

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



**"REACTIVACION DE LA MINA LOURDES, MEDIANTE
LA PERFORACION VERTICAL Y USO DEL FANEL"**

**UNIDAD MINERA DE CERRO DE PASCO
CENTROMIN PERU S.A.**

T E S I S

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Wilfredo Pedro Portilla Barrera

Promoción 1983 - I.

**Lima-Perú
1996**

DEDICATORIA

Espero que la presente Tesis sea una contribución al desarrollo de la Minería.

A la memoria de mi padre, a mi abnegada madre, con cariño a mi esposa y a mis queridos hijos.

A todos ellos mi gratitud y reconocimiento.

**"REACTIVACION DE LA MINA LOURDES, MEDIANTE LA
PERFORACION VERTICAL Y USO DEL FANEL"**

TABLA DE CONTENIDO

ABSTRACTO	8
VITA	12
INTRODUCCION	15
CAPITULO I	17
1.0 GENERALIDADES	17
1.0.1 UBICACION	17
1.0.2 TOPOGRAFIA Y CLIMA	18
1.0.3 GEOLOGIA LOCAL DEL YACIMIENTO	19
CAPITULO II	28
2.0 LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD COMO INSTRU- MENTO DE DESARROLLO DE LA MINA LOURDES .	28

2.0.1	INDICES DE PRODUCCION, CONSUMO Y EFICIENCIA DE LA MINA LOURDES.	31
2.0.2.	LA PRODUCTIVIDAD COMO FACTOR CLAVE EN EPOCAS DE CRISIS	35
2.1	SISTEMA ACTUAL DE MINADO	38
2.1.1	METODOS DE EXPLOTACION.	39
2.1.2	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO (O.C.F)	39
2.1.3	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE MECANIZADO (U.C.F)	45
 CAPITULO III		 51
3.0	PERFORACION VERTICAL	51
3.0.1	CONSIDERACIONES ESTRUCTURALES	51
3.0.2	SISTEMA DE FRACTURAMIENTO	52
3.0.3	PROPIEDADES FISICO-MECANICAS DE LAS ROCAS	54
3.1	PERFORACION VERTICAL EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	58
3.1.1	METODO DE PERFORACION	58
3.1.2	DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION	60

3.2	PERFORACION VERTICAL EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE	67
3.2.1	METODO DE PERFORACION.	67
3.2.2	DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION	68
CAPITULO IV	74
4.0	VOLADURA CON FANEL	74
4.0.1	DESCRIPCION DEL FANEL	74
4.0.2	FORMAS DE CONEXION	78
4.0.3	FORMAS DE INICIACION	81
4.1	PARAMETROS DE VOLADURA EN LAS PRUEBAS REALIZADAS USANDO FANEL	81
4.1.1	PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	81
4.1.2	PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE	82
4.2	EVALUACION DE LOS RESULTADOS DE LOS DISPAROS EN EL SISTEMA PROPUESTO	89
4.2.1	EVALUACION EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	89
4.2.2	EVALUACION EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE	90

CAPITULO V	91
5.0	ANALISIS DE RESULTADOS	91
5.0.1	TABULACIONES DE DATOS PARA EL SIS- TEMA ACTUAL	91
5.0.1.1	SISTEMA ACTUAL DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	92
5.0.1.2	SISTEMA ACTUAL DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (U.C.F)	95
5.0.2	TABULACION DE DATOS PARA EL SISTEMA PROPUESTO	97
5.0.2.1	SISTEMA PROPUESTO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	97
5.0.2.2	SISTEMA PROPUESTO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE	99
CAPITULO VI	101
6.0	EVALUACION TECNICO-ECONOMICA DEL SISTEMA ACTUAL VS. EL PROPUESTO	101
6.0.1	ANALISIS COMPARATIVO DE PRODUCTIVI- DAD Y RENDIMIENTO EN TAJEOS DE COR- TE Y RELLENO.	102
6.0.2	ANALISIS COMPARATIVO DE PRODUCTIVI- DAD Y RENDIMIENTO EN TAJEOS DE COR- TE Y RELLENO DESCENDENTE.	105

