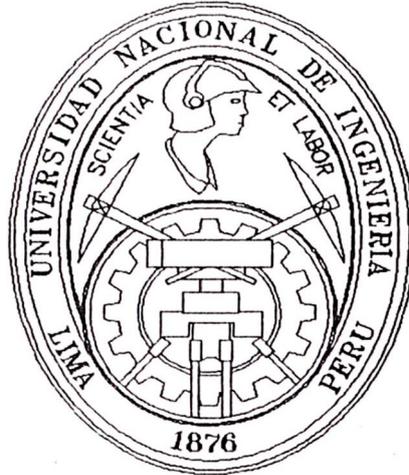


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA**



**OPTIMIZACION DE OPERACIONES UNITARIAS Y
PLANEAMIENTO DE MINADO EN EL CORTE Y
RELLENO ASCENDENTE**

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

HUGO AUGUSTO CORDOVA ENCARNACION

PROMOCION : 1984 - I

LIMA - PERU

1996

Dedicatoria

A mi querida madre Baliocisima
a mi amada esposa Dorita
a mis adoradas hijitas Isis y Diana
que me brindaron apoyo amor y comprensión
a mis divinos padres por darme la oscuridad
y la luz

Muchas Gracias

A g r a d e c i m i e n t o

Deseo expresar mi agradecimiento a todas aquellas personas que me brindaron su desinteresado apoyo e hicieron posible la cristalización del presente trabajo

A los Ingenieros:

- Juan Livia Requena QEPD
- Jesús Córdova Rosales
- Jorge Noel Hinojo

Quienes con su amistad , su enseñanza y su optimismo coadyuvaron en el logro de este anhelo.

A mi querida alma mater la UNI, que me albergó en su seno para nutrirme con sus enseñanzas.

A la Compañía Minera Milpo por brindarme la oportunidad de realizar este trabajo y a todas aquellas personas que desde los socavones con su esfuerzo y sacrificio día a día van forjando el presente y futuro de nuestra Minería y de nuestro país.

muchas gracias.

INDICE

- Agradecimiento
- Dedicatoria
- Introducción

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

GENERALIDADES03

- I.1.-Ubicación
- I.2.-Accesibilidad
- I.3.-Clima

CAPITULO II

GEOLOGIA

II.1.-GEOMORFOLOGIA04

- II.1.1.- Geoformas Dinamicas
- II.1.2.- Drenaje
- II.1.3.- Relieve

II.2.-GEOLOGIA LOCAL Y REGIONAL.....04

- II.2.1.- Estratigrafía
 - Grupo Mitu
 - Grupo Pucará
 - Grupo Goyllarisquizga
 - Grupo Machay
 - Rocas Intrusivas
- II.2.2.-Petrología
 - Rocas Igneas
 - Rocas Sedimentarias
 - Rocas Metamórficas

II.3.-GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....05

II.4.-GEOSINCLINAL Y LA FORMACION DEL YACIMIENTO TIPO

SKARN.....06

II.5.-GEOLOGIA ECONOMICA.....08

II.6.-MAPEO GEOLOGICO.....12

CAPITULO III

MINERIA

III.1.-METODOS DE EXPLOTACION	13
III.2.-FACTORES CONSIDERADOS PARA LA APLICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION	13

CAPITULO IV

ALMACENAMIENTO PROVISIONAL

IV.1.-LABORES DE PREPARACION.....	14
IV.2.-CICLO DE MINADO.....	14

CAPITULO V

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES

CAPITULO VI

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

VI.1.-INTRODUCCION.....	15
VI.2.-LABORES DE PREPARACION PARA APERTURAR UN NIVEL..	15
VI.3.-LABORES DE PREPARACION DEL TAJEO.....	16
VI.4.-INFRAESTRUCTURA DE SERVICIOS Y TRANSPORTE.....	17

CAPITULO VII

EXPLORACION DESARROLLOS Y PREPARACIONES

VII.1.-LABORES HORIZONTALES.....	18
VII.2.-LABORES VERTICALES O INCLINADOS.....	18
VII.3.-ACTIVIDADES CICLICAS EN LABORES DE EXPLORACIONES DESARROLLOS Y PREPARACIONES.....	19
VII.3.1.-Perforación	
VII.3.2.-Voladura	
VII.3.3.-Sostenimiento	
VII.3.4.-Acarreo	
VII.3.5.-Jumbo Hidráulico	
VII.3.6.-Alimak.	

CAPITULO VIII

EXPLOTACION

VIII.1.-INTRODUCCION.....	24
VIII.2.-PREPARACION DE LOS PRIMEROS CORTES.....	24
VIII.3.-OPERACIONES UNITARIAS EN LOS TAJEOS.....	25
VIII.4.-CICLO DE MINADO.....	25
VIII.5.-INVESTIGACION DE OPERACIONES	25

CAPITULO IX

PERFORACION

IX.1.-PERFORACION EN TAJEOS	27
IX.2.-EFICIENCIA DE PERFORACION.....	27
IX.2.1.-Velocidad de Penetración	
IX.2.2.-Consumo Específico	
IX.2.3.-Costo de Perforación	
IX.3.-MALLA DE PERFORACION EN TAJEOS.....	35

CAPITULO X

VOLADURA

X.1.- INTRODUCCION.....	42
X.2.- OPERACION DE VOLADURA.....	43
X.3.- SECUENCIA DE IGNICION.....	43
X.4.- LONGITUD DE CARGA.....	44
X.5.- VOLADURA MASIVA CON VARIAS FILAS POR INTERVALO DE RETARDO.....	46
X.6.- ARTIFICIO DE PUENTE EN LA VOLADURA MASIVA.....	47
X.7.- FACTOR DE POTENCIA.....	48
X.8.- EVALUACION DE LA VOLADURA.....	49
X.9.- COSTO DE VOLADURA.....	49

CAPITULO XI

SOSTENIMIENTO

XI.1.-INTRODUCCION.....	52
XI.2.-TIPOS DE SOSTENIMIENTO.....	53
XI.3.-SPLIT-SET.....	53
XI.4.-PERNO MECANICO.....	53
XI.5.-PERNO CON RESINA.....	53
XI.6.-PERNO CON RESINA Y TUERCA.....	54
XI.7.-OTROS TIPOS DE SOSTENIMIENTO	54
SWELLEX	
CABLE BOLTING	
XI.8.-COSTOS DE SOSTENIMIENTO.....	55

CAPITULO XII

ACARREO HASTA EL PRIMER ECHADERO

XII.1.-INTRODUCCION.....	59
XII.2.-ACARREO-CONSIDERACIONES PARA SELECCION DE EQUIPO.....	59
XII.3.-PERFORMANCE DE SCOOP ELECTRICO DE 2.2 Yd ³	60
XII.4.-COSTO OPERATIVO DE ACARREO EN TAJEOS	62

CAPITULO XIII

RELLENO HIDRAULICO

XIII.1.INTRODUCCION.....	66
XIII.2.-PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO.....	67
XIII.3.-DISTRIBUCION DEL R/H.....	67
XIII.4.-PREPARACION DEL TAJEO PREVIO AL R/H.....	68
XIII.5.-DEMORAS DE OPERACION EN EL R/H.....	69
XIII.6.-EVALUACION DEL R/H.....	70
XIII.7.-COSTO OPERATIVO DEL R/H.....	72

CAPITULO XIV

COSTO OPERATIVO DE EXPLOTACION

XIV.- COSTO DE EXPLOTACION.....	73
---------------------------------	----

CAPITULO XV

EVOLUCION DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

XV.1.-INTRODUCCION.....	76
XV.2.-CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	76
XV.2.1.-Sistema tradicional	
XV.2.2.-Tajeos Estrella	
XV.2.3.-Corte y Relleno Ascendente con Rampas de Acceso libre a los tajeos	
XV.2.4.-Corte y Relleno con Tajeos Integrados y Sistema Cautivo	

CAPITULO XVI

PLANEAMIENTO DE MINADO

XVI.1.-INTRODUCCION.....	83
XVI.2.-PLANEAMIENTO DE MINADO.....	83
XVI.3.-PLANEAMIENTO DE MINADO DE UN TAJEO.....	84
XVI.4.-DETERMINACION DEL CICLO DE MINADO TAJEO -200CN4 ANALITICO.....	85
XVI.5.-PLANEAMIENTO DE MINADO MENSUAL TAJEO-280V#3-KATHLEEN DIAGRAMA.....	91

CAPITULO XVII

SERVICIOS EN LOS TAJEOS

XVII.1.-MANTENIMIENTO MECANICO-ELECTRICO.....	98
XVII.1.1.-Control de Equipos	
XVII.2.-LOGISTICA.....	101
XVII.3.-SUPERVISION.....	101
XVII.4.-ILUMINACION.....	102
XVII.5.-COMUNICACION.....	102
XVII.6.-ABASTECIMIENTO DE AGUA.....	102
XVII.7.-ABASTECIMIENTO DE AIRE.....	102
XVII.8.-ENERGIA ELECTRICA.....	102
XVII.9.-GEOLOGIA E INGENIERIA.....	103

CAPITULO XVIII

TRANSPORTE INTERNO DE MINERAL

XVIII.1.-INTRODUCCION.....	104
XVIII.2.-SISTEMAS DE CARGUIO.....	104
XVIII.2.1.-Sistema de Carguío con Scooptram	
XVIII.2.2.-Sistema de Carguío con Scoop y Volquetes	
XVIII.2.3.-Sistema de Carguío con Tolvas Pneumáticas	
XVIII.2.4.-Conclusiones	
XVIII.3.-COMPARACION DE COSTOS DE LOS TRES SISTEMAS DE CARGUIO.....	111

CAPITULO XIX

PROFUNDIZACION MINA

XIX.1.- PARAMETROS DE DISEÑO PARA EVALUAR ALTERNATIVAS DE PROFUNDIZACION EN UNA MINA.....	112
XIX.2.- SECUENCIA DE DISEÑO DEL SISTEMA DE IZAJE.....	113
XIX.3.- EVALUACION DEL SISTEMA DE PROFUNDIZACION.....	114

INTRODUCCION

Milpo como representante de la mediana Minería Nacional ha mostrado preocupación permanente por estar acorde a los adelantos tecnológicos y mecanización.

Las diferentes y variadas actividades del laboreo minero desde la exploración hasta la concentración de mineral pasando por la explotación dan fe de ello.

La mina mantiene una producción de 65,000 TMS MES de mineral de cabeza en promedio , con leyes de :

Ag - 4.3 oz /TC

Pb - 3.2 %

Zn - 5.5 %

Cada nivel de explotación guarda reservas de 3`200,000 TMS de mineral ,con superficies de hasta 14,000 mts² de área mineralizada.

El método de explotación predominante es el corte y relleno ascendente ,tambien se emplean el Almacenamiento Provisional y el Hundimiento por Subniveles estos últimos a menor escala y a nivel experimental.

El Corte y Relleno Ascendente es el método que mejor se adecúa a las condiciones del yacimiento al permitirnos adaptarnos a las irregularidades del cuerpo mineralizado , se ha logrado un amplio conocimiento del método en las diferentes fases de su ciclo de minado como producto del cual se han establecido algunas variantes con la finalidad de mejorarla (se han optimizado los rendimientos y eficiencias haciéndola mas flexible)y contribuir de esta manera a superar la grave crisis que afecta a nuestra minería.

Hemos incidido bastante y al detalle en lo que se refiere a la optimización de nuestras operaciones unitarias, esto lo conseguimos de diferentes formas tratando de mejorar estándares ya sea mediante estudios y experimentación seguimiento, control etc. de manera de elevar nuestra productividad y reducir costos.

El planeamiento de minado en Milpo se realiza fijándonos metas a largo, mediano y a corto plazo en función a política de la empresa, compromisos adquiridos, características del yacimiento, grado de tecnificación, etc. y otras variables a considerar.

Como parte del planeamiento a largo plazo está comprendida la profundización de la mina (continuación del Pique y de la rampa), las exploraciones mas allá de la zona denominada " Milpo Operativo "(zona de la Pampa de Aquiles, Longreras etc..)con miras a incrementar las reservas de mineral, tambien están considerados los programas de renovación de equipos, el cambio de método de explotación entre otros, comprende períodos de tiempo mayores a 2 años El planeamiento a mediano plazo comprende los objetivos de exploración, desarrollos, preparaciones y explotación dentro del programa operativo y comprende plazos de seis meses a un año, contempla la reposición de reservas. El planeamiento a Corto plazo traza objetivos inmediatos en forma semanal y mensual (ciclo de minado y producción entre otros).

Los costos de las operaciones unitarias reflejan en la mayoría de los casos niveles bastante aceptables a excepción del costo de sostenimiento que es elevado y por el cual se están adoptando medidas para reducir su influencia en el costo de explotación, medidas tales como la variedad del sostenimiento mediante el empleo de Split-Sets y Pernos de Roca de manera de reducir costos, por otro lado se ponen en marcha tajeos piloto sin sostenimiento y se da impulso a la "Velocidad en el Minado"(reducir riesgos por subsidencia)

El costo operativo del mineral extraído en MILPO es de \$ 5.74 /ton en promedio, esto es favorecido por las condiciones naturales del yacimiento, por el grado de mecanización, por el amplio conocimiento del método de explotación permitiendo la producción de grandes volúmenes de mineral a través de un alto grado de eficiencia de las operaciones unitarias.

Muy importante es el rol que desempeñan los Servicios a la operación, de la prontitud y calidad dependen en gran medida la eficiencia con que se realicen las operaciones unitarias, en Milpo se ha desarrollado bastante este aspecto así la comunicación, la iluminación cumplen cabalmente el rol de darle versatilidad y operatividad a los tajeos. Servicios Esenciales como Mantenimiento mecánico-eléctrico, Relleno Hidráulico, geología etc. proporcionan una disponibilidad de sus recursos acorde a la operación.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

GENERALIDADES

I.-1.-UBICACION :

El asiento minero de Milpo se encuentra ubicada en la cordillera Central, dentro del grupo de montañas que forman el nudo de Pasco a 2km al Sur de Atacocha y al Este de Cerro de Pasco a 15km. A 385 kms de Lima y del Océano Pacífico.

Milpo se ubica en el flanco Este de un gran sinclinal donde se alinean hacia en Norte los yacimientos de Atacocha y Machcan.

Milpo se encuentra situada en el departamento de Pasco, provincia de Pasco, distrito de Yarusyacán, en la quebrada MILPO-ATACOCHA, su posición geográfica es:

Latitud Sur	10°35'.
Longitud Oeste	76°12'.
Altitud	3900 a 4350 m.s.n.m.

I.-2.-ACCESIBILIDAD

Para llegar al asiento minero de Milpo ó "Minas el Porvenir", se emplean las carreteras de Lima-Oroya-Cerro de Pasco, la mayor parte de esta extensión es pavimentada, luego de la ciudad de Cerro de Pasco se continúa por una carretera afirmada con una pendiente de 5% y una longitud de 12.65 Kms.

I.-3.-CLIMA :

El clima es característico de una región Puna y se diferencia en Invierno y Verano.

Invierno En los meses de Noviembre a Abril se caracteriza por sus fuertes precipitaciones fluviales, habiendo frecuentes nevadas. En esta época dificultan los trabajos y la conservación de las vías de acceso a las minas "El Porvenir".

Verano .- En los meses de mayo a octubre se caracteriza por tener días de sol donde la temperatura varía entre 10° y 16°c y en las noches la temperatura desciende notablemente, característico es de éstas épocas las "heladas" donde la temperatura llega a -10°c.

CAPITULO II

GEOLOGIA

II.-1.-GEOMORFOLOGIA.-

II.-1.1-GEOFORMAS DINAMICAS.- La mina de Milpo se halla en el valle fluvio glaciario donde mayormente predomina tectonismo y procesos erosivos así como los procesos kársticos y abundante filtración de aguas meteóricas. Gran parte del distrito de Milpo se halla cubierto de materiales morrénicos y con una mediana vegetación de pastos donde en mayor escala por el clima frígido abunda el "Ichu", seguida por otros pastos silvestres que a la vez sirven de forraje para el ganado vacuno, lanar porcino y auquénidos.

II.-1.2-DRENAJE.- Los tipos de drenaje que se pueden observar en esta zona son enrejados y rectangulares que dan origen a un río principal llamado Huallaga, siendo el valle de tipo joven.

II.-1.3-RELIEVE.- Presenta un relieve muy accidentado caracterizado por quebradas de gran pendiente. Se observan indicios de gran actividad tectónica seguidos de profundos procesos erosivos, la diferencia de altura que existe entre el fondo de la quebrada Tingo Vado y la quebrada Milpo-Atacocha es mas o menos 500 mts.

II.-2.-GEOLOGIA LOCAL Y REGIONAL.-

II.-2.1.-ESTRATIGRAFIA

GRUPO MITU.- está constituida por conglomerados rojos, marrones y verdosos, este grupo se encuentra debajo de las calizas del Grupo Pucará.

GRUPO PUCARA - Este grupo está conformado por las formaciones CHAMBARA y ARAMACHAY.

FORMACION CHAMBARA.- Está constituido por estratos de calizas de color gris casi verticales

FORMACION ARAMACHAY.- Está constituido por estratos de calizas .

GRUPO GOYLLARISQUIZGA.-Este grupo se encuentra suprayacente al grupo Pucará ,está compuesta por areniscas y cuarcitas de grano medio y fino con estratificación cruzada está

GRUPO MACHAY.- Completando la secuencia se encuentra en la parte superior las Calizas Machay

ROCAS INTRUSIVAS

Constituidas por Stocks, Diques y Sills de composición Andesíticos-Dacíticos alineados con el Rumbo general de la capa Nor-Oeste y Sur-Este. El Stock Milpo tiene una longitud de 600 por 200 mts. Se encuentra alterado la superficie en un espesor de 80 mts. con limonitas y óxidos de Hierro. Los cuerpos mineralizados están estrechamente relacionados con estos intrusivos.

II.-2.2.-PETROLOGIA

ROCAS IGNEAS

ROCAS VOLCANICAS.-

- ANDESITA
- BASALTO
- DACITA

ROCAS SEDIMENTARIAS

ARENISCAS

CALIZAS.- Es la roca que se encuentra en mayor proporción en esta zona. Se compone esencialmente de carbonato de calcio y por carbonatos cálcicos y magnésicos en cuyos casos se llaman CALIZAS DOLOMITICAS.

LUTITA

ROCAS METAMORFICAS

SKARN.- Es una roca que se formó durante el metamorfismo de contacto y se encuentra en aureolas de contacto entre el intrusivo y la caliza es de un color amarillo verdoso a verde. Esta compuesto por silicatos de calcio y Hierro tales como granates, epidota y piroxeno. Reconociendo el ENDOSKARN que está en contacto con el intrusivo y el EXOSKARN que está en contacto con el mármol, siendo esta favorable para la mineralización.

MARMOL.- Son rocas producto de la transformación de la caliza.

CUARCITA.- Son rocas compuestas esencialmente de cuarzo. Proceden de la recristalización de las areniscas.

II.-3.-GEOLOGIA ESTRUCTURAL.-

II.-3.1.-PLEGAMIENTOS

es el rasgo mayor, con presencia de un gran sinclinal asimétrico cuyo plano axial tiene un Rumbo aproximadamente Norte - Sur , El mismo que está cortado tanto en sus flancos oriental como occidental por la fallas longitudinales, una de ellas conocidas como la falla regional MILPO - ATACOCHA, que ponen a la formación Pucará y formación Goyllarizquisga en forma discordante en contacto de falla.

II.-3.2.-FALLAS

El distrito se encuentra fallado, la estructura principal es la falla MILPO - ATACCOCHA, falla 1 y falla 2, la cual ha sido trazada en escala regional por varios geólogos con anterioridad.

Esta falla se ubica a lo largo de la quebrada de Milpo y su rasgo más saltante se evidencia en el NV-100 aproximadamente a unos 600 mts. de la bocamina, en donde se observa la falla que es pre-mineral e inversa. Además de esta falla existen en el grupo Pucará y Goyllarizquisga una gran cantidad de fallas que pueden corresponder a tres sistemas de fracturamiento.

II.-4.-EL GEOSINCLINAL Y LA FORMACION DEL YACIMIENTO TIPO SKARN.

Los yacimientos se forman en el proceso de diferenciación de las masas minerales al circular éstas en los ciclos sedimentarios magmáticos y metamórficos de formación de rocas y estructuras geológicas.

Los yacimientos son localizados en las estructuras geológicas profundas que determinan las condiciones de acumulación de las sustancias minerales, la morfología y estructura de los cuerpos minerales. Tales yacimientos se forman bajo la influencia de la energía interna de la tierra a causa de los procesos magmáticos de la corteza y en las partes más profundas de la tierra.

II.-4.1.-FORMACION DEL GEOSINCLINAL Y ESTADIOS DEL YACIMIENTO

Durante el proceso de desarrollo de los Geosinclinales y de su transformación gradual, se forman yacimientos endógenos y exógenos.

Sin embargo las condiciones de la formación de diversos grupos de yacimientos se diferencian considerablemente en los distintos estadios de transformación de los geosinclinales en regiones plegadas.

A) EL MEDIO SEDIMENTARIO

El sedimento de nuestro yacimiento es de ambiente marino, que está compuesto de calizas y lentes de lutitas es conocido como el grupo Pucará en esta zona, tiene dos formaciones, CHAMBARA y ARAMACHAY.

B) TECTONICA

Estos procesos tectónicos son el resultado de varios procesos orogénicos, la cordillera que forma el sistema andino en el Perú, tiene una orientación NW - SE Rumbo que también presenta. Los principales elementos estructurales, es evidente

que nuestro yacimiento fue afectado por los plegamientos peruano e incaico.

C) VULCANISMO

El vulcanismo conocido en nuestro distrito minero se conoce como capas rojas que posiblemente esten controladas por numerosos stocks y apófisis pertenecientes al Batolito Andino. Están constituidos por stocks de monzonitas pórfidos, dacíticos y cuerpos hipabisales de naturaleza andesítica, riolítica, etc.

D) INTRUSION

Este estadio comprende el emplazamiento del intrusivo de naturaleza dacítico - Andecítico dentro del grupo Pucará esencialmente en las formaciones Chambara y Aramachay. Teniendo una temperatura aproximada de 700° a 900°C.

E) METAMORFISMO

Este estadio consiste en el calentamiento de las calizas Pucará, recristalización en parte de mármol y la reacción acompañante de las impurezas con el mármol forman silicatos cálcicos y vapores de CO₂ (bióxido de carbono) y H₂O (agua). El escape de estos volátiles aumenta la porosidad del mármol, preparando de esta manera el terreno para la formación posterior del Skarn, siendo una temperatura aproximada de 500 a 700°C.

F) METASOMATISMO

La formación del Skarn o Tactitas; esto ocurre después que la parte periférica (costra Externa) del intrusivo se ha solidificado y cuando la roca circundante ha sido recalentada suficientemente el fluido que genera el Skarn asciende por las fracturas del intrusivo y especialmente a lo largo de su contacto externo, las que se establecen gradientes de difusión de manera que se desarrolla secuencia de zonas del endoskarn y exoskarn.

Con una temperatura aproximada de 400 a 600°C.

G) SUPERPOSICION DE SULFUROS

Este estadio comprende la deposición de la menas, el cual probablemente comenzó antes que cese completamente la formación del skarn. Los fluidos que llegan continúan enfriándose y cambiando de composición; depositándose grandes cuerpos cerca del intrusivo reemplazando al skarn o a la caliza estimándose una temperatura aproximada de 500 a 300°C.

H) ESTADIO HIDROTHERMAL TARDIO

Es el estadio donde se forman generalmente vetas o estructuras mineralizadas que tienen relación en los depósitos de skarn proximal o de contacto, además presenta minerales con valores altos de plata, la temperatura es de 250 a 300°C.

I) EVENTOS POSTERIORES

Se considera en este estadio la formación de brechas que originaron después de la deposición de la mena y como último evento es la exposición de una parte del depósito por efecto de erosión y colapso, teniendo como clastos la caliza y el material cementante con arena.

II.-5.-GEOLOGIA ECONOMICA.-

GENESIS

El yacimiento de Milpo es de tipo epigenético, donde la mineralización ocurre en forma de cuerpos de REEMPLAZAMIENTO METASOMATICO ubicados en las aureolas de contacto de los intrusivos andesíticos - dacíticos con la caliza Pucará y en segundo orden como vetas mineralizadas relacionados a diques y fracturas de la formación Goyllarisquizga.

MINERALIZACION

La forma de composición de los intrusivos ha sido determinado en el tamaño y forma de los cuerpos y vetas mineralizadas debiendo destacar que stocks de intrusivos mineralizados andesítico - dacítico, están relacionados a los cuerpos mineralizados, De acuerdo a lo expuesto podemos distinguir en la Cía. Minera Milpo los siguientes tipos de mineralización:

- a.- Los cuerpos mineralizados en las aureolas de los contactos tanto de los intrusivos como las calizas de Pucará.
- b.- Cuerpos mineralizados dentro del stock, también intrusivos que engloba calizas.
- c.- Cuerpos de brechas post - minerales relacionados a los intrusivos.
- d.- Cuerpos de brechas post - minerales, estos sin intrusivos.
- e.- Vetas relacionadas a los diques.
- f.- Vetas en calizas sin intrusivos.
- g.- Vetas en intrusivos y calizas.
- h.- Vetas en formación Goyllarisquizga.
- i.- Mineralización tipo Roof Pendants.

ALTERACION

El Stock que ha dado origen a los cuerpos mineralizados se encuentra en un 30% en forma casi fresca y un 70% alterado siendo ésta del tipo hidrotermal y semejante tanto en la superficie como en la profundidad y consistente de arcillas no diferenciados del grupo de Caolín con cantidades menores de sericita y abundante piritización en forma diseminada y vetillas delgadas.

La secuencia de alteración metamórfica en la aureola de contacto en forma más representativa está relacionada con el intrusivo fresco repitiéndose también en forma no tan perfecta en el intrusivo hidrotermal alterado.

El Endoskarn, se caracteriza por ser considerada como una etapa de transmisión del intrusivo de skarn propiamente dicho es el que está directamente relacionada con los cuerpos mineralizados, está constituido principalmente por una masa de granates de textura grano blástica que sustituye a la caliza.

ZONEAMIENTO DE MINERALIZACION

Tenemos dos tipos de zoneamiento:

a) VERTICAL. La blenda aumenta su contenido en profundidad, la galena se encuentra en mayor proporción hacia la superficie. Así tenemos:

- Plata.
- Sulfuro de plata + +.
- Galena + +.
- Galena - Blenda +.
- Blenda + + galena +.
- Blenda + +.
- Pirita +.

b) HORIZONTAL .- La galena argentífera incrementa su contenido de plata en la formación Goyllarisquizga como también se encuentra tennantita y tetraedrita.

En las aureolas de contacto:

endoskarn - pirita - esfalerita - galena - exoskarn.

PARAGENESIS

El orden de depositación ó cristalización es como sigue : pirita, fluorita, blenda, galena, chalcopirita, cuarzo, calcita.

MINERALES DE MENA Y GANGA

Entre los minerales de mena tenemos blenda, galena, galena argentífera, aunque en poca cantidad chalcopirita tetraedrita y tenantita.

Entre los minerales de ganga tenemos pirita, calcita, fluorita, el cuarzo en poca cantidad.

RESERVA DE MINERAL - CALCULOS

Es la cantidad de mineral existente en un yacimiento calculado o estimado en base a estudios geológicos y procesos de investigación. Estos trabajos se realizan con el objeto de estimar el volumen de reservas de mineral para el futuro, para que la explotación del mineral esté seguida de la formación para lo cual se hace ajustes necesarios según ubicación y trabajos de exploración, las reservas se clasifican:

a.- **MINERAL PROBADO** :- Es el mineral que ha sido reconocido en una o más labores de exploración y desarrollo.

b.- **MINERAL POSIBLE** :- Viene a ser el mineral que queda fuera del alcance de las actuales labores de exploración y desarrollo; para llegar a ellos se necesita de labores especiales y muy extensas.

c.- **MINERAL PROBABLE** :- Mineral que no ha sido reconocido por ninguna labor, es el mineral adyacente al mineral probado, asumiendo sus mismas leyes.

CALCULOS

A los bloques de mineral se les da una forma geométrica solida de forma regular, piramidal, teniendo las bases paralelas. Las leyes de los bloques es un promedio para lo cual se tendrá las leyes de muestreo del primer piso del bloque superior y la ley promedio de los cortes realizados durante el año anterior de la parte inferior del bloque, para poder entenderse mejor hemos realizado un cálculo de reservas de mineral, así:

-Las leyes promedio de cada bloque se castiga 10% teniendo en cuenta posibles errores de muestreo y por disolución pero el tonelaje no se aumenta en el mismo porcentaje.

AREA	Onz. Ag/T.C	%Pb.	%Zn
300 m ²	4.5	3.0	7.0
350 m ²	3.5	2.8	7.5
280 m ²	4.0	3.0	8.0
930 m ²	4.0	2.4	7.5
Area x Onz. Ag/T.C.		Area x % Pb.	Area x % Zn
1350		900	2100
1225		980	2625
1120		840	2240
3695		2720	6965

- Ley promedio del área superior :

Area x ley	3695	2720	6 965
Area	930	930	930

- Teniendo así :

3.9731182 Onz. Ag/T.C. 2.9247311 % de Pb 7.48 % Zn

- Ley promedio para el ultimo corte corte de 280 m².
- Ley promedio para el corte anterior.

<u>Area</u>	<u>Onz. Eg/T.C.</u>	<u>% Pb.</u>	<u>% Zn</u>
L. act:280 m ²	3.97	2.92	7.48
L. ant:400 m ²	4.00	3.00	6.50
<hr/>			
680 m ²			

- Ahora multiplicando el área x ley :

Area x Onz/T.C. Ag	Area x % de Pb	Area x % de Zn
1111.6	817.6	2094.4

- Donde finalmente la ley promedio del bloque será así:

<u>2711.6</u>	,	<u>2 017.6</u>	,	<u>4 694.4</u>
680		680		680

RESULTADOS :

3.98 Onz.Ag/T.C. , 2.96 % Pb. , 6.90 % Zn

- Hallando el volumen será :

$$V = \frac{1}{2} (A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 \times A_2}) \times h$$

Reemplazando de donde será : V : 10146.6 m³.

Donde :

A1 : Area anterior.

A2 : Area Actual.

h : Altura.

Llevando este resultado del volumen en toneladas métricas será:

T.M. : Volumen x Densidad.

T.M. : 10 146.6 x 3.4.

T.M. : 34 498.44.

De la que podremos determinar unos datos, para poder llevar al diseño de este tajeo; para lo cual conociendo el área podremos hallar el lado; así :

Lado del Corte

- Lado del corte actual : $\sqrt{280}$: 16.7332
- Lado del corte anterior : $\sqrt{400}$: 20.

II.-6.-MAPEO GEOLOGICO

MAPEO

Es un trabajo muy importante, gracias a ello podemos determinar los rasgos estructurales más importantes ya sea en el campo, o en la mina. Esta labor nos ayuda a diferenciar los distintos tipos de roca, minerales, fallas, fracturas, etc. que luego nos conduciran a un cuerpo mineralizado. Esta labor lo realizan los Ingenieros diariamente tanto en tajeos como en galerias. Para realizar este tipo de trabajo debemos tener un gran conocimiento de Petrología, Mineralogía, Geología Estructural, Geología Económica, etc.

INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN EL MAPEO

- 1 brujula.
- 1 flexómetro de 3 mts.
- 1 tablero de mapeo.
- Lápiz, borrador.
- Colores.
- Wincha de Jona.
- Papel milimetrado.

Para poder diferenciar los distintos tipos de minerales y rocas se emplean los siguientes colores :

CALIZA.....	<input type="checkbox"/>	Azul
MARMOL.....	<input type="checkbox"/>	Azul con rayas verdes
SKARN.....	<input type="checkbox"/>	Verde
INTRUSIVO.....	<input type="checkbox"/>	Amarillo
INTRUSIVO ALTERADO.....	<input type="checkbox"/>	Anaranjado
PIRITA.....	<input type="checkbox"/>	Rojo
MINERAL.....	<input type="checkbox"/>	Purpura
FALLAS.....	<input type="checkbox"/>	Celeste
ROCA VOLCANICA.....	<input type="checkbox"/>	Eliotropo
ARENISCA.....	<input type="checkbox"/>	Marrón
FRACTURA.....	<input type="checkbox"/>	Celeste

CAPITULO III

MINERIA

III.-1.- METODOS DE EXPLOTACION.

En el asiento de minero de Milpo los métodos de explotación que mejor se adecúan a las características del yacimiento son:

- Corte y almacenamiento provisional (mecanizado) (SHIRINEAGE DINAMICO), de limitada aplicación.
 - Hundimiento por subniveles en fase experimental (SUB-LEVEL STOPING), a nivel de tajeos piloto.
- Corte y relleno ascendente mecanizado y con relleno hidráulico, es el de mayor aplicación (CUT AND FILL STOPE)

De todos los métodos empleados el último es el de mayor aplicación.

III-2 FACTORES CONSIDERADOS PARA LA APLICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION

- **Roca Caja.** - En el caso de Milpo son de semiduras a ligeramente suaves, los tipos de rocas existentes son skarn, mármol (rocas metamórficas) y caliza, esta última es del tipo sedimentario como roca englobante y por otro lado las rocas andasítico-dacítico como rocas intrusivas. En general son autosostenidas y competentes hacia los horizontes de mármol y caliza y deleznales cerca a los intrusivos.
 - **Buzamiento.** - Varía de vertical a casi vertical 85° como promedio, esta característica es importante, pues delimita la posibilidad de aprovechar el transporte por gravedad e influye en la modalidad de restablecer el equilibrio del macizo rocoso.
 - **Potencia.** - Variable en los cuerpos mineralizados, varía de 4 a 30 mts. aproximadamente y en vetas de 50 cm. a 6 mts. Este factor tiene influencia sobre :
 - El ancho mínimo del espacio de trabajo
 - posibilidad de usar equipos de alta productividad.
 - Cantidad de mineral roto por disparo.
 - Dilución del mineral extraído.
 - **Magnitud de Yacimiento.** - Tamaño de la estructura en horizontal y vertical, determina el volumen de Reservas y su envergadura impone la aplicación de tecnologías de explotación adecuadas.
- Estos factores condicionantes del yacimiento y del entorno determinaron la aplicación de los métodos de explotación nombrados.

CAPITULO IV

ALMACENAMIENTO PROVISIONAL (SHIRINKAGE DINAMICO)

Los shirinkage aplicados en Milpo se refieren fundamentalmente a las estructuras mineralizadas tipo veta ó pequeños cuerpos, las condiciones de aplicación se corresponden con las antes mencionadas.

IV-1. Labores de Preparación.-

- 1°.- Delimitación de la estructura mineralizada en el plano horizontal.
- 2° Construcción de la chimenea de ventilación según diseño desde el plano de la delimitación hasta el Nivel Superior a fin de servir de ventilación al tajeo, el número varía entre 1 y 2 dependiendo de la dimensión de la estructura (influencia de una chimenea aproximadamente en promedio es de 50 mt de diámetro).
- 3°.- Correr galerías trackless de acceso contorneando la estructura mineralizada.
- 4°.- Correr ventanas cada 6 mts. para los puntos de reducción, a partir de la galería de acceso.
- 5°.- Construcción de los caminos uno a cada extremo del block.

IV-2.- Ciclo de Minado.-

Perforación y Voladura.- Se realiza con máquinas tipo stoper, siendo la perforación vertical con salida o cara libre hacia la chimenea de ventilación la voladura se realiza por tandas.

Extracción parcial.- Se evacúa después de cada voladura un 30% del mineral roto a fin de darle "piso" para continuar la siguiente fase de perforación.

Preparación de Campo.- para la siguiente fase de la perforación.

El tajeo se divide en dos a partir de la chimenea de ventilación de tal manera que sea continuo el jale de mineral así mientras un lado está en perforación-voladura, el otro lado estará en jale de mineral y preparación del piso.

Al final de la explotación del tajeo, se hará el jale total del mineral almacenado provisionalmente.

CAPITULO V

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUB-LEVEL STOPING)

Está siendo aplicado en algunos cuerpos mineralizados que presentan cierta regularidad en su conformación, en general el minado es masivo y permite obtener altos volúmenes de producción como tajeos piloto de explotación por este método tenemos los tajeos -200V33#2 , -280V33#2 y -360 V3N-Progreso.

CAPITULO VI

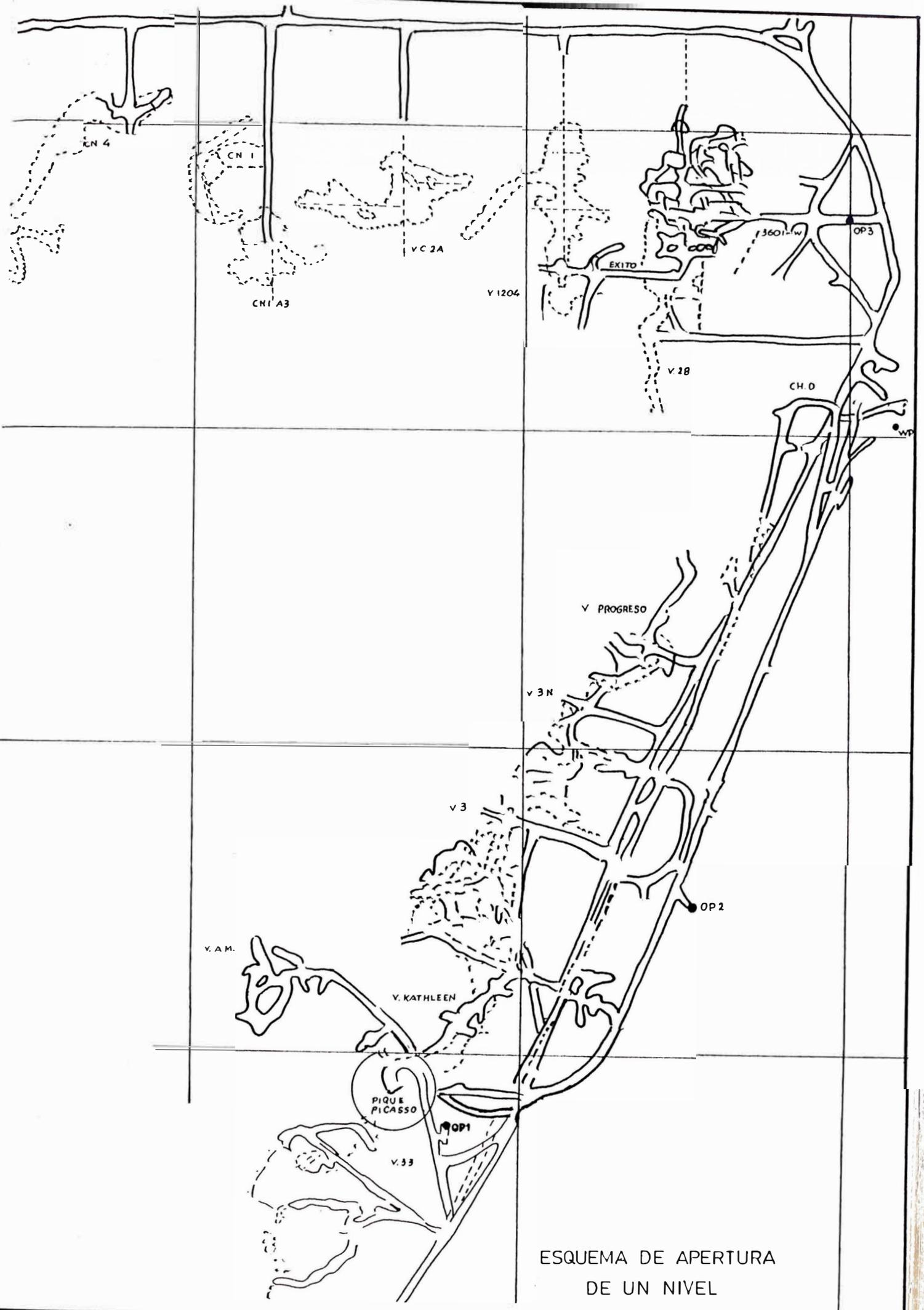
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO (CUT AND FILL STOPE)

VI-1.-INTRODUCCION.-El método de explotación mayormente empleado en Milpo y del cual se há logrado optimizar y obtener buenos rendimientos viene a ser el corte y relleno ascendente mecanizado y con relleno hidráulico. Este método ha presentado y presenta variantes, debido fundamentalmente al reto que significa afrontar épocas de crisis como las que ha vivido y aún vive la minería, pues había que reducir costos, incrementar eficiencias y rendimientos.

