineados según la estratificación de N a S y emplazados, utilizando como vías de acceso la falla Milpo – Atacocha, fallas adyacentes y fracturas pre-existentes.

En los contactos las calizas presentan, un halo de alteración, de silicatos de metamorfismo ó skarn y mármol, éstos halos son irregulares en extensión; de escasos centímetros a más de 100 mts de ancho.

Estudios físicos – químicos realizados por K:A y M. Gunnesh (1987) concluyen, en que las rocas intrusivas de Milpo – Atacocha tiene textura porfirítica con fenocristales de plagioclasas, horblendas, biotita, cuarzobeta, de composición química específica, que indican la ocurrencia en el distrito de varios pulsos de un magma común basáltico calcoalcalino rico K<sub>2</sub>O, los cuales dieron origen a varios cuerpos intrusivos de diferente composición:

**1er Pulso Magmático.** Originado en la cámara magmática inferior y que a nivel sub-volcánico emplazaron: monzo-gabro.

**2do. Pulso Magmático.** Originado en la cámara inferior y que a nivel sub-volcánico emplazaron diorita.

**3er. Pulso Magmático.** Originado en la cámara magmática Superior y que a nivel sub-volcánico emplazaron: granodiorita.

**4to. Pulso Magmático.** Originado en la cámara magmática y que a nivel sub-volcánico emplazaron monzodioritas.

Estudios al microscopio realizado por el especialista Ing. C. Cánepa (1990) de varios especímenes de rocas hipabisales, con el objeto de obtener un patrón para clasificar a los intrusivos mapeados, determinan básicamente dos tipos de rocas, que son:

**Dacita Porfirítica.** Equivalente a la granodiorita del tercer pulso magmático de Gunnesch.

**Andesita Porfirítica.** Equivalente a la diorita del primer pulso magmático de Gunnesch.

En el yacimiento existen básicamente dos clases de cuerpos intrusivos diferentes los intrusivos dacíticos y los andesíticos.

## **2.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL.**

Las estructuras predominantes en el yacimiento Milpo en orden cronológico son:

- ✓ El Sinclinal Milpo.
- ✓ La falla Regional Milpo.
- ✓ Fracturamiento.

### **Sinclinal Milpo – Atacocha**

Regionalmente el distrito está ubicado en el lado oriental de un anticlinal asimétrico se proyecta al E y W en una serie de sinclinales, uno de los cuales es el sinclinal cóncavo asimétrico de Milpo cuyo eje se dirige hacia el W delineando la imagen tectónica del plegamiento. Los sedimentos fueron intensamente comprimidos de E a W en la segunda fase de la orogénea andina (Plegamiento incaico), ocurrido entre el Eoceno y el Oligoceno del Paleógeno. Por lo que las calizas Pucará yacen verticalmente en el centro y a todo lo largo del eje y la formación Goyllarisquizga gradualmente buzando menos hacia los flancos, al W de Milpo dichas areniscas buzando 50° W en el S, están curvadas hacia arriba de la posición vertical con los topes escurridos hacia el W.

Varios ejes de pliegues cruzados se han localizado en éste sinclinal que tiene relación con la mineralización.

### **Falla Regional Milpo – Atacocha**

Constituye la estructura de mayor importancia del distrito, ésta estructura longitudinal de rumbo N-S, se extiende desde Yarusyacán en el Norte hasta la hacienda Carmen Chico en el Sur.

Megard (1968) considera que la falla Atacocha, pertenece a un sistema de fracturamiento que estuvo activo desde el Triásico tardío, como consecuencia de una tectónica distensiva, que actuó en el Perú central desde el Triásico hasta el Cretácico Superior y es el responsable del hundimiento del sector oriental. Durante la tectonogénesis andina, estas fallas se activaron nuevamente debido al levantamiento andino, ocasionando

varios movimientos verticales que habrían puesto en contacto, una al lado de otra, a la porción inferior de la Formación Pucará con las areniscas de la formación Goyllarisquizga en el distrito de Milpo.

K.A. y M. Gunnesch, postulan que los stocks hipabisales é incluso los pulsos del magmatismo ocurridos en el distrito básico – ácido – básico, están asociados y controlados por el fallamiento Milpo – Atacocha, en consecuencia, también las diferentes etapas del proceso mineralizante.

### **Fracturamiento**

Junto con la falla Milpo – Atacocha se presentan varios sistemas de fracturas más jóvenes, concordantes con la tectónica de bloques (J.D. Rosholt), relacionada con las fuerzas compresionales E a W, que según el “elipsoide de formación” unas corresponderían a fracturas de resbalamiento rumbos N65°-70 °E y N50°-60°W, por lo tanto se pueden reconocer tres períodos de fracturamiento:

1er. Período, también llamado inicial relacionado con el plegamiento regional N-S y con la falla Milpo-Atacocha.

2do. Período, que desarrolla fracturas de rumbo NE directamente relacionadas con la etapa de emplazamiento de los stocks, origen de los diques mineralizados, fracturas en calizas (vetas 1705) vetas San Carlos, Porvenir 9, además de fracturas cortas de rumbo N70°E y N80°E en los cuerpos mineralizados.

3er. Período, que desarrolla fracturas de rumbo N35°W y N62°W de pequeñas longitudes también relacionadas con los cuerpos mineralizados.

## **2.2.- GEOLOGÍA LOCAL.**

El Yacimiento Milpo está emplazado en el Contacto metamórfico del Intrusivo Milpo con rocas sedimentarias del Grupo Pucará del Triásico Superior a Jurásico Inferior , la cual está conformada por calizas de las formaciones Chambará, Aramachay , dándose la mineralización en la formación Aramachay caliza negra a gris parda en forma de cuerpos irregulares de variada magnitud en horizontal y vertical, también en vetas controladas por dos sistemas de fracturamiento relacionadas con el elipsoide de deformación regional (Ver plano N° 02).

## **2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA.**

### **2.4.1.- GENESIS DEL YACIMIENTO.**

La mineralización del distrito Milpo –Atacocha está asociada a la zona de metamorfismo de contacto entre intrusivos hipabisales:Stock,sills y diques;y la roca sedimentarias de las formaciones Pucará principalmente y Goyllarisquizga que ocurren al Este de la falla Milpo – Atacocha.

Dos stocks, uno ácido y otro básico andesítico, proveniente de la cámara magmática andina, marmolizaron a las calizas Pucará en el contacto y el proceso metasomático originó un skarn.

Los bordes de los contactos de origen en doskarns granates andradíticos y diópsidos, los blocks erráticos de caliza englobados dentro del intrusivo se metamorfixaron también a diópsido, andradita, wollastinita, vesuvianita.

Durante el enfriamiento retrogrado, las soluciones forman exoskarns y los volátiles migran al interior del intrusivo incrementando la presión, que rompe expansivamente la costra sólida por el escape de volátiles, originando espacios vacíos que son ocupados por soluciones que depositan nuevos minerales: feldespatos, potásicos, esfalerita, calcopirita, galena, pirita y sulfosales.

Las soluciones circularon a lo largo de los contactos formando aureolas y de las diversas vías relacionadas al fracturamiento, donde los minerales de las soluciones reemplazaron a las calizas en varias intensidades, aparentemente los contactos con los intrusivos andesítico no fueron favorables para esa deposición.

En superficie el reemplazamiento está limitado a vetas angostas e irregulares y a cuerpos de brechas de pequeña magnitud, que en profundidad forman depósitos bien mineralizados.

Existen zonas o intervalos a lo largo del contacto donde la caliza muestra escasa o ninguna alteración y otras donde el fracturamiento y la alteración es intensa y aunque la mineralización no está íntegramente confinada en las calizas alteradas. Estas son las áreas favorables y económicas.

La mineralización también ocurre en brechas calcáreas y en los intrusivos que contienen mineralización en vetillas.

#### **2.4.2.- MINERALIZACION.**

La mineralogía del yacimiento de la unidad el Porvenir, está compuesto por sulfuros como la esfalerita (SZn), Galena (SPb), calcopirita (S<sub>2</sub>CuFe),

tetraedrita ( $\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ ) que representa el mineral económico. Como ganga se tiene a la pirita ( $\text{S}_2\text{Fe}$ ), cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), calcita ( $\text{Co}_3\text{Ca}$ ), rodocrosita ( $\text{Co}_3\text{Mn}$ ) Baritina ( $\text{So}_4\text{Ba}$ ).

### **2.4.3.-ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.**

El yacimiento de la Unidad el Porvenir, se caracteriza por tener la mineralización en el siguiente tipo de estructuras:

**a.- Cuerpos:** Delimitados por el contacto caliza mármol y el intrusivo, son de naturaleza variable contenidos por estructuras NW coincidente con el rumbo de los planos de estratificación, un halo de alteración, de silicatos de metamorfismo ó skarn y mármol, éstos halos son irregulares en extensión; de escasos centímetros a más de 100 mts de ancho

**b.- Vetas:** A partir de los cuerpos ha habido flujos de mineral que se han localizado en fracturas o planos de estratificación de la caliza que constituyen zonas de alta ley pero poca potencia y controladas por fallas, y rumbo de la estratificación.

Los lineamientos regionales NW-SE y N-S, la falla Milpo Atacocha controlan las intrusiones, la alteración y la mineralización del yacimiento Milpo.

Están alineados según la estratificación de N a S y emplazados, utilizando como vías de acceso la falla Milpo – Atacocha, fallas adyacentes y fracturas pre-existentes.

Junto con la falla Milpo – Atacocha se presentan varios sistemas de fracturas más jóvenes, concordantes con la tectónica de bloques (J.D. Rosholt), relacionada con las fuerzas compresionales E a W, que según el “elipsoide

de formación<sup>7</sup> unas corresponderían a fracturas de resbalamiento rumbos N65°-70° E y N50°-60° W, por lo tanto se pueden reconocer tres períodos de fracturamiento.

**1er. Período**, también llamado inicial relacionado con el plegamiento regional N-S y con la falla Milpo-Atacocha.

**2do. Período**, que desarrolla fracturas de rumbo NE directamente relacionadas con la etapa de emplazamiento de los stocks, origen de los diques mineralizados, fracturas en calizas (vetas 1705) vetas San Carlos, Porvenir 9, además de fracturas cortas de rumbo N 70° E y N 80° E en los cuerpos mineralizados.

**3er. Período**, que desarrolla fracturas de rumbo N 35° W y N 62° W de pequeñas longitudes también relacionadas con los cuerpos mineralizados.

#### **2.4.5.- RESERVAS MINERALES.**

De acuerdo a la cubicación realizada al 31 de diciembre del 2013, se tiene reservas entre probado y probables, conforme se muestra en el siguiente cuadro:

#### **RESERVAS MINERALES AL 31 -12-13**

#### **MINA MILPO**

CATEGORIA	TONELAJE TMS	L E Y E S			
		Oz Ag/TM	%Pb	%Zn	%Cu
Probado	6,550,420	1.55	0.71	3.76	0.25
Probable	4,135,380	1.51	0.69	3.65	0.23
Total:	10,685,800				
Promedio:		1.53	0.70	3.72	0.24

## CAPITULO III

### MINERIA

#### 3.1.- SISTEMA DE MINADO.

El sistema de minado aplicado en la mina Milpo es el Tracklees Mining caracterizado por el uso de equipos mecánicos sobre llantas en toda las fases de minado y como labores de acceso las rampas; sin embargo en la mina se emplea locomotora y carros en el nivel 0 para el transporte de mineral y en el nivel 400 para el transporte de desmonte a superficie. Dado la profundidad de 1,400 metros se utiliza el sistema de izaje.

#### 3.2.- ASPECTOS GEOMECANICOS.

##### Clasificación Geomecánica de BIENIAWSKI

Litología	RMR promedio	RQD %	Juntas/ m3 (Jv)
Mineral	41 -50	50 - 60	16
Mármol-Caliza	51 – 60	60 - 70	13
Intrusivo	31 – 40	40- 50	21

Los parámetros esenciales que caracterizan el comportamiento mecánico de los materiales son: Modulo de Elasticidad, Razón de Poisson, Resistencia a la compresión Simple, Angulo de Fricción y Cohesión.

**.Parámetros de comportamiento mecánico**

Litología	Cohesión Kpa	Angulo de Fricción (°)	Módulo de Deformación Em.	Módulo de Elasticidad Mpa	Razón de Poisson	Resistencia a la Compresión Simple
Mineral	225	28	7.8	79,974	0.29	45
Mármol-Caliza	275	33	11	80,103	0.32	80
Intrusivo	175	25	4.4	53,639	0.28	40

**3.3.- METODO DE EXPLOTACION.**

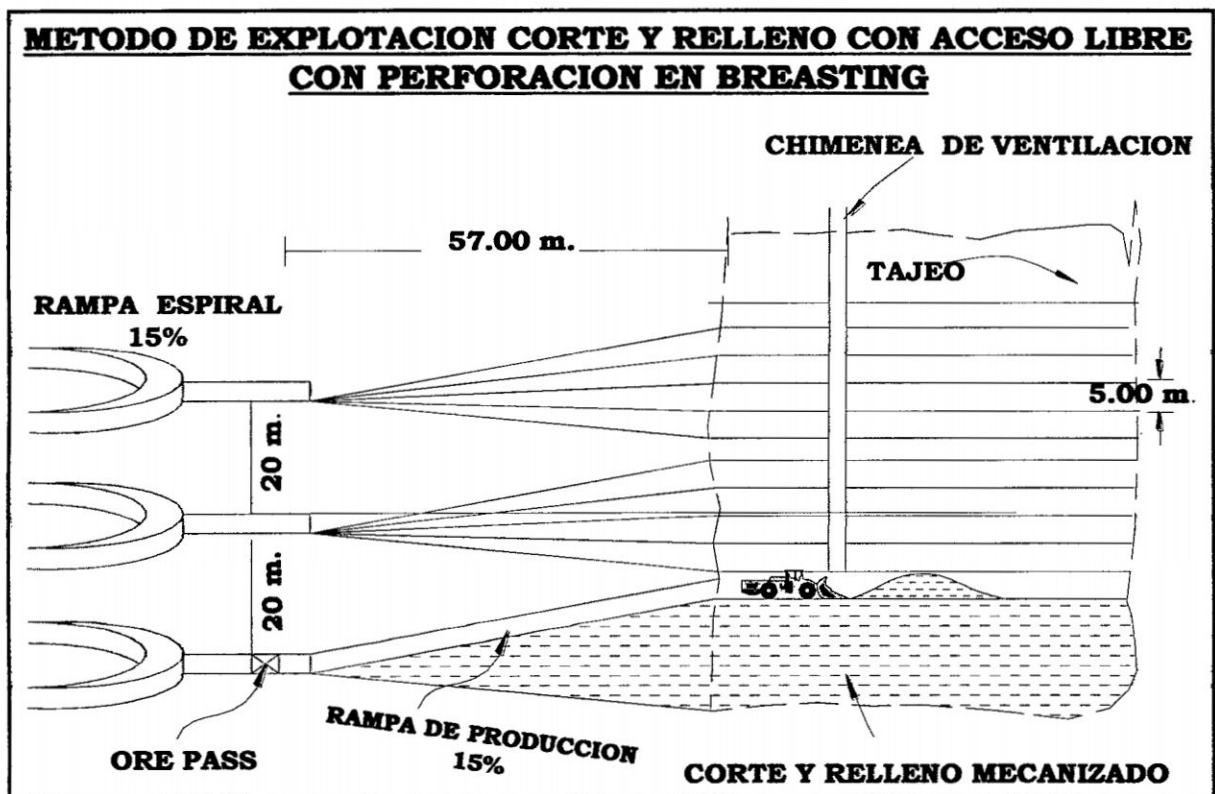
El método de minado actual usado por la Compañía Minera Milpo – Unidad El Porvenir, es el Corte y Relleno Ascendente con acceso libre y perforación en breasting, altamente mecanizada, por lo que se espera un alto nivel de productividad y mejor estabilidad de los hastiales y de la caja techo. El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales comenzando del fondo hacia arriba.