6.1	COSTOS UNITARIOS EN TAJEOS DEL SISTEMA ACTUAL Vs. EL PROPUESTO.	107
6.1.1	COSTOS UNITARIOS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.	107
6.1.2	COSTOS UNITARIOS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE.	108
 CAPITULO VII		109
7.0	DISCUSION DE RESULTADOS ENTRE EL SISTEMA ACTUAL Y EL PROPUESTO.	109
7.0.1	TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDEN- TE	109
7.0.2	TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCEN- DENTE	110
7.1	NORMAS DE SEGURIDAD EN EL SISTEMA ACTUAL . . .	112
7.2	NORMAS DE SEGURIDAD EN EL SISTEMA PROPUESTO	113
 CAPITULO VIII		115
8.0	CONCLUSIONES	115

CAPITULO IX	119
9.0 RECOMENDACIONES	119
CAPITULO X	121
10.0 BIBLIOGRAFIA	121
CAPITULO XI	124
11.0 APENDICE	124



CERRO DE PASCO A COMIENZOS DEL SIGLO
"MINEROS EN UN DIA DE TRABAJO"

Fuente: INFORMATIVO CENTROMIN PERU S.A.



"CAPACHERO"

ABSTRACTO

El estudio que presento como tema de tesis se debe a la necesidad de realizar innovaciones en los trabajos de perforación y voladura en la mina Lourdes.

El objetivo de producción actual de la mina es de 63,000 T.M./mes, distribuido de la siguiente manera: el 80% del mineral es por el método de explotación de corte y relleno ascendente de los cuerpos de galena esfalerita, el 18% por el método de corte y relleno descendente (UNDER CUT & FILE) y el 2% de los frontones y subniveles.

En la actualidad los trabajos de perforación en los tajeos de producción se hacen mediante taladros horizontales, esto es en el corte y relleno ascendente, para el cual se usan máquinas perforadoras Jack-Leg, la voladura se realizan con mechas de seguridad y dinami-

ta; este mismo sistema se usa en el corte y relleno descendente.

En el sistema propuesto y en ejecución una vez corrido los subniveles de ataque, el tajeo propiamente dicho (el techo) se perforan con máquinas perforadoras Stoper y la voladura se realiza en tandas usando FANEL como accesorio de voladura y como explosivo la dinamita.

Los resultados obtenidos a la fecha son satisfactorios, al disminuir el consumo, reflejándose en los índices técnicos; es así el factor de carga en los tajos de corte y relleno ascendente se reduce de 0.21 kg/TM. del sistema convencional a 0.14 kg/TM. en el sistema alternativo, en los tajeos de corte y relleno descendente se reduce de 0.25 kg/TM. a 0.16 kg/TM.

Los costos unitarios de perforación y voladura en los tajeos de corte y relleno ascendente se reducen de \$ 2,90/TM a \$ 2.19/TM. En los tajeos de corte y relleno descendente se reduce de \$ 3.02/TM a \$ 2.21/TM.

El uso de fanel en el sistema propuesto nos permite mejorar la fragmentación de la tanda de voladura con fragmentos menores de 6"φ; esto se debe a la salida

secuencial de los taladros, debido a los microretardos usados en cada uno de ellos.

Se llega a controlar la estabilidad del tajeo debido a la uniformidad en la salida de la fila de taladros en la tanda de voladura.

Con el sistema convencional de perforación y voladura la producción real de la mina (año 1992) fue del 83%, esto es del 57,000 TM mensuales y con leyes de 3.3% Pb, 9.1% Zn y 3.35 Onz AG/TM.

Con el sistema alternativo la producción anual de 1993 llegó al 90% del estimado. Este logro se debe fundamentalmente al cambio del sistema de perforación y voladura en los tajeos, la perforación horizontal se cambio por perforación vertical, los disparos con mecha de seguridad se cambiaron por fanel (fulminante Anti-estático no eléctrico). La producción real de la mina central fue de 57,000 TM/Mes con leyes de 3.6% Pb, 9.6% Zn, 3.06 Onz As/TM.