La secuencia u orden de explotación en Milpo ha sido y es organizada y secuencial así: se ha explorado, desarrollado, preparado y explotado la mina desde los niveles superiores hacia los inferiores en forma descendente de manera de ir preparando mina con antelación; es decir mientras en los niveles superiores se explotaba en los niveles inferiores se realizaba exploración, desarrollo y preparación de nuevas labores, asimismo ésta secuencia de explotación permite una mejor utilización de los recursos disponibles, (llámese personal, equipos e insumos) al permitirnos concentrarlos obteniendo mayores porcentajes de utilización, mejores eficiencias y por ende mayor productividad. Resumiendo podemos decir una menor dilución de recursos optimiza las operaciones.

Desde la fase de exploración, desarrollos, preparación hasta la explotación se han logrado mejorar los estándares de las diferentes operaciones unitarias hecho que ha contribuido a superar las etapas difíciles por los que ha atravesado la minería.

VI-2.-LABORES DE PREPARACION PARA APERTURAR UN NIVEL En Milpo se construyó un Pique de cuatro compartimientos ubicado al extremo Sur de todo el yacimiento mineralizado el cual es utilizado para servicios de izaje de personal, mineral, materiales y camino de acceso. Asimismo se ha construido una rampa principal (de 4x4 y 17% de gradiente) que une los diferentes niveles y a travéz del cual se ha dado inicio a la exploración, desarrollo y preparación de un nivel de ataque, la diferencia de cota, de nivel a nivel es de 80 a 100 mts., cada nivel posee reservas aproximadas de 3'200000 tn. de



ESQUEMA DE APERTURA
DE UN NIVEL

mineral polimetálico (plata, plomo, Zn) con leyes de cabeza de
Ag - 4.3 oz/ton
Pb - 3.2 %
Zn - 5.5 % Aproximadamente en promedio.

En Milpo la disposición de los cuerpos mineralizados y en general de todo el yacimiento obedece a cierto orden dado por el emplazamiento de la zona de contacto caliza-intrusivo que es de Norte a Sur, a lo largo del cual se disponen las estructuras mineralizadas. Los cuerpos están separados unos de otros en todo el perímetro del stock. Es en función a ésta disposición de los cuerpos que se diseñan y estructuran las labores de exploración y desarrollos así:

VI-3.- LABORES DE PREPARACION DEL TAJEO.- Al pie de la rampa en la cota del nivel que se va abrir, se realizan galerías de exploración trackless de 4x3.5 y 4x4 con gradientes de 0,1% \pm , paralelos a la zona de contacto y donde se ubican los cuerpos mineralizados la misma que será la galería principal de transporte alejado a una distancia aproximada de 10 a 100 mts., esta galería de exploración se extenderá a lo largo de todas las zonas reconocidas de los cuerpos mineralizados en los niveles superiores. (se pretende ubicar estos cuerpos en los niveles inferiores. Sabemos que el buzamiento es casi vertical), en toda su extensión esta galería tiene una longitud aproximada de 2 kms. y ha sido ubicada al lado de la caliza por razones de competitividad de la roca.

A medida que se realiza la excavación de la galería principal se van ejecutando los cruceros en dirección a los cuerpos mineralizados a fin de ubicarlos, estos cruceros se diseñan a una distancia entre sí de 40 mts. y se realizan generalmente en forma perpendicular a la galería principal, presentan sección de 3.5x3.5.

Ubicado el cuerpo mineralizado se le atravieza en toda su potencia, iniciándose de esta manera la etapa del desarrollo el cual consiste en delimitar el cuerpo mineralizado, es decir atravezarla con galerías desde la caliza pasando por el skarn y zona mineralizada hasta llegar al intrusivo. La siguiente etapa es la apertura del cuerpo mineralizado, el cual se ejecuta con la finalidad de dejar abierta toda el área mineralizada.

Con el cuerpo mineralizado ya aperturado se posee idea exacta de la configuración geométrica de la estructura mineralizada. El siguiente paso es realizar el diseño de la infraestructura para la futura explotación esto es determinar los cruceros, chimeneas de ventilación, chimeneas camino, draw points o echaderos de mineral así como las características de estos, las chimeneas de ventilación se ubican generalmente en el centro geométrico del área mineralizada, en áreas de hasta 700 a 800 mts²., por encima de 1000 mts². normalmente se ubican dos o más chimeneas de ventilación, este tipo de labores son utilizados con doble finalidad de ventilación y

exploración geológica , para los caminos se diseñan cruceros sobre roca estéril sobre las cuales se levantan chimeneas de sección 2x2 a una distancia prudencial de los cuerpos mineralizados de 2 a 5 mts. esto es variable de manera que se ubiquen en zona o lugar cercano al cuerpo y sobre roca competente.

Las chimeneas para echaderos de mineral o draw points, se ubican al igual que los caminos a partir de un crucero desde el cual se levanta la excavación , normalmente este se ubica en una zona aledaña a la chimenea-camino , esto con la finalidad de ventilar la zona de trabajo de los equipos diesel la chimenea de extracción tiene una sección de 2x2 mts. y se sitúa sobre roca estéril.

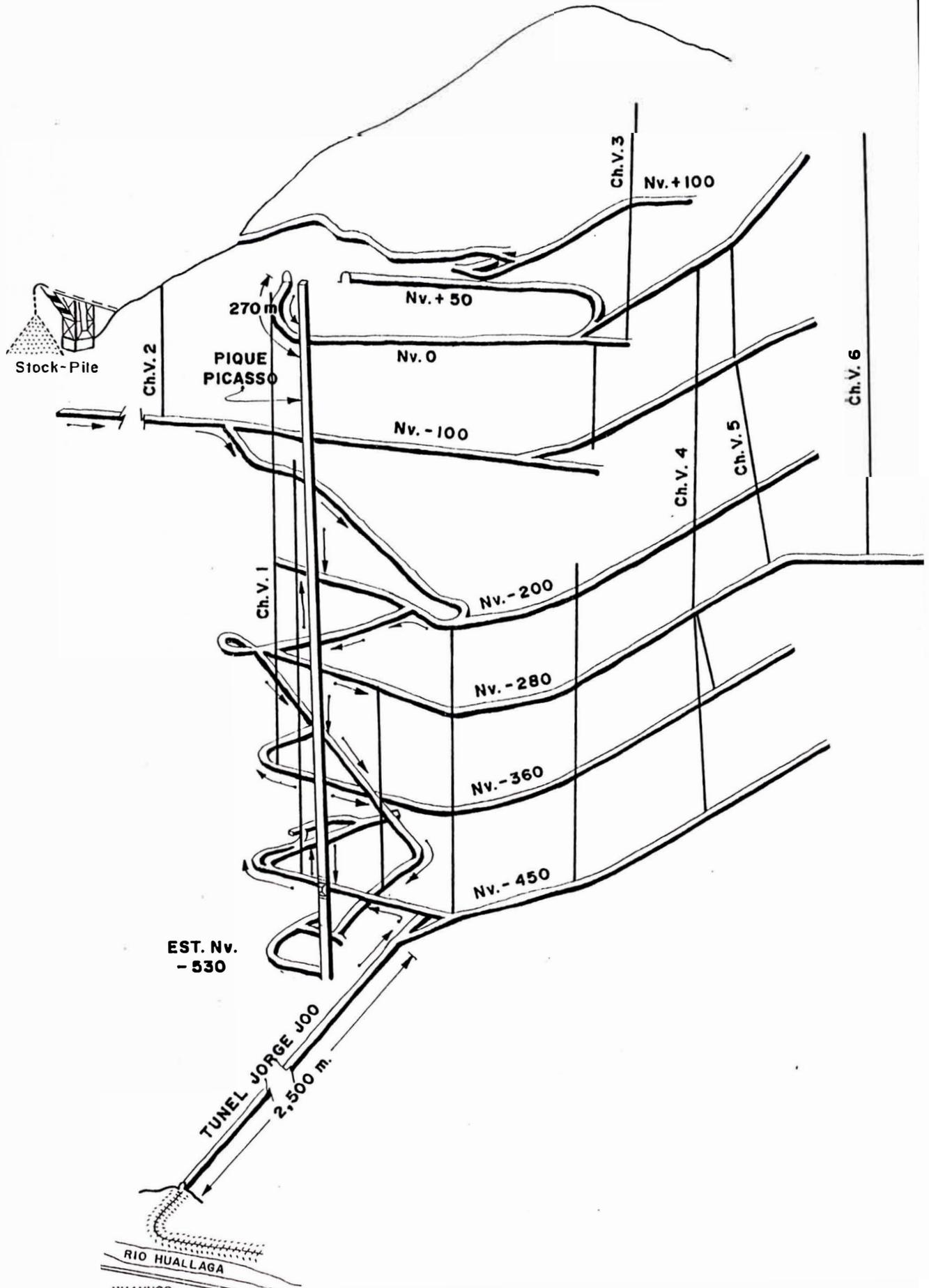
Para la ejecución de estas chimeneas previamente se realizan secciones transversales del cuerpo mineralizado incluyendo los puntos por donde pasaran las chimeneas (departamento geología) de manera de definir la ubicación tridimensional de la estructura (para esto se considera la información obtenida de la apertura del cuerpo en el nivel y del nivel superior ya trabajado) y evitar problemas de diseño durante la explotación la inclinación de la chimenea es de acuerdo al buzamiento. En Milpo se trata de evitar la ejecución de labores horizontales y/o verticales en roca intrusiva por ser poco competentes. Las chimeneas de ventilación, comunican hacia el nivel superior permitiendo el flujo de aire fresco a través de su sección en forma descendente, por otro lado las chimeneas de camino y echaderos quedan ciegos no llegando a comunicar al nivel superior (en explotación se comunican desde los tajeos hacia las chimeneas a través de ventanas).

Se ha expuesto la forma de atacar un nivel, considerando su exploración, desarrollo y preparación de los tajeos para su futura explotación

VI-4.- INFRAESTRUCTURA DE SERVICIOS Y TRANSPORTE.- En el diseño general de la mina se ha considerado lo siguiente

Costrucción de un nivel principal de extracción de mineral y desmonte (nivel - 450) a partir del cual existen chimeneas u ore pass principales denominados OP#1, OP#2, OP#3 y OP#4, espaciados unos de otros en promedio entre 300 a 400 mts. y distribuidos a todo lo largo de la galería de extracción atravezando en forma vertical o casi vertical los niveles superiores en forma similar existe una chimenea de drenaje cuyo objeto es desaguar el agua de mina, asimismo tenemos el Waste Pass (WP), como echadero de desmonte, Ambos ubicados entre los niveles -200 y -450. Por otro lado a medida que se ejecuta la galería de exploración principal se van construyendo chimeneas de ventilación principales en número de 3 que servirán de ventilación para estos trabajos.

SISTEMA DE ACCESO



CAPITULO VII

EXPLORACION, DESARROLLOS Y PREPARACIONES

Los trabajos en exploración, desarrollo y preparación, podemos diferenciarlos en labores horizontales y labores verticales y/o inclinados.

VII-1.- LABORES HORIZONTALES. Comprende las galerías, cruces y rampas, los cuales han ido evolucionando (en función al adelanto tecnológico) desde las convencionales hasta las de aplicación trackless. Esto es desde las labores con secciones pequeñas (7' x 7', 7' x 8') con transporte sobre rieles y máquinas Jackleg hasta las de secciones grandes (3x3 y 4x4 o más) y transporte con equipos diesel y jumbos neumáticos y electrohidráulicos.

En Milpo niveles con trabajo convencional fueron los niveles "0" San Carlos, -50 y -100 aunque en forma híbrida dado que fundamentalmente el transporte fue convencional y, en los tajos de explotación es mecanizado con empleo de máquinas Jackleg, y vagones perforadores para la perforación y con palas cavo y scooptrams eléctricos para la limpieza. Los niveles desde 150 hasta las zonas de afloramiento superficial y desde el nivel -100 hasta la parte más profunda de la mina nivel 530 son netamente trackless.

VII-2. LABORES VERTICALES O INCLINADOS. Comprenden las chimeneas, los que se realizan de dos maneras, la del sistema convencional con perforación con máquinas stoper y/o Jackleg con puntales y secciones pequeñas (4' x 4', 5' x 5', 6' x 7') ya en desuso y la del sistema mecanizado con jaulas trepadoras Alimak y máquinas stoper y secciones relativamente mayores (2x2, a más), de actual aplicación en Milpo.

VII-3.- ACTIVIDADES CICLICAS EN LABORES DE EXPLORACIONES, DESARROLLOS Y PREPARACIONES. Están constituidas por Perforación, voladura, sostenimiento, acarreo de mineral roto (limpieza).

VII-3.1 PERFORACION Esta operación unitaria en las labores lineales, es importante, en los trabajos horizontales esta actividad se diferencia en las labores con sistema convencional y las de sistema trackless, en las primeras se utilizan las máquinas Jackleg que pueden ser Atlas Copco Puma BBC 16, las de modelo Leopardo también existen marcas como SIG, Toyo, entre otras; y en sus de aplicación trackless con el empleo de jumbos neumáticos de dos brazos Jarvis Clark MJM 20B, y jumbos electrohidráulicos Tamrock de un solo brazo, los cuales han hecho posible mayores avances y mejores rendimientos.

En los trabajos verticales de igual forma se ido evolucionando desde el sistema convencional hasta el

sistema mecanizado, en las primeras se utiliza las máquinas neumáticas stoper y puntales y en el sistema mecanizado, las jaulas trepadoras Alimak, con dos stoper para la perforación. El trazo o malla de perforación es variable para cada tipo de terreno la función de la maquinaria y características del varillaje así mismo de las dimensiones de la labor.

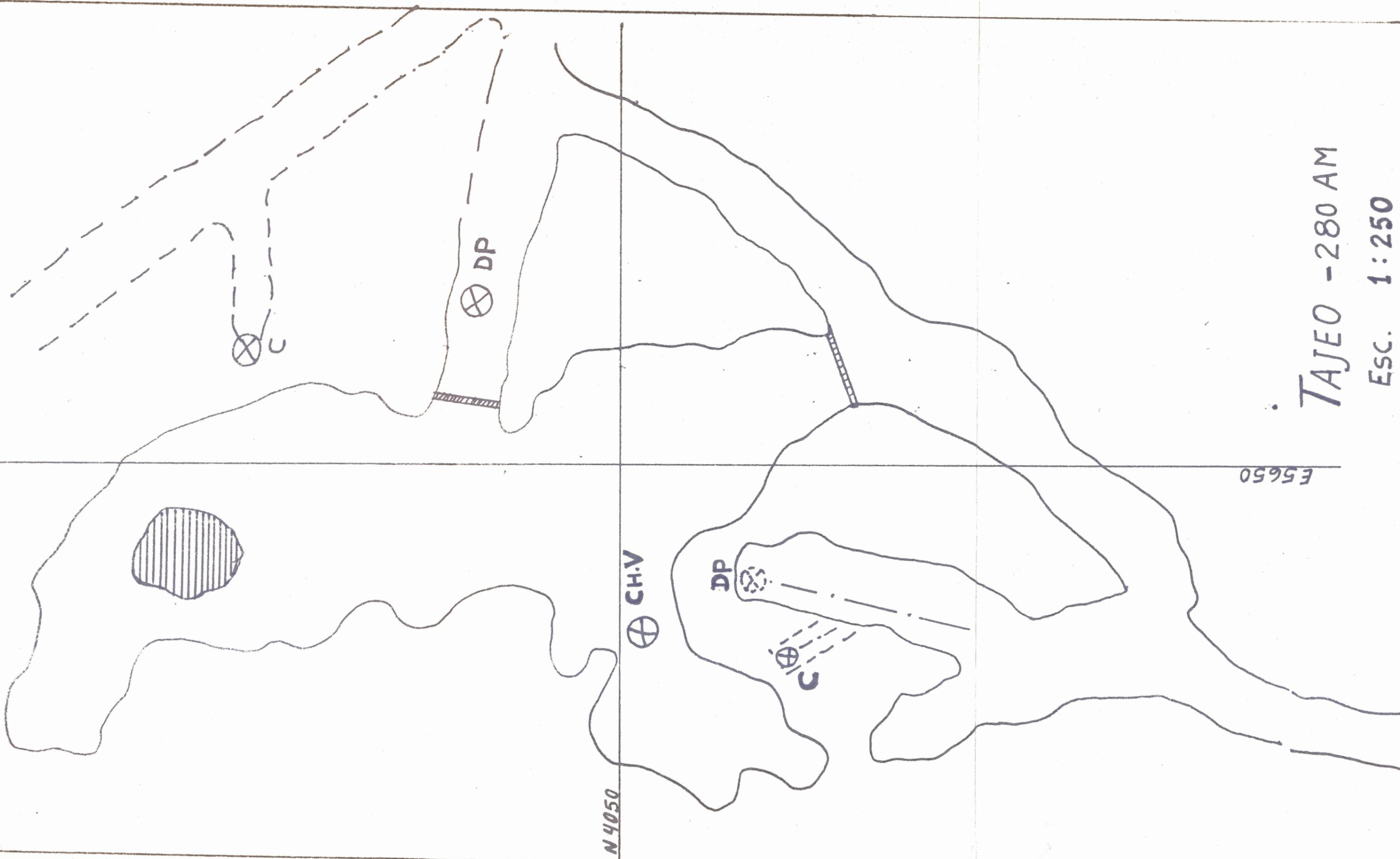
VII-3.2.- VOLADURA .- Se utiliza un sistema único con el empleo de faneles del tipo $\frac{3}{8}$ segundo con los cuales se han obtenido buenos resultados como carga de columna se emplea el examen P, V, X dependiendo de la dureza de la roca o mineral y el amarre con cordón detonante pantacord 3P, la iniciación con guía nacional o mecha de seguridad, en los frontones se emplean cargadores pneumáticos y en las chimeneas dinamita con fulminantes eléctricos y explosores.

VII-3.3.- SOSTENIMIENTO .- El tipo de roca en Milpo es semidura a ligeramente suave en general se autosostiene, pero existen zonas donde se hace necesario algún medio de sostenimiento, esto se realiza con pernos con resina y/o cemento inyectado con mallas electrosoldadas y shot-cret (concreto lanzado), en labores de terreno suave (se presentan con poca frecuencia) se emplea cimbras o arcos de acero y esto para labores permanentes.

VII-3.4.- ACARREO O LIMPIEZA .- Esta operación unitaria es sumamente importante y se realiza luego que la labor haya sido despejado de cualquier peligro y se ejecuta con palas pneumáticas sobre rieles en galerías convencionales 7'x8' ó 7'x7' y carros mineros y locomotoras a trolley de 8 tons. Y en galerías trackless con scooptrams diesel de 1 hasta 3.5 yd³ de capacidad y volquetes de bajo perfil de 13 y 15 tons.

VII-3.5.- JUMBO HIDRAULICO.- Estos son de Marca Tamrock modelo HS-105L de un brazo con perforadora hidráulica HL-538 accionado con motor eléctrico, y con un motor diesel para su desplazamiento, la velocidad de penetración es 5 pies por minuto usando brocas de 1 3/4" ϕ reafilables. Este equipo merece mención especial, pues fue elemento clave en la recuperación de la mina.

En el laboreo con el Jumbo hidráulico Es muy importante la continuidad de la operación, el cual se ejecuta en tres guardias, de 8 horas c/u, se ha logrado obtener avances de hasta 360 mts/mes con 5-6 disparos promedio por día. Estos resultados se obtuvieron en base a una planificada y organizada forma de trabajar, se tuvo que entrenar al personal asignando, obligaciones y responsabilidades en la operación. Se brindó incentivos a los avances y a la calidad del trabajo.



TAJEO - 280 AM

ESC. 1:250

Se establecieron 4 operaciones básicas : perforación-voladura, desate, sostenimiento y limpieza; los que se realizan simultáneamente en diferentes frentes de trabajo realizado la perforación de un frente el jumbo debe proseguir con otro frente previamente preparado de manera tal que la perforación no pare. Producida la voladura del frente se ventilará la labor y se desatará o en su defecto se hará sostenimiento dependiendo de las condiciones de la roca, se marcarán los frentes con una malla de perforación standar. Seguidamente se hará limpieza del frente.

VII.-3.6.- ALIMAK.-Plataforma Trepadora , son estas maquinarias las que se emplean para las labores verticales (chimeneas y/o inclinados)En Milpo tenemos las de Marca Alimak modelo STH-5E eléctricos, este sistema conciste en el empleo de Jaulas Trepadoras con plataforma las que son propulsadas por motor eléctrico de 10 HP y un sistema de cremalleras y piñón a lo largo de carriles guía curvos y rectos de 1 y 2 mts. de longitud estos carriles van anclados a la caja techo de la chimenea mediante pernos de expansión.

En los carriles va incorporados un sistema de tuberías para los suministros de aire y agua para la perforación , este sistema también es empleado para la ventilación despues de la voladura. La sección de trabajo es de 2x 2 mts., los trazos de perforación empleados son el corte quemado y la cantidad de taladros varian en función de la dureza de la roca así: para terrenos duros 33 taladros ,terrenos semiduros 29 taladros y terrenos suaves 25 taladros la profundidad de la perforación es de 8 pies . El carguío se realiza con dinamita y FANEL además de fulminantes eléctricos .

CALCULO DE CARGA PARA VOLAR UN FRENTE
DE EXPLORACION O DESARROLLO CON JUMBO HIDRAULICO

dimensión de Galeria	4x4.5 18 m ²	3.5x3.5 12.25 m ²
avance por disparo	2.90 m	2.90 m
volumen por disparo	52.2 m ³	35.52 m ³
número taladros	42	33
φ taladros	1 3/4" φ	1 3/4"
número de taladros de alivio	03	03
φ taladro de alivio	3" φ (76 mm)	3" φ
longitud de taladro (3.12 mts.)	10.3 pies	10.3 pies
tiempo de perforación	3.4 horas	2.9 horas
eficiencia por disparo	95%	95%
power factor (Kg/M ³)	3.10	3.85
número de personas	14	14
eficiencia (m/h-gdía)	0.87	0.87
explosivo usado	3.57 kg/tal	3.57

06 bolsas de examón	150 kg	125
98 cartuchos de dinamita	12 kg	12kg
Pentacord 3P	50 mts.	50 mts.
FULMINANTE FANEL ½ SEGUNDO	42	33
Fulminante #6	02	02
Guia Nacional	20 pies	20 pies
total de explosivo usado	162 kg	137kg
F.P (kg / m3)	3.10	3.85

Cálculo para limpieza de un frente

Equipo : scoop ST-350
volumen in situ 52 m3
volumen a mover 73 m³ (40% de esponjamiento)
capacidad de cuchara 2.4 m3
cucharas por frente 26.30 cucharas.

Mensual : 6 disp/dia x 2.95 mts/disp x 25 dia/mes = 442.5 mts.

av.mens x DM x UTIL = avance mensual neto.
442 x 0.85 x 0.8 = 300 mts.

Rendimientos de accesorios de perforación
para el tipo de roca de Milpo

Broca de botones 1 3/4 " : 2400 PP
Shank Adapter : 11250 PP
Coupling: 13500 PP
Barras de Perforación : 11250 PP
para el tipo de roca de MILPO

**ALIMAK STH-5 E
ESTANDARES Y RENDIMIENTOS EN LABORES
DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS
CHIMENEAS**

Perforación Neta = 2.3 mts (con barrenos de 8 pies)
EFF de Voladura = 90 %
Avance Neto por Disparo = 2 mt.
Sección : 2.0 x 2.0

AVANCE MENSUAL;

25 Días x 2 $\frac{\text{Gdias}}{\text{Día}}$ x 2 $\frac{\text{mts}}{\text{Gdia}}$ = 100 mts.

100 mts x Disp. Mec x % Utiliz =
100 x 0.80 x 0.63 = 50 mts.

VOLUMEN ROTO = 2 x 2 x 2 = 8 MT3 in situ
esponjamiento 40 %

2 x 2 x 2 x 1.4 = 11.2 MT3.

Nº TALADROS POR DISPARO : 33 (1 taladro de Alivio)

PIES PERFORADOS : 2.3 x 33 x $\frac{1}{0.3048}$ x ½

= 124.5 PP/MT.

PERSONAL : 04 H/G

EQUIPOS :

SCOOP 350 0.118 hrs/mt
JDT 413 0.30 hrs/mt
ALIMAK 5.17 hrs/mt

MANO DE OBRA : Nº DISPAROS x 4
50 x 4 = 200 Tareas
5 % Sobretiempo = 10 Tareas.
TOTAL = 210 Tareas.

EQUIPO:

Ejm: Gal - 20055, Chimenea DP # 4 tajeo - 200 V5
Scoop 350 2.14 MT3
Dist. Acarreo 25 mts.
Ct= 2.64' (ciclo total)

RENDIMIENTO: 2.14 = 47.73 Mt³/Hr.
2.64/60

100mts/210 H-G
0.47 mts/H-G

LIMPIEZA: 11.2 Mt³ / 47.73 = 0.235 Hrs.
0.235 / 2 mts = 0.1175 Hrs/Mt.

JDT 413: Capc. : 4.3 mt³.
Dist. Acarreo: 390 mt.
Ct= 26.9'

RENDIMIENTO 4.30 = 9.60 Mt³/Hr.
26.9 / 60

LIMPIEZA: 11.2 Mt³ / 9.60 Mt³ = 1.17 Hrs.
Para 1 solo JDT
Para 2 JDT. 0.60 Hrs.

0.60 / 2 = 0.30 Hrs/ Mt.

ALIMAK:

50 x 8 + $\frac{10 \times 8}{2}$ = 440 Hrs.

440 Hrs / 100 = 4.40 Hrs/Mt.

EXPLOSIVOS EMPLEADOS.-

DINAMITA 1 1/8 "x 7" x 65 % 392 unds / 2 = 196 unds/mt.
FANEL MEDIO SEGUNDO Del 1 al # 8 32 unds / 2 = 16 unds/ mt.
CORDON PENTACORD 3 P 10 mts / 2 = 5 mts/mt.
FULMINATE ELECTRICO 02 Pzas / 2 = 1 Pza/mt.

ACCESORIOS DE PERFORACION.-

LUBRICANTE 0.004 Glns/PP
33 $\frac{\text{Tals}}{\text{Disp.}}$ x 2.3 $\frac{\text{mts}}{\text{Tal}}$ x 1 $\frac{\text{Pie}}{\text{Disp.}}$ = 249 PP
0.3048 Disparo

0.004 x 249 PP = 1 Gln x 1 Disp = 0.5 Glns
Disp. Disp. 2 mt mt.

BARRENOS 0.0012 BARR/PP x 249 PP x 1 Disp = 0.15 BARR
Disp. 2mt. mt.

MENSUAL : 8 BARRENOS (2 juegos Completos de
2', 4', 6' y 8')

AIRE COMPRIMIDO : 02 Máquinas Stoper.
CONSUMO : 130 CFM c/u x 2 = 260 CFM
Hrs. de operación : 5 Hrs.

$$\begin{array}{l} 260 \text{ Pie}^3 \times 60 \text{ min} \times 5 \text{ Hrs} = 78000 \text{ Pie}^3 \\ \text{min} \quad \quad \quad \text{hrs} \quad \quad \quad = 39000 \text{ pie}^3/\text{mt} \end{array}$$

ENERGIA ELECTRICA

$$\begin{array}{l} \text{HP} \times 0.74573 = \text{KW} \\ 10 \times 0.74573 = 7.457 \text{ KW-h} \\ \text{Hrs de Operación} = 1.5 \text{ hrs} \\ 7.4573 \times 1.5 = 11.20 \text{ KW-h} / 2 = 6.59 \text{ KW-h} \\ \text{mt.} \end{array}$$

EQUIPO : horas de operación : h/mt x avance
 SCOOP 350 = 0.118 x 100mt = 11.8 Hrs

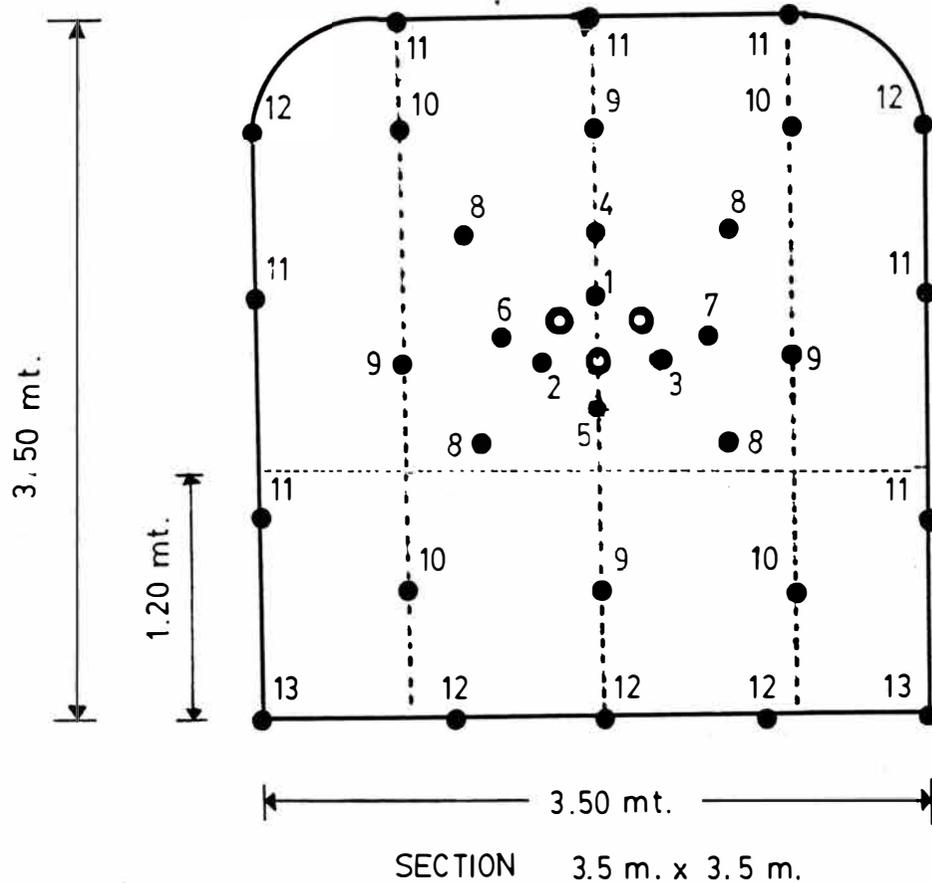
FACTOR DE POTENCIA :

$$\begin{array}{l} \text{Explosivo} \quad 392 \times 0.1158 = 45.39 \text{ kg} \\ \text{Volumen roto} : \quad 8\text{M}^3 \end{array}$$

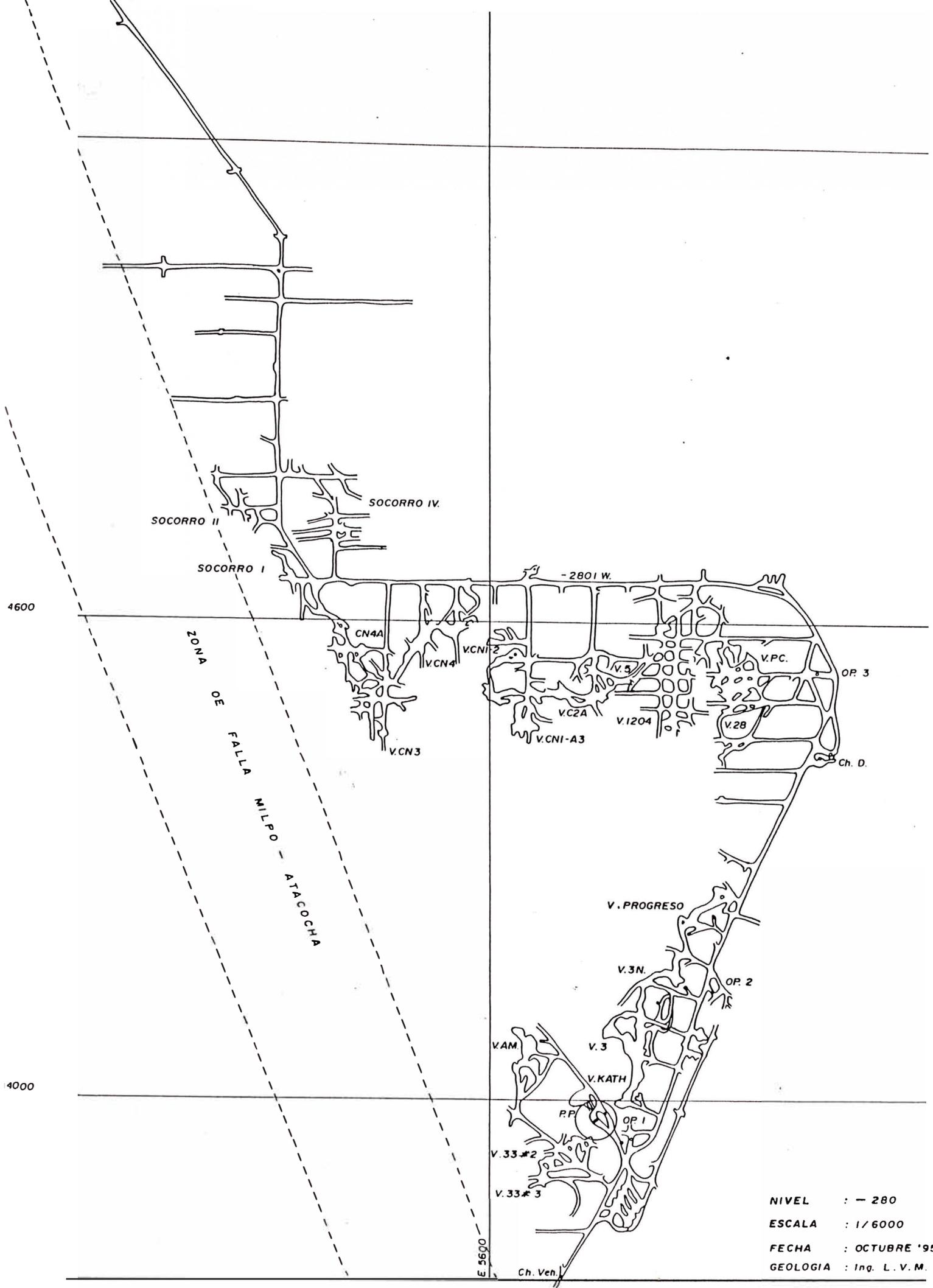
$$\text{FP} = 45.39 \div 8 = 5.67 \text{ Kgs} \\ \text{M}^3$$

DIAGRAMA DE PERFORACION

DRILLING PATTERN



DRIFT SECTION	SECCION GALERIA: 3.5 M.
HOLES NUMBER	# TALADROS 33
DIAMETER HOLE	Ø TALADRO 45 MM. (1 3/4")
CUT HOLES	# TALADRO ALIVIO 3
DIAM. CUT HOLE	Ø " " (3") 76 MM.
HOLE DEPTH	LONGITUD TALADRO 10.38 3.12
DRILLING TIME	TIEMPO DE PERFORE 3 HR.
ADVANCE PER ROUND	AVANCE POR DISPARO 2.95
EFF. PER ROUND	EFICIENCIA " " 95%
POWER FACTOR	FACTOR POTENCIA 3.85 Kg/m
METER ADVANCE PER MONTH	METROS DE AVANCE POR MES (PROMEDIO) 305
PEOPLE QUANTITY	NUMERO DE PERSONAS 14
EFF. METER / MAN SHIFT	EF. METRO / 0.87m



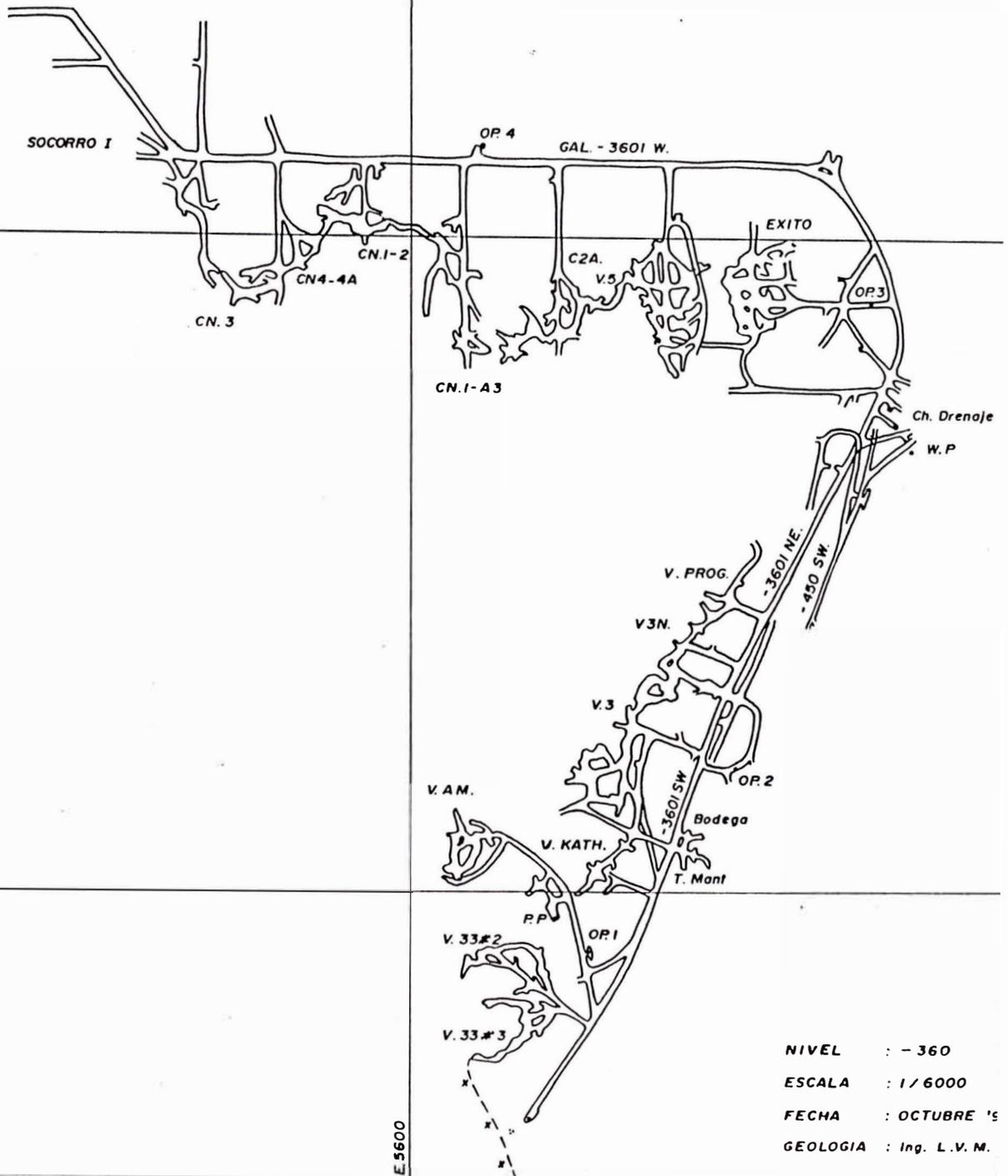
NIVEL : - 280
 ESCALA : 1 / 6000
 FECHA : OCTUBRE '95
 GEOLOGIA : Ing. L. V. M.