El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, una vez disparada el frente, el volumen extraído es relleno con un material estéril para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada. El material de relleno puede ser una roca estéril proveniente de las labores de desarrollo en la mina y es distribuido mecánicamente sobre el área tajada, utilizando el tractor para aplanar el piso, asimismo cerca de 70% de los tajeos es relleno con relleno hidráulico, este material procede de los relaves de la planta concentradora, mezclando con agua y transportando a la mina a través de tuberías; cuando el agua del

relleno es drenado entonces queda un relleno competente con una superficie uniforme.

### 3.3.1.-DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

A partir de una rampa principal se desarrollan accesos de 57mts de longitud en promedio con gradientes de 15% hacia un el cuerpo y tendrá un acceso a cada corte sucesivo, disminuyendo la inclinación, primero a -7.5%, +7.5% hasta el acceso final con inclinación de +15%, estos nos permitirán realizar 4 cortes; el solo hecho de tener siempre el acceso libre, permitirá mejorar la utilización de los equipos. Los accesos son de sección de 4x3.5m.hacia la parte central de los cuerpos, entonces por cada tajeo se diseña 2 o 3 frentes de ataque en breasting a lo ancho del yacimiento.



Dimensiones estándares de labores:

Galerías Principales	:	4.0 x 3.5 m.
Subniveles	:	4.0 x 3.5 m.
Rampas de acceso a tajos	:	4.0 x 3.5 m. Gradiente:-15% a +15%

**Chimeneas de ventilación:**

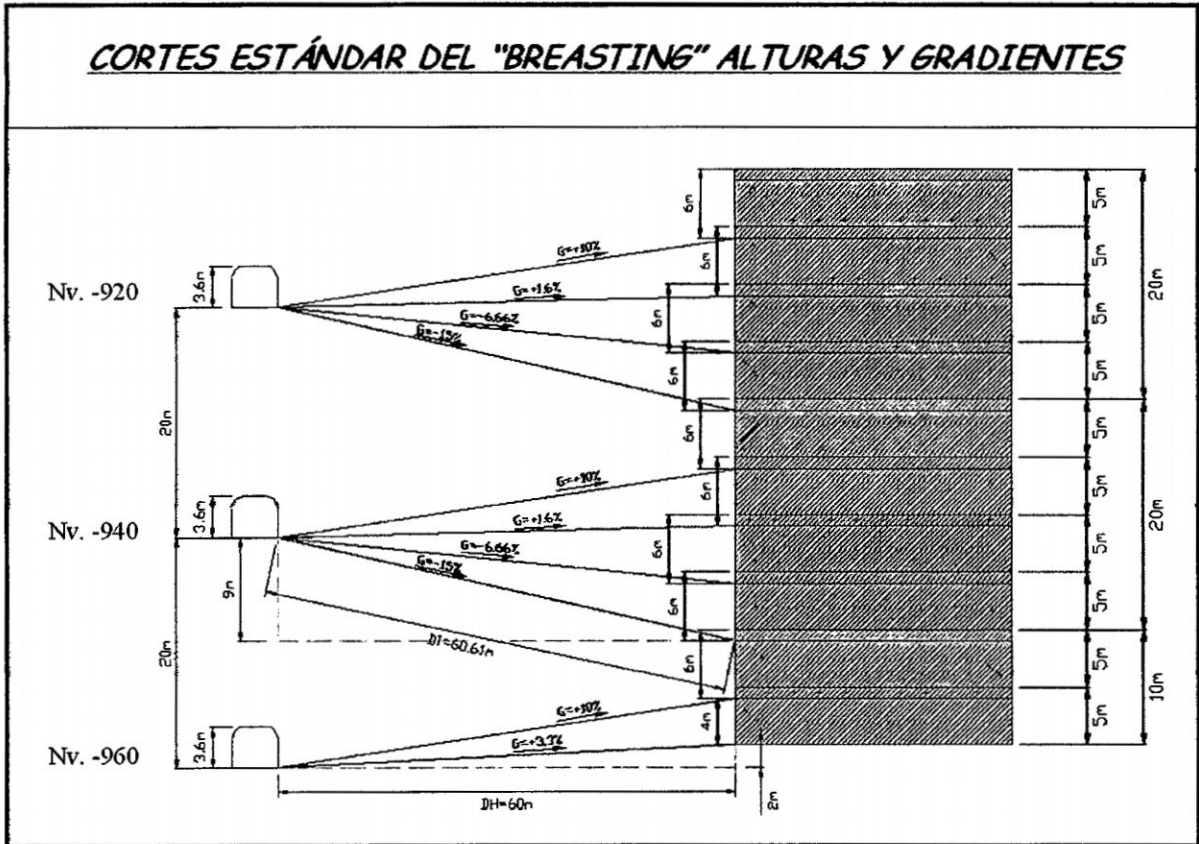
Chimeneas principal	:	3.0 m. Diámetro
Chimeneas Auxiliar	:	1.8 m. Diámetro
Chimeneas Echadero	:	2.1 m. Diámetro

**Tajos:**

Altura de corte	:	5.0 m.
Altura de cara libre	:	1.0 m
Altura total del Tajeo	:	6.0 m.
Altura de línea de relleno	:	a 1 m. del techo.

Nuevo corte: Acceder de acuerdo a la gradiente correspondiente al corte.

## Cortes Estándar del Breasting Alturas y Gradientes

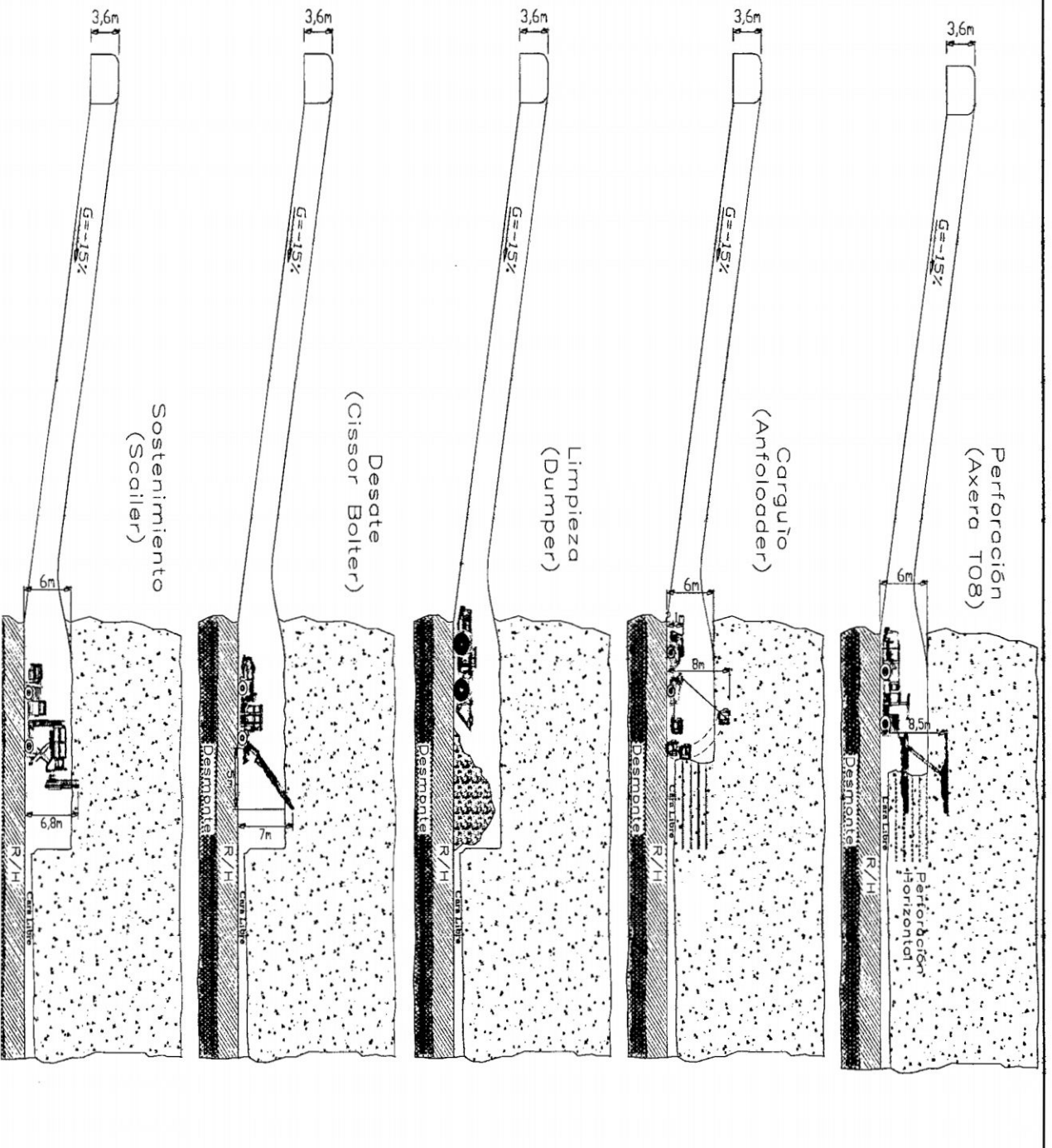


### 3.3.2.- CICLO DE MINADO.

El ciclo de minado está conformado por perforación, voladura, acarreo y limpieza, además se debe mencionar que el desatado y sostenimiento son fundamentales. Luego de que se llegue al extremo del cuerpo, se procede al relleno hidráulico dejando una altura de 1.5mts inicialmente entre el relleno hidráulico y el techo, para luego ser relleno con una capa de relleno detrítico dejando finalmente 1.0mts al techo. Este sistema ayuda a mejorar la utilización de los equipos, debido a que es posible utilizar los mismos equipos para trabajar 2 o 3 tajeos en una misma zona.

Para que haya una mayor estabilidad los tajeos, se debe evitar la sobre excavación y el daño superficial de la roca que se ocasiona por los disparos". Para esto es necesario conseguir un contorno especial del techo lo más cercano de lo teórico, con la perforación en breasting y el uso de técnicas de corte como el Smooth Blasting se logra este objetivo (hacer un arco de perforación con vista de las cañas).

# CICLO DE MINADO EN TAJEOS "BREASTING MECANIZADO"



**Operaciones Unitarias con equipos actuales con que cuenta la mina.**

**Perforación:** se efectúa con jumbos de un brazo y dos brazos de forma horizontal.

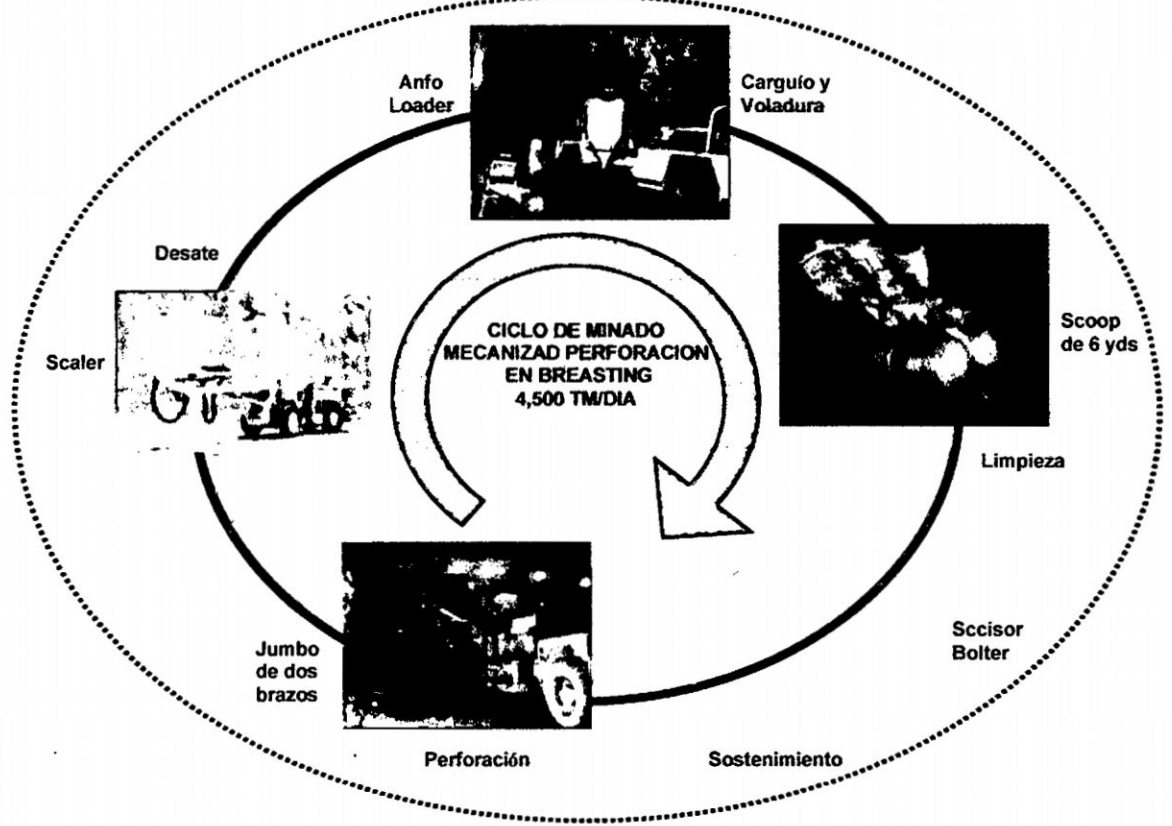
**Carguío:** se realiza con anfoloader

**Limpieza y carguío:** se efectúa con scoops de 6yd<sup>3</sup> y dumpers de 20Tn.

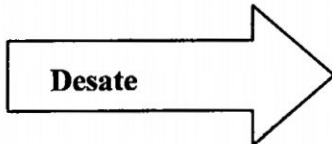
**Desate:** el desate es mecanizado con el Scaler.