Uno de los factores en la evaluación de los disparos es el grado de fragmentación; se obtuvo fragmentos menores de 6"φ, el cual incide directamente en el

tiempo de carguío de los Scooptrams, al disminuir este tiempo, aumentan su rendimiento.

El grado de fragmentación también influye directamente en el transporte (locomotoras), izaje y en la planta de chancado primario, ya que habrá menor consumo de insumos para disminuir el diámetro de los fragmentos mineralizados.

VITA

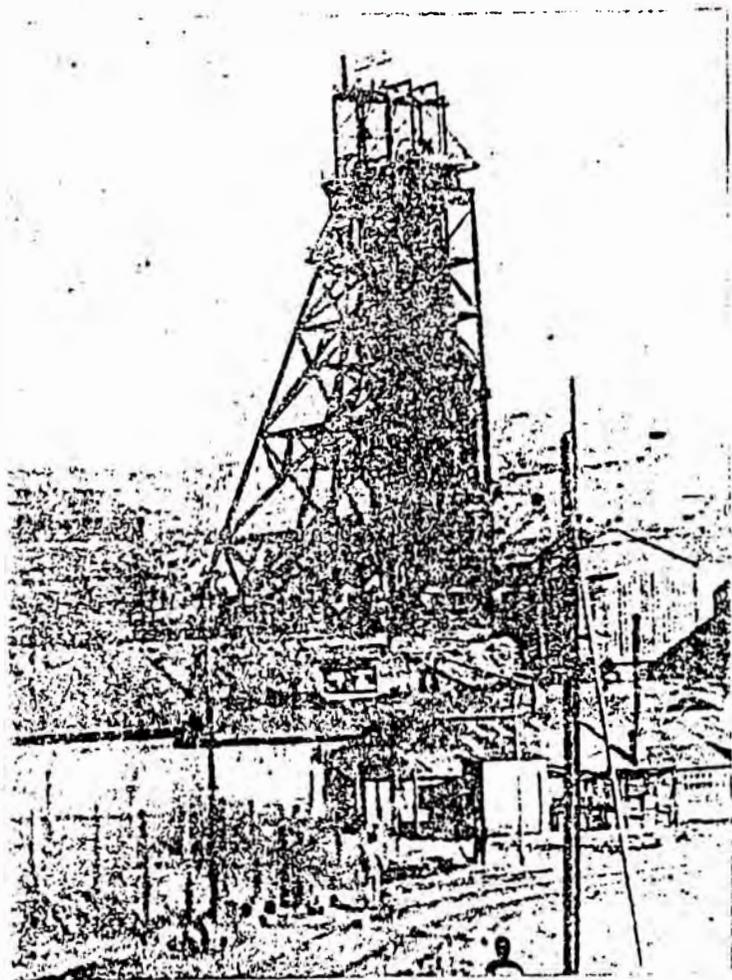
NOMBRE : WILFREDO PEDRO PORTILLA BARRERA