N. 5200

N. 4600

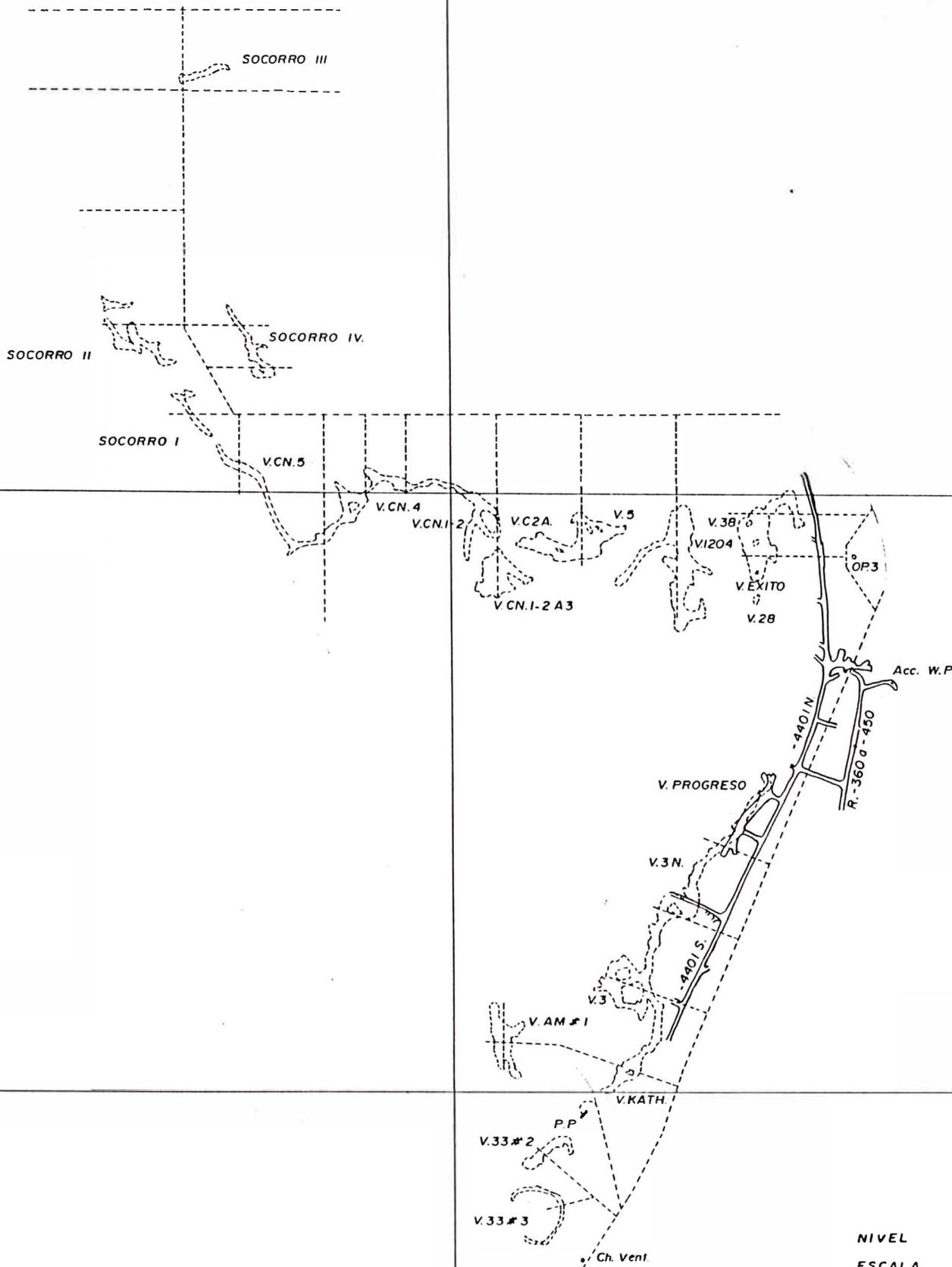
N. 4000

E. 5600



NIVEL : - 360
 ESCALA : 1 / 6000
 FECHA : OCTUBRE '5
 GEOLOGIA : Ing. L. V. M.

N. 5200



N. 4600

N. 4000

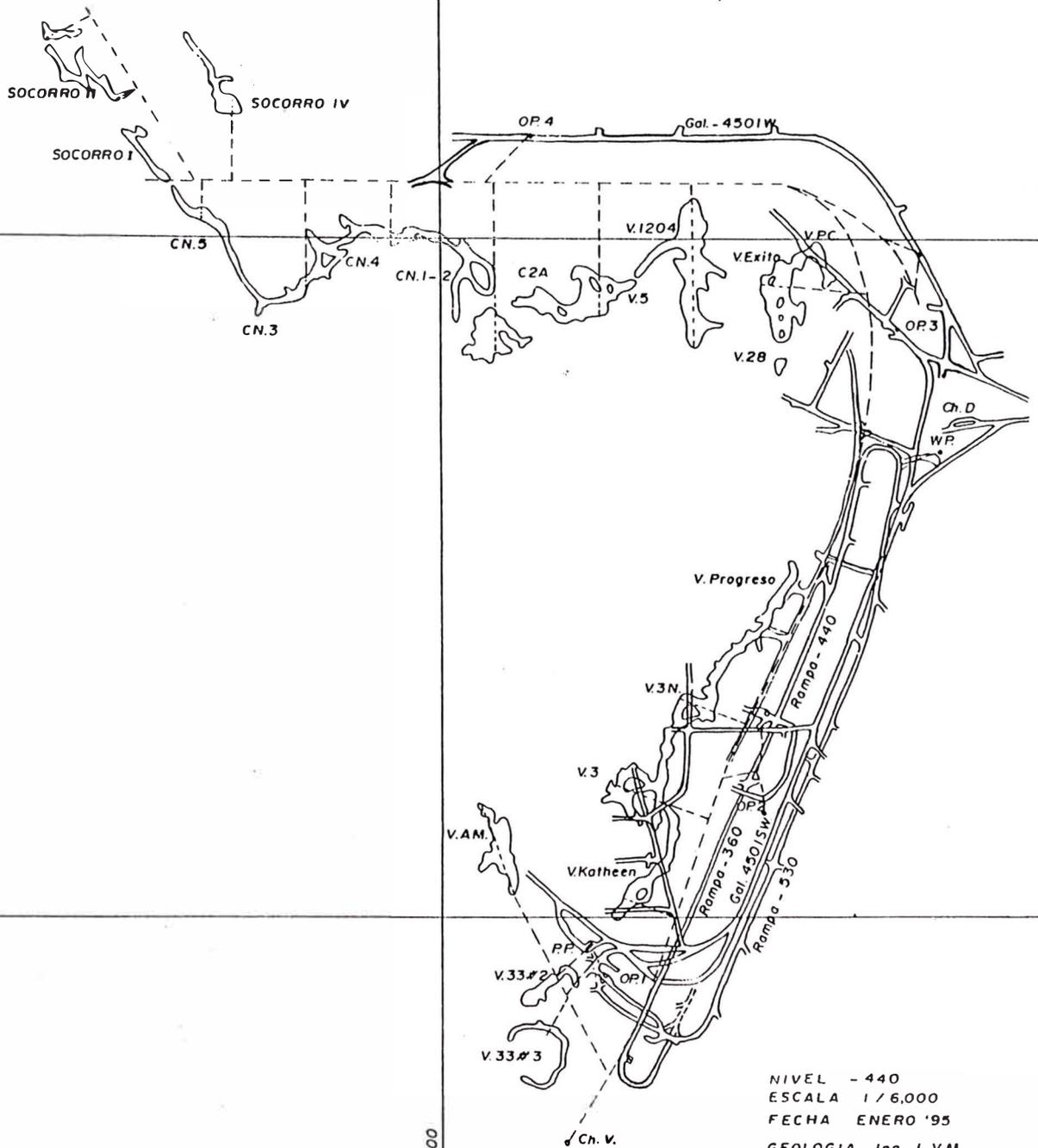
E. 5600

NIVEL - 440
 ESCALA 1/6000
 FECHA : OCTUBRE '9
 GEOLOGIA : Ing. L.V.M.

N.5200

N.4600

N.4000



E.5600

NIVEL - 440
ESCALA 1/6,000
FECHA ENERO '95
GEOLOGIA Ing. L.V.M.

CAPITULO VIII

EXPLOTACION

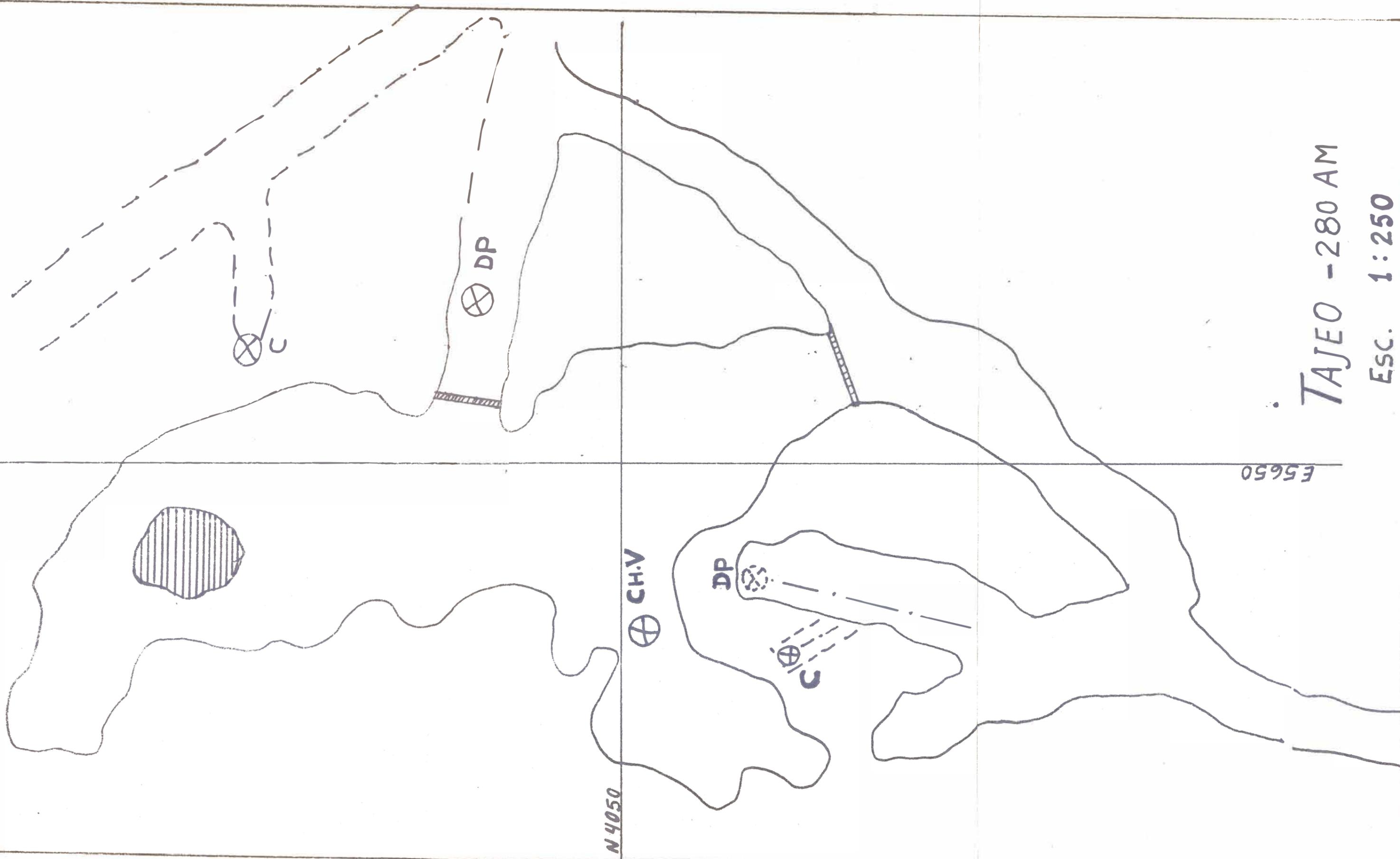
VIII-1.- INTRODUCCION.- Hilpo produce actualmente a un ritmo de 2,500 Tn. de mineral por día aproximadamente, lo que implica una producción mensual de 65,000 T M S M y un tonelaje anual de 780,000 TM año con leyes de cabeza de Ag.=4.3 Oz/Tc Pb= 3.2 %, Zinc = 5.5 %, las reservas calculadas por cada nivel de explotación oscilan por los 3'200 000 TM lo que al ritmo de producción actual equivale a una duración de 4 años por cada nivel de explotación. Así mismo se viene dando impulso a los proyectos de profundización mina, a través de un agresivo programa de exploración geológica mediante sondajes diamantinos desde el Nivel más inferior o sea el nivel-450 y nivel - 530 en una profundidad promedio de 300 mts. a fin de ubicar los cuerpos y determinar la calidad de la mineralización relacionado al programa geológico está la parte de minería que busca dotar de infraestructura general mediante la continuación de la Rampa negativa y continuar la profundización del pique con la finalidad de incrementar las reservas y prolongar la vida de la mina.

El área mineralizada totaliza un aproximado de 10,000 Mts² con tendencia a incrementarse mediante las exploraciones a 14,000 Mts² en sus diferentes formas de origen y presentación.

VIII.-2.- Preparación de los primeros cortes verticales
Delimitada y reconocida la estructura mineralizada en un nivel de acuerdo a los pasos seguidos en la etapa anterior. Se da inicio a la explotación.

Delimitado el cuerpo en su totalidad e iniciado o concluida la construcción de su infraestructura se inicia la etapa de explotación. es decir, las labores de desarrollo, aperturas y preparaciones se sobreponen muchas veces en sus secuencias con las labores de explotación. Ejecutado el primer corte vertical y realizado la limpieza del mineral roto (generalmente los primeros cortes se Trabaja con equipos Diesel) se procede al primer relleno con loza cementada * de 1 mt. de potencia en promedio de relleno cementado con 10 a, 15% de contenido de cemento esto con la finalidad de evitar dejar puentes de mineral al final de la explotación del Nivel inferior.

Ejecutada la loza se continuan realizando cortes verticales en un número de 3 ó 4 cortes aproximadamente hasta alcanzar las rampas de acceso límites de + 17 % para el desplazamientos de los equipos hacia el tajeo, el relleno que se emplea en estos primeros cortes es generalmente con material detrítico proveniente de las labores de exploraciones y preparaciones llegado a este factor limitante, ya no podrá ser posible la utilización de Equipos Diesel, entonces para esto ya debe disponerse de los equipos de perforación y



TAJEO - 280 AM

ESC. 1:250

limpieza asignados para esta labor (las mismas que deben ser nuevas o recientemente sometidos a over Hault, la que nos garantizará una disponibilidad mecánica adecuada (75-85 %), los equipos clásicos en Milpo lo constituyen el vagón perforador o Uper Drill y el Scooptram eléctrico de 1, 2.2, y/o 3.5 yd³. los cuales quedarán cautivos al interior del tajeo, Se cerrarán todas las vías de acceso por rampas al tajeo y se construirán muros de concreto armado (tapones con sistema de drenaje) de mas de 50 cm. de espesor o en algunos casos de tajeos de área menor ,se construirán tapones de madera (redondos de eucaliptos de 8 " y tablas 3"x 8" x 10".).

VIII-3.- OPERACIONES UNITARIAS EN TAJEOS.-

En este aspecto analizaremos equipos y parámetros característicos .El grado de mecanización influye sobre la productividad y costos del mineral minado.

Las operaciones unitarias en el método de corte y relleno ascendente (Cut And Fill Stope), lo constituyen las actividades reiterativas que se realizan durante todo el proceso de explotación y son :

- 3.1.- Perforación.
- 3.2.- Voladura.
- 3.3.- Desquinche- sostenimiento.
- 3.4.- Limpieza o acarreo hasta el primer echadero.
- 3.5.- Relleno hidráulico.

VIII-4.-CICLO DE MINADO.-

Conciste en la organización del laboreo minero de manera de interrelacionar las diferentes operaciones unitarias en forma simultánea y darles la secuencia adecuada de tal manera que agilice la operación con el objeto de obtener un flujo constante de mineral en el tajeo.

VIII-5.-INVESTIGACION DE OPERACIONES.-

Se concentra en los procesos de minado en las diferentes fases de las operaciones unitarias así:

a).- En Los Tajeos.- En el análisis y diseño de las mallas de perforación considerando el tipo de roca ,así se ha estandarizado la malla 1.30 x 1.30 en los tajeos ,como resultado de análisis realizados se ha determinado la ejecución de la malla 1.50 x 1.50 en tajeos de terreno brechoso en razón de sus características geomecánicas.

Por otro lado como una manera de reducir costos se está aplicando el empleo de las brocas descartables en reemplazo de los barrenos integrales ,se está tratando de reducir el porcentaje de influencia de la perforación con máquina chica y optimizar la perforación primaria, se está introduciendo la perforación con barrenos de 12 pies en los niveles inferiores como una manera de elevar la productividad.

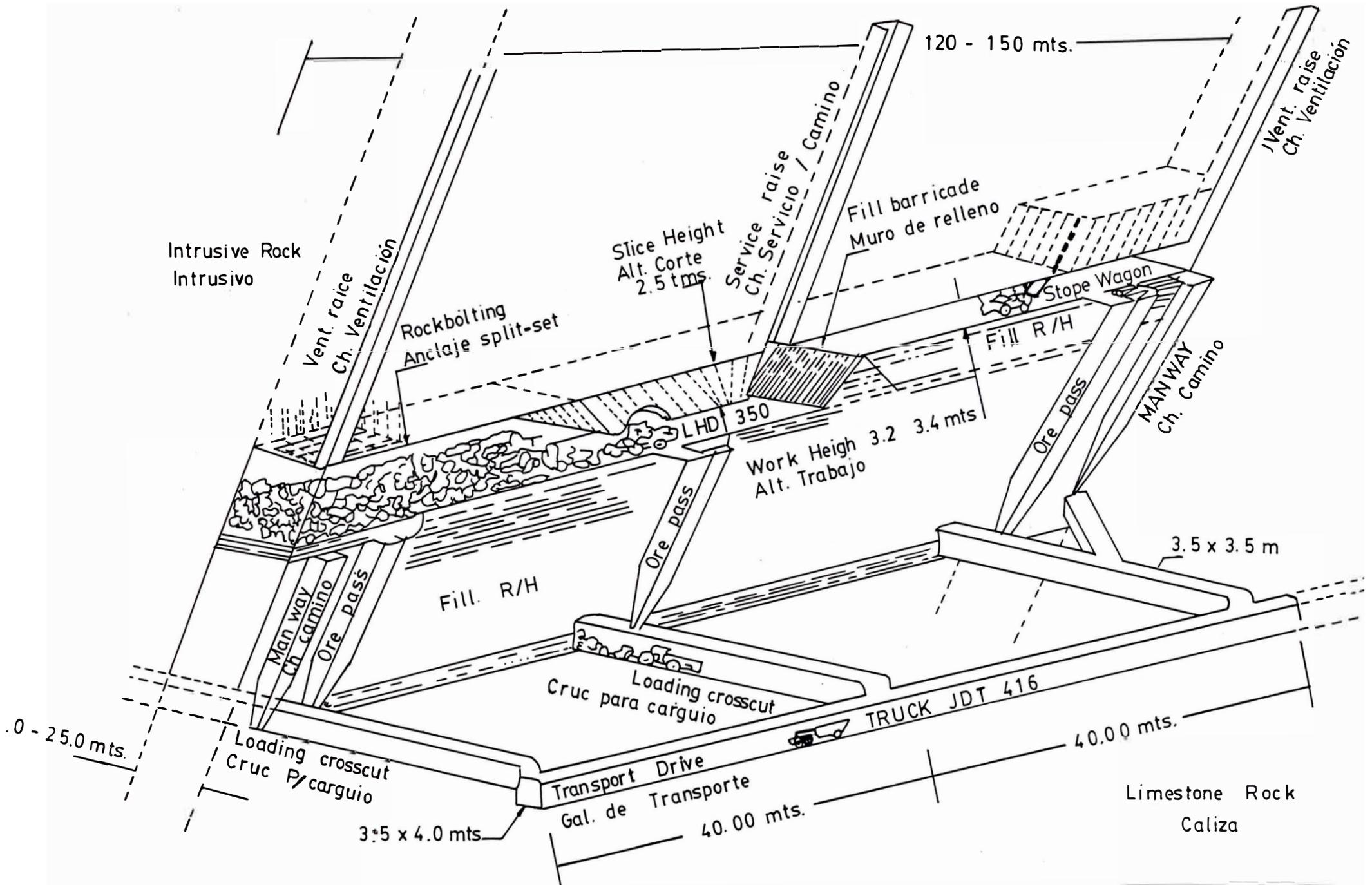
En la voladura se ha establecido el carguío de los 2/3 del taladro como carga de columna como una forma de mejor aprovechamiento de la energía útil del explosivo, en los casos en que se aplica el breasting (terrenos deleznable) se ha establecido el empleo del TRACING como forma de control de paredes o techos finales.

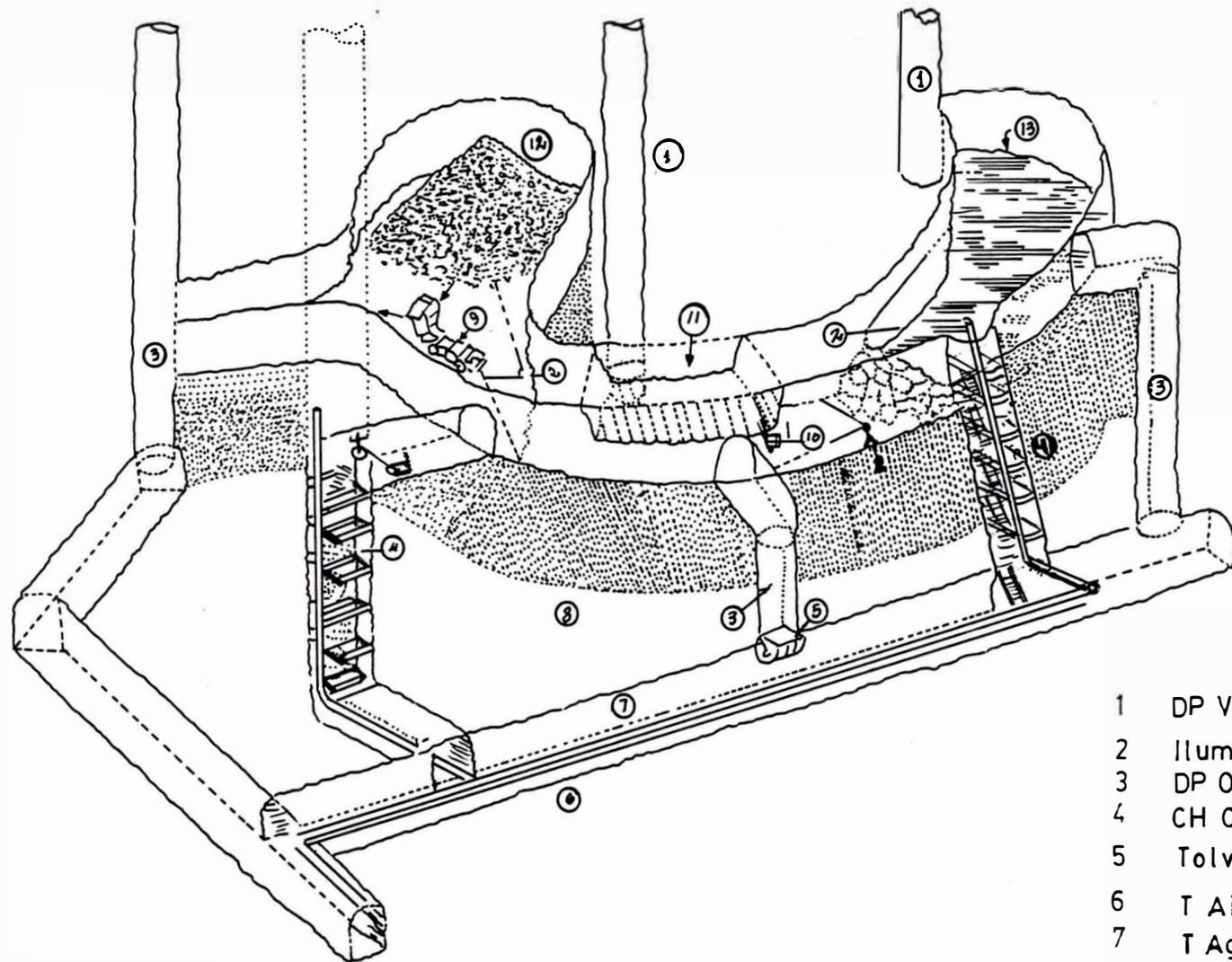
En lo referente al sostenimiento se está mixtificando el empleo de los Split-Set con los pernos de roca y se esta experimentando trabajar con tajeos piloto sin sostenimiento a fin de reducir los costos en esta operación unitaria. Con la puesta en marcha de la nueva planta de Relleno hidráulico, esta operación unitaria se ha hecho más eficiente y acortado la duración del ciclo de minado.

Con las acciones realizadas se tomaba iniciativa para agilizar las etapas del ciclo de minado y por ende se propende a la optimización del método de explotación.

b).-En los Niveles.- Investigación comparativa de los sistemas de carguío en el transporte interno, diseño y construcción de los puntos de carga y descarga de mineral y desmonte. Determinación de las demoras en el transporte y puesta en operatividad de los ore passes a fin de optimizar este ítem.

COMPANIA MINERA MILPO S. A.





INFRAESTRUCTURA DE TAJEOS

- 1 DP Ventilación
- 2 Iluminación
- 3 DP Ore Pass
- 4 CH Camino
- 5 Tolva
- 6 T Aire
- 7 T Agua
- 8 Relleno
- 9 Scoop Tram
- 10 Uper Orill
- 11 Area Perf.
- 12 Area Limpieza
- 13 Area Relleno

CAPITULO IX

PERFORACION

IX-1.- Perforación en Tajeos.- Esta operación unitaria dentro del proceso de explotación es quizás la más importante porque determina el ritmo de la operación e influye directamente en la eficiencia del método de explotación.

En Milpo la perforación de los tajeos se realiza con el vagón perforador o Stope wagon o también denominado Uper Drill neumático, las marcas existentes en Milpo: Willys y Atlas Copco, cada un equipada con dos deslizaderas de avance por cable y dos perforadoras Atlas Copco modelo Cop 89 D.

La perforación se realiza en forma ascendente con una inclinación de 75 grados y 10' de longitud y 38 mm de diámetro (1½") con sucesivas pasadas de barrenos de 6', 8' y 10', la altura o luz mínima entre piso y techo del tajeo debe ser de 3.20 a 3.50 mts. para una buena operación del s/w, el piso debe ser horizontal y limpio, el techo debe estar enrasado uniformemente.

IX-2.- Eficiencia de Perforación.- Eficiencia de la perforación dentro de un método de explotación se expresa por los siguientes factores:

- a).- Velocidad de penetración en metros por minuto, el cual depende del rendimiento de la maquinaria usada y del grado de competencia del mineral o roca a perforar
* así desde 0.24 m/min para roca competente hasta 0.65 m/min para roca poco competente.
- b).- El índice de número de taladros y el tonelaje roto es una relación importante para ver la eficiencia de la perforación y del método de explotación.
- c).- El costo de la perforación por tonelada de mineral, expresado en \$/Tn de mineral.

COSTO DE PERFORACION= Consumo taladros m/tn.x precio en \$/m.

Se ha hecho seguimiento y análisis con la finalidad de mejorar los rendimientos de la perforación.

IX- 2.1.-VELOCIDAD DE PENETRACION.- Así tenemos en base a observaciones tomadas en el campo se determinó velocidad de penetración de los taladros de perforación en producción, (del techo) en diferentes tajeos, ANEXO 1

* la eficiencia de los equipos de perforación varía también con el tipo de equipo usado, desde 0.24 m/min (en máquinas Jackleg hasta 1.05 m/min con Jumbos electrohidráulicos Tamrock.

ANEXO 1

TAJEOS DIVERSOS: -200V3-200V3N

TAJE0 -200V3

Perforadora: Stope wagon No. 7
 Presión de aire: 70 PSI
 Presión de agua: 75 PSI
 Barrenos 10 pies : Penetración efectiva 9'
 Guardia: Día 21-01-94

No. Muest.	Inicio	Br. Der.	Br. Izq.	Cam. Pos.	Término
01	10h06' am	5' 50"	--	2' 10"	
02		6' 05"	--	3' 20"	
03		5' 20"	5' 30"	4' 10"	
04		3' 50"	4' 45"	3' 40"	
05		4' 40"	6' 40"	3' 30"	
06		5' 48"	5' 29"	4' 18"	
07	1h30' 50" pm	4' 58"	5' 27"	2' 20"	11h16' 55" am
08		6' 48"	4' 56"	2' 58"	
09		5' 38"	6' 40"	3' 10"	
10		6' 32"	5' 30"	2' 56"	
11		7' 02"	6' 24"	3' 38"	
12		6' 52"	6' 39"	--	2h53' 38" pm
Total:		69' 23"	58' 00"	37' 10"	
PROMEDIO:		5' 47"	5' 48"	3' 23"	

DIA : 22-01-94

No. Muest.	Inicio	Bra. Der.	Bra. Izq.	Cam. Pos.	Término
01	10h20' 35" am	6' 38"	--	3' 38"	
02		5' 49"	6' 02"	2' 56"	
03		5' 52"	5' 49"	3' 02"	
04		4' 58"	5' 15"	2' 58"	
05		6' 08"	5' 58"	3' 28"	11h25' 06"
06	1h55' 02" pm	5' 58"	6' 05"	2' 54"	
07		6' 03"	5' 32"	2' 39"	
08		5' 42"	5' 30"	3' 05"	
09		6' 30"	6' 10"	2' 48"	
10		4' 58"	5' 20"	3' 03"	
11		5' 56"	6' 05"	--	3h12' 05" pm
TOTAL:		64' 32"	57' 46"	30' 31"	
PROMEDIO:		5' 52"	5' 47"	3' 03"	

23- 01- 94

No. Muestr.	Inicio	Bra. Der.	Bra. Izq.	Cam. Pos.	Término
01	10h37' 05am	14' 11"	17' 47"	2' 50"	
02	11h26' 58" am	14' 17"	--	3' 02"	11h47' 17" am
03	1h35' 10" am	12' 10"	14' 55"	2' 30"	
04		12' 11"	--	3' 04"	
05		14' 11"	15' 00"	5' 04"	
06		12' 37"	--	6' 06"	
07		12' 38"	13' 41"	4' 05"	
08		15' 24"	--	--	3h54' 15" pm
TOTAL:		107' 39"	61' 23"	26' 41"	
PROMEDIO:		13' 27"	15' 21"	3' 49"	

24 -01 -94

TAJERO: -200 V3N Similares Condiciones a los anteriores

01	2h03' 30"	6' 35"	--	5' 30"	
02		5' 58"	6' 49"	6' 49"	
03		--	6' 10"	9' 30"	
04		6' 26"	6' 10"	1' 34"	
05		--	8' 48"	3' 48"	
06		6' 59"	7' 01"	3' 10"	
07		--	6' 48"	2' 50"	
08		4' 45"	6' 25"	3' 10"	
09		--	6' 50"	--	3h50' 59" pm
		30' 43"	55' 01"	34' 21"	
		6' 4"	6' 53"	4' 18"	

Solo se trabajó media guardia porque el Stope Wagon estuvo en Htto.

25-01-94

No. Muestr.	Inicio	Bra. Der.	Bra. Izq.	Cam. Pos.	Término
01	9h42' 30am	8' 35"	10' 20"	4' 48"	
02		--	14' 30"	--	10h18' 33" am
03	11h01' 22" am	7' 30"	--	2' 36"	
04		9' 30"	15' 50"	3' 30"	
05		--	9' 58"	--	11h44' 26" am
06	2h03' 16" pm	8' 45"	--	3' 24"	
07		7' 27"	10' 30"	2' 39"	
08		8' 20"	9' 30"	3' 20"	
09		7' 30"	12' 25"	2' 58"	
10		7' 26"	12' 30"	--	3h26' 30" pm
TOTAL:		65' 03"	95' 33"	23' 15"	
PROMEDIO:		8' 08"	11' 57"	3' 19"	

- Suspendió perforación por reparación mecánica del stope Wagon.

-Del Anexo 1.

TIEMPO PROMEDIO DE PERFORACION EFECTIVA : T_{pm}

$$T_{pm} = \frac{\sum_{i=1}^{i=10} n_i \times t_{pmi}}{\sum_{i=1}^{i=10} n_i}$$

n_i = número de muestras de la observación
 t_{pmi} = Tiempo promedio de la observación i

T_{pm} = promedio Ponderado Perf.efectiva

$$T_{pm} = (5.78' \times 12 + 5.8' \times 10 + 5.87' \times 11 + 5.78' \times 10 + 13.45' \times 8 + 15.35 \times 4 + 6.7 \times 5 + 6.88 \times 8 + 8.13' \times 8 + 11.95' \times 8) / 84 = 664.76 / 84 = 7.914 \text{ minutos.}$$

NUMERO DE TALADROS PROMEDIO POR GUARDIA : N_p

$$N_p = \frac{22 + 21 + 12 + 13 + 16}{5} = \frac{84}{5} = 17$$

$$N_p = 17$$

Tiempo de cambio de posición promedio : T_c (incluye emboquillado)

Aplicando la Fórmula de tiempo promedio ponderado.

$$\frac{3' 23'' \times 22 + 3' 08'' \times 21 + 3' 49'' \times 12 + 4' 18'' \times 13 + 3' 19'' \times 16}{84} = \frac{293.27'}{84} = 3.49'$$

Tiempo Muerto en la Perforación Promedio por Guardia : T_m

$$T_m = (N_p - 1) \times T_c = (17 - 1) \times 3.49'$$

$$T_m = 55.84' \text{ min}$$

Pies Perforados por minuto :

$$\begin{aligned} \text{Longitud de Taladro} &= \text{Longitud barreno} \times \% \text{ Introducción} \\ &= 10 \text{ pies} \times 90 \% \\ &= 9 \text{ pies} (0.3048) \\ &= 2.7432 \text{ mts.} \end{aligned}$$

PP/minuto = No.pies perforados/ tiempo perforación total.

$$\begin{aligned} \text{Tiempo Perforación total} &= \text{Tiempo Promedio perforación efectiva} + \text{tiempo cambio posición.} \\ &= 7.914 \text{ min} + 3.49 \text{ min} \\ &= 11.404 \text{ minutos} \end{aligned}$$

$$\text{PERF EFECT.PP/MINUTO} = \frac{9 \text{ pies Perf.efectiva}}{11.404 \text{ min}} = 0.789 \text{ pies/Min}$$

$$\text{Mts/Minuto} = 0.3466$$

$$\text{Perf. Real} = \frac{9'}{11.404} = 0.789 \frac{\text{pies}}{\text{Min}} = 0.2405 \frac{\text{mts}}{\text{Min}}$$

IX-2.2 .-CONSUMO ESPECIFICO.- Una manera de cuantificar el grado de implicancia de esta fase de la operación en la explotación viene dado por el consumo específico de taladros por tonelada de mineral minado (m /Tn).

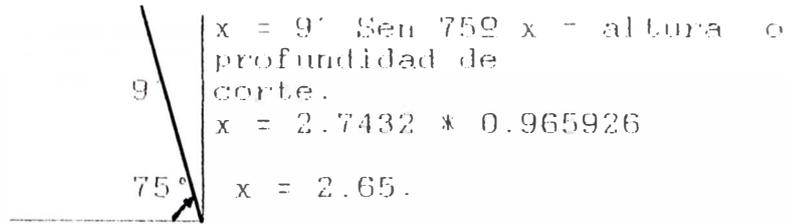
En Milpo se ha estandarizado la malla de perforación a 1.3 x 1.3, analizaremos este caso:

Equipo perforador : Stope Wagon Willys.
o Atlas Copco.
Máquina perforadora : Cop 89 D
(anexo 1)
Barrenos : 6', 8' y 10'

El wagón perforador incluye aguzadora
Profundidad de taladro : 9' efectivos
ó 2.7432 mts.
Inclinación de taladro : Positiva 75 °
Presiones de trabajo Aire : 80 PSI
" Agua : 70 PSI

MALLA PERFORACION; 1.30 X 1.30

o	o	o	o
o	o	o	o
o	o	o	o



Volumen = Area x altura. Area influencia
 /tal=1.3x1.3 densidad mineral = 3.4
 = 1.3 x 1.3 x 2.65

Volumen = 4.478 M3
 Tonelaje/Taladro = 3.4 x 4.478.

= 15.22 Ton.de acuerdo al cálculo teórico.

Considerando eficiencia de operación y diseño en lo que se refiere al alineamiento de taladros, distribución geométrica y la mayor densidad de taladros en ciertas áreas (tales como pasadizos, el contorneo del tajeo o el corte quemado en algunos casos), se considera un porcentaje del cálculo teórico, de acuerdo a la experiencia y a las estadísticas registradas de Milpo se ha determinado que es un 65% del tonelaje teórico.

Así : Ton / Tal = 15.22 x 0.65
 Ton Real/Tal=9.893 Ton / Tal 9'

CONSUMO ESPECIFICO (mts.Perf/Tn min)= $\frac{2.7432 \text{ mts/Tal.}}{9.893 \text{ Ton/Tal}}$
 EFECTIVO DE EXPLOTACION
 (PERFORACION PRIMARIA U/D) =0.277 mts/Ton.