**Sostenimiento:** mecanizado con Scissor Bolter.

**CICLO DE MINADO UNIDAD "EL PORVENIR"**

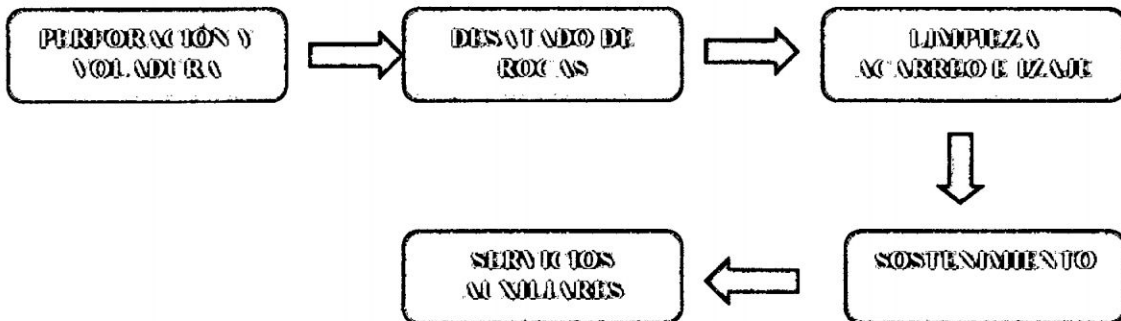
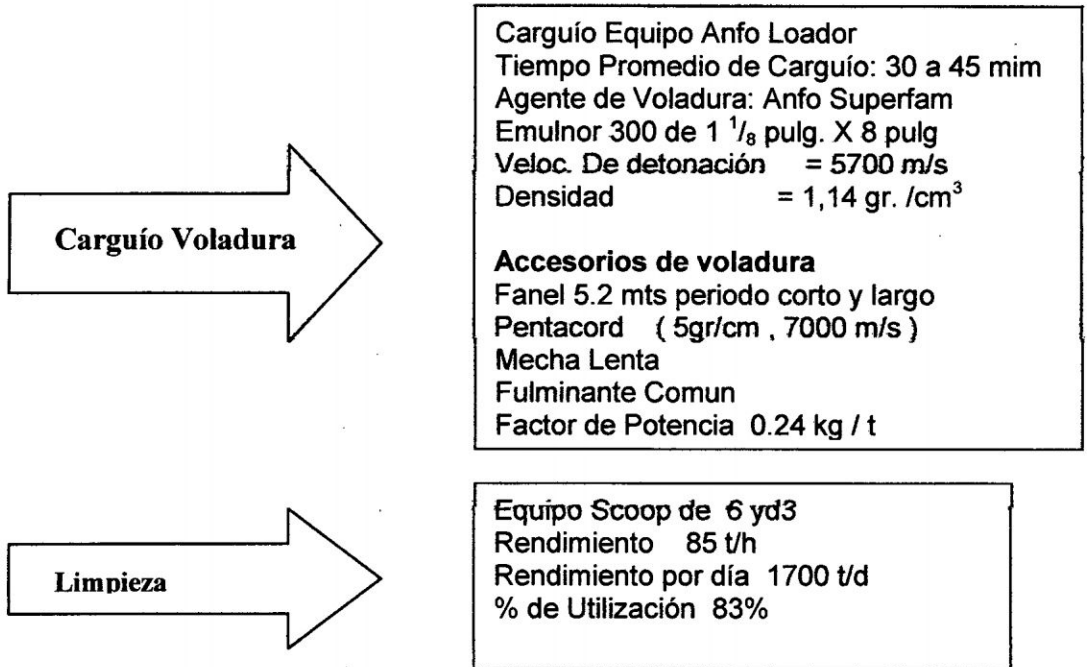


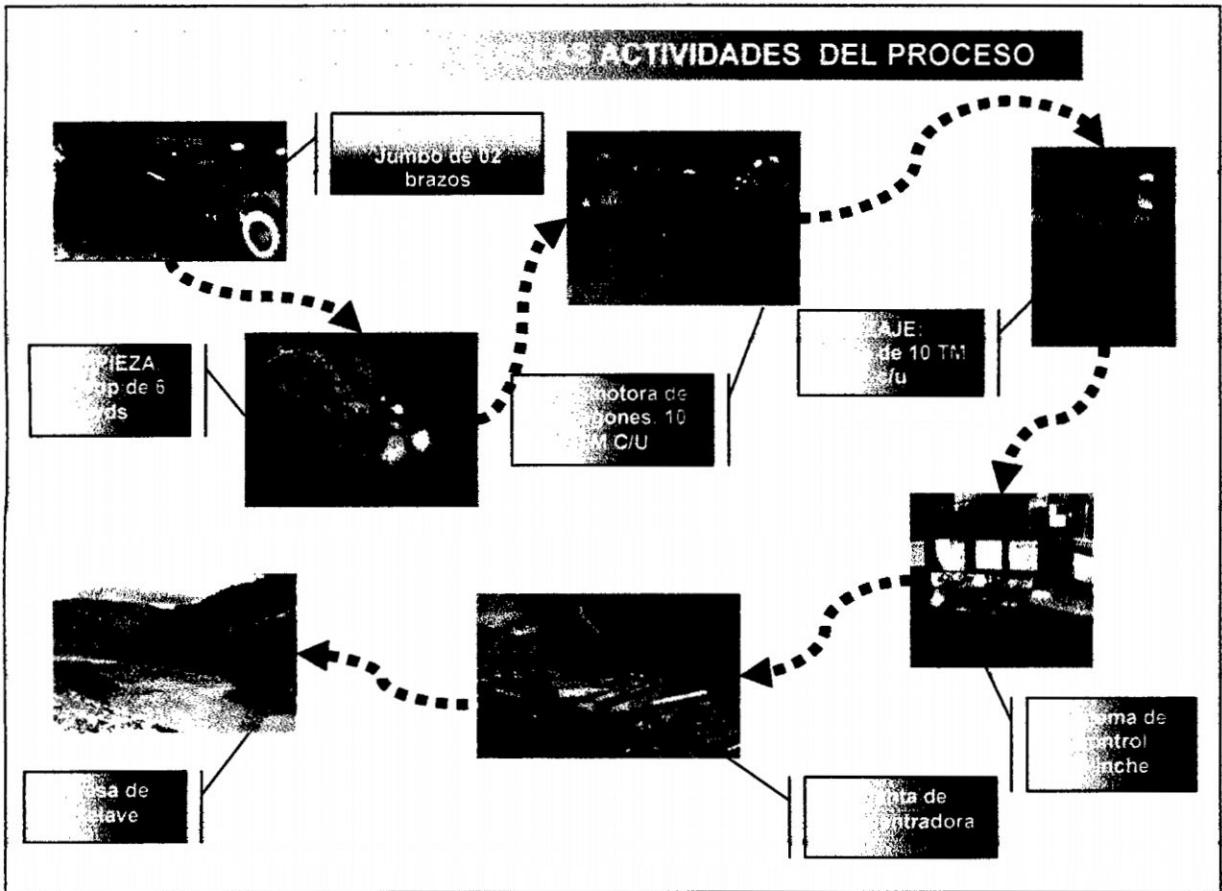
<b>Jumbo Axera de dos brazos</b>	
Barra de Perforación	= 16 pies
Diámetro de Broca	= 45 mm
Velocidad de Penetración	= 1.8 m/min
Rendimiento	= 24tal/hr
Producción por taladro	= 10t/tal
Producción por Guardia	= 1500t
Producción por día	= 3000t
% de Utilización	= 45 %
DM	= 85%



<b>Equipo de desate Scaler</b>	
Rendimiento	0.97 min /m2
Disponibilidad Mecánica	80%

## DIAGRAMA DE PROCESO DE OPERACIONES



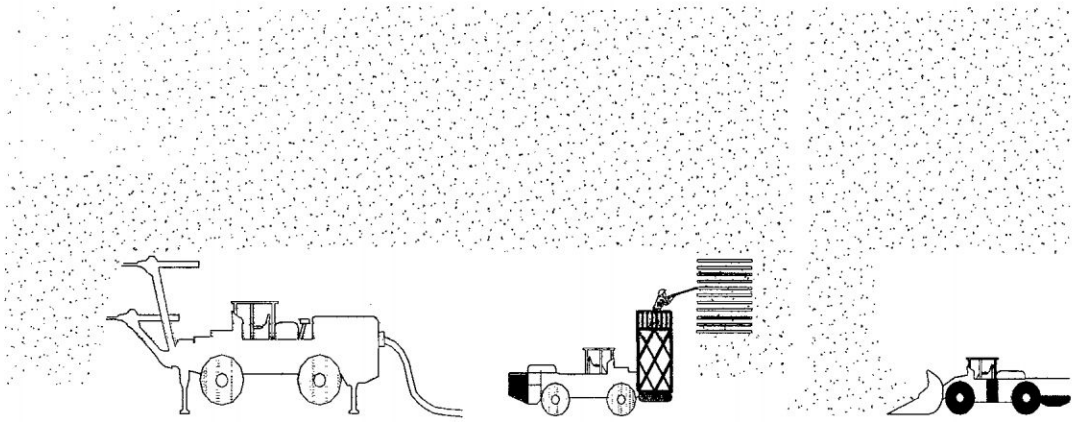


### 3.3.2.1.-PERFORACIÓN

La perforación se realiza con Jumbos Electrohidráulicos de dos brazos, diámetro del taladro 45mm, malla de perforación 1.20 m x 1.30 m, en los taladros de techo y/o perímetro el espaciamiento 0.60 para el efecto de voladura controlada, altura de la cara libre 1.0 m, ancho promedio de los tajos 6.5 m, longitud del taladro 4.5 m y altura de corte 5.5 m

#### PARAMETROS DE PERFORACIÓN

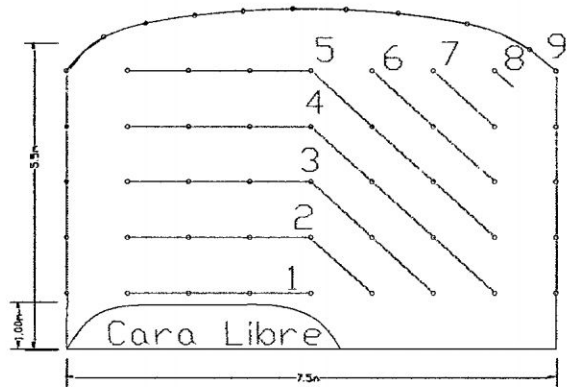
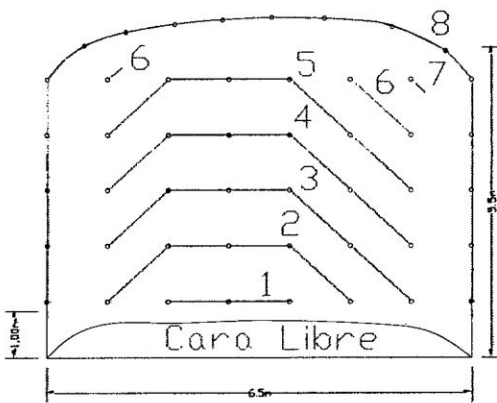
Barra de perforación	: 16 pies
Broca	: 45 mm
Longitud de avance = 16 pies x 0.3048 x 0.9	: 4.5m
Altura de banco	: 5.0m
Ancho del tajo (variable) en promedio	: 6.5m



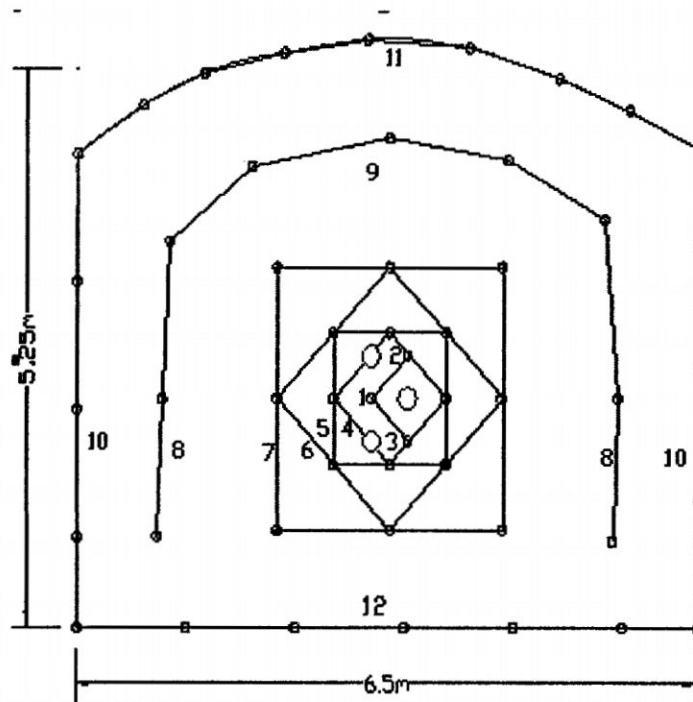
DELETA: 11/20/2000

## TIPOS DE MALLA DE PERFORACIÓN

Perforación en Braesting, con cara libre de 1.00 metro



## FRENTE CIEGO



Los taladros son cargados con dinamita de 65% (iniciador), luego la columna de carga se completa con anfo y como accesorio se emplea el fanel de periodo corte y largo, cordón detonante 3P, guía de seguridad y fulminate común. El factor de potencia es 0.26 Kg/TM.

### 3.3.2.2.- LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL

La limpieza de mineral se realiza con scoops de 6 yd<sup>3</sup>, desde los tajeos hasta los echaderos a una distancia aproximadamente de 100 a 400m, la granulometría de mineral influye en gran porcentaje en el rendimiento de limpieza. El scoop realiza el respectivo cuchareo, así una vez llenado dicha cuchara se procede a trasladar el material cargado (mineral) a la zona de echadero ORE PASS así, descargando y haciendo el retorno respectivo.

### **Equipos Utilizados:**

Equipos de bajo perfil LHD mecánico hidráulico, accionado con motor diesel de 80 HP, tipo EJC 145 de 6yd3 con peso bruto de 30 TN.

### **3.3.2.3.- SOSTENIMIENTO.**

Luego de realizado la limpieza del mineral se procede con el sostenimiento del tajeo con pernos tipo Split set y mecánicos.

Otro sistema de sostenimiento es mediante cables bolting, lo que se aplica en las partes anchas del cuerpo mineralizado.

La colocación de los pernos es efectuado en forma manual o con jumbo.

Para la colocación del cable bolting se perfora taladros largos de 20 m. y se introduce al taladro manualmente.



Colocación de cable bolting en el tajeo.

### 3.3.2.4.- RELLENO.

Terminado el sostenimiento se procede con el relleno del tajeo para lo cuál se dispone de relleno hidráulico, el que es enviado desde la planta de relleno a la mina, la a través de la red de relleno instalado y la cantidad requerida es de previamente calculada.

### 3.4.- COSTO DE EXPLOTACION.

El costo de explotación aplicando el método de corte y relleno ascendente mecanizado es:

COSTO DE EXPLOTACION	
DESCRIPCION	COSTO US\$/TM
Perforación	3.20
Voladura	1.55
Limpieza	1.20
Sostenimiento	2.25
Relleno (R.H)	1.50
<i>Total:</i>	<i>9.70</i>

## **CAPITULO IV**

### **PERFORMANCE DE EQUIPOS LHD.**

#### **4.1.- EQUIPOS LHD.**

El scooptram es un vehículo LHD, de bajo perfil, característico en el sistema trackless empleado para carga y acarreo de minerales, diseñado sobre todo para realizar trabajos en minas, subterráneas, o en zonas con limitaciones de espacio:

En minería subterránea, especialmente en la pequeña y mediana minería, los túneles se caracterizan por ser de baja altura y angostos, lo que impide el ingreso de vehículos mineros de grandes dimensiones.

Son túneles estrechos, sin espacio lateral para realizar giros a 180°, del cual derivan galerías perpendiculares al eje del túnel, con cambios de dirección a 90° con cortos radios de curvatura que dificultan el desplazamiento aún para vehículos pequeños.

Los scooptrams están diseñados para operar en estas condiciones por lo que tienen las siguientes características:

- Son de dimensiones pequeñas, relativamente angostos y de baja altura para poder ingresar a los túneles. Esta última característica es la que les da el nombre de “bajo perfil”.
- Tienen un cucharón articulado para recoger y cargar una cantidad relativamente grande de material

- Pueden desplazarse en reversa con la misma facilidad con la que avanzan, lo que les permite ingresar y salir de túneles angostos o sin espacio para girar. Simplemente retroceden.
- Tienen ruedas con neumáticos, lo que les permite desplazarse en cualquier dirección, es decir no está limitado a recorridos de rieles o troles.