GRADO : BACHILLER EN CIENCIAS CON MENCIÓN EN INGENIERÍA DE MINAS

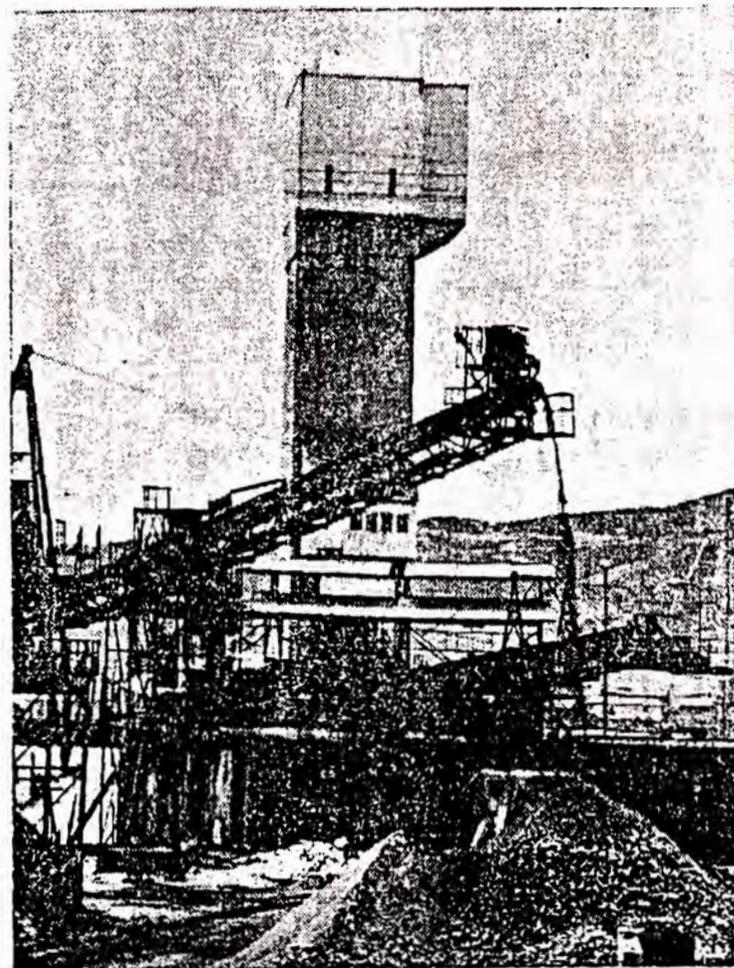
PROMOCION 1983-I - U.N.I.

EXPERIENCIA PROFESIONAL :

- SOCIEDAD MINERA GRAN BRETAÑA S.A.-
CONTRATISTA MINERO
EJECUTOR DE PROYECTOS DE EXPLORACION,
DESARROLLO Y PREPARACION DE MINAS, UNIDAD AZULCOCHA ENERO 1984 - OCTUBRE 1984.
- CENTROMIN PERU S.A.- JEFE DE MINA
UNIDAD CERRO DE PASCO. DICIEMBRE 1984 - MARZO 1993.
- COMPAÑIA MINERA AURIFERA NUEVA CALIFORNIA S.A. SUPERINTENDENTE GENERAL.
ABRIL 1993 - DICIEMBRE DE 1993.
- DYNO NOBEL DEL PERU - SEMINCO S.A.,
JEFE DEL DPTO. DE INGENIERIA DE VOLADURA
1995 A LA FECHA.



1. PIQUE LOURDES ANTIGUO



2. PIQUE LOURDES NUEVO

PIQUES LOURDES

INTRODUCCION

En la mina Lourdes de Cerro de Pasco, de CENTROMIN PERU S.A., como toda mina ésta evolucionó mecanizando sus operaciones y/o cambiando métodos de explotación.

La mecanización hizo posible el cambio de Winches eléctricos por las palas neumáticas autocargadoras montadas sobre llantas (palas cavo) en la limpieza de los tajeos, luego pasó a Scooptrams Diesel de 2.2 yd³, y finalmente a Scooptrams eléctricos de 2.2 yd³.

En la perforación la mecanización fue parcial, empleándose perforadoras neumáticas manuales, luego perforadoras neumáticas de dos brazos montadas en llantas, con tracción neumática (Jumbo Neumático) quedando en poco tiempo obsoletas, por falta de repuestos, no pudiendo renovar la Empresa por problemas económicos. A consecuencia de ello, la perforación retrocede y regresa al uso de máquinas perforadoras

neumáticas manuales (Jack-Leg y Stoper) para tajeos y frontones, para cada método de explotación existente.

La introducción de la perforación vertical en los tajeos de corte y relleno ascendente y descendente es posible a la existencia en stock de máquinas perforadoras stoper; se aprovecha la capacidad instalada, para no ocasionar mayores gastos a la compañía.