Esto representa la perforación primaria, en lo que se refiere a producción. Existen otras etapas de perforación, tales como: perforación primaria o de techo, perforación secundaria, perforación de desquiches, perforación complementaria y perforación de sostenimiento. Se han realizado estudios de la perforación en los tajeos y mediante un seguimiento minucioso de la operación se ha formulado los cuadros siguientes :

CUADRO 1

Perf. Primaria	Perf. Secundaria	Perf. Sostenimiento
Perf. Vertical o techo	Cachorros cuadrada	Split. Set, Pernos
Uper/Drill	Jackleg	Jackeg
66%	3%	31%

CUADRO 2

perf. primaria	perf. secundaria	perforación desquinches	perf. comp.	perf. Sostenimien to
perf. Vertical o techo	cachorros cuadrada de techo y cajas	ampliaciones en mineral Jackleg	DP y caminos Xcs en general serv.	Split-set
Uper. Drill	Jackleg		Jackleg	Jackleg
53%	3%	5%	8%	31%

Los porcentajes se refieren al total de pies perforados en el tajeo.

En el Cuadro 1, se observa que la perforación con Uper-Drill representa un 66% y la Jackleg un 34% de toda la perforación.

En los casos en los cuales se utiliza todos los items del cuadro 2 se detallan los porcentajes de cada tipo de perforación U/D = 53% y Jackleg = 47% los casos de perforación de desquinches y perforación complementaria no se realizan en cada corte sino cada 2 ó 3 cortes como promedio.

En general podemos decir que la tendencia es a minimizar los porcentajes de influencia de la Jackleg y optimizar la perforación vertical via la utilización de los U/D o las Stoper. Tanto en el método corte relleno como en los shirinkages mecanizados.

El consumo específico varía en función de la potencia de la estructura mineralizada y a la competencia del mineral explotado, así en Milpo en los shirinkages por la baja potencia de la estructura 1.5 a 3mt requiere otro consumo específico (utiliza equipo stoper o J/L) el sub-level stoping es de esperar la obtención de mejores resultados usando taladros largos de 50 wm de ϕ por ello este es uno de los métodos mas eficientes desde el punto de vista técnico y económico, siempre que la naturaleza de la estructura mineralizada permita su aplicación, en Milpo es limitada su aplicación, siendo el mas difundido el corte y relleno ascendente

Consumo Especifico Ponderado Real (CEPR).-

todas las fases de la perforación en tajeos que hacen posible la extracción de una tonelada de mineral

$$CEPR = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} P_i * CE_i}{\sum_{i=1}^{i=n} P_i} \quad n = \text{clases de perforación de producción}$$

$$CEPR = 0.53 * 0.277 + 0.03 * 2.032 + 0.05 * 1.2 + 0.08 * 2.64 + 0.31 * 0.148$$

$$CEPR = 0.525 \text{ mts./ton} \quad (\text{Stope Wagon} + \text{Jackleg})$$

Podemos afirmar que el Consumo específico de la perforación en tajeros se ha tratado de Optimizar

Analizando los resultados obtenidos concluimos que la perforación primaria presenta buenos estándares 0.277 mts/ton, la CEPR del tajeo para obtener una tonelada de mineral es de 0.525 mts./ton, se consideran las diferentes fases de la perforación (ya detalladas) que intervienen en la producción.

IX-2.3.- COSTO DE PERFORACION EN TAJEOS.-

Viene definido por la sgte expresión :

$$\text{Costo Perf } (\$/\text{Tn}) = \text{consumo específico (m/Tn)} * \text{precio } (\$/\text{mt})$$

$$\rightarrow U/D = 0.277 \text{ mt/Tn} * 0.78373 \text{ \$/pie} * 1\text{pie}/0.3048 \text{ mts}$$

$$= \$0.71225/\text{Tn}$$

$$\rightarrow (U/D + JIL) = 0.525 \text{ mts/tn} * (0.53 * 0.78373 + 0.47 * 0.525509) / 0.3048$$

$$\text{Costo de perforación} = \$ 1.140 / \text{tn}$$

considerando un 10% por imprevistos

$$C \text{ perf} = \$ 1.255/\text{ton}$$

Se ha determinado el costo de un metro de perforación en tajeo con una máquina perforadora Cop 89-D (Stope Wagon) en taladros de techo y también se ha hallado la situación mixta (Stope Wagon y Jackleg), con una máquina J/L BBC-16W atlas Copco Analizando los resultados obtenidos concluimos que un taladro de perforación primaria es desde el punto de vista técnico-económico mucho más recomendable que un taladro con jackleg, el cual encarece los costos de perforación. El empleo de la máquina jackleg se está tratando de minimizar y optimizar el empleo de los Stope Wagon a fin de reducir costos en esta operación unitaria

La perforación de producción corresponde a los Stope Wagon y la longitud de perforación a venido sufriendo variaciones a fin de optimizar esta actividad así tenemos inicialmente se perforaba con barrenos de 8 pies luego se estandarizó a una longitud de 10 pies, actualmente en el nivel

más profundo de explotación se está experimentando la perforación con una longitud de 12 pies y en el resto de niveles se continua con barrenos de 10'.

la perforación con máquina chica Jack-leg, es utilizada para la perforación secundaria, desquiches o ampliaciones, y la complementaria (perforación de acceso).

IX- 3.- MALLA DE PERFORACION EN TAJEOS.-

Es la distribución geométrica y espacial de los taladros, la malla de perforación depende fundamentalmente de las características geomecánicas del mineral o roca (dureza, tenacidad, abrasibilidad, variabilidad, textura, estructura, grado de fisuramiento, grado de alteración, porosidad, humedad, etc.); del explosivo a usar, seleccionando el más adecuado para el tipo de trabajo (esto es densidad, velocidad de detonación, fuerza de transmisión, resistencia al agua, brisance, sensibilidad, etc.)

Se han realizado diseño de tandas de voladura en tajeos, los cuales se han tratado de controlar para adaptarlos a los requerimientos de operación. Se consideraron los cinco estándares básicos de diseño de malla de perforación y voladura (según Richard. L. Ash)

-Radio de Carga (Kb).- la relación de la distancia de carga en pies al diámetro del explosivo en pulgadas, es igual:

$$K_b = 120 * B / D_e$$

-Relación de la profundidad del taladro (Kh).- Es la relación de la profundidad del taladro a la carga, ambos medidos en pies es dado por :

$$K_h = H / B$$

-Relación de Sobreperforación (Kj).- Es la relación de sobreperforación a la carga, ambos medidos en pies es dado por:

$$K_j = J / B$$

-Relación de Atacado (Kt).- Es la relación del atacado o distancia del cuello a la distancia de carga, ambos en pies, o sea

$$K_t = T / B$$

-Relación del espaciamiento (Ks).- Es la relación de la dimensión de espaciamiento a la de carga, ambos en pies, o sea :

$$K_s = S / B$$

Determinación del BURDEN

$$B = K_b * D_e / 12$$

B = burden

Sabemos que $K_b = 30$ para condiciones de campo promedios

$D_e =$ diámetro Taladro (uso de examen)=40 mm
(1.57")

$$B = \frac{(30 * 1.57")}{12} * 0.3048 = 1.20 \text{ mts.}$$

$$B = 1.20 \text{ mt.}$$

$$-S = K_s * B$$

$K_s =$ Para cortos periodos de retardo variará de 1 a 2 el empleo de Fanel milisecondo con cortos periodos de retardo, generará interacción entre las ondas de energía; sin embargo desde que planos estructurales de debilidad, tales como diaclasas, no son realmente perpendiculares a otros el valor exacto de K_s variará de 1.2 a 1.8, K_s entre 1.2 y 1.4 mueve la roca ligeramente más lejos del banco, (se desea esta ligera proyección para un mejor fracturamiento).

$$K_s = 1.3 \text{ para el caso de MILPO}$$

$$S = 1.3 * 1.20$$

$$S = 1.56 \text{ mts. de espaciamiento}$$

Malla : $B * S$

Malla: $1.20 * 1.56$

En Milco la malla de perforación ha venido presentando cambios trando de buscar el óptimo, considerando el tipo de roca y el explosivo utilizado, así: $1.0 * 1.0$

$$* 1.22 * 0.76 \text{ mt.}$$

Malla cuadrada : $1.20 * 1.20 \text{ mt.}$

$$* 1.30 * 1.30 \text{ mt.}$$

, que es la estandarizada actualmente, este tipo de Malla es el que viene dando buenos resultados de fragmentación, desplazamiento y nivel de techo. Operacionalmente es sumamente importante el control en la ejecución exacta del diseño de perforación, esto lo conseguimos con el apoyo de los otros departamentos como ingeniería, quién previo control topográfico marca con pintura la malla de perforación en el techo, marca el nivel del relleno, de manera que durante la perforación el piso y techo estén horizontales y se pueda realizar la perforación con la profundidad, alineamientos, y paralelismo correcto de los taladros a fin de garantizar un buen resultado de voladura (el cual mucho depende de la calidad de la perforación).

- Factores Optimizantes en la Operación de perforación.-

a).- Malla de perforación es un factor importantísimo susceptible a ser mejorado, esto se esta logrando en función a observaciones y experiencias así para terreno semisuave a suave se esta impulsando el empleo de la malla cuadrada $1.40 * 1.40$ (brechas mineralizadas).

b).-Se esta implementando el empleo de brocas con barras conicas con el tratamiento adecuado (evitar roturas prematuras)estan dando buenos resultados en terrenos brechosos tales como los tajeos: T-200 V1204, T-280 V1204, T-280CN 1-2 A3 y T-360 V33#3 como una manera de reducir costos en esta operaci3n unitaria.

c).- Dotar de condiciones de operatividad adecuadas a los equipos de perforaci3n (jackleg y upper Drill)tales como:
- Disponibilidad Mecánica adecuada(65% minimo)
- aguadora y clin3metro incorporados, entre otros.
- Pintado de 1ª malla de perforaci3n .

d).- Optimizar el empleo de los upper drill .-
los pasadizos y accesos a las chimeneas deben ser realizados con este equipo .de igual manera la perforaci3n perimetral.

CALCULO DE COSTO DE PERFORACIONES EN TAJEO

A. COSTOS UNITARIOS	U P P E R D R I L L			P E R F O R A D O R A J A C K L E G		
	CONSUMO RENDIMIENT	PRECIO UNITARIO US \$	COSTO TOTAL US \$ /PIE	Consumo o Rendimi	precio unitari	COSTO TOTAL
I.1 DEPRECIACION						
Precio FOB UPER-DRILL		60,608			3,500	
COSTO FLETE+SEGURO		2,606			150	
Presio CIF		63,214			3650	
ARANCELES + IGV (40%)		25,286			1450	
COSTO TOTAL ADQUISICION		88,500			5110	
TOTAL VIDA UTIL	12000 Hrs.			120,000 Pies		
PIES PERFORADOS	450,000 PP (4años)					
TRASLADO A LA MINA		1400				
		89,900				
COSTO DE INVERSION US(\$/PIE)			0.14047555			0.0304166
I-2 INTERESES						
Interes Anual Inversion	12%			12%		
COSTO DE INTERESES US(\$/PIE)			0.0599333			0.007665
I-3 SEGUROS						
Costo de poliza TREK				2,80%		
% ANUAL DEL VALOR DEL EQUIP	2,80%					
COSTO POLIZA ANUAL US(\$/año)		1770			102.20	
Pies perforados por año	112,500			60,000 pies		
COSTO DE SEGURO US \$/PIE			0.0157333			0.003225
COSTO DE POSESION						
US \$/PIE			0.216142			0.0413066

II.- COSTO DE OPERACION	UPPER DRILL			PERFORADORA JACKLEG		
- Velocidad de penetracion Efectiva (metros/min)	0.3480			0.30		
Losgitud de taladro (metros)	2.7432			2.10		
Ciclo de perforacion taladro						
Perforacion efectiva (min)	7.91			7.0		
Posicionamiento de maquina y emboquillado (min)	3.49			2.5		
Ciclo neto por taladro 10' (min)	11.40			9.5		
Eficiencia de operacion (%)	85%			85%		
Ciclo total por taladro (min)	13.41			11,17		
Pies Perforados por minuto (pp/mim)	0,67			0,50		
Pies Perforados por hora (pp/hora)	40.3			30		
II.1 OPERADORES	0,50			2		
Costo del operador/hora US \$/Hr.		3,38			2.70 - 3,38	
Pies perforados / hora	40.3			30		
COSTO DEL OPERADOR (US \$/pie)			0,04193			0,20266
II.2 AIRE COMPRIMIDO						
Consumo Aire a 500 kp (cfm)	216,00			120		
Consumo Aire a 500 (m3/min)	6,12			3,4		
Consumo Aire a 500 (m3/hr) 73 PSI	367,14			204		
Pies perforados p/hora	40,3			30		
Consumo de Aire por pie (mt3/pie)	9,11			6,8		
Costo del m3 de aire (US \$/M3)		0,0048				
COSTO AIRE COMPRIM (US \$/pie)			0,04373			0,03264
COSTO OPERACION US \$/PIE		0,08566			0,235306	

II.3 MANTENIMIENTO	UPPER DRILL	PERFORADORA JACKLEG
LUBRICANTES		
Consumo Aceite Perf Gins/hr.	0,01625	0,015625
Aceite Hidraulico (Sist. Hco)	0,041666	
Pies perforados por hora	40,3	30
Consumo aceite Perforacion (Gln/Pie)	0,0003977	0,00052083
Consumo aceite Hidraulica (Gln/Pie)	0,0010338	
TOTAL	0,0014215 Gls/pie	
COSTO ACEITE US \$/PIE =	\$ 8,20/Gln	
COMBUSTIBLE		\$ 0,0116563/PIE
AIRE Comprimido Traslacion U/D		\$ 0,0042708 /PIE
Consumo aire a 500 kp. cfm	150,00	
Consumo aire a 500 kp. m3/min	4,25	
Consumo aire a 500 kp. m3/hr.	255,0	
Pies perforados por hora	40,3	
Consumo de Pie m3/pie	6,327	
Costo del m3 de aire (US \$/M3)	0,0048	
Costo Aire comprimido US \$/PIE		\$ 0,03037 /PIE
REPUESTOS REPARACIONES GENERALES Y MANO DE OBRA :RRGMO U/D		
RRGMO= Factor de reparacion * Costo por pie depreciacion * periodo depreciacion		110% * 0,0304166 * 120,000/100,000 =
= 110% * 0,0404755 * 12,000/10,000 = \$ 0,08543/PIE		0,04015 /PIE
	0,14545 UPER DRILL - MAQUINA PERF (a la hoja blanca)	
	0,2331173 TOTAL	
MANO OBRA MANTENIMIENTO		
HORAS Hombre Servicio	12 Hr.	4 HR.
(incluye monto de maq. perf. y UDER-DRILL)		
Costo por Hora- Hombre US \$	3,80	3,8
Periodo entre servicio (Pies)	3500	3500
Costo mano diaria servicio US \$ /PIE		\$ 0,004343 /PIE
COSTO MANTENIMIENTO POR MAQUINA US \$/PIE		\$ 0,2404843 /PIE
		\$ 0,048764 /PIE

CAPITULO X

VOLADURA

X.-1.- Introducción.- Esta etapa de las operaciones unitarias es muy importante y se realiza después de la fase de perforación, consiste en romper o triturar el macizo rocoso mediante el empleo de explosivos.

Base Teórica de la Mecánica de fragmentación - La onda de choque (producida por la detonación) se transfiere a la roca y se difunde a través de ella en forma de fuerzas de compresión que mayormente sólo causan deformación plástica ya que las rocas son muy resistentes a la compresión, estas fuerzas al llegar a la cara libre del frente de la voladura se reflejan por el cambio de medio transformandose en fuerzas de tensión que si afectan a la roca creando planos de debilidad y grietas de tensión por donde se introducen los gases calientes en expansión, produciendo la rotura y el empuje de los fragmentos resultantes.

El trabajo de fragmentación efectuado por los gases será más eficiente en las rocas compactas y homogéneas ya que en las muy fisuradas, naturalmente los gases tenderán a escapar por las fisuras disminuyendo su energía útil.

Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica donde en el punto central la presión y alta temperatura causan volatilización y trituración de la roca, seguidos hacia afuera por deformación plástica rompimiento y fisuramiento que disminuye gradualmente hasta disiparse.

En un taladro de voladura la zona de volatilización creará un "cráter" donde el material original es roto y expulsado, rodeado de una zona radial de fracturación intensa que va disminuyendo hasta un fisuramiento débil.

INTERACCION DE ONDAS DE COMPRESION Y DE TENSION EN CARGAS EXPLOSIVAS SIMPLES

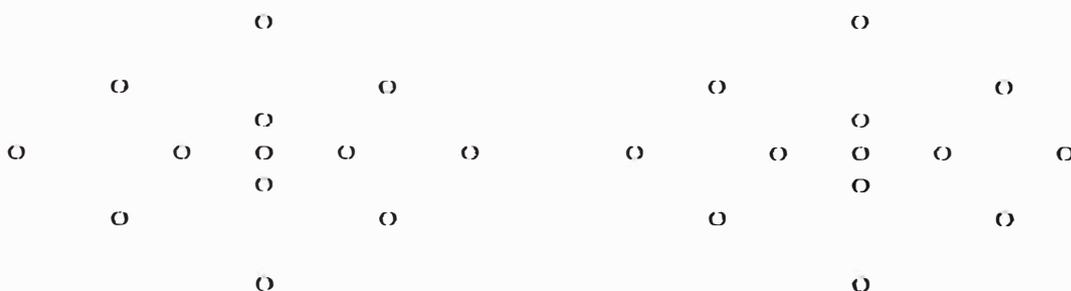
La rotura de rocas con explosivos comprend dos procesos básicos:

- a).- **Fisuramiento radial** Da lugar a la formación de planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro por el efecto de presión ejercido por los gases en expansión.
- b).- **Rotura Flexural.**-Da lugar a la formación de planos de rotura horizontales a partir de la cara libre, como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite de deformación plástica durante el proceso de dilatación o ensanche de las paredes del taladro.

En el aspecto operacional la velocidad de minado se va a incrementar al obtener una buena voladura, el cual nos va proporcionar material de adecuada fragmentación,

desplazamiento mínimo, techos uniformes (sumamente importante es éste aspecto), menor dilución posible de mineral económico.

X.- 2.- OPERACION DE VOLADURA.- Una vez concluida la operación de perforación, se realiza la voladura, en Milpo se disparan por, áreas de manera de favorecer a la consecución de dar ciclo de Minado al Tajeo. El área promedio es variable desde 300 hasta 800 mts cuadrados variando de acuerdo a la magnitud y diseño de explotación de determinado tajeo, se disparan desde 100 base 800 taladros en una sola tanda de voladura, la cara libre lo constituye generalmente la chimenea de ventilación y en el caso excepcional que no hubiera o se hubiese desplazado, se realiza dos cortes quemado con 8 ó 12 taladros cada uno con cada perforadora del UPPER -DRILL. Ejemplo de Corte quemado con U/D.



Realizando la cara libre previa a la voladura mayor, hasta una altura mínima igual o mayor a la profundidad del taladro de producción (esto en la operación se trata de evitar pues desestabiliza el techo y constituye factor de riesgo). Durante la perforación se da inclinación y sentido a los taladros hacia la cara libre.

X-3.- SECUENCIA DE IGNICION.-

a).- Si la chimenea o cara libre se encuentra a un extremo del área a disparar, se aplica una distribución trapezoidal a los detonadores (de acuerdo a su retardo).

b).- Si la chimenea de ventilación se encuentra en la parte central de la zona a disparar y se quiere disparar todo el área, la distribución es radial.

En voladuras grandes es practica usual realizar la detonación de los taladros de techo conjuntamente con las ampliaciones de los taladros de jackleg.

ELEMENTOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA.-

Los elementos que más se adecúan a las características geomecánicas de las rocas y el mineral de Milpo son:

- FANEL Fulminante no eléctrico (antiestático) de periodo corto > o de periodo largo ver tabla 1 y tabla 2 ms
- Examón X, V ó P
- Guía Nacional ó mecha de seguridad.
- Fulminante N°6
- Cordón detonante Pentacord 3P
- Dinamita semexa : 1 1/8" x 7" x 65% ó 45%

Para el carquío de los taladros es necesario contar con los elementos siguientes:

- Cargador de Prills (Benvertv o similar)
- Presión de aire de 90 PSI como mínimo.
- Tubo PVC 3/4" x 3 mt.
- Manueras de 2" x 1" para aire comprimido.
- Manquera antiestática.

X- 4.- LONGITUD DE CARGA.-

Mediante pruebas experimentales, hemos podido acercarnos a los resultados del análisis teóricos concernientes a la longitud de carga, así:

Sabemos que : $T = Kt * B$

B= Burden

T= Longitud de atacado.

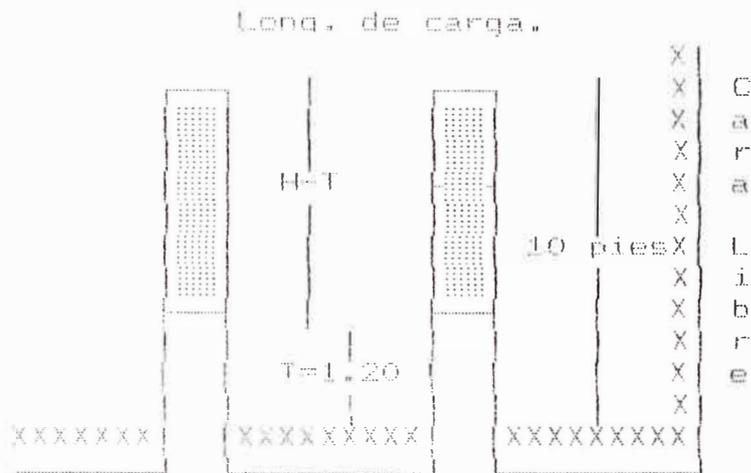
Kt= Constante que mide entre T y B.

Relación

Kt = 1 para un balance de esfuerzos durante la voladura de materiales masivos.

$$T = 1 * 1.20$$

$$T = 1.20 \text{ mts.}$$



$$\text{Longitud de carga} = H - T = 3.05 - 1.20$$

$$\text{Carga de Columna} = 1.85 \text{ mts.}$$

-Los resultados experimentales obtenidos, demuestran que para una carga de columna de los 2/3 del taladro se produce una buena voladura con buena fragmentación, techo liso, etc.

$$2/3 * 2.7432 = 1.82 \text{ mts. de carga de columna.}$$

Constituye este un factor optimizante para la operación de voladura pues una carga de columna de los 2/3 del taladro (carquío controlado)incide directamente en un menor consumo de explosivo y en una reducción en los costos de voladura.

En algunos tajeros que presentan terrenos brechosos se está implementando realizar la perforación con malla 1.40 * 1.40 como una forma de optimizar las operaciones de perforación y voladura.

ANEXO 2

TABLA N° 1

SERIES DE ACCESORIOS NONEL - FANEL
PERIODO CORTO

NONEL. SHORT - DELAY

N°Periodo	Tiempo Promedio de encendido(seg.)	Intervalo Prom.de retardo (seg.)
0	Inst.	-
1	0.030	0.030
2	0.050	0.020
3	0.075	0.025
4	0.100	0.025
5	0.128	0.028
6	0.157	0.029
7	0.190	0.033
8	0.230	0.040
9	0.280	0.050
10	0.340	0.060
11	0.410	0.070
12	0.490	0.080
13	0.570	0.080
14	0.650	0.075
15	0.725	0.075
16	0.800	0.075
17	0.875	0.075
18	0.950	0.075
19	1.025	0.075
20	1125	0.100
21	1225	0.100
22	1350	0.125
23	1500	0.150
24	1675	0.175
25	1875	0.200

TABLA # 2

FANEL PERIODO CORTO (Milisegundos)

Nº Periodo	Tiempo Retardo (milisegundos)	Intervalo Prom.de retardo (seg.)
1	25	0.025
2	50	0.025
3	75	0.025
4	100	0.025
5	125	0.025
6	150	0.025
7	175	0.025
8	200	0.025
9	225	0.025
10	250	0.025
11	300	0.050
12	350	0.050
13	400	0.050
14	450	0.050
15	500	0.050
16	600	0.100
17	700	0.100
18	800	0.100
19	900	0.100
20	1000	0.100

X-5 VOLADURA MASIVA CON VARIAS FILAS POR INTERVALO DE RETARDO.-

En Milpo, inicialmente se venia trabajando con los Noneles (productos importados del CANADA), se tenia el concepto que la mejor fragmentación en las voladuras se obtenia con una secuencia de salida fila por fila (es decir que los microretardos incorporados en los faneles, proporcionaban tiempos adecuados entre la detonación de taladros para facilitar los movimimientos de la roca volada y minimizar las vibraciones de los disparos.

Se realizaron algunas pruebas referentes a voladuras con varios filas por intervalos de retardos cortos obteniendo una mejor fragmentación que el disparo fila por fila, en el libro "Moderna Técnica de Voladura de Rocas" de Langefors y Kihlstrom se da explicación sobre estos resultados.

Para una máxima interacción entre las cargas diferentes filas en un disparo por intervalos, se aplica la sigte. fórmula:

$$T = K * V$$

- T = intervalo de ignición entre dos filas de taladros en milisegundo (ms)
V = Línea de menor resistencia en metros (m).
K = un factor constante que es de 3 a 5 ms/m.

Si el intervalo es mayor a T ms no hay interacción o sea la carga en una fila, fragmenta la roca endependientemente de la carga en la sigte. fila. en el caso de Milpo, la distancia entre las filas es V = 1.30 mt. eso da un intervalo óptimo de 4 - 7 ms. el sistema Nonel siempre da 20 a 40 ms. entre cada número (anexo 1, Tablas #1 y #2) para los 8 primeros números (para el Fanel para los 10 primeros números presentan intervalos de retardo de 25 ms.).

La práctica de disparar varias filas por cada número puede parecer riesgoso, el disparo podría fracasar por el confinamiento y la falta de espacio de expansión de la roca disparada. Dos factores impiden esto :

- Los detonadores de cierto número no se encienden simultáneamente, hay dispersión por las tolerancias en la fabricación (tablas Fanel, Nonel dice " Delay " intervalo de demora).
- El frente no es la unica cara libre. También hay salida verticalmente hacia abajo.

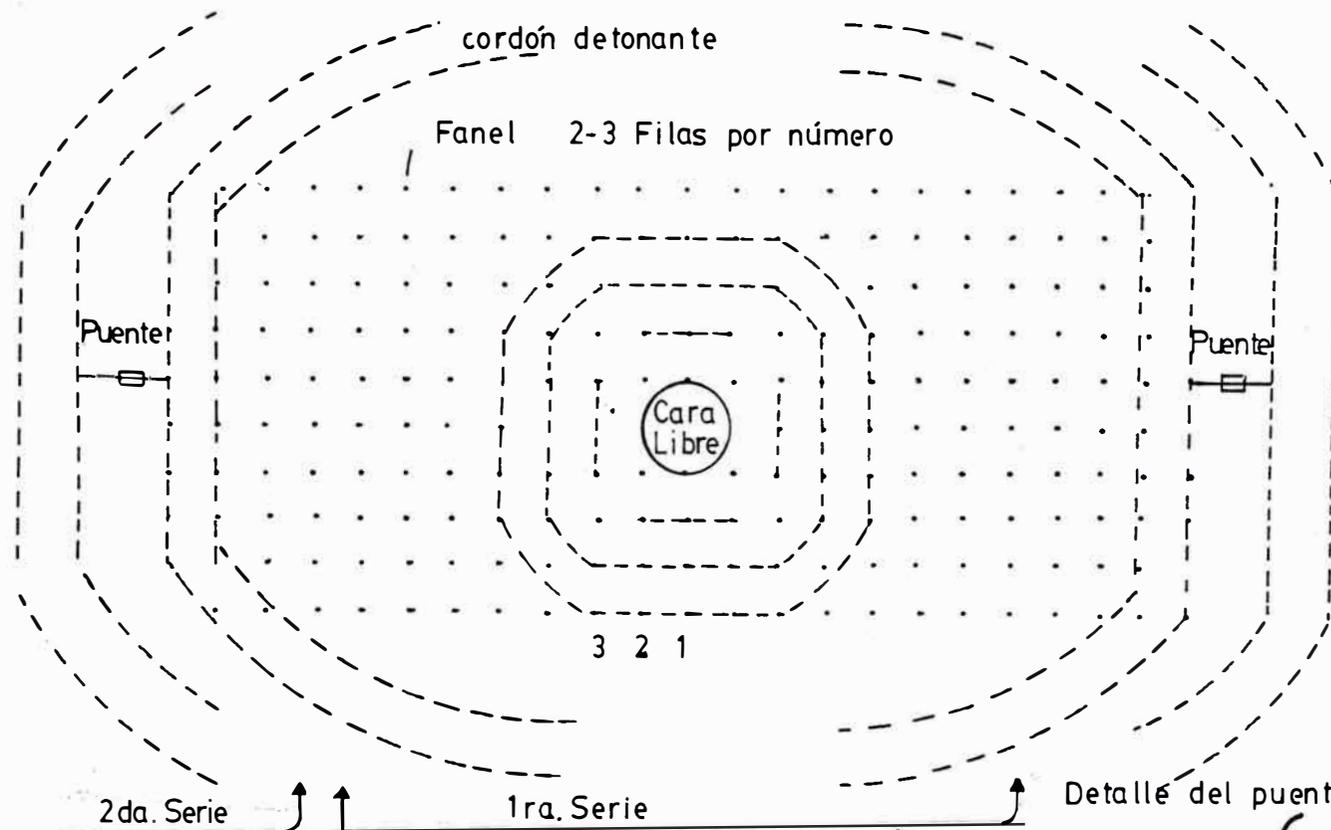
El disparo con intervalos óptimos significa que la masa de roca de una fila se ha movido muy poco cuando la roca de la siguiente fila empieza a moverse la roca de la primera fila frena a la roca de la segunda fila, la proyección disminuye y la mayor parte de la fuerza del explosivo se usa para fragmentar la roca. Disparar Fila por Fila significa proyección excesiva y pésima fragmentación.

En Milpo se ha estandarizado la voladura por áreas con varias filas por intervalo de retardo obteniendo buenos resultados para el tipo de mineral que se tiene. envergadura de la voladura determina la posibilidad de mejorar la organización del trabajo concentrando la producción y permite al uso de equipo de acarreo de mayor capacidad, influenciando directamente sobre la productividad del tajeo.

X-6.- ARTIFICIO DE PUENTE EN LA VOLADURA MASIVA.-

En la operación de voladura frecuentemente durante el proceso de carguío de los taladros, la serie de detonadores (llámese Nonel, Fanel, etc.), no presentan todos los retardos necesarios para realizar la voladura de todos los taladros (solo hay una serie de 20 números para los Faneles de periodo corto ó Milisegundos) por lo que hay necesidad de emplear artificios como el "puenteo", el cual conciste en conectar dos

VOLADURA EN TAJEUS
 Con Faneles Milisegundo

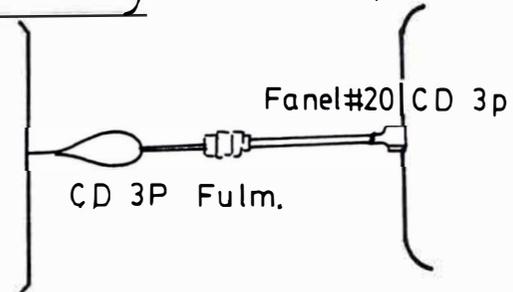


2da. Serie ↑ ↑
 1ra. Serie

$20 \cdot 1 = 1000 + 25 = 1025$
 $20 \cdot 2 = 1000 + 50 = 1050$
 $20 \cdot 3 = 1000 + 75 = 1075$
 $20 \cdot 4 = 1000 + 100 = 1100$ ms.

19 900 ms.

Detalle del puente



o más series mediante los últimos números tal como se muestra en el gráfico, este artificio, permitirá la salida secuencial de todos los taladros, esto ocurre generalmente al realizar voladuras masivas. En Milpo es práctica frecuente.

Durante el proceso de voladura de determinada área es importante considerar lo sgte :

- La correcta distribución de los detonadores (Faneles Milisegundos) un error incidirá directamente en los resultados de la voladura.
- Un adecuado carguío de los taladros y un control estricto de la carga de columna incidirá, en el F.P.
- La corrección en los taladros con humedad (examón por dinamita).
- Un amarre correcto (con la tensión adecuada, evitar formación de ángulos agudos, evitar contactos con el cordón de Fanel) con el cordón detonante, intercalar puentes para asegurar la iniciación a todos los Faneles.
- Por seguridad se debe realizar doble amarre para la iniciación (mecha de seguridad).

Un aspecto que merece especial mención es el aspecto seguridad en un proceso de voladura. Se deben tomar todas las precauciones antes y después de la misma.

- Vigilancia en todos los puntos de acceso al tajeo.
- El encendido deben hacerlo dos personas.
- Equipos deben quedar bien resguardados de cualquier posible proyección.
- Debe darse el tiempo necesario para la ventilación luego de la voladura.

X-7.- FACTOR DE POTENCIA (POWER FACTOR)

El factor de potencia es un parámetro o standar de voladura que nos relaciona el consumo de explosivo (expresado en Kgs) con la cantidad de material que ha sido capaz de romper (expresado en TMS).

Cálculo de la densidad de carga (de):

$$de = 0.34 * De * (SG) \quad \begin{array}{l} De = \text{diámetro de carga} \\ \text{del explosivo en pulgadas} \end{array}$$

SG = gravedad específica
del explosivo para
examón = 1 gr/cm

$$de = 0.34 * (1.57") * 1 \\ de = 0.838 \text{ lbs/pie} \quad \text{ó} \quad 1.25 \text{ kg/mt} \quad \text{ó} \quad 0.38 \text{ Kg/pie}$$

Es la densidad que se está aplicando en Milpo se determinó la longitud de carga = 1.82 mts.]

cantidad de explosivo por taladro = longitud de carga x densidad de carga.

= 1.82 mts/Ton * 1.25 kg/mt
= 2.27 Kg examen/taladro de 9' efectivos

Para Taladros de Jackleg de 7' efectivos (8 pies nominales)

= 1.77 kg/tal examen
de 7' efectivos

X- 8.- EVALUACION DE LA VOLADURA.-

Como mencionábamos anteriormente, esta evaluación contempla el material movido o tonelaje roto, si se corresponde con lo planificado, tipo de fragmentación, calidad de techo luego de la voladura. factor de potencia mínima sin necesidad de voladura secundaria mínimo efecto microsismico, así por ejemplo: el caso de un tajeo su evaluación mensual sería:

Tajeo - 200 CH1-2 Area 3
Tals sw = 568 (10 pies)

CONSUMOS :

568 * 2.29 = 1300.72

Tonelaje roto = 7888 Tns. Area = 875 mts². dens. min.=3.4 h
corte=2.65mts.

FP : 1300.72 Kg. = 0.17 Kg/Tn
7888 Tn.

El factor de potencia es bueno los resultados de fragmentación fueron buenas, techo liso lo que nos indica que fue una buena voladura. Los promedios estadísticos registrados al nivel del total mina son del orden de 0.30 Kg/Tm (incluye la voladura primaria, secundaria, desquiches).

Operativamente, es muy importante para obtener excelentes resultados de voladura, la fase previa de la perforación (paralelismo, inclinación, profundidad) son bien controlados, con ello se evitará posibles efectos de subsidencia posteriores a una voladura defectuosa.

X-9.- COSTO DE VOLADURA EN TAJEOS.

COSTO OPERATIVO DE VOLADURA (\$/Tn mineral)

En tajeos con 2 caras libres, perforación inclinada 75°, malla 1.3 x 1.3 Carga mecanizada con cargador Pneumático.

FACTORES DE CALCULO.

- Factor de potencia en Kg/Tn datos estadísticos promedio
- Tipo de explosivo.
- Consumo accesorios: iniciador, guía.
- Consumo específico de taladros mts (en general 40 m m).
- Longitud promedio de taladro (m).
- Modalidad del carguio con explosivo.

del ejemplo de planeamiento de Minado.

Factor Potencia; Kg / Tn Examen
; FP = 0.306 Kg/Ton. (consumo mensual)

Consumo específico iniciadores : Und / Ton.

$$898 / 8023 = 0.112 \text{ unds/tn fanel}$$

$$150 / 8023 = 0.0187 \text{ unds/tn pirotéc.}$$

Consumo Guía : m/tn 500/8023 = 0.0623 m/tn

Consumo cordón detonante : m / T

$$1078 / 8023 = 0.1344 \text{ m / Tn}$$

Mano de obra por carga de explosivo y disparo HG / Tn.

Carga mecanizada

Cuadrilla de mineros 4 personas

Taladros de Long. promedio de 2.4 a 3 mts.

Duración del cargador de explosivos (promedio) 3min / taladro

Número de taladros (para el caso) 898

Duración de preparación y voladura: (los tiempos promedio de carga por taladro 3 min o sea 1/240 HG= 2').

Encendido y retiro = 15 min.

$$\left(\frac{898 * 3}{480} + \frac{15}{480} \right) * \frac{4 \text{ pers}}{8023 \text{ Ton.}} = 0.003 \text{ HG/Tn}$$

$$= 5.6125 * 0.03125$$

Depreciación del equipo - und/ton.

La vida económica del cargador neumático = 2 años

$$\frac{1}{195,552 \text{ Ton (2 años)}} = 0.0000051 \text{ und/tn.}$$

Mantenimiento del equipo y costo de mangas antiestáticas

Representa 25 % del costo del equipo.

$$= 0.25 * \frac{1}{195,552} = 0.0000012 \text{ und / Tn.}$$

195,552

COSTO VOLADURA CON CARGA POR EQUIPO PNEUMATICO (\$/Ton)

$$C_{\text{voladura}} = Q_{\text{Expl.}} * P_{\text{Expl.}} + Q_{\text{inc}} * P_{\text{inc}} + Q_{\text{Guía}} * P_{\text{Guía}} + Q_{\text{cor. det.}} * P_{\text{cor. det.}}$$

$$+ \frac{Q_{\text{c.mecn}} * P_{\text{c.mecn}}}{\text{mtto c. mecn}} + \frac{Q_{\text{mtto}} * P_{\text{mtto}}}{\text{c. mecn c. mecn}}$$

EXPLOSIVO

FULM N°6

$$C_{\text{voladura}} = \$ 0.9563/\text{Kg} * 0.306 \text{ Kg/Ton} + \$ 0.108/\text{und} * 0.0187 \text{ und/ton.}$$

FANEL

GUIA NACIONAL

$$+ \$ \frac{1.40}{\text{und.}} * 0.112 \text{ un.} + \$ \frac{0.036}{\text{Pie}} * 0.0623 \text{ mt} * \frac{1 \text{ pie}}{\text{tn} 0.3048\text{mts.}}$$

CORDON DETONANTE

HANO DE OBRA

CARGADOR NEUMATICO

$$+ \$ \frac{0.192}{\text{mt}} * 0.1344\text{mts} + \$ \frac{23}{\text{HG}} * 0.003\text{HG} + \$ \frac{1080}{\text{und}} * \frac{1 \text{ und}}{195,552 \text{ Ton.}}$$

MTTO Y ACCESORIOS

$$+ \$ \frac{0.25}{195,552} * 1080 = \$ 0.5605 / \text{Ton.}$$

COSTO DE VOLADURA = \$ 0.5605 / Ton.

EN TAJEOS X FACTOR DE
SEGURIDAD de 10 % por
Imprevistos.