Los scooptrams se utilizan para

- Cargar una cantidad grande de material
- Transportar el material a un área específica.
- Descargar la carga en un área específica o en un camión.

Los scooptrams cumplen estas labores en interior mina y en superficie generalmente transportan mineral de las galerías de interior mina a superficie Dimensiones típicas de un Scooptram:

Es el equipo más utilizado en el sistema trackless y las siglas representan:  
L= load (carga), H= haulp (transporte) y D= Dump (descarga).

#### **4.1.1.- CARACTERISTICAS DE LOS EQUIPOS LHD:**

- Está montado sobre neumáticos y tienen transmisión en las 04 ruedas.
- Es angosto y bajo, porque tiene que entrar a túneles, rampas, galerías y tajeos.
- Tiene una articulación central, que facilita poder voltear en radios de curvatura más cortos.
- La operación es bidireccional, el operador está al costado y maneja en ambas direcciones.

- Su construcción es fuerte, sobredimensionado para operar en condiciones de trabajo severos en el subsuelo.
- La carga de la cuchara es soportada en la estructura principal.
- Tienen gran rendimiento y facilidad de operación.
- Se adapta a la mayoría de los métodos de explotación subterránea.
- En general tienen las siguientes parte: cuchara, brazo, purificador de gases, motor diesel o eléctrico, articulación central, ruedas (neumáticos), sistema hidráulico de elevación (cuchara, dirección y mandos).

#### **4.2.- TIPOS, MARCAS Y MODELOS DE LHD.**

En l mina Milpo, actualmente operan las siguientes marcas de cargadores de bajo perfil tanto eléctricas como a combustión interna o diésel.

MARCA	PAIS FABRICANTE	CAPACIDADES (Yd³)
Wagner	Alemania, Canadá.	De 1 a 5
Scooptram ST	Usa.	De 1 a 6
Jarvis clark	Francia	De 1 a 6
Atlas Copco	Suecia	De 1.0 a 6
Tamrock	Noruega.	De 1 a 5

CUADRO N° 4.2

**ESPECIFICACIONES DE EQUIPOS  
LHD**

SCOOPS	LARGO mm.	ANCHO mm.	RADIO mm.	CAPACIDAD DE CARGA, Kg
<b>TORO:</b>				
Micro 100	4,597	1,050	3,191	1,000
EJC 61	5,486	1,448	3,734	2,727
Toro 151	6,970	1,480	4,730	3,500
EJC 130 D	8,407	1,930	5,511	5,897
Toro 301	8,620	2,100	5,780	6,200
EJC 210D	9,957	2,718	6,553	9,545
Toro 400	9,252	2,440	6,590	9,600
Toro 450	1,003	2,700	6,537	12,000
Toro 12590	10,508	2,700	6,672	12,500
Toro 1400	10,508	2,700	6,887	14,000
Toro 650	11,410	3,000	7,180	15,000
Toro 2500E	14,011	3,900	9,440	2,500
<b>WAGNER:</b>				
HST-1 <sup>a</sup>	5,283	1,219	3,505	1,361
ST-2D	6,593	1,651	4,700	3,691
ST-3.5	8,223	1,956	5,465	6,000
ST-1000	8,530	2,040	5,800	8,000
ST-6C	9,490	2,610	6,320	9,525
ST-7.5Z	9,800	2,590	6,570	12,272
ST-8B	10,287	2,769	7,140	13,608
ST-15Z	12,396	3,404	8,348	20,412

#### 4.3.- FALLAS DE EQUIPOS LHD.

La falla es la paralización repentina de funcionamiento del equipos sea por deterioro físico de sus componentes. Es un hecho no previsible e impide que el trabajo programado no se cumpla. Las fallas se clasifican en:

**a).- Totales:** son las fallas que causan incapacidad total del equipo.

**b).-Parciales:** son aquellas que causan la degradación del servicio pero no incapacitan el funcionamiento total del equipo.

**C.-Súbitas:** son aquellos que ocurren instantáneamente.

**d).- Progresivas:** cuando el equipo presenta síntomas de falla como el mal funcionamiento el cual va en aumento hasta que finalmente el equipo deja de funcionar.

**Los equipos LHD estudiadas en general presentan las siguientes fallas:**

FALLA	CAUSA	REPARACION
En manguera de presión de accionamiento cuchara	Calentamiento excesivo del aceite hidráulico	Cambio de manguera. Revisión del sistema de refrigeración
Escape de aceite en la manguera de izaje de carga.	Exceso de carga en la cuchara. Demasiado esfuerzo de la cuchara	Cambio de manguera
Desgaste de labios y uñas cuchara	Por uso y mala fragmentación del material a cargar.	Relleno de labios con soldadura y cambio de uñas.
Desgaste prematuro de llantas.	Mal estado del piso y presencia de fragmentos angulosos.	Cambio de llantas. Uso de forros llanta

#### **4.4.- MANTENIMIENTO Y REPARACION.**

El mantenimiento es el proceso que se realiza en un equipo para detectar posibles problemas en su funcionamiento, con el propósito de poder corregirlos y de esta forma prolongar su vida útil abaratando costo.

Clases de mantenimiento:

**a.- Mantenimiento preventivo o de inspecciones:** se basa en un conjunto de inspecciones periódicas que buscan detectar condiciones que pudieran causar descomposturas, paros de producción o pérdidas en detrimento de la función combinada

**b.- Mantenimiento programado:** Corresponde al proceso por el cual se realiza mantenimiento de un equipo, tomando en cuenta el tiempo que se ocupa, el máximo de exigencia en su rendimiento y la disponibilidad para trabajar con él.

**c.- Mantenimiento No programado:** Es el proceso que se realiza en un equipo, cuando se ha producido un pequeño desperfecto.

**d.- Mantenimiento correctivo o mantenimiento por avería:** consiste en el conjunto de tareas destinadas a colocar el equipo averiado en condiciones operativas, luego que haya ocurrido una rotura, ocasionando paradas no programadas.

#### **4.5.- DISPONIBILIDAD DE EQUIPOS LHD.**

La disponibilidad es el porcentaje del tiempo total que está lista para el servicio.

Existe 03 tipos de disponibilidad: disponibilidad inherente, lograda y operacional.

Los primeros dos tipos dan una medida de la “confiabilidad” y de la “mantenibilidad” del equipo, que son factores principalmente influidos por el fabricante.

El tercer tipo incluye también los factores que el usuario controla a través de su organización de mantenimiento.

Para efectos de poder cuantificar la disponibilidad del equipo durante el trabajo se tiene dos tipos de disponibilidad:

##### **a.- Disponibilidad mecánica (DM):**

Es el índice que evalúa la eficiencia de mantenimiento, muestra el porcentaje del tiempo programado que el equipo está disponible para ser usado, es decir descuenta el tiempo por reparación y mantenimiento.

$$DM = \frac{HP - (MP + RME)}{HP} \times 100$$

HP

Donde:

HP = horas programadas.

MP = mantenimiento preventivo.

RME = reparaciones mecánicas.

**b.- Disponibilidad física (DF):**

Mide la disponibilidad del equipo exceptuando todas las pérdidas de tiempo, incluyendo las mecánicas.

$$DF = \frac{\text{Horas trabajadas} + \text{Horas en demora}}{\text{Horas programadas}} \times 100$$

A fin de determinar la disponibilidad de los equipos LHD en la Mina Milpo se ha tomado datos sobre: horas programadas, horas de mantenimiento preventivo y horas de reparación.

Los días trabajados por mes es = 30 días

Turnos de trabajos = 2

Duración de los turnos = 12 horas cada uno.

Horas programadas por día = 20

Horas programadas por mes = 600

Horas de mantenimiento preventivo fijado por guardia = 0.5 horas

Horas de mantenimiento preventivo fijado por mes = 30 horas

Las horas de reparación de los equipos es variable, pero el promedio es de 5

Horas por turno y en un mes es 150 horas (promedio).

$$DM = \frac{HP - (HMP + REP)}{HP} = \frac{600 - (30 + 150)}{600} = 0.70 \Rightarrow 70 \%$$

#### **4.6.- FACTORES QUE DETERMINAN LA DISPONIBILIDAD DE LOS EQUIPOS LHD.**

##### **4.6.1 FACTORES.**

Se denomina factores aquellos aspectos que intervienen sea en forma directa o indirecta en la disponibilidad de los equipos mineros en este caso de los equipos LHD, por lo que es importante su análisis, en razón de que la disponibilidad determina el tiempo de servicio del equipo durante la operación minera.

En la figura adjunta se muestra los factores que serán estudiadas y evaluadas.

##### **4.6.2.- FACTORES QUE DETERMINAN LA DISPONIBILIDAD DE LOS EQUIPOS LHD.**

###### **A.- MANTENIMIENTO Y REPARACION.**

El mantenimiento como se indicó anteriormente, es un parámetro que incide bastante en la disponibilidad del equipo LHD, porque evita las posibles fallas que puede tener el equipo durante su trabajo.

La reparación es el cambio de piezas deterioradas o gastadas como consecuencia del trabajo realizado por el equipo a fin de que siga operando.

Respecto a la relación económica de mantenimiento y reparación, se tiene que cuando los costos de mantenimiento son bajos el costo de reparación es alto y para evitar esto se tiene que un programa de mantenimiento adecuado, donde los costos de mantenimiento se equiparen con los costos de reparación.

Para lograr un mantenimiento eficiente según el programa establecido para los equipos LH, es necesario evaluar los siguientes aspectos:

**a.- Soporte logístico:**

Es necesario que en almacén de mina se disponga de los repuestos necesarios en cantidad suficiente, para evitar pérdidas de tiempo en la consecución de los repuestos a ser cambiados.

El soporte logístico tiene que ser atendido desde la ciudad de Lima, donde la oficina de logística, previo pedido de almacén de mina, debe adquirir los repuestos solicitados de los representantes de equipos y de haber necesidad importar con anticipación.

Si no se cuenta con un buen sistema logístico, las demoras en reparación pueden prolongarse días y hasta semanas, con grave perjuicio a la operación.

**c.- Calidad del mecánico.**

La calidad del mecánico se refiere a cual capaz es en poder reparar un determinado equipo LHD y que a su vez tanto el mantenimiento y reparación realizado por él sea confiable.

En consecuencia para el taller de mantenimiento de equipos pesados, se debe contar con mecánicos idóneos, de experiencia y que hayan sido capacitados periódicamente.

En la práctica se requiere de uno a dos mecánicos por cada tres o cuatro equipos LHD, a fin de que el mantenimiento y reparación sea eficiente.

**d.- Asistencia técnica del fabricante.**

El equipo LHD que se tiene en la mina, debió haber sido evaluado antes de su compra, los servicios ofrecidos por los fabricantes referentes a la asistencia

técnica en el mantenimiento de los equipos, respaldo y seguimiento, debiendo el fabricante estar en contacto directo con el trabajo de su equipo.

Este es un aspecto que debe tenerse muy en cuenta dentro del mantenimiento, dado que los equipos cada vez son fabricados con nueva tecnología.

#### **B.- EDAD DEL EQUIPO.**

La edad del equipo influye en la disponibilidad del equipo, así tenemos que un equipo nuevo tiene una alta disponibilidad que puede estar comprendido entre 80% a 90 % y en un equipo usado su disponibilidad puede bajar hasta debajo del 50%. Si esto sucede ya no conviene estar manteniendo ni reparando el equipo, porque a más de ser costoso su rendimiento será también bastante bajo, que no justifica su permanencia en la operación de minado. Además un equipo viejo no será confiable para un trabajo programado durante una guardia de 8 ó 12 horas.

#### **C.- TECNOLOGIA DE DISEÑO DEL EQUIPO.**

Es muy importante tener información sobre la tecnología de fabricación del equipo, tales como el grado de especialización del fabricante, tiempo de la tecnología en las operaciones y el factor de seguridad del diseño.

Así los fabricantes de scoops marca Wagner, tiene una experiencia de más de 50 años y por lo tanto tienen un alto grado de especialización y por lo tanto se puede afirmar que son los mejores cargadores de bajo perfil para minería subterránea y han demostrado un buen performance en las minas peruanas.

Dentro del diseño de los equipos LHD se debe constatar las siguientes características:

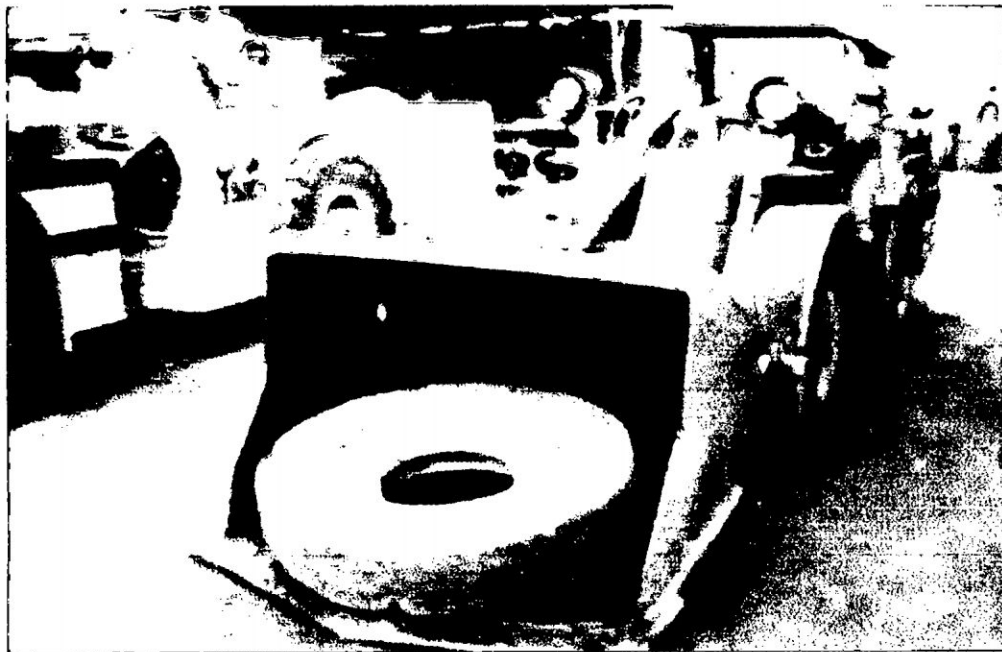
- Pequeños radios de giro.
- Pequeño ancho y alto.
- Gran capacidad de la cuchara.
- Buena velocidad de desplazamiento.
- Poder cargar a camiones.
- Flexibilidad de la articulación central.
- Estructura robusta para trabajos severos subterráneos.
- Fuerza de levantamiento y empuje.
- Poder subir pendiente máximas.
- Peso de la máquina.
- De ser scoop diesel, contar con limpiador de gases.
- De ser scoop eléctrico, saber la longitud del cable.



Scoop Diesel de Atlas Copco de 3.5 Yd<sup>3</sup>



Scoop Diesel de Atlas Copco de 6 Yd<sup>3</sup>



Scoop marca Eimco Jarvis Clark diesel de 2.2 yd<sup>3</sup>

#### **D.- CONDICIONES DE TRABAJO.**

Las condiciones de trabajo para un equipo LHD, pueden ser excelentes, promedios y severos, determinan la velocidad de recorrido, producción y

pueden ser causante del deterioro de la máquina. Así una condición severo es cuando el piso es desnivelado, con presencia de baches, con acumulación de agua y lodo, altas temperaturas, humedad, mala ventilación, baja iluminación y el material a cargar está mal fragmentado.