En la voladura se hicieron ensayos con fanel en taladros horizontales en el corte y relleno ascendente, pero estos fueron limitados debido a la longitud de los taladros horizontales, con sección de perforación de 10' x 10', no habiendo posibilidad de hacer mayor número de taladros, esto es la perforación horizontal (Breasting) en el sistema propuesto, se trabaja con perforación vertical si es posible en toda la magnitud del tajeo, aquí la perforación no es limitada como en la perforación horizontal.

El concepto del sistema propuesto es tener reserva de mineral en taladros y no tener mineral en cancha que es propio de la perforación horizontal cuya limpieza está en función a la disponibilidad física y mecánica de los equipos de carguío.

En el sistema propuesto la voladura se efectúa con fanel y dinamita disparando los taladros en tandas de voladura o voladura masiva de acuerdo a las necesidades de mineral en la planta de beneficio y de acuerdo a la disponibilidad física y mecánica de los equipos de carguío.

Desde el punto de vista de seguridad es más conveniente y seguro tajar en retirada, antes que entrar rompiendo desde el inicio del tajeo, evitando que el operador y equipo de carguío queden atrapados por si hubiera algún derrumbe.

Para las pruebas del sistema propuesto se tomó como tajeo piloto la labor 14916E, del nivel 1400 de la zona III de la mina Central Lourdes de Cerro de Pasco. En este tajeo se perforaron 100 taladros de 8' de longitud de malla 2' x 2', los cuales se dispararon en 3 tandas, usando fanel de período corto del N° 1 al N° 20 y como columna de carga dinamita semigelatinosa porque el terreno era semiduro y presentaba agua. Al evaluar el disparo se observó un buen grado de fragmentación ($\phi < 5''$) y no hubo tiros cortados, esto fue una primera prueba, luego se fue optimizando la malla de perforación y la columna de carga a ser usada.

Esta prueba realizada y obtenida la malla de perforación óptima, nos llevó a un mejor análisis del rendimiento de la perforación vertical y aplicar gradualmente en las labores donde las condiciones del terreno lo permitían en la zona III, para luego generalizarse en la zona I, zona II, de la mina Lourdes de Cerro de Pasco.

El objetivo de la producción mensual de la mina Lourdes es de 63,000 TM/Mes, del cual 80% es de corte y relleno ascendente; como todo el grueso de la producción está centrado en estos tajeos, se tuvo que centrar la atención en este método de explotación.

Considero que en épocas de crisis económica como el que vivimos, nuestra función como responsables de la producción es buscar alternativas técnico-económicas para garantizar la rentabilidad de nuestras unidades mineras.

He visto conveniente atacar uno de los problemas que inciden directamente en los costos de producción, esto es la perforación y voladura, dentro de las actuales limitaciones que vive la empresa.

CAPITULO I

1.0 GENERALIDADES

1.0.1 UBICACION

El depósito mineralizado de Cerro de Pasco se ubica en el Departamento de Pasco a 180 km en línea recta, al Nor Este de la Ciudad de Lima y a una altura de 4,300 M.S.N.M., sus coordenadas son:

10°42' Latitud Sur

76°15' Longitud Oeste

Las vías de acceso a Cerro de Pasco son: a través de la:

Carretera Central.

Lima - Oroya..... 180 km.
Oroya - Cerro de Pasco..... 135 km.
Lima - Cerro de Pasco..... 315 km.

Vía Aérea

Con el servicio de la avioneta de Centromin Perú S.A. del Aeropuerto Jorge Chávez al terminal del Vico en 45' de vuelo, este servicio se presta a la supervisión de la unidad de Cerro de Pasco.

(PLANO Nº 1).

1.0.2 TOPOGRAFIA Y CLIMA

La topografía de Cerro de Pasco es accidentada con presencia de lagunas como Yanamate y Patarcocha. La ausencia de encampane le da un aspecto relativamente plano.

El clima es muy frígido con precipitaciones de lluvia granizo, nieve, durante los meses de Diciembre-Abril descendiendo la temperatura bajo cero.

El verano se considera a partir del mes de Mayo hasta Noviembre, en el cual hace calor moderado con noches frías y presencia de heladas.