COSTO DE VOLADURA EN TAJEOS = \$ 0.6165 / TMS

$$Pp = \frac{(\$0.83/\text{Kg} * 2199 \text{ Kg} + 3.0/\text{Kg} * 135.912 \text{ Kg.})}{2199 + 135.912} = \$ 0.9563/\text{Kg.}$$

*

CAPITULO XI

SOSTENIMIENTO

XI.-1.- Introducción.- Esta fase de las operaciones unitarias es la subsiguiente a la etapa de voladura y consiste en:

Producida la apertura de una labor y la generación de una cámara abierta ocurrirá un desequilibrio de esfuerzos o presiones y por consiguiente un reordenamiento de los mismos, los cuales buscarán su propio equilibrio. Este proceso de restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso, debe asegurarnos una continuidad y seguridad de la explotación.

Veamos las modalidades de laboreo por la forma en que quedan las excavaciones.

-Excavaciones temporalmente autosoportadas y después abandonadas (shrinkages es mínimo su volumen por haber pocos tajeos con éste método).

-EXCAVACION con vacíos rellenos (95 % del total de tajeos) con sostenimiento artificial y relleno hidráulico para el caso de Mina Milpo (el relleno es una forma de sostenimiento).

Producida la voladura la labor debe ventilarse en un lapso de 1- 2 horas aproximadamente para que los gases y polvo producto del disparo se evacúen, la siguiente etapa viene a ser el "desatado" o "desquinche" de las rocas sueltas de techo y cajas del tajeo e inmediatamente se inicia el sostenimiento sobre la "carga" del mineral volado, el objetivo es, dejar el área abierta segura para la siguiente etapa de la explotación cual es el acarreo.

XI.- 2.- Los tipos de sostenimiento los podemos clasificar en:

2.1.- Sostenimiento natural.- Considera elementos naturales para el soporte del área abierta o expuesta en Milpo para labores mayores a 800 mts² en promedio, se diseñan pilares naturales en mineral.

2.2.- Sostenimiento artificial.- Consiste en insertar elementos artificiales de sostenimiento en la masa rocosa desde la excavación pasando a formar parte del arco portante su estado es de cambio constante. Al momento de su instalación pueden no estar sometidos a carga haciendo un elemento pasivo a ser pretensado pasando a refuerzo activo, estos elementos ayudan a preservar la integridad del área natural y al sostenimiento de la roca, así mismo; entre los tipos de sostenimiento artificial tenemos : los split-set , pernos deroca o de fricción (con cabezal de expansión), pernos cementados, pernos con resina (éstos últimos de fierro corrugado y matriz ligante) Swelex, mallas electrosoldadas y el más reciente cable bolting en tajeos, la mayor parte de este tipo de sostenimiento es temporal y tiene la duración de

un ciclo de limpieza y perforación.

La Elección del tipo de sostenimiento a aplicar considera:

- Características geoestructurales del yacimiento.
- Características geo mecánicas del mineral o roca.
- Costo

XI.- 3.- SPLIT-SET.- Es uno de los elementos de sostenimiento de más amplio uso en Milpo constituye un 85% del total de sostenimiento aplicado en tajeos. En sí es un estabilizador de roca por fricción, inmediatamente después de ser instalado se acomoda al terreno sin perder fuerza y a medida que pasa el tiempo aumenta su fuerza de sujeción.

Es un tubo con ranura longitudinal con un diámetro exterior de 39 mm y son introducidos normalmente en agujeros de 36 mm el acero empleado en su construcción es altamente alástico con un límite de 70 000 PSI, es un elemento completamente activo, se han medido cargas en la placa de 3 a 5 tons; existe además una carga radial a lo largo del estabilizador, en los puntos donde la ranura se ha deformado. Bajo la placa existe un bulbo de presión similar al que se obtiene con anclaje mecánico y con el perno de resina con tuerca. El grado de anclaje por unidad de longitud puede ser regulado, controlado con el diámetro del agujero perforado. Anclajes de 3/4 a 1½ toneladas por pie son comunes. Estas fuerzas de anclaje son suficientes para retener en su lugar a la roca pero no son tan grandes como para impedir mov. de roca cuando la masa geológica ha sido sobrecargada que es lo que sucederá en excavaciones profundas.

XI.- 4.- PERNO MECANICO CON CABEZA DE EXPANSION.- Es un artefacto activo por cuanto ejerce presión sobre la roca en la placa de soporte y en el punto de anclaje al ser instalado. Estos elementos son propensos a sufrir deslizamiento del punto de anclaje y a ser afectados por voladuras en un perno instalado adecuadamente el bulbo de presión introduce un esfuerzo de comprensión en la roca de aproximadamente 6000 lbs. bajo la placa, en el punto de anclaje, se obtiene una reacción correspondiente a 6000 lbs. No se ha llegado a obtener un conocimiento detallado del bulbo de presión en el punto de anclaje; frecuentemente la roca se fractura en este lugar. Se estima que los esfuerzos en la roca en la zona de la cabeza de anclaje del perno llegan a 125, 000 PSI.

XI.- 5.- PERNO CON RESINA (BARRA DE FIERRO CORRUGADO).- Este artefacto es una unidad esencialmente pasiva por cuanto durante su instalación se obtienen cargas mas pequeñas en la placa. La carga máxima en la placa es aquella que puede ser aplicada con la máquina en el momento de la instalación, con un empernador mecánico se obtienen cargas del orden de los 1500 lbs. y con una pata neumática aproximadamente 500 lbs. No existen esfuerzos radiales dirigiéndose hacia la roca desde la resina.

XI.-6.- PERNO DE RESINA CON TUERCA.- Este artefacto proporciona un bulbo de presión bajo la placa de soporte en una manera bastante similar a la de un buen perno de anclaje mecánico. La tensión en la barra de acero se prolongará a lo largo de la misma quizás 6 pulgadas ya que este tipo de sistema de anclaje es bastante rígido y puede ser clasificado como un sistema de anclaje de alta resistencia. Más allá de éstas seis pulgadas el sistema es completamente pasivo y no cumple función de soporte hasta que la roca se mueva .

XI.- 7.- OTROS TIPOS DE SOSTENIMIENTO.

SWELLEX.- Este sistema se está realizando las pruebas experimentales para el tipo de roca de Milpo de manera de determinar las bondades y aplicabilidad.

La malla electrosoldada, los pernos cementados y shot.cret se emplean mayormente en labores permanentes (galerías principales de extracción o transporte o accesos a echaderos u ore passes, piques, etc.).

CABLE BOLTING.- Un caso que merece especial mención es el sistema de sostenimiento por cable de acero o cable bolting, sostenimiento que permanece toda la vida del tajeo se han realizado pruebas para el tajeo - 360 V EXITO, -360 V#N- Progreso.

Consideraciones para su aplicación:

-Estudio geoestructural del cuerpo mineralizado, esfuerzos producidos por presión del mineral considerando ubicación de fallas, fracturas, diaclasas, etc.

-Ejecución de los taladros en forma descendente desde el NV -280 hacia- 360 con el track drill (tunnel track), serán de aproximadamente 80 -90 mts. de longitud con un diámetro de 4½"

-Instalación de cables de anclaje cementados.

Para cables largos (mayores a 6mts) con lechada de cemento, el cemento es usado exclusivamente como agente mortero.

Se esta aplicando en los Sub-Level Stopping y Shirinkages como sostenimiento de las cajas laterales a fin de evitar un mayor porcentaje de dilución.

XI.-8.-COSTOS DE SOSTENIMIENTO.-

PRESUPUESTO PARA SOSTENIMIENTO CON SPLIT-SET

Sostenimiento con Split - set de 8 pies

Rendimiento: 20 unds/turno Turno: 10 horas
1.25 Turnos.

MANO DE OBRA

Cuarta parte del turno de 8hrs total 10 hrs.					
1.- Mano de Obra	Cant.	Turnos	Und	P.Unit.	P.Parcial
Perforista	1	1.25	1.25	29.2	36.5
Ayudante	1	1.25	1.25	26.56	33.2

Caporal	0.33	0.33	0.33	34.48	11.38
Desate de labor + Tras.Mat.a Labor 50%					
					81.08

2.- MATERIALES DE PERFORACION

Barrenos

6'	1	1	0.12	75.00	9.00
8'	1	1	0.16	85.00	13.6
					103.68

Costo Directo

Herramientas	8% m.o	6.48
Implementos	3% m.o	2.43
Supervisión	8% C.D	8.29
Imprevistos	8% C.D	8.29
Gastos Generales	8% C.D	8.29
		33.80

3.- MAQUINARIA Y EQUIPO.

\$ 0.1227106/pie perforado con máquina J/L
 incluye costo de máquina mantenimiento y aire comprimido.

20 tals/gdia x 8pies/tal x \$0.1227106/pie = \$19.6337/gdia.

Sub-Total	157.1137
Costo por Split-Set (colocación)	\$7.855/SS

COSTO POR SPLIT-SET

=Split-set \$ 12 c/u

COSTO TOTAL POR SPLIT- SET :

Costo por Colocación = \$ 7.855/ unidad.

Costo por Material Split-set = \$ 12/unidad

COSTO TOTAL = \$ 19.855 por cada Split- Set.

La instalación de un Split-Set es de \$ 19.855 a todo costo

PRESUPUESTO PARA SOSTENIMIENTO CON PERNOS DE FRICCIÓN MECANICOS

Tipo Presupuesto :

Rendimiento	18.00 Unid/Gdia	Guardia de 8 horas
		US US US
1.0 Mano de Obra	Gdia Factor Unid	P.Unit. P.par. P.Total
caporal	0.33 0.1467** HH	4.31 0.63
Perforista	1.0 0.4444 HH	3.65 1.62
Operario	1.0 0.4444 HH	3.32 1.47

Desate de labor + Traslado de materiales a labor 50%.
1.68 5.58

** = $\frac{0.33 \times 8 \text{ hrs/turno}}{18 \text{ pernos/turno}} = 0.1467$ Turnos x hrs x 4.31 \$/Hr =
Perno
= 1.86

2.0 Materiales y Herramientas

Barreno Int. 4'	1.0	0.0056	c/u	65.00	0.36	
Barreno Int. 6'	1.0	0.0019	c/u	75.00	0.14	
Barreno Int. 8'	1.0	0.0014	c/u	85.00	0.12	
Aceite de Perf.	0.50	0.0278	Gln	4.30	0.12	
Mangueras	2.75	0.1528	ML	7.50	1.15	
Desg. Herram.	0.03	0.03	% HH	5.58	0.167	2.06
(3 % MO)						

3.0 Maquinaria y

Equipos. \$0.1227106/pie \$ 0.98/perno

4.0 Equipo Seguridad

Equipo de Seg.	0.06	0.0600	% HH	5.58	0.33	0.33
Costo Directo					7.97	
Póliza de Seguro 65 %					0.52	0.52

COSTO POR PERNO INSTALADO	US \$	8.49
COSTO DEL PERNO + \$ 7/c/u.		\$15.49
COSTO POR TALADRO PERFORADO +8x0.1227106 =		\$ 0.98/perno
COSTO TOTAL		\$16.47/perno

Se han determinado los costos actuales de el sostenimiento con Split-Set y pernos de fricción, por constituir éstos el mayor porcentaje del sostenimiento aplicado en los tajeos; hasta hace poco tiempo se estuvo aplicando solamente Split - set y se está experimentando un sostenimiento mixto con pernos de fricción y split-set el cual está dando buenos resultados la idea es aplicar el elemento más idóneo a fin de dar seguridad al laboreo en los tajeos a la par de reducir costos en sostenimiento.

Como se podrá evidenciar por los costos de Split-set instalado = \$ 19.855 .Costo por perno de fricción instalado = \$ 16.47 Los costos de sostenimiento son altos, por lo que se están llevando a cabo acciones a fin de disminuir estos costos en la explotación.

Mediante tajeos piloto de roca competente se está experimentando trabajar sin sostenimiento con la asesoría permanente de geología para proporcionar los planos estructurales del yacimiento a fin de preveer cualquier anomalía Ejm: TAJEO = 360 Kathleen

Se han presentado los tipos de sostenimiento empleados en Milpo en la fase de explotación; se han realizado una serie de pruebas para los diferentes tipos de terreno, llegando a estandarizarse lo siguiente:

Tipo Sostenim	Split-Set	Pernos Anclaje o mecánicos	pernos con resina	Split-set + perno Mec.
Tipo Terreno	brecha	Competente y Fracturado	Fracturado para zona permanente	Fracturado
Usos	Tajeos	Tajeos y Galerías	Galerías.	Tajeos
Capacida de anclaje.	11 ton	18 Ton	18 Ton.	18 Ton.

Diámetro (mm).:	39	16	20
Pto. deform. : plástica (ton)	9	14	12
Longitud de Refuerzo (mt.) :	0.9 - 3	de acuerdo a requerimiento	
Diámetro recom. del tal. (mm) :	35 - 38	35 - 38	35+5
Costo Unitario del elemento US \$/Unid :	19.855	16.47	
Costo de Ton. Extraída US\$/TMS:	0.99	0.82	

Para Milpo

Como se observa, se aplica un determinado tipo de sostenimiento en función de las características geoestructurales del tajeo. Un detalle importante es la colocación de plantillas de madera de 24" x 8" x 2" con orificio de 42 mm, este elemento en sostenimiento con Split-sets y perno mecánico con cabezal de expansión hace que se tenga una influencia de soporte sobre una mayor área (muy necesarios en terreno brechoso y/o fracturado).

Alguos costos del sostenimiento:

CONSUMO ESPECIFICO DE PERNOS;

22 Tn / SS CONSUMO ESPECIFICO PROMEDIO

\$ 19.855/ SS Split-Set a todo costo

\$ 19.855 / SS \$ 0.903 / Tn.

22 Tn / SS

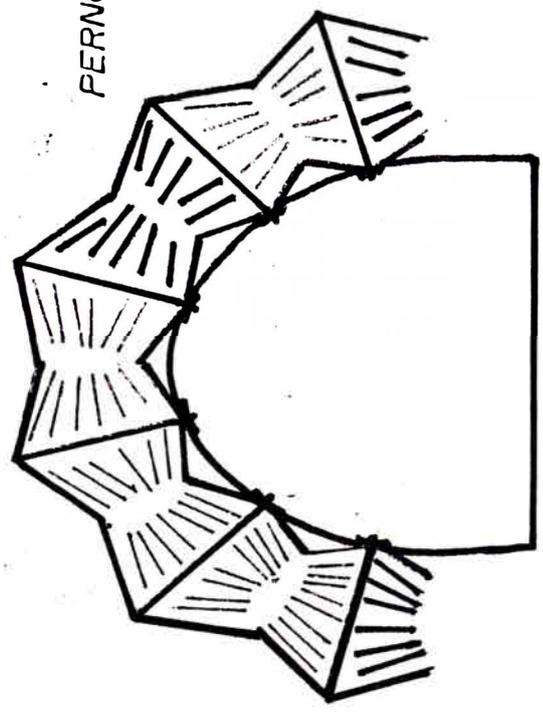
Costo de Sostenimiento = \$ 0.903 / ton
considerando imprevistos un 10%

C sost = \$ 0.99/ton

- Factores Optimizantes:

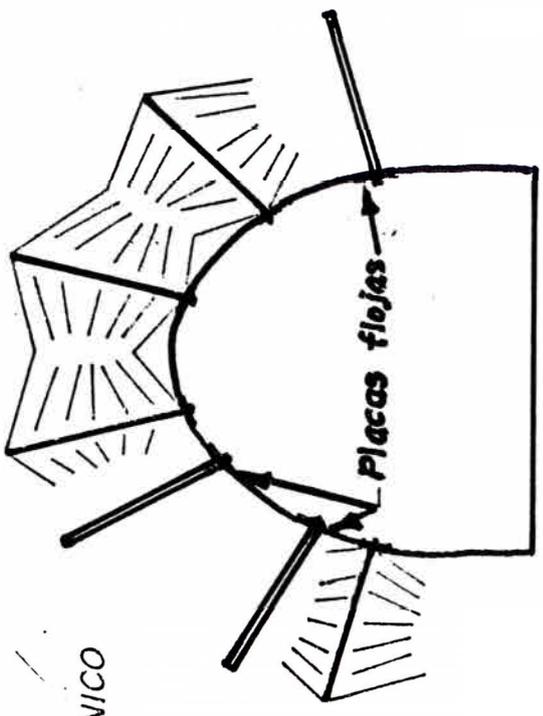
- a).- Los taladros para la colocación de los elementos de sostenimiento deben realizarse con barrenos usados de diámetros de 34 a 36 mm .
- b).- La colocación d los elementos de sostenimiento se debe realizar sobre superficies planas y en forma perpendicular al diaclasamiento y en contacto con la roca.
- c).- La malla de distribución para la generalidad de los casos es de 1.50 * 1.50 en promedio, esta distribución no es rígida dependiendo de las condiciones geestructurales del terreno.
- d).- Se esta impulsando el laboreo en los tajeos con una adecuada eliminación de las condiciones inseguras (desatado) y se experimenta a nivel de tajeos piloto trabajar sin sostenimiento así:
Tajeo -280 Kathleen Area = 480 mts.2
Malla Sostenim. = 1.50 1.50
Consumo Split-Set/Corte = 243 unds.
Costo Split-Set/corte = \$ 19.855 * 243
= \$ 4.835/corte
Costo total por Nivel = \$ 193.837/tajeo.
Que es el ahorro que se realizaria en el rubro de sostenimiento por este tajeo en sus 80 mts de explotación.

DISTRIBUCION DE ESFUERZOS ALREDEDOR DE UNA ABERTURA EN ARCO



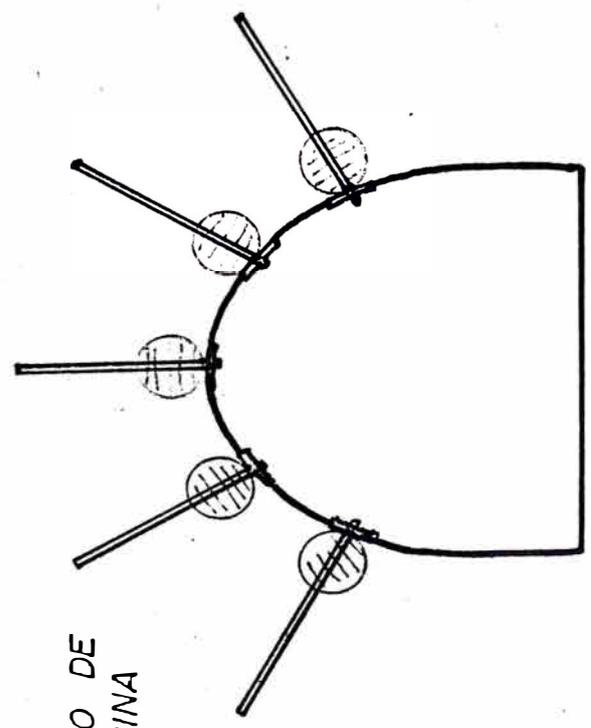
PERNO MECANICO

(a) Planeado



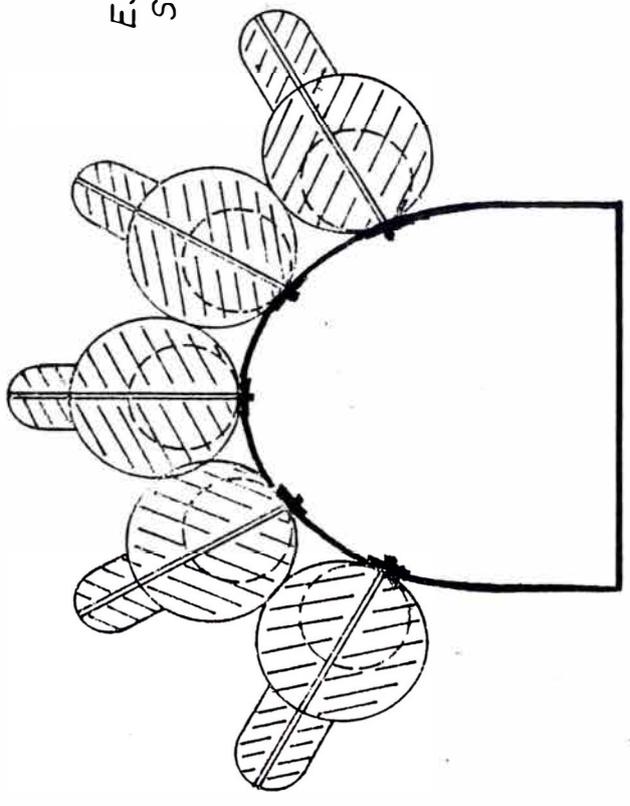
Placas flojas

(b) Logrado



PERNO DE RESINA

(c) Planeado y Logrado



ESTABILIZADOR SPLIT - SET

(d) Planeado y Logrado

CAPITULO XII

ACARREO DE MINERAL HASTA EL PRIMER ECHADERO O (LIMPIEZA)

XII.-1 Introducción.-

Esta fase de la explotación corresponde a la evacuación del mineral roto (producto de la voladura) por un equipo mecánico, hasta el primer echadero.

En Milpo esta operación unitaria se realiza en forma inmediata al sostenimiento o frecuentemente en forma paralela a la misma. Se entiende que previa a la voladura, se han dado las condiciones necesarias para el correcto ciclaje del tajeo y en este caso el acceso hacia el Draw Point (s) (punto de arrastre o acarreo donde se evaluará el mineral roto (planeamiento de Minado).

Milpo se ha caracterizado por estar a la vanguardia de la mecanización, en la generalidad de los tajeos se cuenta con equipo mecánico

XII.-2.-Acarreo-Consideraciones para la selección de equipo.-

Dada la magnitud de los cuerpos mineralizados y el volumen de producción requerido para los tajeos, se estandarizó el empleo de equipos LHD sobre llantas y con sistema eléctrico dado que nos brindan ventajas, tales como :

-Evita la contaminación ambiental.

-Para distancias máximas de acarreo de 100 mts. (trabajar cautivo), son altamente eficientes.

-Disponibilidad y menor costo de energía eléctrica.

El acarreo del mineral de los tajeos es fundamentalmente a través de los scooptrams eléctricos, que son los que mejor se adecúan a las características del yacimiento. En nuestra unidad minera se ha tratado de optimizar al máximo estos equipos, de allí que surgieron variantes al método de corte y relleno ascendente. Con la finalidad de optimizar la disponibilidad y utilización de los equipos en general.

Con el correr de los años ha tenido variaciones desde las palas cavo hasta scooptrams eléctricos de 1, 2.2, 2.5 y 3.5 yd³ en función a la envergadura del tajeo, adjunto se presenta un cuadro basado en la experiencia de Milpo para la distribución de estos equipos :

CAPACIDAD	1 y d ³	2 - 2.5 yd ³	3.5 yd ³
AREAS	300-500mts ²	500 -1000 mts ²	1000 - 2000mts ² .
TONELAJE	3-5,000 Ton.	5-10,000 Tn.	10 a 18,000 Tons
CANT. EQUIPO.	1	1	1 ó 2

Los accesos de comunicación a los Draw Points se realizan con gradientes de + 17 % con la finalidad de hacer eficiente la utilización de dichos accesos, operativamente son usados hasta - 17 % punto en el cual son "taponeados" con redondos y tablas y son cancelados los accesos, razones de características de potencia del equipo y costos de excavación sustentan esta medida. La alimentación de energía eléctrica (de 440 voltios) para los equipos se abastece a través de las chimeneas de ventilación por el NV superior o por los caminos de acceso a los tajeros o Stopes.

**VARIEDAD DE SCOOPTRAMS ELECTRICOS DE ACARREO
Y ESTANDARES DE RENDIMIENTO EN LOS TAJEOS**

	JS 100E	JS 220E	WAGNER	EJC 100	EJC 130	EIMCO 922
	1 y d ³	2.2yd ³	3.5yd ³	Enrasad.		2 yd ³
Produc. Mensual.	<4000Tn.	>4000= 8,000	>8,000 12,000	>4,000= 8,000	>8,000= 12,000	>4,000 6,000
		85 HP	145 HP	100 HP	125 HP	86 HP
		20Tn/Hr.	37Tn/Hr	70Tn/Hr	50Tn/Hr	70Tn/Hr.
						35 Tn/Hr

La capacidad de transporte de un equipo en un tajeo es determinado por :

La distancia de transporte e inclinación de la vía.

- Capacidad de la cuchara.
- Mineral obtenido por disparo.
- La fragmentación del mineral y la penetrabilidad de la cuchara en el mismo.

XII.-3.-PERFORMACE DEL SCOOPTRAM ELECTRICO 2.20 Yd³

MINA: MILPO LUGAR: CERRO DE PASCO.

EQUIPO SCOOPTRAM JARVIS CLARCK 220 E

a).- DATOS GENERALES;

Material Mineral Pb-Zn-Ag.
 Densidad in situ: 3.4 TM/M3(d).
 Capacidad a Ras: 1.86 yd³(1.42 m³)(C)
 Factor de llenado : 0.80 (F)

Ciclo completo: 3.03 min (Cc)
 Disponibilidad mecánica: 70%(DM)

Eficiencia Tiempo: 0.60(Eff)
 Distancia: 45 mt. (D)

Horas/Guardia: 8 (H/G)
Numero por guardias: 2

Horas/Mes 400 (H/M)
Velocidad 74 mts/min.

b).- CARGA UTIL POR VIAJE

$$\begin{aligned} \text{Carga util por viaje} &= C \times F \times d \\ &= 1.42 \times 0.80 \times 3.4 = 3.86 \text{ TMs/Viaje} \end{aligned}$$

c).- PRODUCCION TEORICA

Tiempo operación Teórica por hora = 60'

$$\text{Viaje /Hora} = \frac{\text{Min}_{\text{hr}}}{C_c} = \frac{60 \text{ min}}{3.03 \text{ min}} = 19.80$$

$$\text{Producción/Hr} = \text{TMS/Viaje} \times \frac{\text{Viajes}}{\text{Hora}} = 3.86 \times 19.80 = 76.43 \text{ TMS/Hr}$$

$$\text{Producción/Mes} = \text{TMS/HrxHr/M} = 76.43 \times 400 = 30,571 \text{ TMS/Mes}$$

d).- PRODUCCION PROPUESTA

$$\text{Viajes efectuadas/Hora} = \frac{60_{\text{min}} \times \text{Eff} \times \text{DM}}{C_c}$$

$$= \frac{60_{\text{min}} \times 0.6 \times 0.8}{3.03 \text{ min}} = 9.50$$

PRODUCCION HORARIA = Viajes Efectivos/Hr x TMS/Viaje

$$= 9.50 \times 3.86 = 36.69 \text{ TMS/Hora} \approx 37 \text{ TM/Hr}$$

$$\text{PRODUCCION MES} = \text{Produc/Hr} = 36.69 \times 400 = 14,675 \text{ TMS/Mes}$$

e).- PRODUCCION ACTUAL REAL

Analizaremos el caso de un scoop trabajando exclusividad en un Tajeo.

Producción acumulada : 64,681 TMs por el Scoop 220 E # 50
1822 Hrs Trabajadas.

$$\begin{aligned} \text{Tajeos -200 CNI-2A3} &\text{ ---> Producc Horaria} = \frac{64,681}{1822} = 35.5 \text{ TMS/Hr} \\ \text{-200 V Exito} & \end{aligned}$$

$$\% \text{ Del Objetivo} = \frac{35.5}{37} = 96 \%$$

60% promedio DM
48% utiliz.
3.50 E 80%

Estos equipos se han venido renovando paulatinamente.
Condiciones de operación :

- Debe darse las condiciones para que estos equipos trabajen con la mayor EFF y óptimamente, puntos de toma de energía distribuidos estratégicamente.
- Las galerías y/o accesos deben tomar sección adecuada a las dimensiones del Scoop.
- Deben tener cabinas protectoras.
- Personal bien entrenado.
- Debe tener una buena disponibilidad mecánica entre 75 y 80% (buen control, seguimiento Mto mecánico)
- Potencia de motor adecuado a la altitud Mina.

XII.-4.-COSTO OPERATIVO DE ACARREO EN TAJEOS (\$/TON MINERAL)

acarreo de Scooptrams eléctrico LHD 2.2 yd³

-Consumo de energía eléctrica (Qel- KWH/ton)

Factores de cálculo

Ppot = Potencia Motor KW.

K₄ = factor de utilización de la potencia nominal 0.85

t = Tiempo efectivo de operación por día 11 hrs.

P_{taj} = Producción total de mineral de tajeo por día

(T/día)

QLHDh = producción horario (tons/hr.)

Q_{el} = t * P_{pot} * K₄ / P_{taj}

Q_{el} = 11 * 100 HP * 0.7457 Kw-h/HP * 0.85 / 407 ton/día

Para Milpo se considera 11hrs de trabajo efectivo por día

Q_{el} = 11hrs/día * 100HP * 0.7457 Kw-h/HP / (407 ton/día)

Q_{el} = 1.7131 Kw-h/ton

P_{el} = \$ 0.070 / Kw-h

Costo por energía eléctrica (C_{el})

C_{el} = Q_{el} * P_{el}

C_{el} = 1.7131 * 0.070

C_{el} = \$ 0.120/ton

-Consumo de Pneumáticos (Q_{neum} und/ton) criterios y análisis para selección de equipo el consumo promedio de un juego de llantas corresponde a 1500 horas efectivas de trabajo

$$Q_{neum} = \frac{4}{1500 \times QLHDh} \quad \text{unidades/ton}$$

$$= \frac{4 \text{ unds}}{1500 \text{ hr/unds} \times 37 \text{ Ton/h}} = 0.000072 \text{ unds/Ton}$$

Precio de neumáticos = \$ 960 c/u para scoop de 2.2 yd³

Costo Neumáticos = Q_{neumat} x Pneumat

$$= 0.000072 \text{ unds/Ton} \times \$ 960/\text{und}$$

$$C_{neum} = 0.06912 \text{ \$/Ton}$$

-Consumo de Lubricantes ($Q_{lub} - G_{ln}/Tn$)

$$Q_{lub} = \frac{0.4}{QLHDh}$$

$$Q_{lub \text{ el}} = \frac{0.4}{37} = 0.01081 \text{ lt/Ton}$$

$$P_{lub} = 2.16 \text{ \$/lt}$$

$$C_{lub} = 0.01081 \times 2.16$$

$$C_{lub} = \$ 0.02335/\text{ton}$$

-Consumo de Mano de Obra ($Q_{m.o} \text{ h-g/Ton}$)

Cada equipo en operación necesita un operador

$$Q_{m.o} = N_{Guard} = \underline{2} \text{ h-g /Ton}$$

$$P_{Taj} = 407$$

$$Q_{m.o} = 0.004914 \text{ h-g/Ton}$$

$$P_{m.o} = \$ 23/\text{h-g}$$

$$C_{m.o} = 0.004914 \times 23$$

$$C_{m.o} = \$ 0.1130 /\text{ton}$$

- Depreciación del equipo ($Q'_{Depr} - \text{unds/Ton}$)

Vida económica del equipo se considera 12,000 horas de trabajo efectivo

$$Q_{Depr} = \frac{1}{12,000 \times QLHDh} = \frac{1}{12000 \times 37} \text{ unds/Ton}$$

$$Q_{Depr} = \underline{0.000002252}$$

$$P_{Depr} = \$ 170,000 \text{ und.}$$

$$C_{Depr} = Q_{Depr} * P_{Depr} \\ = 0.000002252 * 170,000$$

$$C_{Depr} = \$ 0.3828829/\text{ton}$$

-Mantenimiento del equipo incluyendo Repuestos (Q_{mant})

Costos promedio de Mtto y Repuestos son:

- 18 % del valor del equipo

COSTO OPERATIVO DEL ACARREO EN TAJEOS CON EQUIPO LHD
(\$/Ton)

$$C = Q_{el} \times P_{el} + Q_{neum} \times P_{neum} + Q_{lub} \times P_{lub} + Q_{m.o} \times P_{m.o} + (1.18 Q_{depr} \times P_{depr})$$

$$C = 0.120 \text{ \$/ton} + 0.06912 \text{ \$/ton} + 0.02335 \text{ \$/ton} + 0.1130 \text{ \$/ton} + 0.3828829 \text{ \$/ton} + 0.18 * 0.3828829 \text{ \$/ton}$$

C = \$ 0.7773/Ton Costo de acarreo con equipo Scooptram eléctrico de 2.2 y d³.

Considerando un 10% de imprevistos

Costo Operativo Acarreo Scooptram de 2.2 Yd³ = \$ 0.855 /ton

CON SCOOPTRAM ELECTRICO LHD 3.5 Y d³

-Consumo de energía eléctrica (Q_{el}- Kw/h/Ton)

FACTORES DE CALCULO

P_{pot} = Potencia motor KW

K₄ = Factor de utilización de la potencia nominal 0.85

t = Tiempo efectivo de operación por día 11hrs.

P_{taj} = Producción total de mineral de Tajeo por día T/día.

$$Q_{el} = t * P_{pot} \text{ KW} \times K_4 / P_{taj}$$

Para Milpo se considera 11hrs trabajo efectivo por día

$$Q_{el} = 11\text{hrs/día} * 94 \text{ Kw} * 0.85 / 770 \text{ Ton/día.}$$

$$Q_{el} = 1.141428 \text{ KW-h/Ton.}$$

$$P_{el} = \$ 0.070 / \text{Kw-h}$$

$$C_{el} = Q_{el} * P_{el}$$

$$C_{el} = 1.141428 * 0.070$$

$$C_{el} = 0.0799 \text{ \$/ton}$$

-CONSUMO DE NEUMATICOS (Q_{Neum} und/Ton)

Criterios y Análisis para selección de equipo el consumo promedio de un juego de llantas corresponde a 1500 hrs efectivas de trabajo

$$Q_{Neum} = \frac{4}{1500 \times Q_{LHDh}} \text{ unds/Ton}$$

$$= \frac{4}{1500 \text{ hrs/c/u} \times 70 \text{ Ton/hr}} = 0.000038095 \text{ unds/Ton}$$

Q_{LHDh} = Capacidad de transporte por hora del LHD = 70
precio de Pneumáticos = \$ 1500 c/u

$$\text{COSTO DE NEUMATICOS} = Q_{neum} \times P_{neum} \\ = 0.000038095 \times 1500$$

$$C_{neum} = 0.057143 \text{ \$/Ton}$$

CONSUMO DE LUBRICANTES (Q_{Lub} = G_{Lub} / Ton)

$$Q_{LUB} = \frac{0.4}{QLHDb}$$

$$Q_{Lub} = \frac{0.4}{70} = 0.0057143 \text{ lt/Ton}$$

$$P_{Lub} = \$ 2.16/\text{lt.}$$

$$C_{Lub} = Q_{Lub} * P_{Lub}$$

$$C_{Lub} = 0.0057143 * 2.16$$

$$C_{Lub} = 0.012343 \text{ \$/ton.}$$

-CONSUMO DE MANO DE OBRA (Q_{m.o} h-g/Ton)

Cada equipo en operación necesita un operador

$$Q_{m.o} = \frac{\text{Nguard}}{PTaJ} = \frac{2}{770} \text{ h-g/Ton}$$

$$Q_{m.o} = 0.0026 \text{ h-g/Ton}$$

$$P_{m.o} = \$ 23 \text{ h-g.}$$

$$C_{m.o} = 0.0026 * 23$$

$$C_{m.o} = \$ 0.060/\text{Ton.}$$

-DEPRECIACION DEL EQUIPO (Q_{Depr}-unds/Ton)

Vida económica del equipo se considera 12,000 hrs de trabajo efectivo.

$$Q_{Depr} = \frac{1}{12,000 \text{ QLHDb}} = \frac{1}{12,000 * 70} \text{ unds/Ton}$$

$$C_{Depr} = Q_{Depr} * P_{Depr}$$

$$C_{Depr} = \frac{1}{12,000 * 70} * 235,000$$

$$C_{Depr} = \$ 0.279762/\text{Ton.}$$

-Mantenimiento del Equipo incluyendo Repuestos.

Costo promedio de M_{tto} y Repuestos 18 % del valor del Equipo para Scooptrams eléctricos.

$$\text{Coperativo} = Q_{el} * P_{el} + Q_{neum} * P_{neum} + Q_{Lub} * P_{Lub} + Q_{m.o}$$
$$0.0799 \quad 0.057143 \quad 0.012343$$

$$+ P_{m.o} + Q_{Depr} * P_{Depr} + Q_{mtto} * P_{mtto.}$$
$$0.060 \quad 0.279762 \quad 0.18 * 0.279762$$

$$= \$ 0.5395/\text{ton}$$

considerando 10% de imprevistos

$$= \$ 0.60/\text{ton}$$

COSTO OPERATIVO ACARREO SCOOPTRAM 3.5 Yd3 = \$ 0.60/ton.

CAPITULO XIII

RELLENO HIDRAULICO

XIII.-1.-Introducción.- Es la operación unitaria conducente a:

-Restablecer el equilibrio de esfuerzos en el maciso rocoso alterado a consecuencia de la explotación.

-Operativamente, es vital para restablecer la altura techo-piso (3.20 mts, en el caso de contar con UPPER DRILL y 2.40 para STOPER o J/L y para mantener un piso horizontal y uniforme) y continuar con el ciclo de Minado.

-En Milpo es en casi un 95 %, netamente Hidráulico, a través de la recuperación de los Relaves del mineral tratado por planta Concentradora un R/H, de buena calidad con piso firme y uniforme (Rápida percolación) y OPORTUNA, incidirá decisivamente en la eficiencia de las operaciones unitarias.

Balance metalúrgico.- Para una producción mensual de 60,000 TMS de mineral de cabeza nos produce como colas : Relaves 52,246 TMS

BALANCE METALURGICO MENSUAL

ENSAYES

PRODUCT	TONELAJE TMS	Pb %	AG Oz/TC	Zn %	RECUPERUCIONES		
					% Pb	% Ag	%Zn
Mineral Cabeza.	60,000	3.2	4.0	5.6	100	100	100
CONCEN- TRADO. PLOMO	2.414	70	75	4.2	88	75	3
CONCEN- TRADO. ZINC	5340	1.5	3.8	56	4.3	8	89
RELAVES	52,246	0.28	0.74	0.51	7.7	17	8

Se ha realizado un balance metalurgico dados los tonelajes y leyes del mineral de cabeza así como sus recuperaciones y leyes de concentrado.

El relave que se dispone como desecho de la planta Concentradora es del orden de 52,246 TMS (a manera de ejemplo para una producción de 60,000TMS) y pasará a ser materia prima para el relleno a interior Mina, el cual será previamente tratado, por cicloneo, el transporte de sólidos en suspensión en Milpo, se orienta hacia el traslado de pulpas constituidos por partículas cada vez más finas. Con estos fines se ha construido una moderna planta de Relleno Hidráulico con silos de Almacenamiento que permiten la acumulación de relaves (2,400m³) tenemos 02 líneas de transporte de Relaves distribuidos desde la planta concentradora.

XIII.-2.- PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO.-

La nueva planta de Relleno Hidráulico y el sistema de tuberías para la distribución del mismo, han sido diseñados para satisfacer las necesidades de la mina.