En cuanto a su recorrido, estas se determinan mediante el perfil de transporte, donde se indican las: distancias, pendientes y condiciones de operación de los recorridos de transporte. Los tiempos estimados de transporte para dichos perfiles se calculan en base a consideraciones técnicas del equipo de transporte.

#### **E.- CALIDAD DEL OPERADOR.**

La calidad del operador se refiere a la destreza de éste en el manejo del equipo LHD, por lo que es importante asignar un operador de experiencia y calidad (capacitado) a una máquina costosa, caso contrario por una mala operación el equipo puede sufrir desperfectos prematuros y ser causante de una baja disponibilidad.

Un buen operador debe conocer de mecánica básica de scoops, a fin de poder realizar controles preventivos y poder solucionar pequeños desperfectos de funcionamiento durante el trabajo del equipo. Lo ideal es que el operador tenga experiencia en el manejo de varias marcas y modelos de scoops.

#### **F.- PERDIDAS DE POTENCIA.**

Es importante saber a qué altura sobre el nivel del mar opera un equipo LHD .8.1 pierda potencia y por lo tanto la capacidad de la cuchara puede resultar demasiado grande y para que el equipo siga operando será necesario disminuir el tamaño de la cuchara o hacer que cargue menor cantidad de material.

#### **4.7.- FACTORES QUE AFECTAN LA PERFORMANCE DE EQUIPO LHD.**

##### **4.7.1.- PERFORMANCE.**

La performance se conoce como el desempeño del equipo durante el trabajo, para lo cual debe analizarse los siguientes factores que inciden en el rendimiento del equipo:

##### **a).- Condiciones de trabajo:**

Debe tomarse en cuenta las condiciones de trabajo que pueden ser excelentes, promedio o severos, los cuales a su vez para poder cuantificar están relacionados a un determinado tiempo de operación, que para el caso de los equipos LHD, son como se muestra en la siguiente tabla:

<b>Condiciones de trabajo</b>	<b>Tiempo de operación</b> Minutos /hora
Excelente	55
Promedio	50
Severo	45

Las condiciones de trabajo afectan directamente en la velocidad de acarreo del equipo donde las condiciones de la vía son pésimas que dificultan el tránsito del equipo.

El estado de la vía determina el coeficiente de tracción y es la facilidad de las ruedas del equipo a vencer la superficie de la vía.

**b).- Carga transportada por ciclo:**

Es la cantidad de carga que el LHD transporta entre el punto de carguio y el punto de descarga dentro de un periodo de tiempo fijado, es decir en un ciclo establecido. La máxima distancia horizontal sobre la cual un equipo puede cargar o botar el material, se define como su alcance. Los recorridos de transporte se refieren a las distancias y pendientes que deben recorrer el LH.

**c).- Ciclo de trabajo:**

El ciclo de trabajo del equipo LHD, está referido al el tiempo desde el lugar de carga, recorrido, descarga y retorno al punto inicial de carga.

El tiempo de ciclo para una operación unitaria puede dividirse en dos componentes principales. La primera componente la constituyen aquellas que tienen una duración relativamente constante como virar, cambiar de posición, descargar y cargar. La segunda componente es una variable del ciclo, está asociada con el tiempo de viaje tanto de ida y vuelta.

La cuantificación del tiempo del ciclo se realiza en la práctica mediante mediciones con cronómetro, considerándose los siguientes tiempos:

T1: tiempo de posicionamiento para carga.

T2: tiempo de carga.

T3: tiempo de viaje cargado.

T4: tiempo de descarga.

T5: tiempo de viaje de retorno vacío.

**d).- Limitaciones de velocidad.**

La velocidad de recorrido del LHD está limitada de acuerdo al reglamento de seguridad e higiene minera, que no debe ser mayor a 10 Km/hr. Esta velocidad es menor cuando el equipo recorre cargado; sin embargo en el recorrido sin carga puede alcanzar esta velocidad. En consecuencia la velocidad de recorrido afecta el rendimiento horario de un LHD.

Por otro lado se debe tener en cuenta la Gradiente, que es el grado de resistencia al movimiento del equipo sobre una inclinación, donde la fuerza actuante es la gravitatoria. La resistencia a la gradiente por convención es de 10 Kg/Ton por cada 1% de pendiente de la vía.

Para una gradiente de 12% por donde transita el scoop de 2.5 Yd<sup>3</sup>, la resistencia será de 120 Kg/Ton y para un peso total de 6 ton(peso scoop + carga), la resistencia a vencer resulta 720 kg/ton. Por lo que no es recomendable el acarreo en subida a través de la rampa.

**e).-Ventilación:**

Es un parámetro muy importante a tomarse en cuenta, porque un ambiente mal ventilado afecta a la salud del operador como también el funcionamiento del equipo, por lo que es necesario ventilar las labores mediante ventiladores.

Para el caso del scoop de de 2.50 yd<sup>3</sup> que opera en la mina, su motor diesel es de 140 HP y por lo tanto el caudal de aire requerido es de 420 m<sup>3</sup>

por minuto y debe realizarse el balance de aire considerando la cantidad de personas y equipos diesel, para determinar si la cantidad de aire libre que ingresa a la mina y labor es suficiente.

#### 4.8.- INDICES MECANICOS Y OPERACIONALES.

##### 4.8.1.-INDICES MECANICOS.

Mide el rendimiento del equipo en el tiempo y nos ayudan a medir la efectividad del proceso de carguio-descarga y optimizarlo.

HORAS HABLES			HORAS INHABLES
Horas de operación		Horas de <i>Mantenición</i>	Horas <i>Reserva</i>
Horas Efectivas operación	Horas Perdidas Operación.		

##### Tipos de horas:

a).- **Horas hábiles (HH):** Horas programadas de operación.

b).- **Horas de operación:** Horas en que el equipo está funcionando.

c).- **Horas de mantenimiento:** horas que el equipo está en mantenimiento. Se cuenta desde que se para por razones previstas o imprevistas.

d).- **Horas en reservas:** Equipo en que está listo para operar, pero no tiene operador o frente donde operar.

##### 4.8.2.- INDICES OPERACIONALES.

Los índices operacionales miden el rendimiento del equipo durante su trabajo programado. Como índices operacionales tenemos:

a).- Utilización o uso de disponibilidad, se calcula como:

$$\text{Indice de utilización} = \frac{\text{Horas operacionales}}{\text{Horas operacionales} + \text{Horas Reserva}}$$

$$\text{Aprovechamiento} = \frac{\text{Horas Operación}}{\text{Horas hábiles}}$$

$$\text{Factor operacional} = \frac{\text{Horas efectivas de operación}}{\text{Horas operacionales}}$$

b).- Índices Operacionales.

$$\text{Rendimiento efectivo} = \frac{\text{Unidades de producción}}{\text{Tiempo operacional}}$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Unidades de producción}}{\text{Tiempo efectivo de operación}}$$

$$\text{Rendimiento efectivo} > \text{Rendimiento operacional}$$

c).- Índices de eficiencia en la producción: Durante la operación es importante saber si el equipo está generando las ganancias esperadas:

$$\text{Eficiencia en} = \frac{\text{Unidades de producción}}{\text{HH-Tiempo mantención} - \text{Tiempo reserva}} \times 100 \%$$

$$\text{HH-Tiempo mantención} - \text{Tiempo reserva}) \times \text{rendimiento efectivo}$$

e).- Índice de eficiencia del equipo:

OEE = overall equipment performance

OEE = disponibilidad x utilización x eficiencia en la producción.

#### **4.9.- DISTANCIA ECONOMICA DE ACARREO.**

Para el uso adecuado del equipo LHD, se debe determinar la distancia económica de acarreo, que es determinada multiplicando 40 por la capacidad ( m<sup>3</sup>) de carga útil del equipo.

La distancia económica es un parámetro límite del equipo, si la distancia de acarreo supera dicho límite, se deberá cambiar el acarreo por camiones.

Por ejemplo las distancias económicas de los equipos LHD utilizadas en la mina Milpo resultan:

Scoop	Capacidad cuchara		Distancia Económica (m)
	Yd <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	
ST-1.5	1.5	1.15	46
ST -2.5	2.5	1.92	77
ST-3.5	3.5	2.69	107
ST-5	5.0	3.84	154

#### 4.10.- CONFIABILIDAD.

La confiabilidad de un equipo es la probabilidad de que pueda operar en un ambiente y durante un determinado periodo de tiempo sin pérdida de su función.

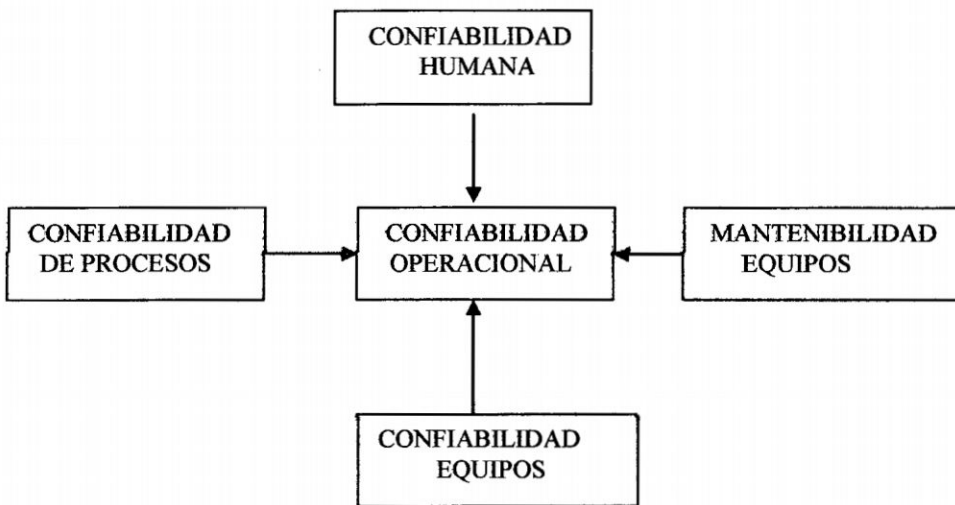
El tipo de confiabilidad a aplicarse en la minería es la confiabilidad operacional, la cual se define como una serie de proceso de mejora continua, que incorporan en forma sistemática, avanzadas herramientas de diagnóstico, metodologías de análisis y nuevas tecnologías para optimizar la gestión, planeación, ejecución y control de la producción. La confiabilidad operacional contempla el proceso tecnológico aplicado, su gente y el tipo de equipo dentro de los límites de diseño y bajo un contexto operacional.

Dentro la confiabilidad operacional es necesario el análisis de sus cuatro parámetros operativos: confiabilidad humana, confiabilidad de los procesos,

mantenibilidad y confiabilidad de los equipos, los mismos que se indican en el gráfico siguiente.

Un proceso de desarrollo de la confiabilidad Operacional implica cambios en la cultura de la empresa, creando un organismo diferente con un amplio sentido de la productividad y con una visión clara de los fines del negocio minero. La variación en conjunto o individual que pueda sufrir cada uno de los cuatro parámetros, afecta el desempeño general del sistema. Cualquier hecho aislado de mejora puede traer beneficios, pero al no considerarse a los demás factores, sus ventajas son limitadas o diluidas en la organización y pasan a ser el resultado de un proyecto y no de un cambio organizacional.

#### FUENTES DE CONFIABILIDAD OPERACIONAL



La confiabilidad en mantenimiento se estudia como la probabilidad que un equipo sobreviva sin fallas un determinado periodo de tiempo bajo determinadas condiciones de operación.

La confiabilidad es más que una probabilidad, es una nueva forma de ver el mundo, en realidad es una cultura que debe implementarse a todos los niveles de la organización, desde la gerencia hasta el empleado de más bajo nivel.

La confiabilidad como cultura busca que todas las actividades de producción y en general todas las tareas se efectúen bien desde la primera vez y siempre, no se acepta que se hagan las cosas precariamente o a medias.

Los beneficios de la confiabilidad operacional podemos resumir en:

- Incremento de la utilidad por la continuidad en la producción.
- Reducción del tiempo y optimización de la frecuencia de las paradas programadas y no programadas.
- Detección precoz de fallas y optimización de las frecuencias de acciones de mantenimiento.
- Aumento de la disponibilidad del equipo.
- Integración de la gestión de operaciones de mantenimiento y producción.

#### **APLICACIÓN DE LA CONFIABILIDAD OPERACIONAL:**

Las estrategias de la confiabilidad operacional se aplican en lo siguientes casos:

- Elaboración de los planes y programas de mantenimiento e inspección de equipos que operan en una mina.
- Determinación de las tareas que permitan minimizar los riesgos en los equipos, instalaciones y medio ambiente.

## **2.- INDICES DE CONFIABILIDAD.-**

Para medir el grado de confiabilidad se hace uso del índice de confiabilidad, que es una cifra relativa obtenida para representar la confiabilidad o seguridad de una pieza, equipo o maquinaria que integran el sistema de producción.

En la determinación del índice de confiabilidad de cualquier pieza o equipo debe considerarse 05 factores básicos:

### **a.- Inspección visual:**

La inspección visual es el factor más a fin de determinar la confiabilidad del equipo crítico. El técnico debe saber buscar cómo valorar lo que él ve, la frecuencia de las inspecciones visuales deberá basarse en la experiencia de la operación, en las recomendaciones de los fabricantes de equipos. El técnico deberá tener dos oportunidades de observar el equipo.

- Primero observar al equipo en operación y con carga.
- Cuando esta desmantelado en forma parcial o total.

La inspección visual deberá tener un máximo de 40 puntos

### **b.- Pruebas y mediciones:**

Vienen a ser las siguientes en importancia al establecer la confiabilidad y debe ser efectuado por personal calificado, que puede ser de los fabricantes o de los contratistas de servicios que lo realizarán mediante técnica e instrumentación adecuada.

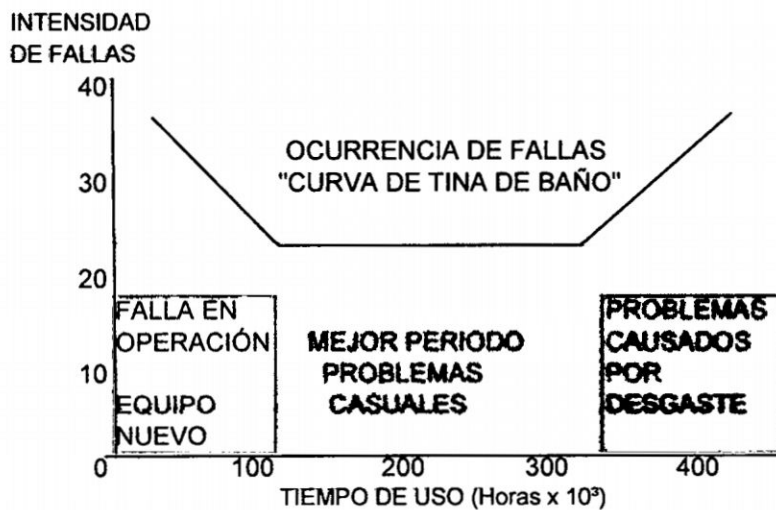
El valor de las pruebas y mediciones debe llegar a un máximo 30% puntos.

### c.- Edad del equipo:

La edad del equipo tiene una influencia definitiva en la confiabilidad del equipo y no solamente pueda ser muy viejo. La mayoría del equipo tiene una curva estadística de vida probable siguiente:

Significa que cuando el equipo es nuevo tiene mayores probabilidades de problemas de ajuste, que los que tendrá cuando haya operado por uno o varios años. Esto es ha causado por defectos de fabricación, diseño inadecuado, etc. Cuando se vuelve viejo y se deteriora, requiere mayor atención de mantenimiento a menos que se le haya hecho una reconstrucción importante.

Por este aspecto el máximo valor que se le asigna es de 10 puntos.



### d.- Medio ambiente:

Está referido a las condiciones ambientales en que operará el equipo como: temperatura, presencia de agua, estado del piso y gradiente para el caso de equipos LHD como también la altitud y latitud de operación. La calificación a darse debe llegar a un máximo de 10 puntos.

**e.- Ciclo de trabajo:**

El ciclo de trabajo del equipo debe contemplar a su vez dos aspectos:

- Dentro de las condiciones asignadas y carga especificada en las que efectúa el trabajo.
- Interrupciones durante el trabajo o largos periodos de inactividad.

El puntaje asignado es un máximo de 10 puntos.

**4.11.- PRODUCCION DE EQUIPOS LHD.**

La producción de los equipos señalados en el presente estudio se halla aplicando la fórmula que a continuación se indica:

$$\text{Tonelaje/hora} = \frac{60 \times \text{Cue} \times \text{Eff.} \times \text{Fc} \times \text{DM}}{\text{Ttc}}$$

Ttc

$$\text{Capacidad útil del equipo (Cue)} = \text{Ce} \times \left(1 - \frac{\text{fe}}{100}\right), \text{ TM}$$

Dónde: Ce = capacidad de cuchara, Yd<sup>3</sup>

& = peso específico material a cargar, TM/m<sup>3</sup>

fe = factor de esponjamiento, %

Eff. = Eficiencia del equipo, %

Fc = factor de llenado, %

DM = disponibilidad mecánica, %

Ttc = tiempo total ciclo, minutos

**PRODUCCIÓN POR HORA DEL SCOOP ST-1.5:**

$$\text{Tonelaje/hora} = \frac{60 \times \text{Cue} \times \text{Eff.} \times \text{Fc} \times \text{DM}}{\text{Ttc}}$$

Datos:

$$\text{Ce} = 1.5 \text{ yd}^3 (1.15 \text{ m}^3) \quad \& = 2.7 \text{ TM/m}^3 \quad \text{Fc} = 0.90$$

$$\text{Fe} = 30\% \quad \text{Eff} = 95\% \quad \text{DM} = 70\%$$

Ttc= 3.8 minutos

Tonelaje/hora =  $\frac{60 \times \text{Cue} \times \text{Eff.} \times \text{Fc} \times \text{DM}}{\text{Ttc}}$

Ttc

Capacidad útil del equipo (Cue) =  $\text{Ce} \times \left(1 - \frac{\text{fe}}{100}\right)$ , TM

$$= 1.15 \times 2.70 \left(1 - \frac{30}{100}\right) = 2.17 \text{ TM}$$

Tonelaje/hora =  $\frac{60 \times 2.17 \times 0.95 \times 0.90 \times 0.70}{3.9} = 20.00$

La disponibilidad mecánica de los equipos estudiados, como también su producción se indica en el cuadro siguiente:

CUADRO N°  
RENDIMIENTO SCOOP

SCOOP Yd³	DM %	COSTO \$/Hr	PRODUCCION TM/Hr
1.5	90	1.80	25
	80	1.60	22
	70	1.45	20
	60	1.30	17

SCOOP Yd³	DM %	COSTO \$/Hr	PRODUCCION TM/Hr
2.5	90	3.00	37
	80	2.50	33
	70	1.90	29
	60	1.60	25

SCOOP Yd³	DM %	COSTO \$/Hr	PRODUCCION TM/Hr
3.5	90	3.80	47
	80	3.00	41
	70	2.40	35
	60	1.50	31

SCOOP Yd³	DM %	COSTO \$/Hr	PRODUCCION TM/Hr
5	90	4.30	61
	80	3.50	54
	70	2.80	47
	60	1.40	40

## REPORTES DEL TIEMPO DE LIMPIEZA.

- ✓ **Tiempo Carguío:** Es el tiempo que utiliza para realizar el carguío del mineral del frente de explotación, esto depende de la granulometría y fuerza de tracción de los equipos.
  
- ✓ **Tiempo Acarreo:** Resulta del tiempo que demora en la ida (transporte de mineral del frente de explotación hacia el echadero) y vuelta (retorno del echadero hacia el frente de explotación).
  
- ✓ **Tiempo Descarga:** Resulta del tiempo que demora en hacer la descarga del mineral en el echadero.

### TIEMPOS Y RENDIMIENTOS

TC	= Tiempo de ciclo (min)
Rend.	= Rendimiento de limpieza (viajes/hora)
Disp.	= Disponibilidad del equipo (%)
CRC	= Capacidad Real de la Cuchara
Fe	= Factor de Esponjamiento
F.II	= Factor de Llenado

### Medición de Tiempos

Labor CN1-2

Nivel 810

Distancia 230

**Tiempos de Limpieza**

N° Viajes	T. Carguio	T. Ida (min)	T. Desc. (min)	T. Vuelta (min)	T. Ciclo (min)
1	2.08	1.87	0.15	1.5	5.60
2					5.74
3	1.87	1.77	0.15	2.2	5.99
4					6.38
5	1.8	1.68	0.15	1.8	5.43
Tiempo Total Ciclo					5.53

Tiempo del Ciclo = 5.53 min

Rendimiento = 11 Viajes/ hora

Disponibilidad del equipo = 80%

Capacidad Real Cuchara =  $6 * 0.76 = 4.56 \text{ m}^3$

Factor de esponjamiento = 40%

Densidad específica del mineral =  $3.67 \text{ t/m}^3$

Factor de llenado = 0.9

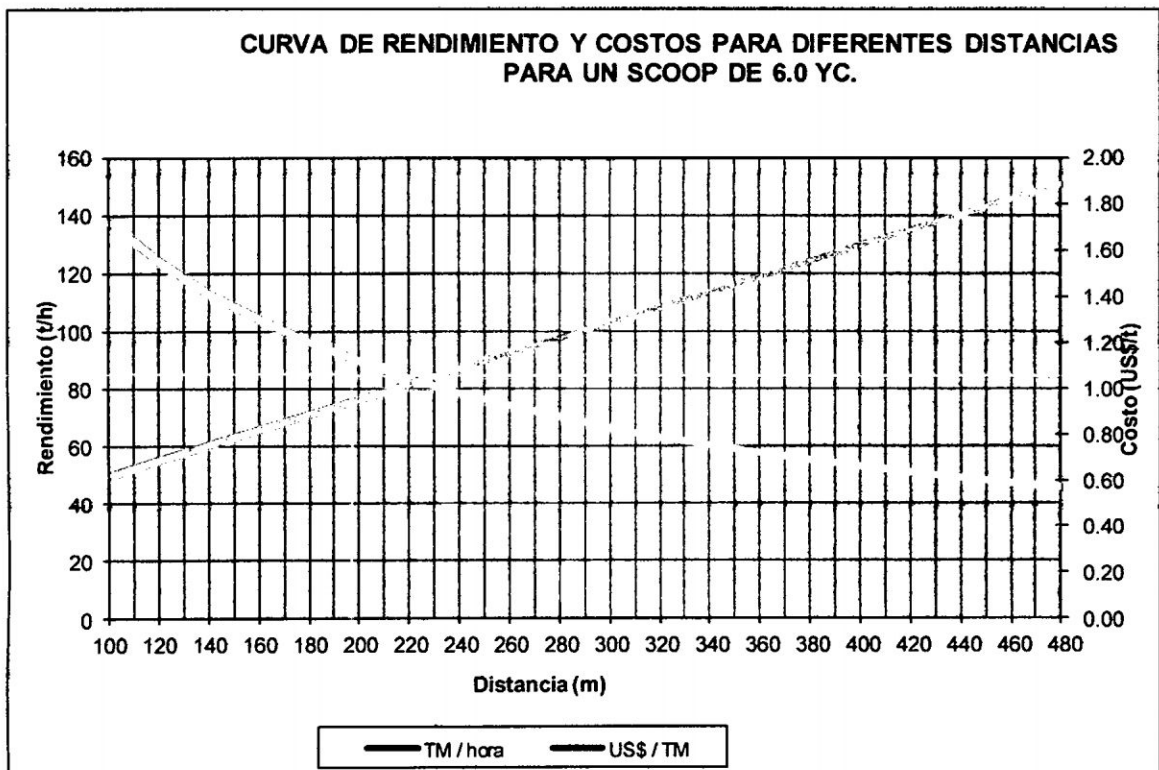
Rendimiento en toneladas/hora =  $11 * 4.56 * 3.67 * 0.6 * 0.9 = 99 \text{ t/h}$

Cálculo de Rendimientos y costos a diferentes distancias para un scoop de  $6\text{yd}^3$

Distancia (m)	Rendimiento (t/h)	Costo (\$/t)
100	137	0.62
120	124	0.69
140	113	0.75
160	104	0.82
180	96	0.89
200	89	0.95

220	83	1.02
240	78	1.09
260	74	1.15
280	70	1.22
300	66	1.29
320	63	1.35
340	60	1.42
360	57	1.49
380	55	1.55
400	52	1.62
420	50	1.69
440	48	1.75
460	47	1.82
480	45	1.89

**Gráfico Rendimientos (t/h) - Costos (\$/t)**



#### **4.12.- ANALISIS DE NO DISPONIBILIDAD DE EQUIPOS LHD.**

El tiempo de parada sea por mantenimiento preventivo o correctivo, interrumpe la operación de producción de la mina, ocasionando disminución y/o pérdida de la producción.

Las paradas a su vez ocasionan incremento de costos por lo que se debe mejorar la disponibilidad haciendo un mejor mantenimiento y capacitando al operador y mecánicos a fin de que realicen mejor su trabajo.

Por otro lado se debe evaluar los servicios auxiliares que pueden fallar en forma continua o esporádicamente en el tiempo como por ejemplo la interrupción de la energía eléctrica que es perjudicial para los scoops eléctricos, iluminación y operación de equipos del taller de mantenimiento subterráneo.

Para incrementar la disponibilidad de los equipos LHD en las operaciones mineras se debe disminuir los tiempos de paradas mecánicas y los tiempos de paradas operacionales.

Los tiempos de paradas mecánicas son aquellos donde el equipo pierde la funcionalidad para lo cual fue diseñada debido al desperfecto mecánico de las partes o componentes.

Los tiempos de paradas operacionales son eventos de parada inherentes a la operación por los cuales el equipo deja de realizar una actividad productiva.

Los tiempos de paradas mecánicas suelen ser controlables en el tiempo haciendo uso del mantenimiento planificado, pero que implica una inversión de capital para obtener una tecnología de punta y mano de obra especializada que permita incrementar la vida útil de los equipos en el largo plazo. Para poder identificar las causas de los cuales se derivan las actividades improductivas del

equipo se realiza con el estudio de tiempos y movimiento y la otra herramienta a utilizar es el Diagrama de Pareto, el cual permite identificar el tiempo y frecuencia en la cual incurren las actividades improductivas. Con esta herramienta se puede identificar las paradas mecánicas y las paradas operacionales y plantear un plan de acción que permita eliminar las principales causas con el objeto de reducir el tiempo de no disponibilidad del equipo.

Los equipos LHD para cumplir con sus funciones o tareas dependen de los equipos de perforación donde lo más probable es que ocurra una parada operacional antes de una parada mecánica, porque el procedimiento de trabajo es primero ejecutar acciones a favor de tener condiciones seguras de trabajo.

Para utilizar los 04 scoops estudiados en la limpieza de mineral en los tajeos, minimizando los costos de mantenimiento y lograr la producción óptima horaria, se ha realizado el cálculo siguiente aplicando el método de asignación cuyo detalle es el siguiente:

**MATRIZ:**

	DISPONIBILIDAD MECANICA %			
	90	80	70	60
<b>SCOOPS</b>	<b>COSTO MANTENIMIENTO US \$/HR</b>			
ST-1.5	1.80	1.60	1.45	1.30
ST-2.5	3.00	2.50	1.90	1.60
ST-3.5	3.80	3.00	2.40	1.50
ST-5	4.30	3.50	2.80	1.40
<b>SCOOPS</b>	<b>COSTO MANTENIMIENTO US \$/HR</b>			
	<b>E</b>	<b>F</b>	<b>G</b>	<b>H</b>
ST-1.5 (A)	1.80	1.60	1.45	1.30

ST-2.5 (B)	3.00	2.50	1.90	1.60
ST-3.5 (C)	3.80	3.00	2.40	1.50
ST-5 (D)	4.30	3.50	2.80	1.40

Los elementos más pequeños en las columnas son: .80, 1.60, 1.45, 1.30 respectivamente. Estos valores debemos restar de cada uno de sus columnas correspondientes, resultando la siguiente matriz:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	0.00	0.00	0.00	0.00
ST-2.5 (B)	1.20	0.90	0.45	0.30
ST-3.5 (C)	2.00	1.30	0.95	0.20
ST-5 (D)	2.50	1.90	1.35	0.10

Los elementos más pequeños de las filas son: 0, 0.30, 0.20 y 0.10. Estos valores se restan de sus respectivos valores correspondientes en su fila, resultando la siguiente matriz:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	0.00	0.00	0.00	0.00
ST-2.5 (B)	0.90	0.60	0.15	0.00
ST-3.5 (C)	1.80	1.10	0.75	0.00
ST-5 (D)	2.40	1.80	1.25	0.00

Se procede a encontrar el número mínimo de rectas que cubran los ceros, en nuestro caso solamente se pueden trazar 2 y debería 4, por lo que se debe continuar con los cálculos:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	<u>0.00</u>	<u>0.00</u>	<u>0.00</u>	<u>0.00</u>
ST-2.5 (B)	0.90	0.60	<b>0.15</b>	0.00
ST-3.5 (C)	1.80	1.10	0.75	0.00
ST-5 (D)	2.40	1.80	1.25	0.00

Se busca el elemento más pequeño no cubierto por las rectas y es 0.15. Este valor se resta de los valores correspondientes no cubiertos y se suma en las intersecciones. La matriz resulta:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	0.00	0.00	0.00	0.15
ST-2.5 (B)	0.75	<b>0.45</b>	0.00	0.00
ST-3.5 (C)	1.65	0.95	0.65	0.00
ST-5 (D)	2.25	1.65	1.15	0.00

Se vuelve a trazar las rectas cubriendo los ceros y resulta también 3 y por lo tanto se continúa con el cálculo.

El elemento más pequeño de la matriz no cubierto por las rectas es 0.45 y este valor se resta de los demás valores. La matriz resulta:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	0.00	0.00	0.00	0.15
ST-2.5 (B)	0.75	0.45	0.00	0.00
ST-3.5 (C)	1.65	0.95	0.65	0.00
ST-5 (D)	2.25	1.65	1.10	0.00

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	0.00	0.00	0.00	0.60
ST-2.5 (B)	0.30	0.00	0.00	0.00
ST-3.5 (C)	1.20	0.50	0.20	0.00
ST-5 (D)	2.25	1.20	0.65	0.00

Al volver a trazar las rectas que cubran los ceros, se obtiene 3 rectas y por lo tanto se continúa con el cálculo.