El sistema asegura un flujo continuo, para mantener las velocidades por encima de las velocidades de deposición crítica, para prevenir atoros y trasladar el Relleno a todos los tajeos de la mina con la más alta densidad posible y en cantidades suficientes para asegurar un relleno rápido, el objeto principal constituye:

- la máxima utilización del Relave disponible.
- Mayor porcentaje de recuperación de Finos.
- Se ha incrementado la capacidad de relleno, reduciendo el Tiempo de Relleno y haciendo más dinámica el ciclo de Minado.

CONTROL DE DENSIDAD.- Presenta un control automático de densidades basado en la adición de agua repulpada a las mezclas.

BOMBAS.- Se cuenta con 02 bombas 5x4 SRI, Denver de 30 HP cada uno con una cabeza combinada de 31 mt. las bombas instaladas en serie, toman la pulpa del relleno del sumidero de bombas y la conducen a través de una Tubería Corta (de 5" de diámetro) la cual comienza con un tramo vertical hacia abajo de 70 mt este tramo vertical puede generar cuando lleno, eficiente presión para empujar la pulpa unos 1000 mts horizontalmente en el NV - 100, requeriría probablemente apoyo de una bomba para distribuir Relleno más allá de los 1000 mt. generalmente se usan las bombas para todas las distancias, para romper la inercia y luego el relleno continua por gravedad.

XIII.-3.-DISTRIBUCION DEL RELLENO HIDRAULICO.- El volumen de flujo de la pulpa de Relleno a través de la tubería de distribución está controlada por varios factores interrelacionados como:

-Holgura gravitacional o cabeza de bombeo (de pulpa)	H (m)
-Longitud horizontal de tubería.	L (m)
-Diámetro de tubería.	d (m)
-Velocidad de flujo.	V (m/s)
-Cant. de solidos por Hora	T (Tm)
-Gravedad especifica de sólidos	S
-Densidad de pulpa Sp	Sp
-Caudal (lt/seg o G P M)	m3
-Factor de fricción	f
-Gravedad (9.81 mts/seg ²)	G

VELOCIDAD CRITICA. - Se ignora, no se han realizado las pruebas pero de tipos de Relleno similares podemos inferir:

Densidad de pulpa	% Peso	% Volúmen	Vc (m/seg)
1600	56.25	30.00	1.80
1700	61.76	35.00	1.78
1800	66.67	40.00	1.73
1900	71.05	45.00	1.50
2000	75.00	50.00	1.00

sg = 3.0

LINEA #1. - Es el sistema de tuberías de acero HDPE de 4"ϕ que abastece los niveles superiores de la mina. Es un sistema de bombeo accionado por las bombas de la planta antigua, la planta antigua puede tomar relleno directamente de los ciclones o de la nueva planta de relleno, pueden operar con pulpas de 60 a 80 tph de sólidos con una densidad aproximada de 1.8. El sistema es suficiente para abastecer todos los niveles superiores y puede además abastecer toda la mina bombeando primero relleno a los niveles superiores y luego usando gravedad para la distribución interna.

Velocidad de relleno = 59 Tms/Hr
27 m³/Hr.

LINEA #2. - Es la principal línea de distribución y sirve a toda la mina por debajo del nivel-100 consiste en una tubería de acero de 5"ϕ con acoplamiento Vitaulic sin ranuras. Con un tramo vertical de 70 mt. y un tramo horizontal de 1400 mt. El relave enviado a la mina proviene de los silos de almacenamiento.

Velocidad relleno = 105 TMS/Hr
47 m³/Hr caudal de sólidos.

DISTRIBUCION A LOS TAJEOS .- Normalmente se lleva a cabo con tubería de 4"ϕ Hdpe a partir de la tubería 5"ϕ por el crucero y la chimenea que comunica al tajeo a ser llevado.

Para el vaciado final dentro de los tajeos, la tubería de 4"ϕ es reducido a una tubería de 3"ϕ y finalmente pasa a manguera de jebe flexible de 3"ϕ.

XIII.-4.- PREPARACION DEL TAJEO PREVIO AL R/H

-Debe estar marcada con pintura la altura a rellenar que varia de 2.80 a 3.0 mts dejando una luz de 3.20 mts para la perforación.

- Dejar el área a Rellenar Completamente limpio de bancos de mineral o desmante (en especial en las zonas donde va tender la tela arpillera o de polipropileno), de manera de evitar roturas y posteriores fugas de relleno.
- El área a Rellenar debe tener sus muros de contención o diques en altura suficiente (excediendo la línea de relleno en 50 cms.), de manera de evitar fugas o que el tajeo quede relleno a una altura insuficiente.
- En caso sea necesario hacer tapones a los accesos a caminos y Draw points en forma absolutamente segura.
- El área debe estar bien "desatada" o desquinchada de manera de evitar accidentes por caída de rocas.
- El tendido de la tela poroso se debe realizar en todos los puntos de drenaje y debe estar bien empotrada en el piso de manera de evitar fugas.

XIII.- 5.- DEMORAS DE OPERACION EN EL R/H.

Las demoras operativas mas comunes del Relleno Hidráulico son:

4.1.- POR EL SISTEMA DE R/H.-

- Por cambio de Tajeo.- Implica deshacer y hacer nuevas conexiones.
- Acondicionamiento de Recta.- alguna posible fuga de relleno.
- Acondicionamiento de Tajeo.- Tendido ó incremento de tela porosa.
- Cambio de guardia.
- Llenado silos.
- Desatoro de tuberías.- cuando se obstruye la tubería.

4.2.- POR OPERACION MINA.-

- Por falta de tajeos para Rellenar.
- Por disparar en el tajeo que se está relleno.
- Por falta de altura adecuada de dique.

4.3.- POR PROBLEMAS MECANICOS.-

- Soldar tubería en silos.
- Reparación de válvulas silos.
- Falta de agua en los tanques.
- Reparación de bombas.

4.4.- POR PROBLEMAS ELECTRICOS.-

- Corte de fluido eléctrico.
- El relave es enviado a la cancha de Relaves solo en casos excepcionales como:
- Reparación de bombas impulsoras de Relave de la planta cc.
 - Por falta de tajeos y los silos están llenos.
- Y esto se trata de evitar en todo momento, el objetivo es pues darle una más larga vida a la presa de Relaves.

XIII.-6.- EVALUACION DEL R/H.- Esto se realiza en función del acabado y comprende:

- Un piso horizontal y uniforme.
- Un piso compactado y con un tiempo mínimo de drenaje de manera de optimizar la explotación.

La percolación actual del material de Relleno es muy rápida, debido a la naturaleza gruesa del material empleado. Sin embargo una gran proporción de Lamas puede ser lavado del área del tajeo por éstos volúmenes relativamente grandes de desagüe.

Si se incrementa la densidad de pulpa además de reducirse el agua de lavado, y se aumenta el contenido de finos en la pulpa. Los efectos más importantes sobre el drenaje son:

- Menos cantidad de agua de drenaje o percolación.
- Menos volumen de materiales lavados.
- Un relleno más compacto.
- Operación de relleno más rápido.

La adición de finos (facilitada por una mayor recuperación de sólidos en el circuito de ciclones) resulta en un incremento de Lamas en el sistema de drenaje.

Para evitar que los finos inunden el sistema de drenaje de los diferentes niveles es práctica usual en Milpo la construcción de barreras de madera en los puntos de drenaje cuando se está rellenando un Tajeo.

(cash-Pit)

Un análisis en base a un estudio realizado el año 1994, sobre la utilización del Relleno Hidráulico programado para la mina arroja los siguientes resultados:

Horas programadas = 30 días/mes= 8640.

Horas de R/H utilizadas = 6,391 hrs entre L1 y L2
31% 69%

RECUPERACION = (74 %)

MATERIAL DE RELLENO

Se presentan a continuación las características del material de Relleno proveniente de los ciclones:

MICRONES	MALLA	% RELAVES		% RELLENO	
		& Set.88	&& Set.89	Set.88	Set.89
--	65	--	--	77.3	--
200	70	--	92.4	--	83.1
150	100	71.8	81.7	51.9	67.8
100	140	53.1	76.5	33	48.7
74	200	39.6	56.6	22.1	30.2
53	270	--	44.6	--	18.0
	400	24.2	37.6	4.1	10.0
14	--	19.3	--	1.8	--
18	--	16.5	--	1.0	--
10	--	15.2	--	0.7	--
9	--	14.5	--	0.4	--

& muestreo antes de la construcción de la nueva planta de R/H

&& muestreo despues de la construcción de la nueva planta de R/H

Demoras operativas por : sobre la operación		%de incidencia
problemas de R/H ->	1141 hrs.	13.2%
problemas de la mina ->	803 "	9.3%
problemas mecánicos ->	271 "	3.1%
problemas eléctricos ->	17 "	0.2%
problemas de planta ->	18"	0.2%
concentradora		

* un promedio de los ultimos cuatro meses arroja un 17. hrs/mes de envío de Relavesd a la presa.

* Eficiencia de operación del relleno hidráulico : 88 ton/hg en promedio.

ESTADISTICA PRODUCCION MINERAL CABEZA Vs RELAVES Y % DE RECUPERACION

	1984	1985	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95
Mineral Cabeza	51654	51528				62772		65688	62307	63851		
Relave producido Tms	44939	44830				54612	25757		54661	55937		
Relave a Mina Tms	27548	27275		25005	42063	25757	49540	48375	50982			
Relave a Presa Tms						12549		6905	6286	4954		
Recuperación %	61.3%	60.84%				77%		87%	88.5%	91.08%		
Relación RelacxProduc/Tm	0.87	0.87			0.87	0.87	0.87	0.86	0.88	0.87		

El año 1988 se inicia la construcción de la nueva planta de relleno hidráulico, a partir de su puesta en funcionamiento se va mejorando el servicio y atención a los tajeos (evitando su desciclaje), se inicia la mayor recuperación de finos de los relaves, los cuales son enviados a la mina como relleno, en los cuadros estadísticos se observa un mayor porcentaje de recuperación

XIII.- 7.- COSTO OPERATIVO DEL RELLENO HIDRAULICO (\$ /Ton)

- Los relaves de flotación contienen un promedio de 35% de sólidos en la pulpa (en peso).
- El volumen de relleno requerido representa un 70% del volumen de extracción.

- Se emplean equipos como hidrociclones, acondicionadores, bombas, tuberías y mangueras.

FACTORES DE CALCULO

- La producción de la mina (se rellena aprox. el 70%).
- la distancia y el desnivel entre la planta concentradora y el tajeo.

ELEMENTOS DE CALCULO DEL COSTO OPERATIVO

- Energía eléctrica requerida.
- Mano de obra.
- Depreciación del equipo e instalaciones de tuberías y accesorios.
- Costo de mantenimiento.

EL COSTO OPERATIVO DEL RELLENO

Implica la participación del costo de operación del relleno en una tonelada del mineral extraído en tajeos.

$C_{relleno} = \$0.53/\text{tonelada de mineral extraído}$

Considerando Imprevistos 10%

$C_{relleno\ hidraulico\ HILCO} = \$0.583/\text{ton}$

CAPITULO XIV

COSTO OPERATIVO DE EXPLOTACION

Se han obtenido los costos de cada una de las operaciones unitarias con datos reales de la operación, obtenidos en forma experimental.

RESUMIENDO

COSTO DE PERFORACION = \$ 1.255/ton

COSTO DE VOLADURA = \$ 0.6165/ton

COSTO DE SOSTENIMIENTO = \$ 0.99/ton

COSTO DE ACARREO = \$ 0.60/ton

COSTO DE RELLENO HIDRAULICO = \$ 0.583/ton

COSTO OTROS, TERCEROS DPTO DE SERVICIOS = \$ 1.70/ton

COSTO OPERATIVO DE EXPLOTACION = \$ 5.7445/ton

Las estadísticas de los últimos cuatro años arrojan en el rubro de explotación un promedio de \$ 5.63/ton.

En los cuadros que ha continuación se presentan se detallan los costos de producción distribuidos, Para el ítem de mina se especifican los costos por rubros así suministros, remuneraciones, servicios terceros, energía y mantenimiento, observando el grado de implicancia que cada uno de estos ítems ejerce en los costos directos de Mina. Así para los últimos 5 años los costos directos Mina arrojan un promedio de \$16.6./TMS

Nuestros costos totales de producción distribuidos nos arrojan en los ítems de

- Costos directos Mina
- Costos directos Planta cc
- Costos Indirectos

Una suma de \$ 32.014/TMS (promedio de los 5 últimos años)

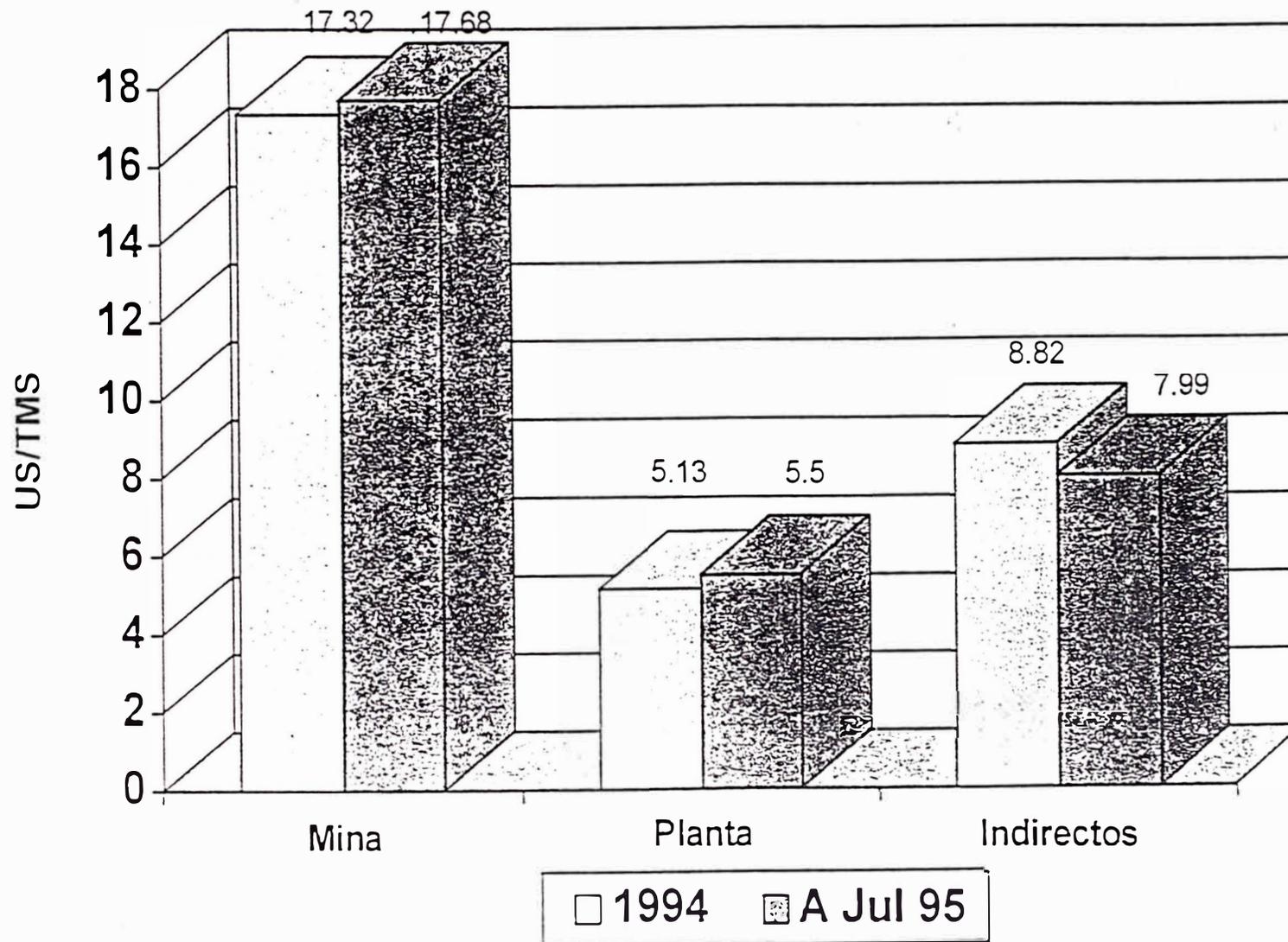
MILPO
COSTOS de PRODUCCION (Distribuido)

PRODUCCION	TON	1991	1992	1993	1994	A Jul-95	Variación	
MINA		65.686	52.236	64.67	65.158	62.890		
Prospección	S/Tms	0.00	0.16	0.28	0.15	0.16	0.01	7%
Exploración	S/Tms	0.49	0.76	1.66	2.87	1.98	-0.89	-31%
Desarrollos	S/Tms	2.82	1.42	1.37	2.05	1.57	-0.39	-19%
Preparación	S/Tms	3.51	2.44	1.64	1.52	1.57	0.06	4%
Explotación	S/Tms	5.43	5.64	5.89	5.21	5.32	0.11	2%
Transporte	S/Tms	0.94	0.83	0.62	0.71	0.65	-0.04	-6%
Agua y Bombas Uso Mina	S/Tms	0.04	0.05	0.04	0.06	0.12	0.06	98%
Conservación Mina	S/Tms	0.48	0.20	0.16	0.16	0.23	0.07	41%
Empernado Shot Crate	S/Tms	0.25	0.17	0.05	0.03	0.05	0.02	49%
Izaje	S/Tms	0.21	0.33	0.30	0.43	0.89	0.46	107%
Mant. Redes De Suministro	S/Tms	0.18	0.25	0.19	0.28	0.33	0.05	18%
Supervisión	S/Tms	0.52	0.52	0.56	0.52	0.62	0.10	19%
Ventilación	S/Tms	0.15	0.10	0.08	0.14	0.15	0.01	11%
Rellenos Hidraulicos	S/Tms	0.41	0.46	0.38	0.46	0.53	0.07	16%
Otros Gastos Directos Mina	S/Tms	2.44	2.11	1.47	2.73	3.40	0.67	25%
* Total Costos Directos Mina *	S/Tms	17.88	15.46	14.70	17.32	17.68	0.36	2%
PLANTA								
Chancado Primario	S/Tms	0.47	0.39	0.39	0.40	0.73	0.33	82%
Fajas Transp. Fase I	S/Tms	0.13	0.11	0.10	0.09	0.68	0.79	372%
Chancado Fase II	S/Tms	0.42	0.40	0.39	0.52	1.41	0.89	172%
Fajas Transp. Fase II	S/Tms	0.12	0.14	0.11	0.12	0.19	0.07	60%
Molienda	S/Tms	1.28	1.22	1.05	1.08	0.93	-0.15	-14%
Flotación Plomo Fase Iii	S/Tms	0.80	0.65	0.50	0.54	0.75	0.21	36%
Flotación Zinc Fase Iii	S/Tms	1.19	1.00	0.79	0.74	0.35	-0.39	-52%
Filtros y Manipuleo	S/Tms	0.22	0.23	0.19	0.22	0.21	-0.01	-6%
Relaves	S/Tms	0.67	0.82	0.65	0.52	0.01	-0.51	-96%
Gastos Directos Planta	S/Tms	0.64	0.62	0.85	0.90	0.04	-0.36	-96%
* Total Costos Directos Planta *	S/Tms	5.95	5.58	5.01	5.13	5.50	0.37	7%
COSTOS INDIRECTOS								
Gastos Generales	S/Tms	6.66	5.35	4.52	4.15	4.03	-0.12	-3%
Beneficios Sociales	S/Tms	3.41	2.83	2.71	1.88	0.73	-1.14	-51%
Depreciación	S/Tms	1.98	1.75	1.96	2.04	2.48	0.44	21%
Seguros	S/Tms	0.10	0.23	0.13	0.19	0.22	0.03	18%
Cargas Diversas	S/Tms	0.29	0.26	0.19	0.16	0.14	-0.02	-13%
Tributos	S/Tms	0.34	0.23	0.09	0.40	0.38	-0.02	-4%
* Total Costos Indirectos *	S/Tms	12.77	10.64	9.61	8.82	7.99	-0.83	-9%
Total Costo De Producción	S/Tms	36.61	31.69	29.33	31.27	31.17	-0.10	0%

MILPO
 COSTOS de PRODUCCION (Distribuido)
 US\$/TMS

		1991	1992	1993	1994	A Jul-95	Variación	
Tonelaje tratado TMS		788.23	747.45	776.05	781.89	440.23		
MINA								
Suministros	S/Tms	3.07	2.89	2.37	2.42	2.50	0.09	4%
- Barrenos	S/Tms	0.90	1.01	0.76	0.61	0.61	0.00	1%
- Explosivos	S/Tms	1.19	0.98	0.78	0.59	0.43	-0.16	-27%
- Otros	S/Tms	0.98	0.90	0.83	1.22	1.46	0.24	20%
Remuneraciones	S/Tms	3.44	3.64	3.38	1.04	4.51	0.47	12%
Servicios	S/Tms	5.81	3.29	3.57	5.19	5.03	-0.16	-3%
Energía	S/Tms	0.73	0.83	0.56	0.60	0.69	0.09	15%
Mantenimiento	S/Tms	4.85	4.80	4.83	5.07	4.94	-0.13	-3%
* Total Costos Directos Mina *	S/Tms	17.88	15.46	14.70	17.32	17.68	0.36	2%
PLANTA								
Suministros	S/Tms	2.95	2.57	2.24	2.21	2.20	-0.02	-1%
- Reactivos	S/Tms	1.08	1.07	0.93	0.93	0.92	-0.01	-1%
- Repuestos Planta	S/Tms	1.52	1.26	0.98	0.79	1.03	0.24	30%
- Otros	S/Tms	0.35	0.24	0.34	0.49	0.24	-0.25	-50%
Remuneraciones	S/Tms	0.90	0.74	1.03	1.20	1.32	0.12	10%
Servicios Terceros	S/Tms	0.74	0.99	0.79	0.67	0.77	0.10	16%
Energía	S/Tms	1.09	1.04	0.68	0.80	0.88	0.08	10%
Departamento Servicios	S/Tms	0.28	0.24	0.27	0.24	0.33	0.09	35%
* Total Costos Directos Planta*	S/Tms	5.95	5.58	5.01	5.13	5.50	0.37	7%
COSTOS INDIRECTOS								
Suministro	S/Tms	0.67	0.50	0.43	0.32	0.30	-0.01	-1%
Remuneraciones	S/Tms	2.61	1.90	1.66	1.68	1.48	-0.02	-12%
Servicios Terceros	S/Tms	2.37	2.01	1.73	1.59	1.63	0.04	2%
Energía	S/Tms	0.84	0.79	0.40	0.44	0.50	0.06	14%
Mantenimiento	S/Tms	0.17	0.14	0.30	0.12	0.11	-0.01	-8%
Beneficios Sociales	S/Tms	3.41	2.83	2.71	1.88	0.73	-1.14	-61%
Depreciación	S/Tms	1.98	1.75	1.96	2.04	2.48	0.44	21%
Seguros	S/Tms	0.10	0.23	0.13	0.19	0.22	0.03	18%
Cargas Diversas	S/Tms	0.29	0.26	0.19	0.16	0.14	-0.02	-13%
Tributos	S/Tms	0.34	0.23	0.09	0.40	0.38	-0.02	-1%
* Total Costos Indirectos *	S/Tms	12.77	10.64	9.61	8.82	7.99	-0.83	-9%
COSTO PRODUCCION	S/Tms	36.61	31.69	29.33	31.27	31.17	-0.10	0%

COSTO DE PRODUCCION DISTRIBUIDO POR CENTRO DE PRODUCCION



CAPITULO XV

EVOLUCION DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN MILPO

XV.1.- INTRODUCCION.- Milpo representante de la mediana minería Nacional, ha estado siempre a la vanguardia de lo que es tecnología y mecanización de la industria minera.

En sus diferentes fases del ciclo de minado se evidencia su grado de mecanización con predominio del sistema trackless. Con el transcurso de los años el corte y relleno en Milpo ha sufrido variaciones o adoptado matices adaptandose al momento por el que atravezaba la minería, la crisis minera, afectó profundamente la actividad y Milpo no fué la excepción. Los costos de explotación elevados, elevado costo de los insumos, impuestos injustos, política laboral y tributaria incoherente, precipitaron la quiebra económica de muchas empresas y obligó al resto de empresas a buscar soluciones para sobrevivir.

En Milpo se tuvo que explotar las reservas más ricas (decremando la mina) para obtener los tonelajes de concentrado requeridos por la empresa y lo peor, prácticamente se paralizaron las exploraciones, preparaciones y desarrollos estos factores afectaron la manera directa y cruda las operaciones y el ritmo de producción de la mina. lo que obligó a tomar decisiones drásticas para superar estos momentos.

XV.-2.-CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Método tradicional en Milpo ha ido variando fundamentalmente en lo que a característica de equipos se refiere, así

Para la operación de la perforación se emplearon máquinas Jackleg evolucionando hacia los Stope Wagon Wills (vagones perforadores de dos brazos) estos equipos inicialmente cumplieron las expectativas puestas en ellos, posteriormente para optimizar esta operación se fueron observando anomalías tales como

- Mucha dificultad con el sistema de carriles planos, se cambió por carriles cilíndricos
- Muy lento desplazamiento con el sistema de bomba de marcha, se cambió por el sistema de los UPER - DRILL ATLAS-COPCO mucho más eficientes.
- Se instalaron aguzadoras en los Uper - Drill a fin de facilitar la operación de aguzado de barrenos

Se instalaron clinómetros para medición de las inclinaciones a los brazos ó boom.
entre otros.

El ACARREO en Milpo ha evolucionado desde los rastrillos o Winchas Scraper pasando por los Auto Loader ó Cavos Pneumáticos hasta los modernos Scooptrams Eléctricos de 1, 2.2 y 3.5 yd³.

EL SOSTENIMIENTO desde los tradicionales pernos de roca, Split Set, pernos con resinas hasta los modernos Cable Bolting en actual proceso de introducción.

LA VOLADURA, desde el carguío de los taladros con cartuchos de dinamita y ataradores, hasta los explosivos granulados EXAMON, accesorios, desde las mechas de seguridad, Igniter Cord, fulminantes antiestáticos NONEL, ANOLINE, FANEL y fulminantes eléctricos.

Voladura desde las puntuales hasta las masivas con tandas de hasta 800 taladros.

XV.2.1 El sistema tradicional en Milpo es el corte y Relleno ascendente mecanizado con equipo cautivo (scooptram eléctrico) y Relleno Hidráulico, el cual consiste en que los equipos de perforación (Uper Drill) y Acarreo (Scooptram) una vez iniciado su operación en el tajeo, no saldrán hasta concluir la explotación en un nivel determinado, este sistema es rígido y no ofrece muchas alternativas a los problemas que puedan afectar a la operación (puede ser de yacimiento o mecánicos).

XV.2.2. Tajeos Estrella.- Se denominó así a los Tajeos -200 V5 - 200 CN1.2 - CN4, - 200 V Exitó - V 28 en determinado momento como consecuencia de la crisis que afectaba a la Minería los proyectos de inversión e inversiones normales en exploración, se detuvieron bruscamente; los desarrollos y preparaciones se redujeron a la mínima expresión, por otro lado había la necesidad de continuar con los ritmos de producción para sobrevivir. Esto como es natural nos conduce a un desbalance se producía pero no se reponía reservas se produjo lo inevitable, mina sin reservas - se decremaba la mina, se explotaban los Tajeos de alta ley y se dió, que, no había tajeos preparados en la mina y surgieron problemas de ley y tonelaje, se tomaron decisiones se propuso urgentemente el Tajeo - 200 V Exitó y se hicieron esfuerzos para la adquisición de un Jumbo Electrohidráulico para las exploraciones -Desarrollos y preparaciones, pues se planteaba la premisa preparar o morir. Con estas acciones se solucionaba el problema de las preparaciones y se hicieron programas muy exigentes para superar esta situación adversa. El asunto de la explotación que era lo inmediato se encaró del siguiente modo: realizada la preparación del Tajeo - 200 V Exitó, se proseguía con la preparación del -200 VPC, y los desarrollos y exploraciones hacia el Norte de esta situación de crisis, nace el origen de los "Tajeos Estrella" en Milpo.

Tajeo Estrella 200 V Exitó - 28 Se inició su explotación en circunstancias muy críticas, la producción de la mina provenía de Tajeos pequeños, así:

Zona I = 16,00 Ton/mes	8 Tajeos
Zona II = 15,00 Ton/mes	8 Tajeos
Zona III = 38,000 Ton/mes	4 Tajeos
Zona IV = 10,000	2 Tajeos, iniciaban su explotación, pero faltaba infraestructura.

Solamente la zona III y IV tenía Tajeos de áreas grandes. Se planteo y decidió lo siguiente: la zona III representaba casi el 50 % de la incidencia en la producción y sus Tajeos serían los pilares para el cumplimiento de las metas trazadas, en lo concerniente a tonelaje y Ley :

-200 V-EXITO-V28 ----- Asociando 02 estructuras
-200 V#5- C2A ----- Asociando 02 estructuras
-200CN 1-2-CN4 -----Asociando 02 estructuras

A estos 3 Tajeos se les aplicó el proyecto de optimización debido a su área mineralizada y su incidencia en la ley de cabeza, fueron los Tajeos reguladores de Tonelaje y Ley y se les llamo "TAJEOS ESTRELLA".

Este proyecto consistía fundamentalmente en

a) Optimización de las Operaciones Unitarias.

PERFORACION.- Todas las facilidades fueron dadas para mejorar los estándares establecidos, se incrementó hasta 45 - 50 Tals/gdia con S W y con J/L --- 35-40 Tals/Gdia, las instalaciones de los servicios llegaban hasta el Tajeo (tubería para aire y agua) la presión de aire y agua eran las mejores, el control de barrenos se realizaba estrictamente y por guardia, se obtuvieron rendimientos de hasta 1300 pies perforados, la calidad de la perforación óptima. Se trabajó con 02 S.W esto porque entre las operaciones unitarias, la perforación era el "cuello de botella".

VOLADURA.- Resultados excelentes. Techos lisos, Factor de Potencia bajo.

LIMPIEZA.- Buen rendimiento de los equipos hasta 40 Tm/hr ello en función del adecuado Mtto. que se le proporcionó a los 2 Scoops que habían en el Tajeo (Scoop 2.20 yd3), personal de Mtto Mecánico eléctrico permanecía en el Tajeo.

RELLENO HIDRAULICO.- Los Tajeos Estrella tenían prioridad en la programación del Relleno Hidráulico, se retomaron prácticas de control de fuga de Finos mejoró la preparación de los Tajeos, se usaron las torres de drenaje, Cash-Pits, etc.

RENDIMIENTOS.- Los rendimientos normales fueron superados así de 20 TMS/H-G se llegaron a obtener 40TMS/HG La eficiencia en la perforación se elevó desde 0.45 TMS/PP hasta 0.80TMS/PP , EL factor de Potencia se redujo desde 0/.65 Kg/TMS hasta 0.30 Kgs/TMS.

b) Máximo apoyo de Servicios:

MANTENIMIENTO MECANICO.- Se organizó de manera de prestar servicios a los Tajeos Estrella en forma permanente sin descuidar los demás Tajeos de la mina; Maestranza mina apoyaba con la reparación de los equipos PNeumáticos perforadores y UPER_DRILL. Aun a pesar de la escasez de repuestos e insumos, se logró incrementar los Rendimientos de los Equipos.

R/H --- priorizaba el relleno para los Tajeos Estrella.

ILUMINACION Y COMUNICACION.- Fueron los mejores, focos de 500 Watts iluminaban los Tajeos para un mejor laboreo del personal y equipos y para la prevención de condiciones inseguras. La comunicación era ágil con teléfonos en el mismo Tajeo.

INGENIERIA INDUSTRIAL.- Controlaba las operaciones unitarias, el transporte interno y demás actividades relacionados directamente a la operación y formulaba recomendaciones para optimizarlas.

GEOLOGIA E INGENIERIA.- Controlaba la estructura mineralizada. Fundamentalmente las leyes de cabeza, la parte geoestructural de manera de prevenir posibles colapsos (mediante mapeo y muestreos)
Se tenían las leyes promedio corte a corte y se realizaban sondajes en todo el perímetro del Tajeo con recomendación de Aperturas y estrangulación de áreas mineralizadas.
Ingeniería controlaba mediante cubicaciones las alturas de corte, encampane a fin de prevenir comunicaciones indeseadas a Tajeos cercanos y comunicaciones a los echaderos.

PERSONAL O MANO DE OBRA.- Se seleccionó a lo mejor y más graneado, se establecieron categorizaciones y se hizo escala de cargos y salarios, apareció el Maestro Minero I, II como la excelencia en la mano de obra, personal totalmente especializado, se brinda capacitación al personal en manejo y Mtto de equipos.
Se establecieron cursos de relaciones humanas y capacitación al personal. Se motivó a una plena identificación con su empresa y los objetivos a conseguir en estos momentos de crisis, se definieron políticas de incentivos entre otros, Bonos de Producción y premios a los que destacan (viajes al Cusco con toda su familia)
Se obtuvieron rendimientos de hasta 40 TMS/H-G en el tajeo Exito

C) APOYO LOGISTICO.

El abastecimiento de insumos, oportuno y conveniente hasta el Tajeo.

d) EL CONTROL DE EQUIPOS.- Riguroso con recomendaciones diarias con miras a la optimización, se obtuvieron rendimientos 40 TMS/Tarea.

Con éstas medidas se logró obtener tonelajes mensuales de 16,000 a 20,000 ton para este Tajeo.

Los porcentajes de disponibilidad fueron plausibles 70 -80 %, de igual forma el porcentaje de utilización mejoró.

XV.2.3. - CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON RAMPAS DE ACCESO LIBRE A LOS TAJEOS.

El ensayo de agrupar Tajeos cercanos dió buenos resultados y se generalizó esta práctica, se agruparon Tajeos desde la explotación de la zona Norte NV - 200 y prosiguiendo en el NV - 280 desde la zona Sur (-200 CN 1.2 - CN4, - 200 CN1 - 2A3- CZA, -280 V3- Kathleen - 280 V3N - Progreso - 280 V Exito - PC). Se agruparon Tajeos cercanos con áreas de hasta 2000 mts² integrándolos y mecanizando la operación en todas sus fases, este sistema exceptúa a cuerpos pequeños y/o aislados que continúan su explotación tradicional. Estos integrados son circundados por Rampas con secciones de 3.5 x 3.5 ó 3 x 3 y gradiente de 15 a 17 %, desde donde se comunican a los Tajeos integrados obteniendo acceso libre para personal, equipos y materiales.

En momentos tan críticos donde no habían repuestos de los equipos, insumos limitados (disponibilidad mecánica baja) afectaban la operación y el cumplimiento de metas trazadas hubo necesidad de utilizar al máximo los recursos disponibles.

Se construyeron estas Rampas obteniendo fácil accesibilidad de manera de poder recuperar equipos que estuvieran fuera de operación (accidentes o problemas mecánicos serios) y/o colocar equipos auxiliares Diesel o eléctricos permitiendo de esta manera darle flexibilidad al minado.

Mayor utilización de equipos y reducir el ciclo de operación del Tajeo, operaciones unitarias claves como la perforación (que representaban "cuellos de botella" fueron remontados mediante empleo de 2 SW o Jumbos) y la limpieza (se obtuvo una mayor utilización de los equipos) fueron reducidos en su tiempo de ejecución.

XV.2.4. - CORTE Y RELLENO CON TAJEOS INTEGRADOS Y SISTEMA CAUTIVO

En actual utilización, representa un cambio del sistema anterior por lo siguiente: Dado el elevado Tonelaje de material estéril producto de las preparaciones (Rampas y chimeneas) y el elevado costo que representa su producción y transporte se optó por :

- Retorno al sistema inicial, pero con el sistema de tajeos integrados equipos cautivos.

Eliminación de las Rampas.

Eliminación de Chimeneas Camino.

Los caminos se hicieron con cuadros.

Eliminación de CH. Draw Point (echaderos), en los casos de tajeos de terreno semisuave a suave y cambio hacia el sistema de anillos metálicos.

Equipos de acarreo integrados nuevos (esto significa que se aseguraba una buena disponibilidad mecánica y el retorno al sistema cautivo), ya superados los momentos críticos se realizaron inversiones en reponer el PARQUE DE EQUIPOS.

Se ha presentado en forma panorámica los estadios los que atravesó el Corte y Relleno en Milpo, este proceso producto de experiencia propias positivas negativas trató siempre de buscar la optimización de la explotación, espero este trabajo pueda servir para orientación de algunas minas con el mismo METODO EXPLOTACION.

FORMATO DE REPORTES TAJEOS ESTRELLA

INFORME SEMANAL

PRODUCCION TAJEOS ESTRELLA

LABORES _____ SEMANAL _____ MES _____ PROGR-MES _____ O/O _____ OBSERVAC. _____

T-200EXITO-V.28

TAL. PERFORADOS (CANT)

TAL. DISPARADOS (CANT)

MIN. EXTRAIDO (TM)

RELLENO (T.M.)

TAL. PERF. (TAL./G DIA)

RENDIMIENTO (T.M./P.P)

FACTOR DE POT. (KC/TM)

GRADO DE FRAGM. (O/O)

DILUCION (O/O)

EFICIENCIA (TM/HORA)

RELLENO HIDR. (TM/DIA)

DENSIDAD PROM. (U.F.)

O/O DE SOLIDOS (U.F.)

CONDICIONES BASICAS _____ OZO CUMPLIM. _____ OBSERVAC. _____

1. PERFORACION

PISO HORIZONTAL Y FIRME

PARALELISMO DE LOS TALADROS

PRESION DE AIRE

PRESION DE AGUA

2. VOLADURA

PRESION DE CARGUIO

CONEXION CORRECTO-FANELES

USO DE TACOS DE ARCILLA

3. LIMPIA

CAMINO LIMPIO

INSTALACION CORRECTO-CABLES

UTILIZACION CILINDROS DE CEMENTO

EFICIENCIA DEL OPERADOR SCOOP

4. RELLENO

EFICIENTE PREPARACION DEL TAJEO

USO DEL MONITOR

SERVICIO TAJEO

MANTENIMIENTO

LOGISTICA

SUPERVISION

ING. INDUSTRIAL

HORARIO DE TRABAJO

ILUMINACION

COMUNICACIONES

CAPITULO XVI

PLANEAMIENTO DE MINADO

XVI.-1.-Introducción.- Planeamiento es la proyección realista de resultados que se pueda obtener de un conjunto de elementos integrantes de un proceso.

El planeamiento de minado o planeamiento de operaciones implica la programación de la producción y los avances a fin de garantizar la continuidad y la vida de la mina, involucra también la evaluación de la utilización de los diferentes recursos a través de la investigación de operaciones. Se comprende que la deficiencia en el rendimiento de uno solo de sus elementos afecta al proceso en su integridad, por ello es que se analizan los procesos y se toman las acciones dirigidas a elevar la capacidad de cada elemento y la óptima utilización de los mismos.

XVI.- 2.- PLANEAMIENTO DE MINADO.- Trata de la planificación de la explotación a largo plazo (quinquenal y anual), a mediano plazo (semestral) y a corto plazo en forma mensual y semanal, esto se realiza con la finalidad de obtener los objetivos trazados por la empresa, se prevé los variables de la operación y las acciones a tomar a fin de superarlos:

A manera de ejemplo veremos algunas variables que pueden afectar el planeamiento de un tajeo:

-Problema de ley de Ag. Pb.