El elemento más pequeño no cubierto es 0.20 y se resta de los valores correspondientes y se suma en las intersecciones, resultando la matriz:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	0.00	0.00	0.65	0.80
ST-2.5 (B)	0.30	0.00	0.20	0.20
ST-3.5 (C)	1.00	0.30	0.00	0.00
ST-5 (D)	2.05	1.00	0.45	0.00

Al volver a trazar las rectas que cubran los ceros, esta vez se obtiene 4 rectas, que es igual al número de columnas y filas, por lo tanto se llega a la solución óptima.

La asignación resultante es:

SCOOPS	COSTO MANTENIMIENTO \$/HR			
	E	F	G	H
ST-1.5 (A)	1.00	0.00	0.00	0.15
ST-2.5 (B)	0.30	0.00	0.00	0.00
ST-3.5 (C)	1.00	0.30	0.00	0.00
ST-5 (D)	2.05	1.00	0.45	0.00

**Resumen:**

A → E

B → F

C → G

D → H

$$\text{COSTO TOTAL } \$/\text{Hr} = E + F + G + H = 1.80 + 2.50 + 2.40 + 1.40 = 8.10$$

$$\text{PRODUCCION TM/Hr} = 25 + 33 + 36 + 40 = 134$$

Esto significa que los 04 scoops deben utilizarse considerando las siguientes disponibilidades:

Scoop ST-1.5 = 90%

Scoop ST-2.5 = 80%

Scoop ST-3.5 = 70%

Scoop ST-5 = 60%

Con los cuales se obtendrán una producción de 134 TM/hora y a un costo mínimo de mantenimiento total de 8.1 \$/Hr

## **CAPITULO V**

### **COSTOS EN EQUIPOS LHD**

#### **5.1.- COSTO DE DEPRECIACIÓN.**

**Depreciación.-** La depreciación es una disminución en el valor de la propiedad debido al uso, al deterioro y a la caída en desuso de un bien.

Es el costo que resulta de la disminución en el valor original de la maquinaria como consecuencia de su uso, durante el tiempo de su vida económica.

La fórmula a emplearse para el cálculo de la depreciación horaria es la siguiente:

$$D = \frac{Va - Vr}{Ve \text{ horas}}$$

Dónde:

Va.- Valor de adquisición

Vr.- Valor de rescate

Ve.- Vida económica de la máquina en horas.

Los factores que determinan la depreciación son los siguientes:

**a.1.- Factores físicos:**

Avería repentina debida a:

- Accidentes diversos
- Desastres.

Envejecimiento debido a:

- Deterioro físico y
- Desgaste.

**a.2.- Factores funcionales**

Ineptitud

Falta de modernidad

Mejoramiento

Desuso

**a.3.- Factores tecnológicos.-** El desarrollo de nuevos y mejores métodos para llevar a cabo un trabajo hace que los diseños anticuados de maquinaria se vuelvan incontrolables. Una innovación tecnológica es, en la actualidad, un suceso tan rutinario que la obsolescencia es una preocupación notable en la compra de cualquier máquina.

**b.- Términos utilizados en la depreciación de los equipos.-** Los términos utilizados son los siguientes:

**Vida Económica Útil.-** La vida económica de una máquina puede definirse como el periodo durante el cual dicha máquina trabaja con un rendimiento económicamente justificable. Así mismo, es conocido que a medida que aumenta la vida y el uso de la máquina, la productividad de la misma tiende a disminuir y por ende sus costos de operación van en constante aumento como consecuencia de los gastos de mantenimiento y reparación que cada vez son más altos.

- **Valor Residual o de Salvataje (Vr).**- Llamado también valor de rescate se define como el valor de reventa que tendrá la máquina al final de su vida económica. Generalmente el valor de rescate que se puede considerar fluctúa entre el 20% al 25% del valor de adquisición para máquinas pesadas.
- **Valor de inversión media anual.**- Es el valor que se considera como invertido al principio de cada año de vida de la máquina. Depende, generalmente, del precio de venta de la máquina y de su vida económica útil y se puede calcular aplicando la siguiente fórmula:

$$\text{VIM} = \frac{Va (Ve + 1)}{2}$$

- **Valor contable V** ó valor en libros, es la diferencia entre el costo del activo menos el fondo de reserva o depreciación acumulada.

$$V = Va - D$$

- **Valor comercial**, es el valor de realización del activo, el efectivo que puede utilizarse en caso de venta del activo. Pueden haber discrepancias en el valor comercial y el valor contable de un activo.
- **Valor de uso W**, es la diferencia entre el valor de adquisición y el valor residual.

$$W = Va - Vr$$

c.- **Métodos de depreciación.**- Los métodos de amortización que se utilizan son los siguientes:

- Método lineal
- Método de la suma de dígitos del año
- Método del doble saldo decreciente.

c.1.- **Método lineal.**- Uno de los enfoques considera que un activo físico existe para prestar servicio en el curso de su vida y que su capacidad de prestación de ese servicio es igual todos los años, del mismo modo que una póliza de seguros de cinco años presta la misma protección durante toda su vigencia.

Ejemplo: Un Scoop de 2.5 yd<sup>3</sup> cuesta al cash 240,000 US\$. Con una vida estimada de 5 años, al término del cual tendrá un valor de recuperación de 10,000 US\$. la depreciación será:

$$D = \frac{240,000 - 10,000}{5} = 46,000 \text{ US$./año.}$$

c.2.- **Método de la suma de dígitos del año.**- Este método proporciona cuotas de depreciación que son más grandes durante los primeros años de vida de una máquina. El nombre de la suma de dígitos del año se deriva del

hecho que se utiliza la suma de los dígitos del año desde 1 hasta n de la vida útil de la máquina siendo:

$$1 + 2 + 3 + \dots + n = \frac{n(n+1)}{2}$$

La depreciación variable para cualquier año se obtiene con:

$$D = \frac{\text{Años depreciables restantes}}{\text{Dígitos para toda la vida útil}} \times (V_a - V_r)$$

$$D = \frac{n - t + 1}{n(n+1)/2} \times (V_a - V_r)$$

El valor en libros para el final de cada año t vale:

$$B = (V_a - V_r) \times \frac{(n-t)(n-t+1)}{n(n+1)} + V_r$$

**c.3.- Método del doble saldo decreciente.**- En este método la depreciación que se prevé al final de cada año t es una función constante,  $p = 2/n$ , del valor en libros al final del año anterior.

$$D = pB_{t-1}$$

Si se utiliza el método de saldo decreciente para fines impositivos, la empresa puede duplicar la tasa de depreciación con respecto al método de la línea recta para muchos tipos de activo de ahí el nombre saldos decrecientes a doble tasa, por éste método el valor residual cuando lo hubiere no se toma en cuenta.

El valor en libros al final del año t es:

$$B = Va ( 1-p ) ^ t$$

Luego la depreciación al final del año será

$$D = \frac{Va}{n} \times ( 1 - \frac{Vr}{Va} )^{t-1}$$

**d.- Valor de adquisición de equipos usados.-** para la tasación de maquinaria minera y toda clase de equipos mineros usados se utilizará la siguiente fórmula:

$$Vact = Va - D$$

$$D = ( Va - Vr ) (E/T)$$

$$T = E + E'$$

Vact = Valor actual o de tasación de la maquinaria o equipo considerado

Va = Valor de adquisición del equipo nuevo o similar

D = Monto calculado por depreciación.

Vr = Valor residual o de desecho en el momento de dársele de baja.

E = Edad del equipo o tiempo que ha sido usado.

E' = Expectativa de vida adicional

T = Vida probable total del equipo

- En la adquisición de equipos usados debe indicarse con tanta exactitud como se pueda la marca, modelo o tipo, serie capacidad, potencia, dimensiones principales y otras características técnicas que permitan una correcta identificación del activo fijo.

- En la estimación de la capacidad de una maquinaria deberá indicarse claramente el periodo considerado para la estimación es decir por hora, por jornada de 8 horas, por día de 24 horas, etc.

Proveedor: Atlas Copco

Valor del equipo nuevo: US\$ 33,000 40,000  
Valor residual: US\$ 660 4,000  
Edad del equipo 33 meses de uso 24  
Estado de conservación: Buen mantenimiento  
Vida total prevista: 84 meses 60

$$V_{act} = V_a - D$$

$$D = (V_a - V_r) (E/T)$$

$$T = E + E'$$

$$\text{Depreciación } D = (40,000 - 4,000) (24/60) = \text{US\$ } 14,400$$

$$\text{Valor actual de tasación } V_a = \text{US\$ } 40,000 - \text{US\$ } 14,400$$

$$V_a = \text{US\$ } 25,600$$

El costo de depreciación se calcula con la tasa de depreciación normal vigente para maquinaria y equipo.

## **5.2.- COSTO DE MANTENIMIENTO Y REPARACION.**

El estudio compara alternativas de reemplazo de equipos, por lo que el área de mantenimiento no requiere cambios ni ampliaciones de los servicios existentes por lo que los costos indirectos permanecen constantes. La forma de determinar estos costos para cada equipo depende de si el equipo forma parte de la flota o es un equipo nuevo de reemplazo.

Se consideran los siguientes costos:

Se tienen registrados los costos de mantenimiento de todos los equipos de la flota y organizados según los tipos mantenimiento: Correctivo, Preventivo y Rutinario.

Para los equipos nuevos en este costo se consideran los recambios normales por desgaste de algunos componentes, como llantas y otros. Como son equipos nuevos no se consideran costos por reparaciones mayores.

### **5.3.- COSTO DE PROPIEDAD.**

El costo de propiedad comprende los gastos que hace el propietario de un equipo para tenerlo en su posesión y ponerlo en trabajo. Estos costos se llaman generalmente costos fijos, porque su valor no varía de día a día. En esta categoría podemos considerar: la depreciación, intereses, seguros, impuestos.

### **5.4.- COSTOS DE OPERACIÓN.**

Comprenden los gastos que se hace durante la operación y trabajo del equipo. Estos costos se denominan costos variables, porque los materiales, energía y combustibles son consumidos por el equipo en proporción directa al trabajo ejecutado, como ejemplo de este tipo de costos tenemos: combustible, energía, lubricantes, llantas, reparaciones menores, mano de obra, etc.

A continuación se da un ejemplo del cálculo del costo horario de propiedad y operación de un scoop.

#### **Costo de propiedad:**

Scoop Diesel de 2.2 yd<sup>3</sup>

Costo de adquisición: Precio CIF = US \$ 240,000

Costo de llantas = US\$ 8,000

Valor neto del equipo a depreciar = \$ 232,000

Vida económica del equipo = 15,000 horas.

$$\text{Depreciación} = \frac{232,000}{15,000} = 15.47 \text{ \$/hr.}$$

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Precio de entrega} \times \text{Interés} \times \text{Factor Inversión}}{\text{Horas de operación por año}}$$

Horas de operación por año = 4,800

Años de operación = 15,000 horas/4,800 = 3.12 = 3 años

Factor de inversión para 3 años = 0.67

Interés = 12% anual

$$\text{Intereses} = \frac{232,000 \times 0.12 \times 0.67}{4,800} = 3.88 \text{ \$/hora.}$$

Total costo de propiedad = 15.47 \\$/hr + 11.63 \\$/hr = 27.10 \\$/hr.

#### **Costo de operación:**

Combustible = 3 glns /hora x 5.18 \\$/gal. = 15.54 \\$/hr.

Lubricantes, grasas y filtros 25% de costo combustible = 3.88 \\$/hr.

Vida llantas 2,000 horas.

Vida llantas con rencauche = 1,000 horas.

Total vida llantas = 2,000 + 1,000 = 3,000 horas

Costo Llantas =  $\frac{\$8,000}{3,000 \text{ horas}}$  = 2.67 \\$/hr.

3,000 horas

Costo del operador (incluido leyes sociales)= 5.50 \\$/h

Total costo de operación = 15.54 + 3.88 + 2.67 + 5.50 = 27.59 \\$/hr

Total costo propiedad – operación = 27.10 + 27.59 = 54.69 \\$/hr.

### **5.5.- COSTOS DE INVERSIÓN.**

Se cotizan los equipos disponibles en el mercado para seleccionar la marca y modelo más conveniente. Hasta hace poco tiempo los proveedores de equipo pesado para minería eran pocos y de calidad reconocida, pero en la actualidad están apareciendo nuevos proveedores, especialmente de origen asiático, con equipos de calidad y precio muy competitivos que se deben tener en cuenta en la selección de los equipos de reemplazo.

### **5.6.- COSTO DE REEMPLAZAMIENTO.**

Para reemplazar una máquina se deben tener en cuenta los siguientes aspectos.

#### **Tecnología**

Los reemplazos, estrictamente hablando, deben hacerse con máquinas de iguales características a las reemplazadas, pero debido a los continuos avances tecnológicos se tienen nuevas versiones con mejoras tecnológicas, que pueden ser: mayor capacidad, velocidad de operación o eficiencia, menor consumo de combustible, o menores costos de mantenimiento que las existentes. Es necesario contar con personal con conocimiento y experiencia para evaluar las diferentes ofertas de equipos que existen en el mercado.

## CONCLUSIONES

### CONCLUSIONES:

- 1.- En la zona de la Mina Milpo afloran rocas sedimentarias constituido principalmente por calizas de la Formación Pucará, rocas intrusivas hipabisales conformado por monzonita gabro, diorita, granodiorita y andesita porfirítica.
- 2.- El yacimiento de Milpo en el contacto metamórfico del intrusivo Milpo con rocas sedimentarias del Grupo Pucará, conformadas por las calizas de la Formación Chambará y Formación Aramachay, dándose la mineralización es esta última.
- 3.- El yacimiento es de origen epitermal, donde las soluciones hidrotermales provenientes del intrusivo formando cuerpos delimitados por el contacto caliza – mármol cuya potencia llega hasta los 100m. y vetas como consecuencia del relleno de fracturas preexistentes y planos de estratificación de las calizas.
- 4.- Los minerales de mena son: esfalerita, galena, calcopirita y tetraedrita y la ganga está conformada por calcita, cuarzo, rodocrosita, baritina y pirita.
- 5.- Las reservas minerales cubicadas al 31 de diciembre del 2013, asciende a 10'685,800 TMS, con leyes de 0.24 % Cu, 0.70 % de Pb, 0.70 , 3.72% de Zn y 1.53 Oz Ag/TM.
- 6.- De acuerdo a la evaluación geomecánica del macizo y aplicando el sistema de Bieniawski, se tiene un RMR de 41 a 50 % que lo califica como regular, la resistencia a la compresión uniaxial es en promedio de 45 MPa y por lo tanto su comportamiento mecánico es también regular.

- 7.- El sistema de minado empleado es el mecanizado, habiéndose dividido la mina en dos Zonas I y II y el método de explotación es el corte y relleno ascendente mecanizado.
- 8.- En los tajeos a fin de poder controlar la estabilidad del techo se hace perforaciones horizontales llamado Breasting y en los taladros de contorno se realiza la voladura controlada.
- 9.- El equipo empleado en la limpieza de minera y desmonte es el LHD de marcas: Wagner, scooptran ST, jarvis Clark, Atlas copco y tamrock, eléctricos y diésel, con capacidades de 1 a 6 yd<sup>3</sup>.
- 10.- La disponibilidad de los LHD es en promedio del 70 % y está afectado por mantenimiento – reparación, edad del equipo, tecnología de diseño, condiciones de trabajo, calidad del operador y la pérdida de potencia a causa de la altitud.
- 11.- Los factores que afectan la performance de los equipos LHD, son: condiciones de trabajo, ciclo de trabajo, limitaciones de velocidad y ventilación que se dan durante las operaciones de explotación.
- 12.- La confiabilidad es una probabilidad de que el LHD opere dentro de un ambiente determinado y un periodo de tiempo y para el caso de los equipos LHD de estudiados se da una alta confiabilidad y puede utilizarse el equipo con confianza durante la jornada de trabajo.
- 13.- El tiempo de parada de un equipo LHD por varias causas, interrumpe la producción del mineral, ocasionando disminución o pérdida.