En Milpo es conocido que geológicamente a medida que se profundiza aumenta la ley de zinc y disminuye la ley de plomo y plata, en la explotación se ha visto agravado porque se están reduciendo las áreas de éstos tajeos, por tanto para obtener el tonelaje de concentrados de Ag-Pb requerido es necesario reponer esa producción de mineral de Ag-Pb, para lo cual se echó mano a la zona ya explotada de los niveles superiores (Recuperación) a fin de rehabilitar determinados tajeos que coadyuben a elevar al ley de Ag-Pb y paralelamente los pocos tajeos de mineral de Ag- Pb optimizar su explotación proporcionándole mayor apoyo logístico y de servicios, así mismo acelerar la preparación con miras a iniciar su explotación de tajeos con leyes de plata, plomo, así tenemos:

T-200 V 1204

T-200 CN3

T-280 CN1-2

T-360 Exito

NV + 50, recuperaciones

-Deficiencia de exploraciones, desarrollos y preparaciones, se propuso y ejecutó un plan de emergencia para superar este problema tan grave etc.

XVI.-3.- PLANEAMIENTO DE MINADO DE UN TAJEO.-

Se han de tener las siguientes consideraciones para la realización de un buen planeamiento de minado de un determinado Tajeo:

STANDAR ; TAJEO + 1000 mts.2 Corte y Relleno.

3.1.-**OBJETIVO**; Hacer ciclo perforación-Limpieza-
relleno, simultáneo.

3.2.-**CONDICIONES**: (Información básica).

a - Area bien definida, Area Total y Area Económica (1er. piso-reservas)

b.- Conocer el comportamiento geoestructural (Ley, roca, Buzamiento)

c - Definir necesidades de Tonelaje.

d.- Conocer recursos humanos.

3.3.- **INFRAESTRUCTURA.**

a.- Inclinado o chimenea (Buzamiento- información- servicios, deciden).

b.- Tres chimeneas (para Draw point o tolvas), ubicados estratégicamente de modo que 2 de ellas están permanentemente en operación con 2 caminos y 1 en habilitación, si fuese tolvas decidir entre cilindros de 48" ó 60".

c.- Tres torres de drenaje con tubos de recolección Independiente(R/H).

d.- Accesos para transporte de mineral y servicios.

e.-CH Ventilación en número de 1 ó 2.

3.4.- **MINADO.**

a.- Desatado y control del Tajeo con total seguridad.

b.- Abrir todo el área del tajeo a 10-11 pies de altura.

c.- Definir 3 zonas o áreas dentro del tajeo.

d.- R/ Hidráulico con sus propios estándares.

e.- Disparos de bancos de mineral cada guardia.

f.- Perforación con stope Wagon taladros de 10', 30 Tald/guardia mínimo.

g.- Limpieza 40 Tns/Hr Scoop 2-2 y d³.

h.- Chequeo y/o mantenimiento de tolvas, caminos, instalaciones.

i.- Decidir secuencia de Minado.

j.- Definir sostenimiento.

k.- Trazo de perforación y voladura.

l - Tipo de explosivo y diseño de secuencia de los Tandas de voladura.

3.4.- **EQUIPO**

a.- Stope Wagon de 2 brazos con aguzadora Wills o Atlas copco, se definirá la cantidad.

b.- Scooptram 2.2 y d³ eléctrico, se definirá la cantidad y las características del equipo.

c.- Jackleg.

d.- cargador de anfo.

e.- Ventilador de acuerdo a necesidad.

3.5.- PERSONAL

- a.- Un operador de Stope Wagon.
- b.- Un operador de Scoop.
- c.- Un perforista de J/L.
- d.- Un ayudante.

3.6.- SERVICIOS

- a.- Aire comprimido 75 PSI como mínimo.
- b.- Agua 25 PSI como mínimo.
- c.- R/H con instalaciones fijas.
- d.- Energía eléctrica 440 voltios para equipo eléctrico y 220 voltios para iluminación, con tomas por los caminos y chimeneas de ventilación.
- e.- Transporte debe superar en un 20% la capacidad de producción del tajeo.
- f.- Provisión de materiales cerca al tajeo (mínimo 1 mes).
- g.- Geología y topografía chequeo y control c/ corte.
- h.- Tolvas con pistones Pneumáticos OK.
- i.- Ventilación 5000 CFm mínimo equipo eléctrico
20000 CFm Diesel.
- j.- Herramientas básicas por tajeo

3.7.- PROGRAMACION

- a.- Que.
- b.- Como.
- c.- Cuando.
- d.- Quienes.
- e.- Cuanto.
- f.- Control.
- g.- Información y seguimiento.

3.8.- ENTRENAMIENTO

- Al personal: obrero, capataz.
Reporte diario de horas trabajadas y necesidades.

XVI.-4.- DETERMINACION DEL CICLO DE MINADO DE UN TAJEO
(Incluye presupuesto)

Calculo analítico
Tajeo - 200 CN4

Area total = 970 m²
Area Económica = 700 m²

PERFORACION.-

Stope Wagon	mallá	1.30x1.30	Rendimiento	30	tal
10' /Gdia					

TM/corte = heorte x Area x Densidad Mineral o desmonte.

S.W. Se considera igual al 60% del # taladros de

METAS FISICAS

AREA TOTAL = 970 m² TONELADAS MÉTRICAS ROTAS/MES : 8023
AREA ECONÓMICA = 700 m² TM ROTAS (MINERAL)/MES : 6306

PIES PERFORADOS :

S.W = 748 x 10' = 7480 PP
J/L = (150 + 374) x 8' = 4192 PP

total pies perforados = 11672 PP

tals de voladura / 898

EQUIPOS :

SCOOP JS220E
STOPE WAGON WILLS
MAQUINA JACKEG.

RECURSOS FISICOS

MANO DE OBRA :

06 Tareas/Gdia x 2 Gdia/dia x 26 días/mes = 312
tareas/mes

sobre tiempos 5% 16 tareas

total tareas = 328

MATERIALES :

PERFORACION S.W 7480 PP /1000 = 7.48 ≈ 8 barrenos de
10' (1000 PP, vida estimada de barreno
Milpo)

PERF. JACKLEG 4192 PP / 1000 = 4.2 ≈ 5 barrenos

TOTAL BARRENOS = 15

	1	barreno	2'
	2	barrenos	4'
	2	barrenos	6'
	2	barrenos	8'
	8	barrenos	10'

Lubricantes aceite perf Aireco EP-65 Grado 90

SW : 0.002 Gln/pie x 7480 PP = 15 Glns.

J/L : 0.00125 Gln/pie x 4192 = 5.24 Glns.

total galones aceite perforación = 20.24 glns

VOLADURA .-

Consumo estandar Dinamita 1 1/3" x 7" x 65 % 1200 unidades

peso de un cartucho = 0.11326 gr-m
equivalente en potencia = 0.2135 gr-f
al examón

Dinamita :

1200 x 0.2135 = 256.2 Kgs en equiv. Examón

Examón V ó P =

SW = 748 tals x 10' pies/tal x 0.38 Kg/pie x 2/3 tal
= 1895 Kg

J/L = 150 tals x 8' x 0.38 x 2/3 =
= 304 Kg

-> 2199 Kgs

FANEL : 898 unidades

Pentacord : 898 x 1.2
1078mts

Fulminante #6 : 150 unidades

Guía Nacional : 1500 pies

ENERGIA ELECTRICA :

Scoop de 85 HP (motor)

#HP motor x Hrs operación x Fc = KW-H consumo

Fc = 0.7457 (217 hr para mover todo el material)

85 x 250 hr x 0.7457 = 15846 KW-h (11 hrs/dia
trabajo efectivo)

AIRE COMPRIMIDO : Pie³

SW : 216 cfm x 1.33.min/pie x 7480PP =
2148854.4 pie³

J/L : 130 cfm x 1.33 x 4192 =
724796.8 pie³

total aire comprimido = 2873651.2

split-set ó Perno mecánico :

374 unidades

HORAS DE OPERACION : hrs

Scoop JS 220E :

= tonelaje total/ rendimiento scoop

= 8023/37 = 216.8

STOPE WAGON :

= Total de taladros de techo / rendimiento

= 748 tals/60tals/dia = 12.5 días

INDICADORES DE EFICIENCIA

Indice de rotación :

TM min/m² = 6306 / 700 = 9.

TM min/pp = 6306 / 11672 = 0.54

TM min/tarea = 6306/328 = 19.22

(TM material/tarea=24.5)

Factor de potencia (F.P): (Wdinamita + Wexamón)/ton.
roto

W explosivo = 256.2 + 2199 Kgs = 2455.2 Kgs

explosivo

Tonelaje roto = 8023 ton.

$$F.P = \frac{W_{\text{explosivo}}}{TM_{\text{rotas}}} = \frac{2455.2}{8023}$$

F.P = 0.306 Kg/TM Promedio mensual
incluye perf.
secund. y
complementario.

RENDIMIENTO POR HOMBRE GUARDIA

TM/HG : 8023 / 262.5 = 30.56 TM/HG

DURACION CICLO DE MINADO

Perforación = 12.47 días

Extracción = 15.45

R/H = 56 hrs. (2.33 días)

Voladura = 2 días

Total ciclo de minado = 32 días

Esto indica que se realizará un corte a todo el tajeo durante un mes.

= El planeamiento a corto y largo plazo, planifica la producción y prevee las necesidades para su cumplimiento, sin embargo en la operación se presentan situaciones especiales que ameritarán se adopten medidas especiales, así por ejemplo:

a) Estructura Mineralizada sufre alteraciones

Se estrangula esta implica reducción de área económica y variación en tonelaje de producción, tendrá que reponerse este tonelaje con nuevas aperturas o incremento de producción de otros tajeos.

Variación en el buzamiento implica cambio en ciclaje normal, se cerrará determinada zona y se abrirá otra, esto significa más laboreo de máquina Jackleg y más demora, asimismo las chimeneas de servicio se desubicarán (haciendo más extensa su acceso).

- Cambio en tipo de terreno (mas deleznable) serán más difíciles de trabajar fundamentalmente en el aspecto seguridad se podrán realizar algunos cambios tales como chimeneas de servicios con cuadros-caminos ó puntales en línea según convenga. Draw Points se cambiarán por tolvas cilíndricas. Se tratará de reducir la luz del tajeo con cambio en el ciclo, "sobre relleno".

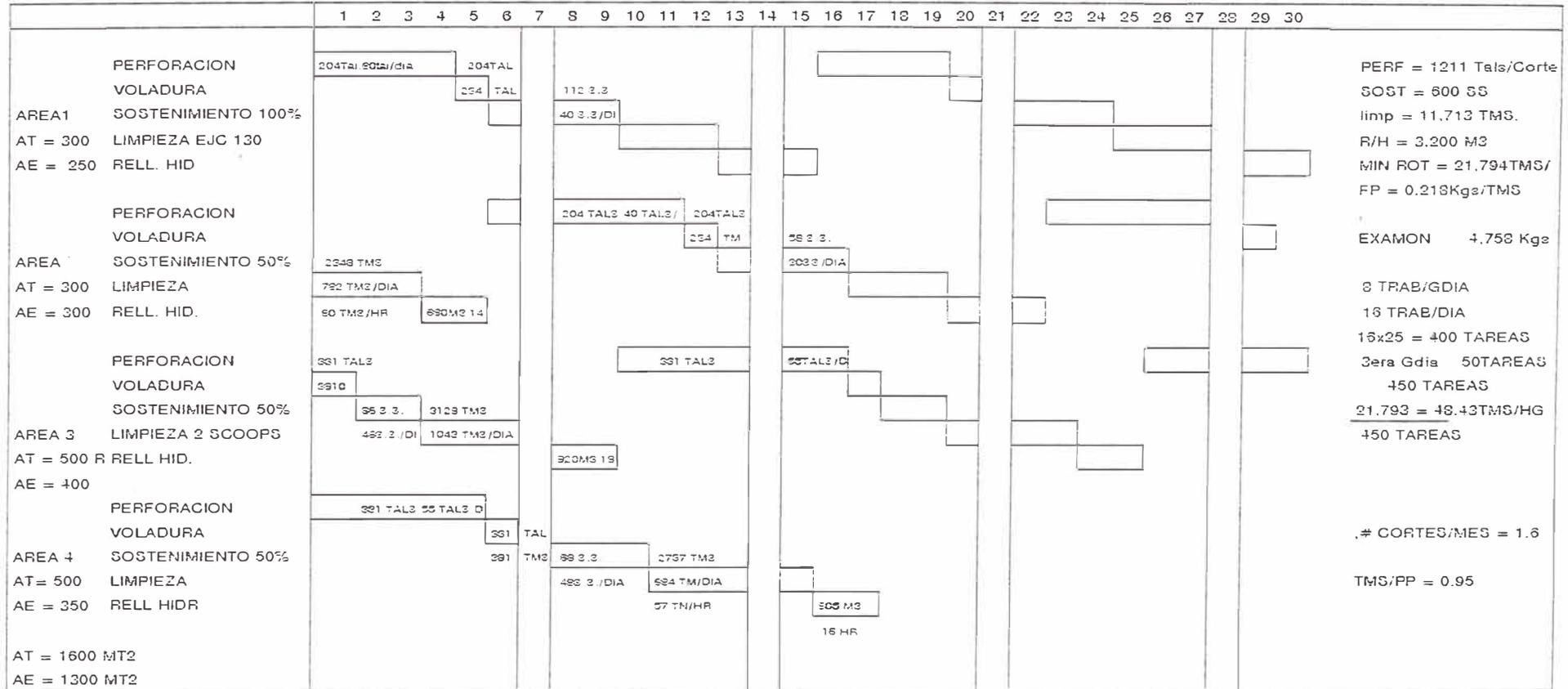
Presencia de fallas considerables, filtraciones excesivas de agua etc.

Culminación e inicio de la explotación de un tajeo y el reemplazo correspondiente de manera de no perturbar el programa de producción programado, tomando todas las acciones necesarias para ello.

- En términos generales es importante el grado de cumplimiento de un planeamiento y en lo posible remontarlo mediante la optimización de sus operaciones unitarias.

Darle velocidad en el minado, siendo muy importante esto último como medio de darle seguridad al laboreo al no permitir el relajamiento del macizo rocoso lo que ocurrirá si quedase mayor tiempo expuesto)

PLANEAMIENTO DE MINADO MENSUAL TAJEO - 280 V3 - KATHLEEN



Promedio mensual de este tajero 1.6 cortes a toda el area

PRESUPUESTO DE EXPLOTACION CORRESPONDIENTE AL AÑO 1994

LABOR	LEYES	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	PROD. TOTAL	TMP. RESERV.
	AG. PB. ZN.														
ZONA - III															
-200 CNI-2	4.0 3.2 4.9	5000	5000											10000	12000
200 VI204	4.6 3.5 3.6	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	108000	226000
SUB TOTAL		14000	14000	9000	118000	238000									
ZONA - IV															
-280 V5 C2A	3.1 1.9 5.7	8500	8500	8500	8500	8500	8500							51000	54000
-280 CN4-4A	4.3 4.0 4.4	12000	7000	5000	5000									29000	32000
-280 CNI-2A3/CNI-2	3.3 2.0 5.5	7500	7500	7500	8000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	9000	102500	122000
-280 VI204	4.6 3.4 3.8	7000	7000	7000	8000	8000	8000	8000	8000	8000	8000	8000	8000	93000	314000
SUB TOTAL		35000	30000	28000	29500	25500	25500	17000	17000	17000	17000	17000	17000	275500	522000
ZONA - V															
-230 V3-KATH.	4.8 3.2 6.9	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	120000	380000
-360 V3N.-PROG.	3.4 2.0 6.8	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	132000	228000
-360 AM.	2.2 0.5 7.0				1000	1500	1500	6000	6000	6000	6000	6000	6000	40000	60000
-360 EXT.-PC.-V28	4.2 3.8 4.7		5000	12000	12000	12000	12000	12000	12000	12000	12000	12000	12000	125000	276000
-380 CN4-4A	4.3 4.0 4.3					6000	6000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	72000	211000
SUBTOTAL		21000	26000	33000	34000	40500	40500	49000	49000	49000	49000	49000	49000	489000	1155000
TOTAL		70000	70000	70000	72500	75000	882500	1515000							
Ag.		4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	
Pb.		2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	2.9	
Zn.		5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	5.3	

PRESUPUESTO DE EXPLOTACIONES-DESARROLLOS Y PREPARACIONES 1.994

DESCRIPCION :	UNID	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOT
902 EXPLOTACIONES														
*** TOTALES	CTTA													
AVANCES :														
9020208 GAL. Y CRUC CONVENC.	Mts.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
9020308 GAL. Y CRUC TRACKLESS	Mts.	290	340	330	290	355	415	305	440	385	435	395	150	4,130
9020408 CHIMENEAS CONVENSIONALES	Mts.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
9020408 CHIMENEAS ALIMAX	Mts.	0	0	30	60	120	120	100	110	110	60	50	50	810
TOTAL AVANCE	Mts.	290	340	360	350	475	535	405	550	495	495	445	200	4,940
Num. de disparos	Unid.	103	122	135	136	191	213	163	241	195	188	168	79	1,907
Pies Perforados	Pies	36,54	42,84	45,447	44,274	60,198	67,758	51,32	69,619	62,689	62,544	56,215	25,345	624,789
PERSONAL	H/G													
EQ: SC350	Unid.													
SC220	Unid.													
SC100	Unid.													
JDT	Unid.													
Locomotara	Unid.													
Alimak	Unid.													
Jumbo	Unid.													
Perforadora (JL/ST)	Unid.													
MANO DE OBRA														
Tar. Normales	Tar.	412	488	524	512	700	788	599	798	722	720	646	290	7,199
Sobretiempo	Tar.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total	Tar.	412	488	524	512	700	788	599	798	722	720	646	290	7,199
MATERIALES ESENCIALES														
Dinamita	Cart.	3,48	4,08	9,36	14,28	25,860	26,580	21,660	25,080	24,420	16,020	13,740	10,800	195,360
Exanon	Kgs.	13,282	15,572	15,114	13,282	16,259	19,007	13,969	20,152	17,633	19,923	18,091	6,870	189,154
Fanel	Pzas.	3,105	3,641	4,038	4,114	5,817	6,459	4,946	6,559	5,970	5,666	5,070	2,446	57,831
Pentacord	Mts.	3,886	4,556	4,580	4,202	5,389	6,193	4,613	6,475	5,738	6,145	5,556	2,273	59,606
Barreno	Unid.	28	32	35	36	51	57	44	59	54	51	45	23	515
Lubricante	Gal.	103	122	135	136	191	213	163	216	196	188	169	80	1,912
Energia	Km-Hr	17,748	20,808	20,432	18,219	22,668	26,668	19,451	27,792	24,426	27,093	24,567	9,573	259,117
Aire Comprimido	MCF	0	0	2,250	4,500	9,000	9,000	7,500	8,250	8,250	4,500	3,750	3,750	60,750
Hrs. DE EQUIPO														
Alimak	Hrs.	0	0	103	205	410	410	342	376	376	205	171	171	2,769
Jumbo	Hrs.	325	381	370	324	396	464	341	494	432	488	442	168	4,625
Perforadoras (JL/ST)	Hrs.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Hrs. DE EQUIPOS														
Metros/Tarea.	Mt/Tar.	0,70	0,70	0,69	0,68	0,68	0,68	0,68	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	
PP/Mts.	PP/mt	126,00	126,00	126,24	126,50	126,73	126,65	126,72	126,58	126,64	126,35	126,33	126,73	126,48

PROGRAMA DE PRODUCCION SEMANAL

P-SEM1

TAJEOS	MIN. ROTO	MIN/ROMPER	TOTAL	SEMANA DEL 12 AL 18 NOVIEMBRE 1994						TOTAL	NECESIDADES
				SAB	LUN	MAR	MIER	JUE	VIE		
ZONA III Y IV NORTE											
-200 CN3	1200	(LU) 3000	4200	600	600	600	600	600	600	3600	Sacar S/W 6 Dia 14-11-94 J.Paucar Nesc.2 parejas F. Jurado
-200 VI 204	1000	(SA) (MI) 5000	6000	500	500	500	500	500	500	3000	Scoop 50, prob. elect/mec. Yupanqui MSA. Tapon dia Sab. F. Jurad
-280 CNI-2	3800		3800	400	400	400	400	400	400	2400	Recalentamiento Scoop 65, limpieza sist.refrig. J.Torres
-280 VI204	1500	(JU) 2000	3500	300	300	300	300	300	300	1800	Acondicionar S/W. J.Paucar, Prob. Geoestruc. Sc. 39 pines/boc.F.Flores
-280 CN3	700	960	1660	150	150	150	150	150	150	900	Inestab.Aplicacion TRACING. Scoop 49 a cargo Ctta.H.Ilave
-280 CN4 (R)		1200	1200	200	200	200	200	200	200	1200	Const. Anillo y prob. ventilacion Necesid.Illuminacoin V. Zarate
TOTAL	8200	12160	20360	2150	2150	2150	2150	2150	2150	12900	
** ZONA V											
-360 AM	1500	1500	3000	400	400	400	400	400	400	2400	Infraestruc. tapon cuadro camino Ctta. Pasco. F. Jurado
-360 V3	500	1500	2000	500	500	500	500	500	500	3000	Cambio plumas S?W 22 J. Paucar Tapon-Ramp. dia Mierc. F. Jurado
-360 V3N	1500	1500	3000	400	400	400	400	400	400	2400	Scoop 68 cambio bocina de cuchara plazo 1 sem. F. Flores
-360 KATH			0							0	
-360 CN4	2500	1500	4000	600	600	600	600	600	600	3600	Comunicacion Chiminal nivel -280 Ctta. TRAMIN.
TOTAL	6000	6000	12000	1900	1900	1900	1900	1900	1900	11400	
GRAN TOTAL	14200	18160	32360	4050	4050	4050	4050	4050	4050	24300	

LEYES: AG: 4.5 PB: 3.65

ACUMULADO A LA FECHA :

AVANCES

ALIM. 2

ALIM. 3

6 ALIM. 5

24 ALIM. 6

24

24

JUMBO # 61

JUMBO # 72

75

85

LOCOM. # 14 PROG: 10 VIAJES:

50 CARROS POR GUARDIA

CUADRO DE INFRAESTRUCTURA

TAJEOS	CHIMENEA VENTILACION JAULA TREPADORA	CAMINO CON CUADROS	DRAW POINT	
			JAULAS TREPADORAS	ANILLOS
-360 CN 4	1	2	2	1
-360 CN 1-2 A1	1	2	1	1
-360 CN 1-2 A3	1	2	1	1
-360 V5 C2A	1	2	1	1
-360 CN 3	1	2	1	1
-360 AM	--	2	--	3
-360 KATHLE	--	2	--	1
-360 V33 #2	1	2	1	1
TOTAL	6	16	7	10

- 96 -

EXPLOTACION MINA - RENDIMIENTOS

	1991	1992	1993	1994
<u>PERFORACION</u>				
Pies Perforados PP	123,914	127,130	107,599	227,997 *
Rendimiento TMS/PP	0.53	0.49	0.60	0.71
Barrenos PP/BARRENO	924	954	1070	1172
<u>VOLADURA</u>				
Examon Kg.	18,477	22,849	19,940	48,401 *
Dinamita 65% Kg.	1,283	1,443	807	6,744 *
Factor de Potencia (Kg/TMS)	0.32	0.39	0.32	0.28
<u>EFICIENCIA (O. MINA)</u>				
Total Tareas Tar	6,197	5,480	1,925	11,521 *
Eficiencia TMS/Tar	10.60	11.37	33.60	25.44
<u>RELLENO HIDRAULICO</u>				
Relave Producido TMS	57,445	54,663	54,623	56,687
Relave a Mina TMS	50,540	48,375	49,707	51,585
Relave a Presa TMS	6,905	6,288	4,916	5,102
Recuperación %	80.00	88.50	91.00	91.00
Relación Relave Prod/TM %	0.87	0.88	0.85	0.87
PRODUCCION TMS	65,686	62,288	64,671	65,158
* Incluye Labores Lineales				

CAPITULO XVII

SERVICIOS EN LOS TAJEOS

En el proceso de explotación es muy importante el rol que desempeña el departamento de servicios, por la magnitud y diversidad de apoyo que brinda a las operaciones. Entre los servicios que se proporcionan a la operación mina tenemos:

XVII.1 MANTENIMIENTO MECANICO - ELECTRICO

En Milpo este servicio está organizado en forma independiente bajo una jefatura central (Superintendente General). Coordinando su accionar con otras áreas en forma diaria.

Para cualquier método de explotación con sistema trackless es vital contar con un adecuado sistema de mantenimiento y reparación de equipos, para lo cual el departamento de mantenimiento mecánico - eléctrico ha diseñado y estructurando lo siguiente :

a) El departamento esta organizado de acuerdo al organigrama siguiente :

Spte Mtto Mecánico - E	
Asistente Spte Mtto meánico - E	
Jefe taller eléctrico	Jefe Mtto Mecánico
Asist. Jfe taller Elec.	Jefes de Gdia (3)
Capataces (3)	Capataces
Personal obrero 2 gdias (12 hrs)	Personal obrero 3 gdias

b) Los talleres de interior Mina, los hay en cada nivel de explotación con la infraestructura adecuada y con bodegas exclusivas de repuestos y herramientas, en donde se realizan todos los trabajos de mantenimiento preventivo, programado y reparaciones de menor envergadura. Las reparaciones mayores y Over Hault se realizan en superficie.

c) Talleres de superficie.- Donde se hace mantenimiento y reparaciones a equipos de superficie y reparaciones mayores de equipos de bajo perfil.

d) Maestraza Mina.- Existen uno en superficie y uno en el nivel principal de extracción -450 (este último se ocupa del Mtto de vía férrea y de los convoys, carros mineros y locomotoras o trolley).

e) taller de reparación de máquinas perforadoras.- En interior mina.

f) taller de reparación de máquinas Stope Wagon ó Uper - Drill tambien en interior mina.

g) Programas de mantenimiento preventivo, programado y over Hault, los cuales se realizan en forma diaria, semanal, mensual y en general de acuerdo a los planes de producción.

Toda esta infraestructura cuenta con el apoyo de la logística y el personal técnico adecuado para afrontar los problemas que se presenten.

Mantenimiento mecánico - eléctrico se encarga de toda la diversidad de equipos de mina y superficie, Diesel eléctricos ó neumáticos, de manera de garantizar una adecuada disponibilidad mecánica de los equipos, vía tratamiento oportuno a los problemas.

Ultimamente dado el imperativo de reducir costos para continuar siendo competitivos se ha tomado la alternativa de la contratación de los "SERVICE" ó empresas contratistas para realizar mantenimiento a los equipos (similar a las contratistas mineros de avances lineales y o explotación), es así que se contrata a la Cía ATLAS COPCO para realizar mantenimiento a todos los equipos Neumáticos de perforación. A la compañía MSA para mantenimiento de equipos diesel y eléctricos entre otros, esto ha permitido a la empresa reducir su carga laboral y habitacional, habiendo desplazado a buena parte de sus trabajadores a la ciudad de Cerro de Pasco mediante incentivos, todo el personal de contratistas habitan en la ciudad de Cerro de Pasco.

El objetivo primordial de mantenimiento es brindar apoyo a la operación y atacar los problemas en forma inmediata para lo cual su personal se dirige al mismo tajeo a dar solución al problema.

XVII.1.1 CONTROL DE EQUIPOS .- Dada la importancia de una buena disponibilidad mecánica de los equipos y el elevado costo que representa los mismos en el sistema trackless, es necesario el establecimiento de un sistema de control y medición de su rendimiento, a través del cual se puede hallar en forma rápida la productividad del equipo y definir a que causas se deben el bajo rendimiento del mismo. Para ello se han establecido un conjunto de formatos de reportes para los equipos de manera tal de captar información, los cuales son recepcionados por la oficina de informática el cual los procesa y elabora los índices y rendimientos de todos los equipos y los remite a los departamentos de mina y mantenimiento donde son evaluados y se toman decisiones para mejorar o mantener la productividad de los equipos dentro de rangos óptimos.

Los equipos comprendidos en esta evaluación son

- Scooptrams eléctricos de todos los tajeos.
- Scooptrams Diesel de los diferentes niveles de extracción.
- Jumbos neumáticos e hidráulicos.
- Volquetes teletrams Diesel.
- Stope wagons o Uper - Drill.
- Camiones de servicio.

-Traslado de Uper - Drill a otras áreas.

Accidente, derrumbe, incendio, gases, u otras demoras atribuidas a operaciones.

OD .- Son las horas que se dejan de trabajar por problemas que no son atribuibles al equipo ni a operaciones.

-Falta de energía eléctrica, neumática ó hídrica.

-Charlas de seguridad.

Decíamos que los reportes son enviados por la operacion mina hasta la oficina de informática el cual remite los resultados a los diferentes departamentos y a emergencia mina, el cual direcciona la necesidad en forma inmediata hacia los departamentos implicados (sea Dpto eléctrico, mantenimiento, servicios, etc), los cuales tomarán acción inmediata de manera de dar solución al problema.

XVII.2.- LOGISTICA

Este servicio es importante, pues un aprovisionamiento cualitativo, y cuantitativo óptimo y oportuno incidirán directamente para que las operaciones se ejecuten en forma eficiente y dinámica.

En Milpo el departamento de logística centraliza sus operaciones en su almacén central en superficie y posee bodegas en interior Mina en cada nivel para atender las necesidades de operación (de mina y mantenimiento mecánico-eléctrico). Mina mantenimiento y demás áreas hacen llegar sus necesidades de operación a logística el cual proveerá en forma oportuna el requerimiento de cualquier material o repuesto. Esto se hará con vales que continen # de cuentas y anexos, códigos del material, etc. de manera de llevar las estadísticas de consumo por labores y determinar los costos, y analizar anomalías por exceso o defecto y tomar decisiones para la solución oportuna.

XVII.3.- SUPERVISION

La supervisión, es muy importante el rol que desempeña pues es ella la que imprime el ritmo y dinámica de la operacion y la calidad de los trabajos a realizar mediante un adecuado planeamiento de Minado, conocimiento de la operacion. El supervisor pues debe organizar la explotación haciendo buen uso de los recursos y personal disponibles, realizar seguimiento y control de las operaciones unitarias enraizado concepto de calidad, eficiencia, cumplimiento de la producción programada .el supervisor es evaluado por los resultados obtenidos, manejo de personal (desarrollar mano de obra eficiente y motivada), estricto control de los costos de operación unitarias, conocimientos técnicos para resolver los problemas operativos y capacidad para tomar decisiones oportunamente, llevar las operaciones con el minimo riesgo posible y concientizar al personal del aspecto seguridad.

En Milpo la supervisión está conformado por los capataces de tajeos y transportes, ingenieros jefes de guardia de cada zona, ingenieros jefes de zona, los asistentes del capitán de mina.

XVII.4.- ILUMINACION

Los tajeos en Milpo al igual que las galerías de transporte están totalmente iluminadas, pues es un servicio que permite optimizar las operaciones al contar con áreas iluminadas e igualmente es factor preponderante de la seguridad del personal y operación de equipos al exponer áreas con probables condiciones inseguras de manera que pueden tomarse las acciones correctivas oportunamente.

XVII.5.- COMUNICACION

En Milpo en casi todos los tajeos existe comunicación por intermedio de teléfonos los cuales están ubicados en los caminos de los tajeos, desde donde es posible la comunicación con el departamento Emergencia_Mina el cual recibe todas las necesidades de operación. De igual manera existen teléfonos en las galerías principales donde laboran los Jumbos, Alimaks, tunnel Track (máquinas cuyo programa de avance es estratégico en el planeamiento de minado), en todas las bodegas de interior mina, talleres, estaciones. Es muy importante el papel de las comunicaciones pues, una información rápida y oportuna es vital para la optimización de las operaciones y la obtención de mejores eficiencias y rendimientos.

XVII.6.- ABASTECIMIENTO DE AGUA

En superficie existen tanques de almacenamiento del agua, que es bombeado desde la quebrada de Yanamachay, y desde donde se distribuye a interior mina el cual baja por gravedad a través de tuberías de 4" ϕ , en el pique Picasso se han instalado en la salida de cada nivel válvulas rompe presión los cuales regulan la presión de salida de manera de evitar sobrepresiones y problemas a la operación, desde el pique salen redes de tubería de 4" hasta el último tramo de galería desde donde suben a los tajeos por el camino por tuberías de 2" vitaulic. en el tajeo se emplean mangueras de 1" para su distribución según necesidad, otra alternativa es que bajan desde el nivel superior por las Chs. de ventilación ó camino de bajada.

XVII.7.- ABASTECIMIENTO DE AIRE

En la bocamina del nivel "0" San Carlos, se halla ubicada la sala compresoras desde donde se distribuye a toda la mina con tubos de 10" ϕ (pique) y en horizontal tuberías de 8" ϕ por las galerías de transporte, hacia los tajeos tuberías 4" ϕ y en el tajeo mangueras de 2" y 1".

XVII.8.- ENERGIA ELECTRICA

- La central hidroeléctrica de Candelaria.
- La interconectada de Centromin - Perú.
- Los grupos electrógenos y Térmicos (stand-by, si hay fallas con alguno de los sistemas anteriores)

A los tajeos llega mediante líneas de alta tensión y sub-estaciones distribuidos en todos los tramos desde los puntos de acopio hasta los tajeos (llega con 440 voltios para los equipos LHD).

XVII.9.- GEOLOGIA E INGENIERIA

Apoyan permanentemente para el mejor conocimiento del cuerpo mineralizado en sus diferentes horizontes de explotación de manera de extraer todo el mineral y evitar dejarlos, esto se concibe mediante los muestreos geológicos corte a corte, perforación de taladros largos para recomendar posibles nuevas aperturas o cerrar determinadas áreas, mapeos geológicos para preveer posibles zonas de colapso o fallas, ingeniería es importante para los controles de comunicaciones a las Chimeneas de extracción y de camino, determinación de cotas, puentes, malla de perforación, línea de relleno, cubicación de material roto, etc..

CAPITULO XVIII

TRANSPORTE INTERNO DE MINERAL

XVIII.1.-INTRODUCCION.- Es la actividad por la cual se traslada el mineral roto proveniente de los tajeos de producción, desde los puntos de reducción ó Draw Points (Dps) de cada tajeo hacia los diferentes ore passes distribuidos a lo largo de cada nivel

Todos los ore passes desembocan en el nivel -450 que es el nivel principal de extracción y drenaje. A este nivel llega toda la producción de mineral y desmante de la mina los cuales son trasladados hacia el Pocket principal de IZAJE nivel -505 desde donde son izados hasta la cámara de chancado primario. El sistema de transporte en éste nivel está constituido por un sistema de transporte sobre rieles con convoys de carros mineros y locomotoras de 16 ton. a trolley los cuales trasladan el mineral de los diferentes OPs hacia el Pocket para ser izados y al desmante proveniente de las exploraciones y preparaciones es evacuado hacia superficie (bocamina del túnel de la Quinua) para ser utilizado en plataformado a la vera de río Huallaga.

DRENAJE .- Todo el sistema de drenaje de mina se canaliza por 2 bocaminas así

Bocamina -100 .- Todo el agua de mina proveniente de filtraciones de los niveles superiores al nivel -100 es drenada hacia la bocamina de este nivel hasta superficie.

Bocamina -450 .- El agua de mina proveniente de los niveles intermedios se canalizan en cada nivel hacia la chimenea de drenaje el cual desemboca en el nivel -450 desde donde es drenada a superficie. En los puntos de acopio hacia el río Huallaga se han implementado sistemas de control de contaminación ambiental de manera de mantener bajo control cualquier posible contaminación del agua de mina.

XVIII.2.- SISTEMAS DE CARGUO

Para el traslado del mineral acumulado en los DPs hacia los ore passes se emplean 3 sistemas, los cuales son:

- Caída Libre Con Scooptrams Diesel.
- Caída Libre con Scooptrams y volquetes de bajo perfil.
- Con tolva Pneumática y volquetes de bajo perfil.

Cada uno de estos sistemas de carguío fueron aplicados en Milpo en función a la realidad por lo cual atravezaba la compañía así

XVIII.2.1.- El sistema de carguío con scooptram Diesel {caída libre} corresponde al diseño original de transporte interno, esto significa (los OPs se ubican a cada 400 mts. en promedio uno de otro) que a medida que se

producen los avances en horizontal se va comunicando a los OPS de manera de hacer mas eficiente el transporte interno, lo que haria posible el trabajo solamente con scooptrams de gran capacidad, esto en la práctica no se dió en su totalidad, por lo que se aplicó en el sistema para tajeos situados en las cercanías a los OPS hábiles.

XVIII.2.2.- El sistema de carguio con scooptrams y volquetes de bajo perfil (caída libre) se emplea para el traslado de mineral en distancias prohibitivas para los scooptrams en rangos mayores a 100 mts, en función a que los OPS estan ubicados a distancias superiores a los 100 mts. de los puntos de reducción.

XVIII.2.3.- El sistema de carguio con tolvas pneumáticas, se diseñó para el traslado de mineral mediante volquetes y hacer más dinámica las operaciones de carguio y transporte para distancias mayores a 100 mts por los problemas que se tuvieron con la disponibilidad de los scooptrams, las tolvas pneumáticas se disponen de 2 formas, carguio lateral y carguio posterior.

Se han realizado estudios sobre el transporte interno de mineral y se han establecido criterios para la selección de equipo así, entonces

Todos los equipos Diesel deben tener turbo ó compensador de altura (sistema de admisión de aire forzado) este sistema permite reducir la pérdida de potencia del motor por altitud de un 45% a un 25%.

En la generalidad de casos los equipos Diesel se emplearán para labores de exploraciones desarrollos y transporte interno de material

- Los equipos de carguio, de tajeos estarán constituidos exclusivamente por scooptrams eléctricos, por las razones siguientes

- Evita la contaminación.
- Menor nivel de ruido.
- Mejor disponibilidad mecánica.
- Menor costo operativo.
- Mayor productividad.

Su gran desventaja es que son cautivos.

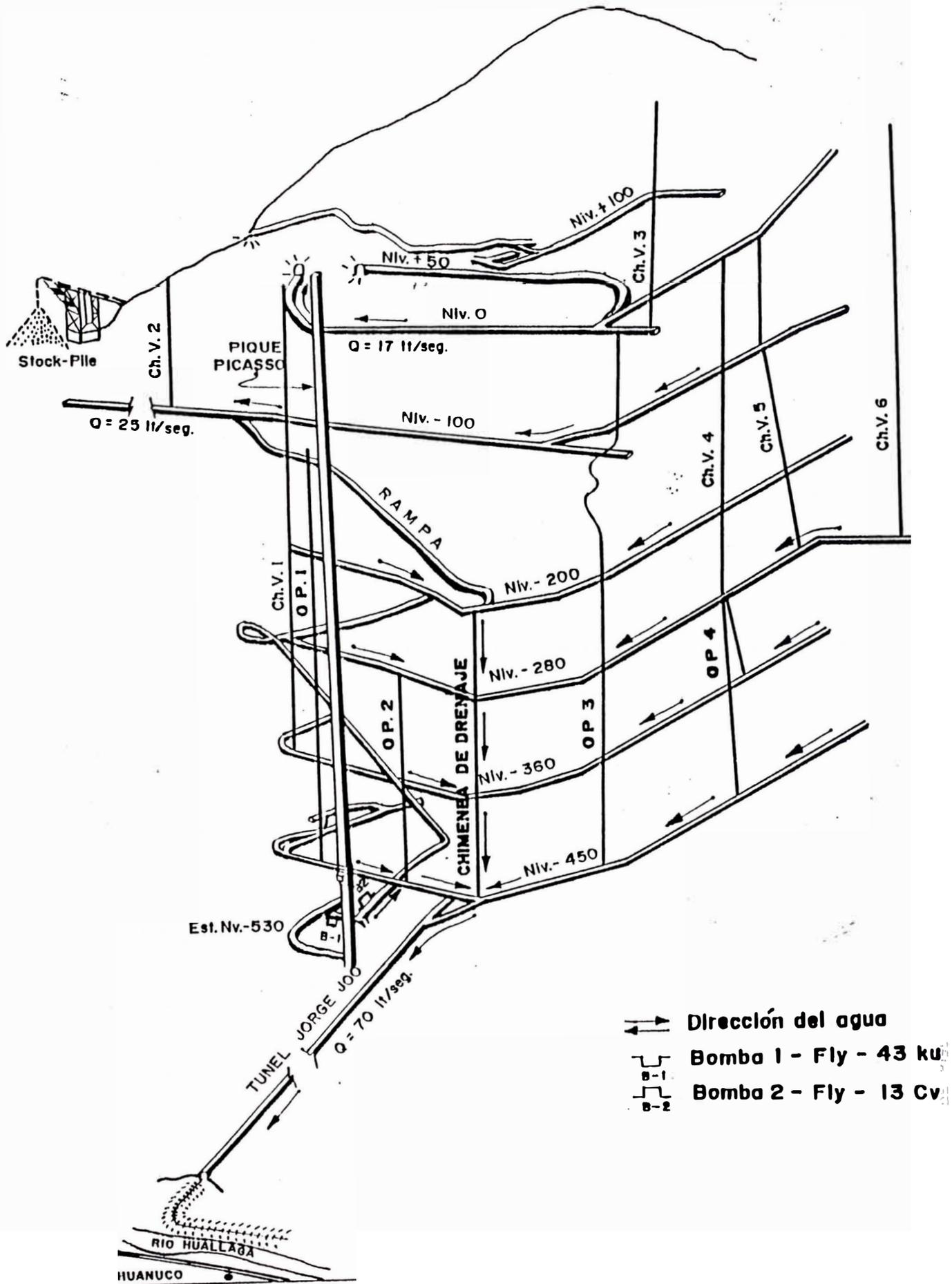
Factores Optimizantes En El Transporte Interno.-

- a).-Ore-Passes.- Para evitar las filtraciones de agua que dificultan una normal extracción del mineral o desmonte en el nivel -450 en las áreas adyacentes a las comunicaciones continuar el programa de inyecciones de cemento construcción de las cunetas de concreto de manera de poner en operatividad todos los OPs y hacer mas eficiente el transporte interno.
- b).- Se ha realizado estudios de tiempos y costos de las diferentes formas de transporte de material tanto de los OPs(explotación) como de los frentes de exploraciones desarrollos y preparaciones hacia los echaderos

principales, producto del cual se ha formulado un cuadro comparativo de costos en ellos podemos determinar que el sistema de traslado con tolva neumática y camión es el mas recomendable con la finalidad de reducir costos por la utilización de Scooptrams diesel para el carguío. Por lo que se ha propuesto un programa de construcción de tolvas en los diferentes tajeos .Un análisis de costos somero de la construcción de una tolva vs. el trabajo de un scoop nos da el siguiente resultado:

Costo total de una tolva = \$ 12,000
- Costo por hora de un Scoop = \$ 60
Costo por día de un Scoop = \$600
- Costo de un Scoop en 25 días = \$ 15,000
Significa que por el trabajo de 25 días de un scoop paga el precio de una tolva .lo que hace mas rentable esta última

SISTEMA DE DRENAJE



ANEXO

1er CASO

Sistema de carguio echadero DP (caida libre) con Scooptram
Diesel ciclo de transporte de un Scoop 350B - motor 139HP

DISTANCIA mt	TIEMP FIJO min carg.+desc.	TIEMP TRASL con carga min	TIEMP TRASLADO vacio MIN	CICLO TOTAL min
50		0.54	0.54	3.41
100	2.33'	1.07	1.07	4.47
140		1.50	1.50	5.33
150		1.61	1.61	5.55
200		2.14	2.14	6.61
250		2.68	2.68	7.69
300		3.21	3.21	8.75
350		3.75	3.75	9.83
400		4.29	4.29	10.91
450		4.82	4.82	11.97
500		5.36	5.36	13.05

V = 5.60 Km/Hr

Rendimiento = 27 M³/Hr para 80 mt distancia

2do CASO

Ciclo de Transporte de un volquete de bajo perfil JDT 413 y Scooptrams para diferentes distancias de acarreo

DISTANCIA	TIEMP FIJO	TIEMP CON CARGA	TIEMP TRASLADO	CICLO TOTAL
mts.	min.	min.	min.	min.
100		1.23	0.92	8.97
150	Tdesc + OD + Tcarg	1.85	1.38	10.05
200	0.33' + 2' + 4.50'	2.46	1.85	11.13
250		3.08	2.35	12.21
300	6.82'	3.69	2.77	13.28
350		4.30	3.23	14.35
400		4.92	3.69	15.43
450		5.54	4.15	16.51
500		6.15	4.62	17.59
550		6.77	5.08	18.67
600		7.38	5.54	19.74

Volquete JDT 413 -> Marca Jarvis Clark
capacidad de carga = 13 TM
motor Deutz FGL -714 de 135 HP Esponjamiento 40%
Tonelaje real a transportar = $3.82 \text{ M}^3 \times 0.80 \times 2.43 \text{ ton/m}^2$

- 7.42 TM/viaje
- 7 TM/viaje

Velocidad = 4.87 Km/hr.

CICLO DE TRANSPORTE DE MINERAL DE UN SCOOPTRAM Y VOLQUETES JDT
 413 NIVEL -200 ZONA III
 DESDE EL ECHADERO DE MINERAL DEL TAJEO HASTA EL OP1
 TAJEO -200 Vexito - PC

# Volquetes				
1 volq	3	viajes/hora	=	21 Tm/hora
2	3		=	30
3	2		=	14
4	2		=	14
			-	79 TM/hora

Tajeo -200 veta 5

1 volq	2	viajes/hora	=	14 Tm/hora
2	2		=	20
3	2		=	14
4	1		=	7
5	1		=	7
6	1		=	7
			=	69 TM/hr

Tajeo -200 CNI -2

1 volq	1.5	viajes/hora	=	10.5 Tm/hora
2	1.5		=	10.5
			-	21 TM/hr

Tajeo -200 V progreso

1 volq		viajes/hora	=	35 Tm/hora
2	4		=	28
			=	63 Tm/hr

TONELAJE A TRANSPORTAR EN EL MES

TAJEO	PRODUCC. MENSUAL	TM/Dia	
EXITO -PC	23000	885	$\frac{885}{79} = 11.2$ Hrs con 4volq.
VETA 5	10000	385	$\frac{385}{69} = 5.58$ Hrs con 6volq.
CNI -2	3000	115	$\frac{115}{21} = 5.48$ Hrs con 2volq.
Progreso	4000	154	$\frac{154}{63} = 2.44$ Hrs con 2volq.

Para cumplir el programa de producción de la zona III, es necesario contar con 6 volquetes JDT/gdia y 2 hrs de sobretiempo con 4 volquetes y 2 Scooptrams por guardia.

3er CASO

Del análisis de carguio de tolva ó shute al volquete, de un muestreo de 30 observaciones se obtuvo el siguiente resultado (tajeo 200CN4)

tiempo	Ttrasl carg + T trasl vacío	OD + Tciclo completo
carguio promedio	+ Tdescarga promedio	promedio
shute		
31.2 seg.	(0.52 min)	2040.5 seg (34 min)
2071.7seg(34.528min)		

Distancia total 2448 mts (trayecto de ida y vuelta) desde tolva CN4 hasta OPL Gal=20059

Producción por viaje promedio de volquete JDT 413 es de 7 TM/viaje

$$\# \text{ viajes/Hr} = \frac{60}{34.528} = 1.74 \text{ viajes/hr}$$

$$\text{Produc/Hr} = 7 \times 1.74 = 12.16 \text{ TM/Hr con un solo volquete.}$$

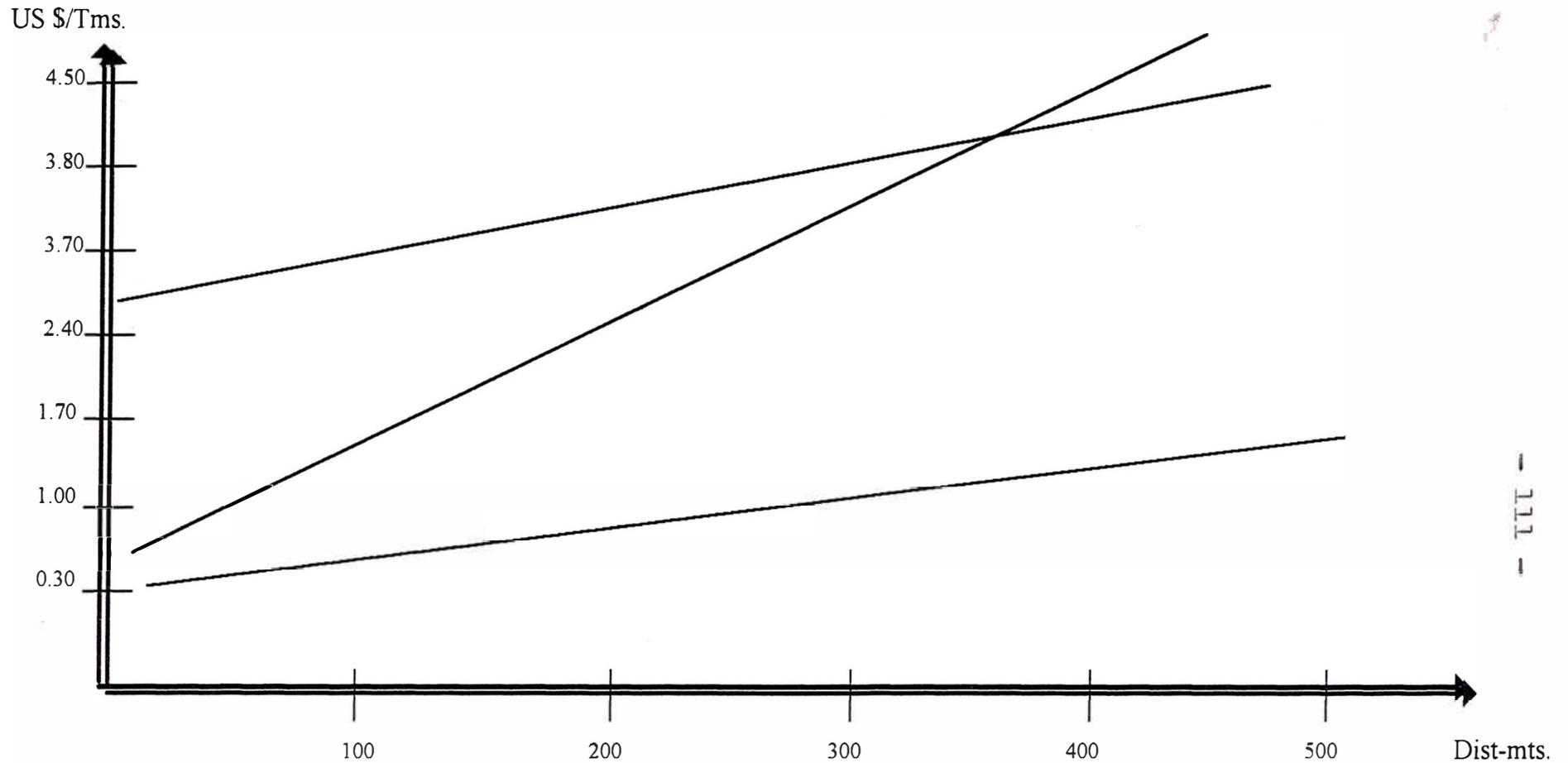
XVIII.2.4.- CONCLUSIONES.- De los tres casos de formas de carguio presentados para el transporte interno de mineral y/o Desmote, podemos concluir :

Para el 1er caso, su radio de acción es limitado, para cortas distancias es eficiente y económico, para distancias mayores a 250 mts. es antieconomico e ineficiente.

Para el 2do caso, es eficiente su empleo para distancias mayores a 300 mts. y con la cantidad de volquetes suficientes para evitar tiempos muertos al cargador.

Para el tercer caso, es muy eficiente para distancias mayores a los 300 mts y recomendables desde el punto de vista económico; reduce el tiempo de carguio considerablemente y se obtienen mayores volúmenes de producción

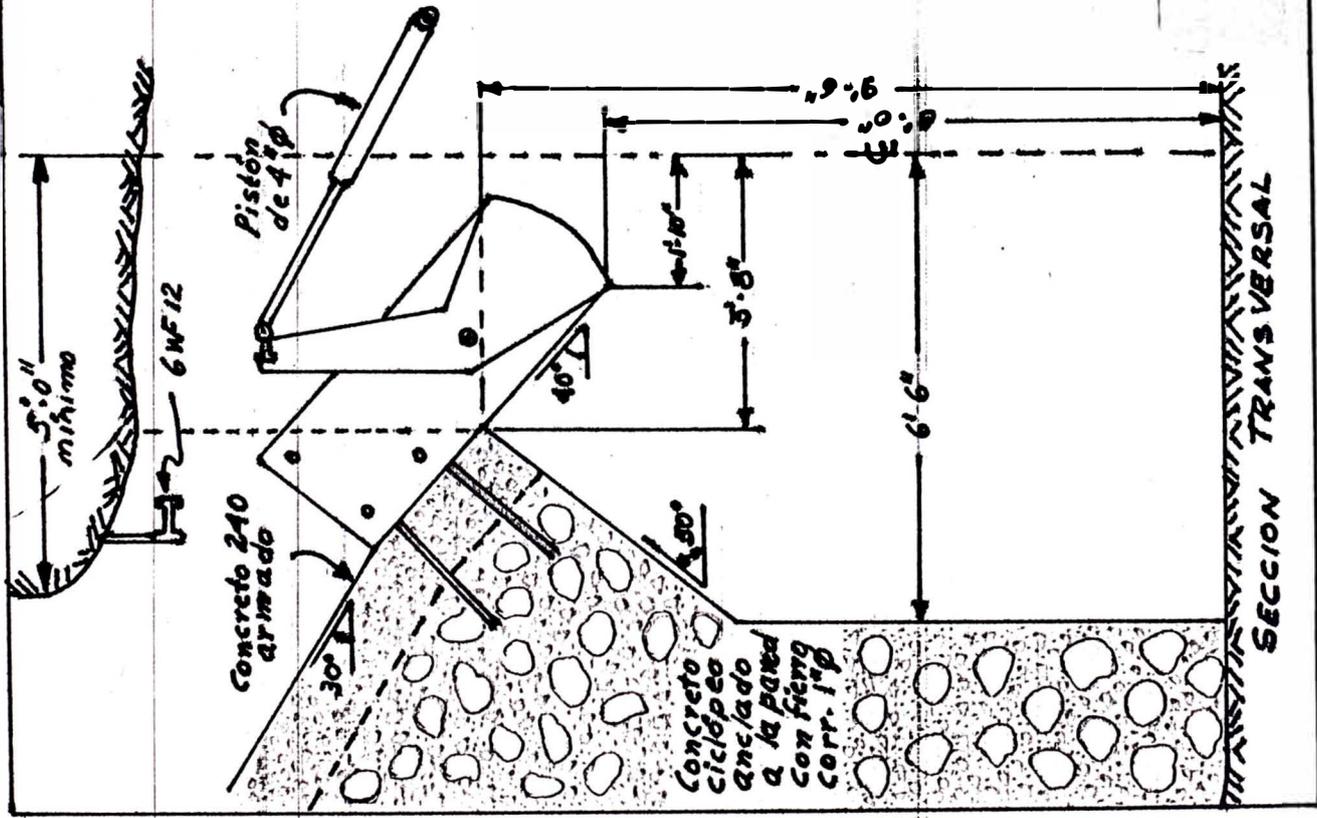
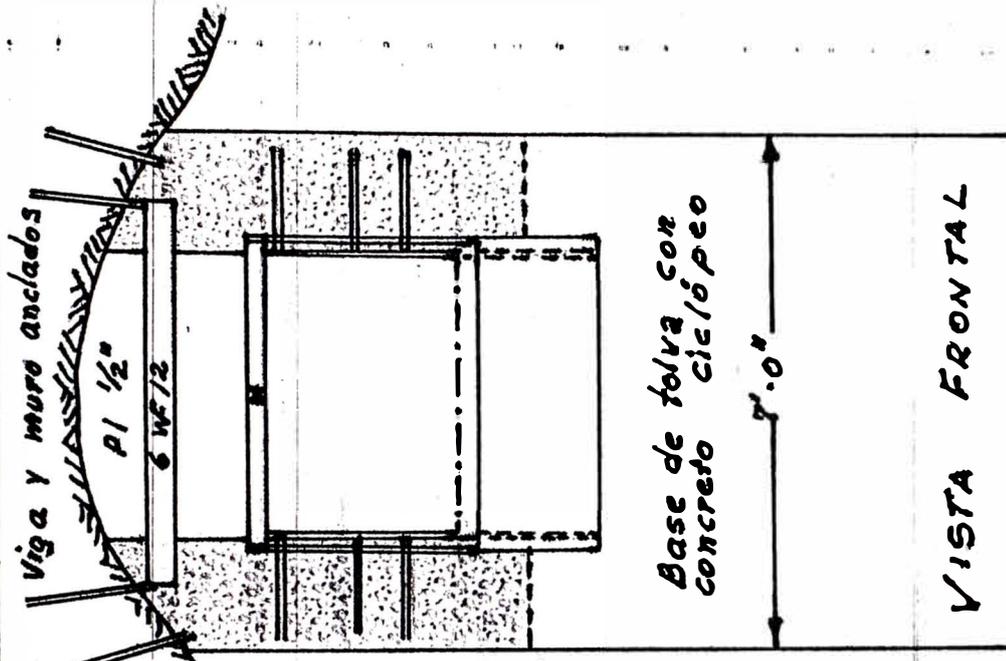
XVIII.3.- COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS DE TRANSPORTE CON EQUIPO TRACKLESS DIESEL



COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS DE TRANSPORTE CON EQUIPO TRACKLESS DIESEL

- A. SERVICIO INTEGRAL CON SCOOP 3.5 YDE
- B. SERVICIO COMBINADO DE SCOOP 3.5 YDE CON CAMIONES DE BAJO PERFIL DE 13 TM DE CAPACIDAD
- C. SERVICIO DE TRANSPORTE CON L MISMO TIPO DE CAMIONES RECIBIENDO LA CARGA DESDE TOLVAS

TOLVA PNEUMATICA



ADAPTACION DE TOLVA LATERAL
STANDARD PARA DESCARGA A
CAMIONES JDT. 413

Escala 3/8" = 1'
Fecha: Marzo '94

PROGRAMA PARA LA CONSTRUCCION DE TOLVAS EN LOS
DIFERENTES TAJEOS DE MINA

NIVEL	TAJEO	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
-200	CN3			1			
-360	CN4-4A			1	1		
-360	AM				1		
-360	KATHLEEN						1
-360	V33#2					1	
-360	EXITO					1	
-360	V5C2A						1
-360	CN1-2 A3						

PARQUE DE EQUIPO DE MINA MILPO TRACKLESS.

VOLQUETE WAGNER MT - 416	# 56	
JARVIS JDT - 416	# 78	
	# 79	
	# 80	
" JDT 415	# 71	
" JDT 413	# 38	139 HP
	# 44	
	# 37	
JUMBO MJM - 20 B	# 15	
JUMBO TAMROCK H - 105 C	# 61	
JUMBO TAMROCK H - 105 D	# 72	
LOCOMOTORA GOODMAN 15 Ton	# 14	
	# 15	
SCOOPTRAM DIESEL EJC - 130 D	# 75	125 HP
	# 76	
	# 77	
SCOOPTRAM WAGNER ST-3½ D	# 62	
SCOOPTRAM DIESEL EJC- 130 D	# 63	125 HP
JS 220 D	# 25	100 HP
JS - 350 B	# 54	
Eléctrico EJC 130 F	# 43	125 HP o 94 KW-h
	# 81	
	# 82	
	# 83	
	# 67	
	# 68	
	# 69	
100 E	# 64	100 HP o 75 KWH
	# 65	
	# 66	
" JS220 E	# 42	100 HP
MOTONIVELADORA IT - 28	# 51	
CAMION UTILITARIO	# 70	
	50	SE
	39	SE

CAPITULO XIX

PROFUNDIZACION MINA

Como en la generalidad de Minas la secuencia de explotación en Milpo a sido desde superficie hacia la profundidad. En vista que las estructuras mineralizadas profundizan no se sabe hasta que cota

XIX. 1.- PARAMETROS DE DISEÑO PARA EVALUAR LAS ALTERNATIVAS DE PROFUNDIZACION EN UNA MINA.

El primer paso para evaluar un sistema de acceso para la mina es determinar el propósito principal de la apertura (Pique) que podría ser usada para producción, servicios, ventilación explotación, desarrollo ó una combinación de éstos en el caso nuestro fueron las tres primeras.

- Nosotros debemos entonces establecer requerimientos de paso para la profundización ¿ cuánto mineral ó desmonte ? ¿ cuánto personal ? ¿ cuánto de material y accesorios ? ¿ cuánto de aire para ventilación ? etc. con esta información podemos desarrollar los parámetros de diseño básico, incluyendo el tamaño o profundidad de la apertura, configuración, sostenimiento, inclinación y ubicación. En nuestro caso : se extrae actualmente aproximadamente 800000 Tms. anualmente de mineral, en cuanto al personal un número de 400 Personas/día, ingreso de materiales, 4 horas/día, aire para ventilación mas o menos 90000 CFM.

Tamaño sección 12 m x 8 m

Profundidad Actualmente tiene una profundidad de 530 mts., existiendo proyectos para continuar la profundización.

Configuración 4 compartimientos -1) camino y servicios
agua-aire.
-2) Izaje de personal
Winche.
-3) Izaje de mineral
2 compartimientos
Jaula tipo Balancín.

Sostenimiento se hicieron estudios geoestructurales d toda la profundidad del pique y se realizaron trabajos de sostenimiento (Con concreto lanzado, pernos mecánicos y/o cementados, etc.)

Ubicación Zona extremo sur de toda la zona de contacto

- El desarrollo preliminar de los parámetros de diseño permitirá comparar capital, costos de operación estimado para ejecutarse entre las alternativas los ingenieros proyectistas podran determinar un sistema que proporcionara capital y

costos de operación óptimas, dependencia eficiencia y flexibilidad. Es esencial diseñar flexibilidad dentro del sistema de profundización, porque es esencialmente dificultoso expandir el acceso principal del yacimiento una vez que está en producción.

Los análisis de costos detallados para la profundización de la mina no pueden ser llevados a cabo sin un diseño adicional que abarcan los siguientes Items :

- 1 - Geología.
- 2 - Profundidad del yacimiento.
- 3 - Hidrología en los estratos a ser aperturados.

XIX.2.- SECUENCIA DE DISEÑO DEL SISTEMA DE IZAJE

Hemos listado los componentes principales de un sistema de Izaje en un pique, para que el diseñador pueda completar el diseño de una manera sistemática, es muy útil preparar una secuencia como en la figura

Como se puede ver el inicial consumo incluye la información básica requeridos para seleccionar un Winche, el propósito del Pique y algunos detalles de la disposición de planta superficial y distribución del nivel subterráneo.

Empezando con éstos datos básicos el diseño de los 5 componentes principales se notaría que como el diseño final de cada componente principal es completado, hay un período de revision. Frecuentemente estos períodos de revisión introduce nuevos problemas que resultan en un diseño aunque el diagrama de secuencia da la impresión que el diseño puede fluir en una dirección hasta su culminación sería recordado que en la práctica la secuencia del diseño conciste en una serie de lazos inter-relacionados con otras instalaciones.

Los 5 componentes principales de diseño son

- 1 - Producción.- Manipuleo de Mineral y desmonte.
- 2 - Servicio.- Manipuleo de personal y materiales.
- 3 - Ventilación.- captar y evacuar flujo de aire.
- 4 - Exploración .- para definir depósitos de mineral
- 5 - Combinaciones de costos.

-Con esta información el ingeniero está preparado para desarrollar un diseño conceptual y estimar costos. Adicionalmente para el nuevo proyecto, deberán ser llevados influencias exteriores que incluyen:

- a) Localización.
- b) Condiciones climáticas.
- c) Habilidad de la Mano de obra para ejecutar el

Proyecto.

Mientras éstas últimas no afectan las consideraciones del diseño, ellos afectarán los costos del desarrollo del Proyecto. Cada diseño en prueba debe ser evaluado para

asegurar que se encuentren los objetivos, que encierra el costo de capital, costo de operación, eficiencia, flexibilidad y estabilidad para el plan de apertura y tiempo de construcción.

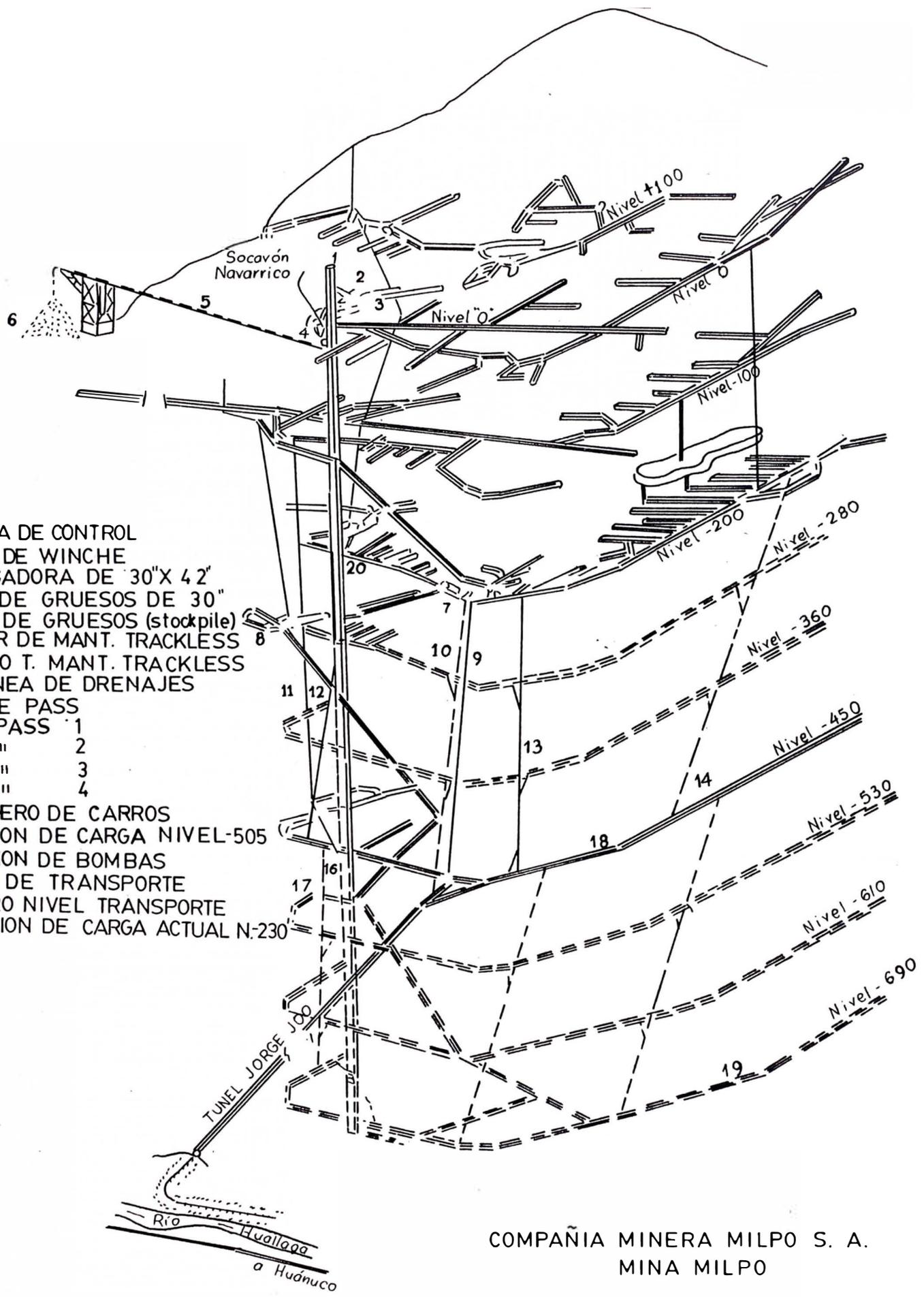
Este proceso de definición, diseño de alternativas y Evaluación continuará hasta que la óptima solución sea tomada.

XIX - 3.- EVALUACION DEL SISTEMA DE PROFUNDIZACION

El sistema correcto de acceso a la profundización de la Minas será dictado por la forma, tamaño y localización de los Cuerpos Mineralizados.

Otras influencias y consideraciones externas como la forma y estructura de los métodos de minado, producción, mano de obra, etc. También deben ser tomadas en cuenta para la evaluación y decisión óptima.

Los diseños preliminares y estimados de costos deben ser producto de un número de alternativas, antes que el diseño detallado se comience.

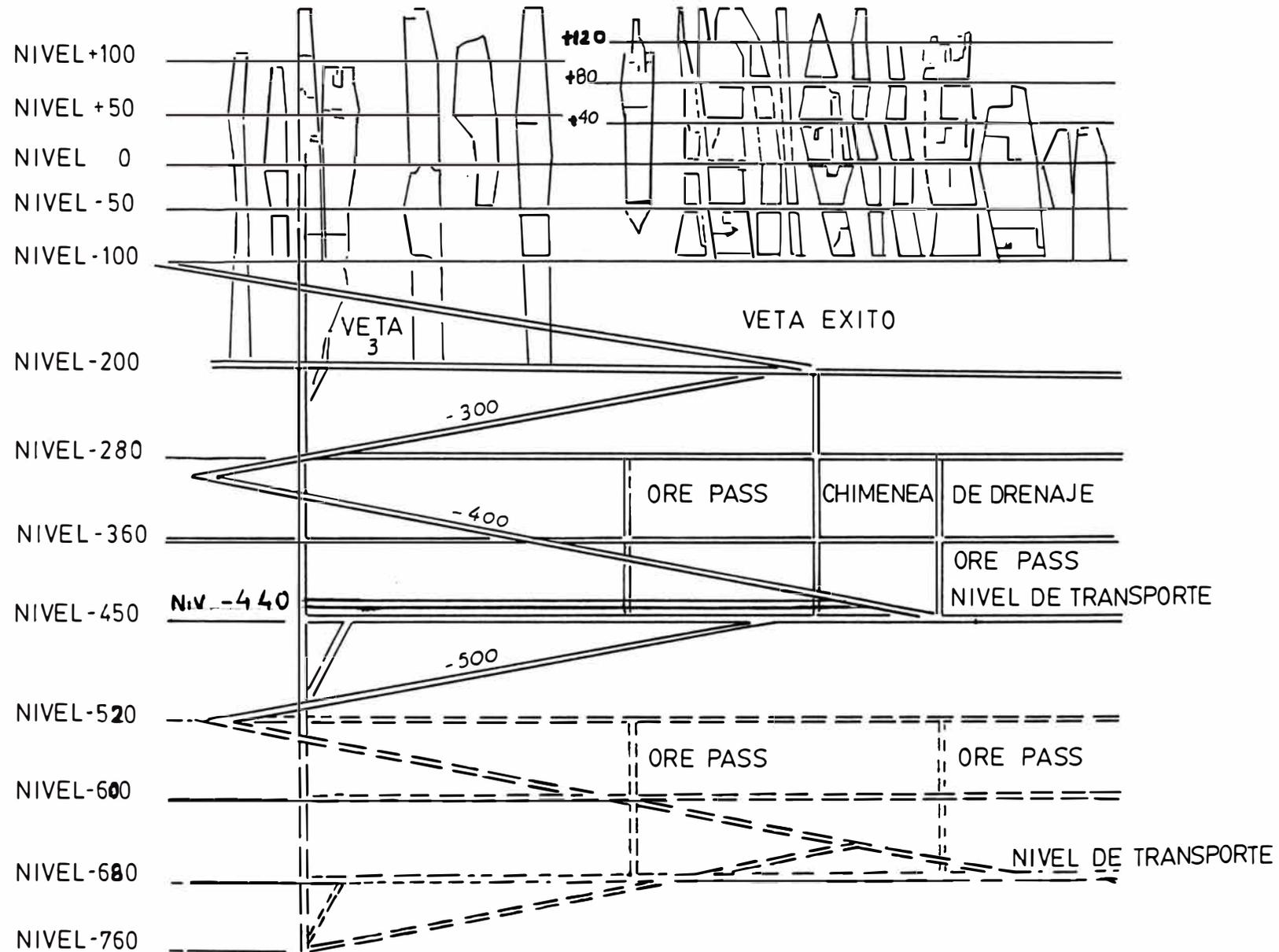


LEYENDA

- 1 PIQUE
- 2 OFICINA DE CONTROL
- 3 SALA DE WINCHE
- 4 CHANCADORA DE 30"X 4 2"
- 5 FAJA DE GRUESOS DE 30"
- 6 RUMA DE GRUESOS (stockpile)
- 7 TALLER DE MANT. TRACKLESS
- 8 FUTURO T. MANT. TRACKLESS
- 9 CHIMINEA DE DRENAJES
- 10 WASTE PASS
- 11 ORE PASS 1
- 12 " " 2
- 13 " " 3
- 14 " " 4
- 15 VACIADERO DE CARROS
- 16 ESTACION DE CARGA NIVEL-505
- 17 ESTACION DE BOMBAS
- 18 NIVEL DE TRANSPORTE
- 19 FUTURO NIVEL TRANSPORTE
- 20 ESTACION DE CARGA ACTUAL N:230

COMPAÑIA MINERA MILPO S. A.
 MINA MILPO
 PROYECTO PROFUNDIZACION MINA
 PLANO ISOMETRICO

PROFUNDIZACION DE LA MINA MILPO



RECOMENDACIONES

Mayor preocupación por la explotación en horizontal, en especial evitar dejar mineral.

Mejorar el "blending" o mezcla de mineral de cabeza con el objeto de obtener leyes promedio mas regulares y evitar discontinuidades en la recuperacion de concentrados.

En los tajeos retomar la practica de voladuras masivas con buena cara libre (chimenea) a fin de garantizar los resultados de la voladura y evitar problemas de subsidencia que podrian crear condiciones inseguras en la operacion.

Mayor control en la administracion de recursos e insumos de operacion.

En la operacion unitaria de perforacion una manera de reducir costos es la mayor utilizacion de los Upper Drill y reducir la influencia de las maquinas jackleg.

En los niveles de transporte dados los problemas generados en la extraccion de mineral de los DPs. hacia los Ore Passes como consecuencia del mal estado de los OPs es necesario habilitarlos y/o construir otros en reemplazo de los defectuosos.

Las tolvas Pneumaticas deben habilitarse y construir otros en los diferentes tajeos para mejorar los estandares en el transporte interno.

CONCLUSIONES

- El método de explotación por Corte y Relleno Ascendente es el que mejor se adecúa a las condiciones del yacimiento, en cuerpos mineralizados de forma irregular como los que se presentan en Milpo es el más recomendable pues la otra alternativa lo constituyen los métodos de minado masivo, pues tendrían problemas de dilución.

La forma organizada y secuencial de minado desde los nvs. superiores hacia los nvs. inferiores permite una optimización de los recursos.

La investigación de operaciones en los procesos de explotación, se centra en la obtención de mejores rendimientos y en la búsqueda permanente de nuevas alternativas de minado así se está experimentando la introducción del Sub-Level Stopping en cuerpos mineralizados de forma regular (pocos).

Las operaciones Unitarias están en constante investigación con la finalidad de introducir nuevos elementos técnicos y/o mejorar las existentes, el sostenimiento por cables cementados constituye una alternativa de estabilización de techos al permitirnos un mayor rango de influencia de los elementos del sostenimiento.

Las voladuras masivas por áreas además de permitirnos mejorar la calidad de la voladura y dar ciclaje al tajeo nos proporciona altas productividades (hasta 40 TMS-HG).

El Relleno Hidráulico con la puesta en funcionamiento de la nueva planta, se ha superado el problema de "tajeos en espera de relleno", pues con caudales de 105 TMS/Hr y densidades de pulpa de 2 nos permiten esta rapidez.

Los costos operativos de explotación obtenidos como producto del análisis de las operaciones unitarias son de \$5.740/Tms, los costos directos de producción son del orden de \$32.014/Tms de mineral de cabeza en promedio.

BIBLIOGRAFIA

Informe de " geología de Minas el Porvenir" MILPO.

"Análisis estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea aplicados en las minas del Perú" INGEMMET.

"The Desing of blasting Rounds" Richard L. Ash.

"Moderna técnica de voladura de rocas" Kihlstrom y Langefors.

Convención de Ingenieros de Minas XIV y XVII

Planeamiento de minado en Milpo . Ing. E Zapata.

Estudio del Relleno Hidráulico en Milpo E.L Wardrop.

Presupuesto Mina 1989,1990,1992.Cia Minera Milpo.

COSTOS DE MATERIALES Y EQUIPOS

- Split - Set		\$12/und.
- Pernos de Roca		\$ 7/und
Upper Drill		\$88,500/und
- Máquina Jackleg A-C BBC-16W		\$5,110/und
- Máquina Cop-89D		\$9,676/und
- Barrenos :		
2'		\$57/und
4'		\$65/und
6'		\$75/und
8'		\$90/und
- 10'		\$100/und
- Barras R-32 R-38 x12' x1 1/4"		\$280/und
Brocas de botones 1 3/4" R-32		\$110/und
- Brocas de 3"		\$280/und
- Shank		\$280/und
- Coupling		\$80/und
- Cargador de Examón		\$1080/und
- Examón		\$0.69/kg @
- Dinamita Semexa 1 1/8x7"x45,65%	\$57.85/caja 204 und@	
- Fanel		\$1.17/und
- Pentacorl 31		\$0.16/mt
- Guia Nacional		\$0.03/pie
- Fulminante #6		\$0.09/und
- Jornal \$30/h-g		
- Volquete JDT 413		\$150,000/und
- Trepadora ALIMAK		\$115,230/und
- Scooptram 2.2 yd3	FOB	\$170,000/und
- Scooptram 3.5 yd3	FOB	\$235,000/und
- Jumbo Tamrock de un Brazo	FOB	\$400,000/und
- Mangueras de jebe de 2"		\$22/mt
1"		\$9/mt
1/2"		\$7/mt
- Aceite hidráulico		\$400/cilindro
- Llantas 2.2yd3		\$960/und
3.5yd3		\$1,500/und
- Aceite Aireco EP-65		\$5/gln