- 14.- Para que el LHD opere en condiciones óptimas se ha estudiado cuatro scoops considerando su disponibilidad y costo de mantenimiento y aplicando el método de la asignación, lográndose un costo horario de trabajo de 8.10 \$/hr y una producción de 134 TM/hr.
- 15.- Los costos en un equipo LHD que intervienen son: costo de depreciación, mantenimiento – reparación, costo de propiedad, costo de inversión y costo de reemplazamiento.

## **RECOMENDACIONES**

- 1.- Se debe mejorar en el control horario de los equipos LHD, tanto durante la operación, mantenimiento y reparación como también de las horas de para por otras causas.
  
- 2.- Las diferentes contratas mineras que tiene equipos LHD en frentes de desarrollo y explotación debe realizar registro de horas operadas, mantenimiento, reparación, etc, para lo cual debe asignar personal que haga el seguimiento de sus equipos.
  
- 3.- La empresa minera Milpo debe contar en su almacén de repuestos de los equipos LHD para las marcas que operan en la mina, para evitar paradas prolongadas de los equipos por espera de dichos repuestos.
  
- 4.- El presente estudio de la performance los equipos LHD debe ampliarse a otras marcas, el cual permitirá seleccionar y servir de pauta para el reemplazo.

## **BIBLIOGRAFÍA**

- 1.- AIME.(2000). Equipos para explotación subterránea. Edit. Mc Graw Hill Nueva York.
- 2.- ATLAS COPCO PERUANA. Confiabilidad y disponibilidad de equipos. Lima 2000.
- 3.- BRICEÑO E. Seguridad industrial y control de pérdidas en la minería. Editado por Tecsup.Lima 1998
- 4.- CATALOGOS. Cargadores de bajo perfil para minería. Lima 2009
- 5.- EXSA. Productos de voladura. Edición 2012. Lima – Perú.
- 6.- MAS FIGUEROA J. Reemplazo de equipos. Santiago 1999
- 7.- TAYLOR G. Ingeniería Económica. 4ta edición. Edit. Limusa. Mexico 1998
- 8.-UNI. Seminario. Selección de equipo y maquinaria en la industria minera. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica PIM 96.II. Lima 1996.

## RESUMEN

El presente trabajo de tesis, se ha desarrollado con la finalidad de evaluar la performance de los equipos LHD que es un aspecto determinante para la producción y costo del equipo, así para una mejor apreciación, el trabajo está dividido en 5 capítulos cuyo detalle es:

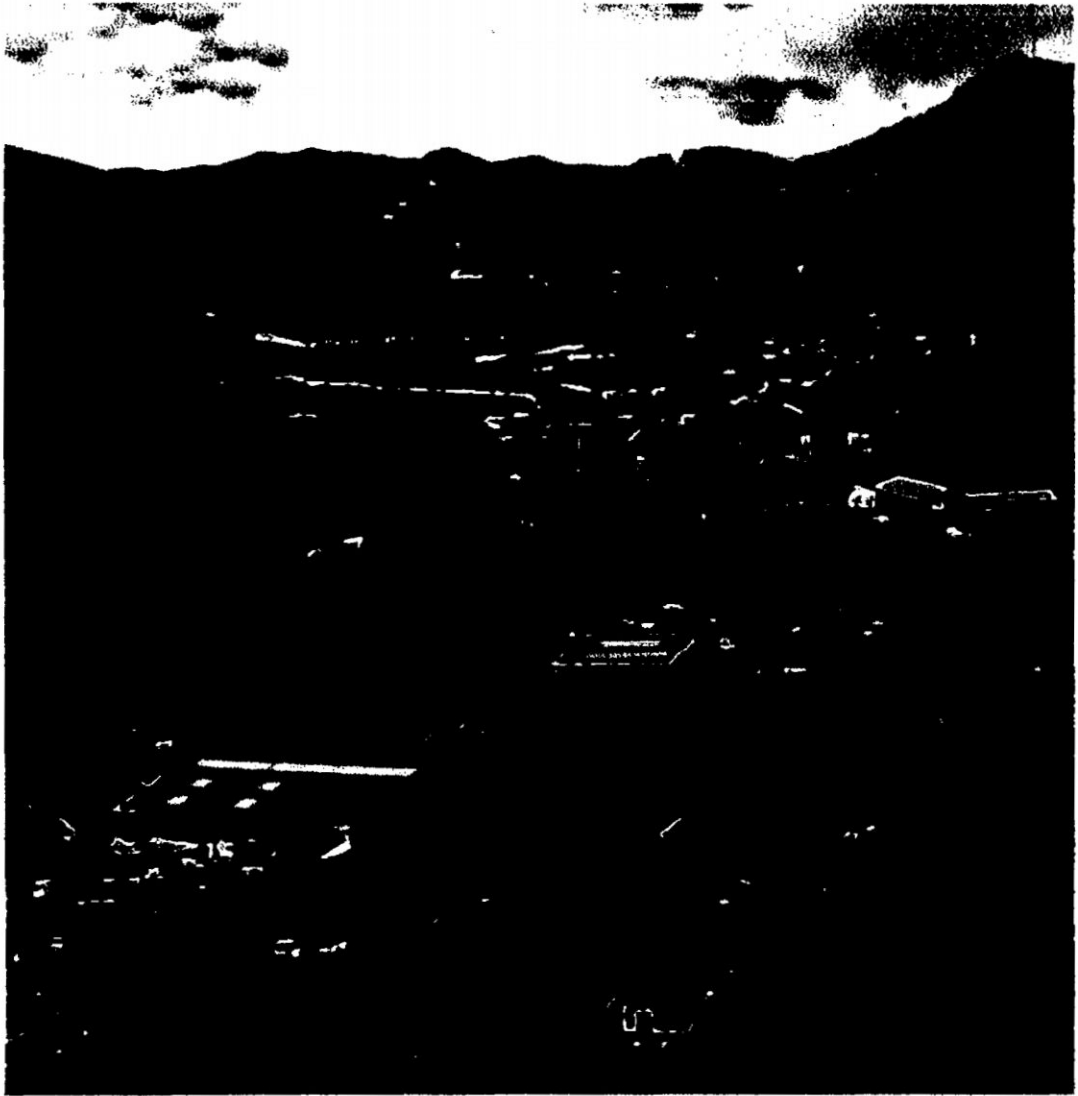
El capítulo I.- Aspectos Generales. Contiene acápite referidos a ubicación accesibilidad de la mina, clima, fisiografía, antecedentes, organización, etc.

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 en la Mina Milpo como es: corte y relleno ascendente mecanizado, señalando los ciclos, personal, equipos y costo de explotación.

El capítulo IV.- Performance de equipos LHD. En este capítulo se estudia su rendimiento durante la operación de minado, la disponibilidad y confiabilidad factores determinantes en el buen desempeño de los cargadores de bajo perfil que se da en la Mina Milpo.

El capítulo V.- Costos en equipos LHD. En este capítulo se estudia la incidencia de los diferentes costos que se dan en el desempeño y tenencia de los equipos durante los trabajos de minado.



**FOTOGRAFIA DE LA UNIDAD MINERA MILPO**

## COLUMNA ESTRATIGRAFICA

EPOCARIO	PISO	FORMACION	ROCAS	FOSILES		
		INTRUSIVOS	+++++	DACITA		
			*v*v*	ANDESITA		
			+Δ Δ+	BRECHA INTRUSIVA		
<b>TECTOGENESIS ANDINA</b>						
EPOCARIO SUPERIOR	SENONIANO	Fm. MACHAY	□	BASALTO	NATICA LISSELI LIOPISTHA ESTRIATA PSEUDODIAMENA FUSUS	
	CENOMANIANO		■	CALIZA		
EPOCARIO INFERIOR	NEOCOMIANO	GRUPO GOYLLAR	□	LAVAS BASALTICAS		
	APTIANO		□	ARENISCAS		
	BARRENIANO					
<b>TECTOGENESIS NEVADIANA</b>						
EPOCARIO SUPERIOR	LOTARINGIANO	GRUPO PUCARA	FAMILIA ARAMACHAY	□	CALIZA NEGRA A GRIS PARDA	GRYPHAE PENTACRINUS TERBRATULA ARUETITIS PECTEN
	SINEMURIANO					
EPOCARIO INFERIOR	NORIANO	GRUPO PUCARA	FORMACION CHAMBARA	■	CALIZA PARDO CLARA	OMPHALOPICHA PSEUDOCALTIS EUCYCLUS RHYNCHONELLA MIOPHORIA TUTCHERIA
	CARNIANO					

**LAMINA 01**

# INDICADORES GEOMECÁNICOS



**TABLA DE SOSTENIMIENTO  
LABORES DE DESARROLLO - ZONA BAJA  
3.0 a 6.0 m.**

- B** Perno de 1.2X1.2 m.  
Tiempo de colocación: 1 mes.
  - C** Perno de 1.0X1.0m. malla electrosoldada  
Tiempo de colocación: 5 día.
  - D** Perno de 1.0X1.0m. malla electrosoldada  
Tiempo de colocación: 1 día.
  - E** Perno de 1.0X1.0m malla elec. SH(0) (5cm).  
Tiempo de colocación: 8 horas.
  - F** Cimbrado a 1.0m  
Tiempo de colocación: inmediato.
- Roca triturada se apoya con Cimbras y Presoposte.

INDICADOR	CONDICIÓN	INDICADOR	CONDICIÓN	INDICADOR	CONDICIÓN
	LEVENENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD - 115 - 3.3 - 40)		MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA. NO DISTURBADA BLOQUES EN CONTACTO. TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 12 FRACT. POR METRO)		MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA. PARCIALMENTE INTERRUPIDA. FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)
	INTENSAMENTE FRACTURADA. CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS. ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)				

## METODOLOGIA DE APLICACION

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

Asociación con el tipo de roca :

TIPO DE ROCA	CLASIFICACION GEOMECANICA	TIPO DE SOPORTE
Mármol	de LF a MF y de BaP	De A a B
Caliza	de LF a MF y de BaP	De A a B
Intrusivo	de MF a IF y de RaMP	De C a F
Mineral-Pirita	de F a MF y de BaP	De B a D
Skarn	de MF a IF y de RaMP	De C a F
Zonas de falla	de IF a T y de PaMP	De D a F

### Correcciones por factores influyentes

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzos ( encampane mayor de 800 m, labores cercanas o presencia y cercanía a fallas ) y demoras en la colocación de soporte que afectan a un determinado tipo de roca en una labor, originará 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.

Debido a la profundidad de las labores los elementos de sostenimiento para labores permanentes es el perno helicoidal. El sostenimiento indicado es tanto en el techo como en las paredes de la labor.

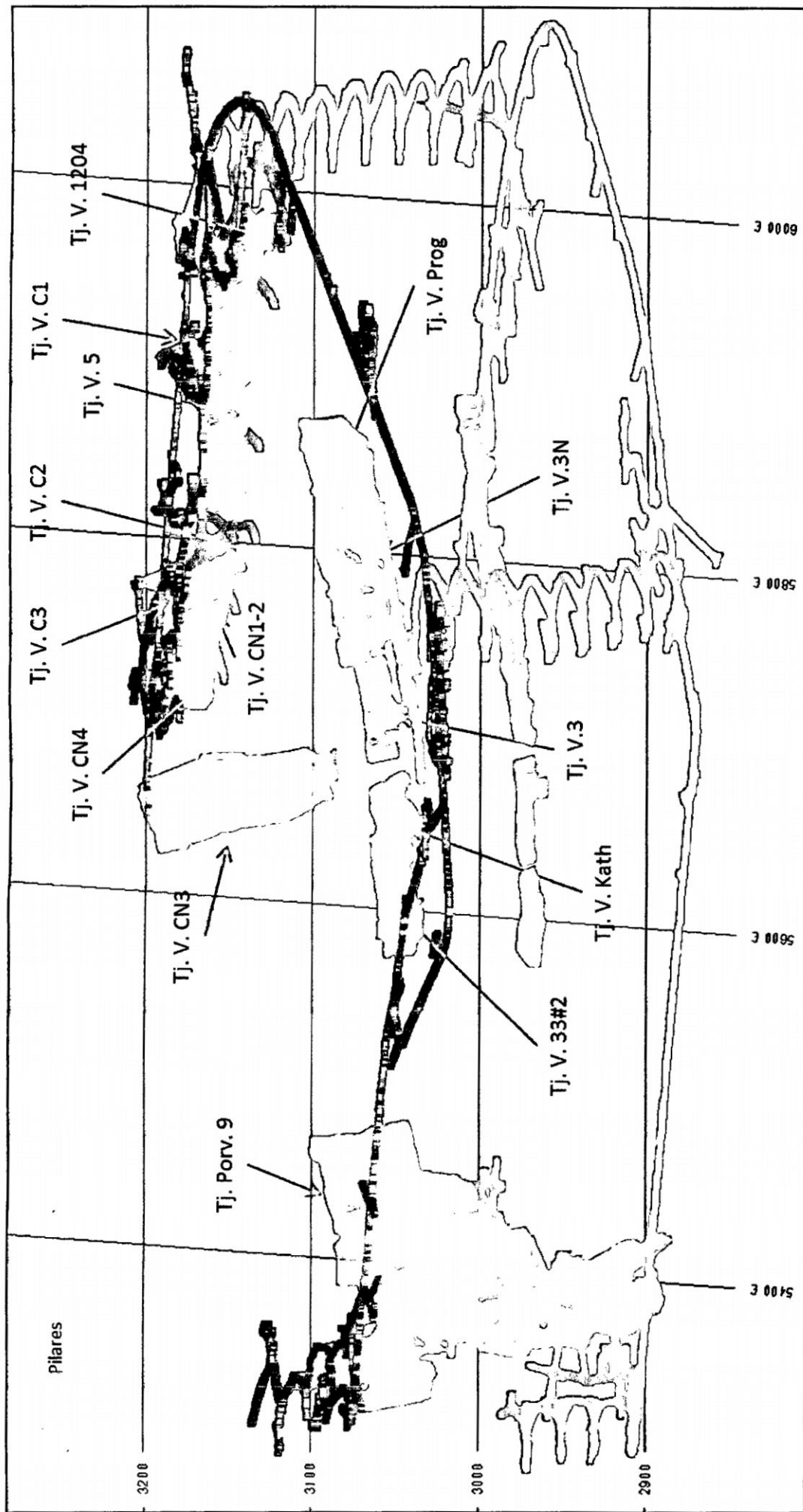
Para las paredes se puede emplear una combinación de pernos helicoidales y split sets.

### 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 labor.
- 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 pernos colocados, limpieza y reparación de mallas rellenadas con fragmentos, reemplazar los pernos mal colocados o sueltos y los tramos con shotcrete deteriorado.
- Capacitación permanente del personal de operaciones (Jefes de Guardia,Cepatacos,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 pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro.
- Colocar pernos en las fracturas o muy inclinados o en zanjas 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 previamente el techo, o varias cimbras a la vez.



**UNSC**  
 DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL  
 INGENIERIA DE MINAS  
**LABORES MUESTREO Y CUBICACION**  
 F.E.C.M. 1/75000  
 DICIEMBRE 2014