La vegetación es casi nula, con la presencia de Ichu y otras plantas propias de altura.

1.0.3 GEOLOGIA LOCAL DEL YACIMIENTO

DEPOSITOS MINERALES

En base a estudios comparativos con otras chimeneas volcánicas, Bowditch (1935) estima que la profundidad de formación de los minerales hipógenos no ascendió los 1000 mts. y en base a las asociaciones mineralógicas, U. Petersen (1965) sugiere que la temperatura de formación de los depósitos minerales de Cerro de Pasco no debió exceder los 500°C y estar sobre los 150°C.

Según su mineralogía los depósitos minerales del distrito pueden ser clasificados:

A) EL CUERPO DE SILICA-PIRITA.

Este enorme depósito se formó después del taponamiento del cuello volcánico y de la intrusión de la Monzonita cuarcífera y antes de la intrusión de los diques de monzonita cuarcífera albitizada y de las fracturas transversales y oblicuas pre-minerales.

Este cuerpo se halla a lo largo de la zona de contacto volcánico, caliza en el lado oriental de la chimenea, presenta la forma de cono achatado en su base hacia arriba, tiene 1800 mts de largo por 300 mts de ancho máximo, en profundidad se acorta a 630 mts divididos en raíces.

El volumen de este cuerpo está formado principalmente de pirita y sedimentos parcialmente reemplazados, la proporción de Fe a Sílica es de 1:1 Ward (1961) estima que 90% de este cuerpo corresponde a reemplazamientos en sedimentos y sólo 10% a reemplazamiento en volcánicas. Según U. Petersen el cuerpo de pirita contiene más de 100 millones de toneladas de sulfuros concentrados.

El cuerpo de sílice-pirita hospeda a cuerpos tubulares de pirrotita, vetas y cuerpos mineralizados de cobre, de plomo-zinc y de plata; es en sí un depósito grande de cobre plomo-zinc y plata de baja ley.

B) CUERPOS MINERALIZADOS Y VETAS DE PLOMO-ZINC.

Se encuentran en las áreas marginales orientales del cuerpo de sílice pirita desde donde se extienden al Este dentro de las calizas Fucará.

Según la forma del yacimiento las concentraciones de plomo-zinc pueden ser agrupados en tres clases.

(PLANO Nº 02.- PLANO GEOLOGICO)

B.1 CUERPOS MINERALIZADOS IRREGULARES DE PLOMO-

ZINC.- Están situados el Este del Cuerpo de Sílica-pirita, tienen la forma oval con su eje mayor con Rumbo al Norte, se inclinan con un fuerte ángulo hacia el Oeste, presenta una gran persistencia en profundidad (hasta 600 mts.) y contienen el 85% a 90% del volumen total de la mineralización de plomo-zinc.

Generalmente están asociados a cuerpos tubu-

lares de pirrotita, formando núcleos de los cuerpos irregulares de plomo-zinc en las zonas profundas hacia arriba tienden a convertirse en pirita y marcasita, las leyes de zinc disminuyen hacia arriba y las leyes de plomo aumentan, la plata permanecen constantes en profundidad aunque su distribución es algo errática.

(PLANO Nº 03.- COCIENTES METALICOS DE PLOMO, PLATA Y ZINC DE LA MINA LOURDES.)

Los cuerpos irregulares de plomo-zinc se encuentran en horizontes de calizas favorables o en zonas donde la pirita ha reemplazado a las calizas pucará.

B.2 MANTOS DE PLOMO-ZINC.- Abundantes cuerpos tubulares de plomo-zinc de dimensiones variables se encuentran en varios horizontes dentro de la secuencia de los calcáreos de Pucará, la orientación de las concentraciones sigue la dirección de las zonas de fractura-

miento pre-mineral. El contenido de metales decrece lateralmente a partir del contacto caliza cuerpo de sílica-pirita. Los mantos mejor conocidos están relacionados al sistema de fracturamiento pre-mineral de Matagente.

B.3 VETAS DE PLOMO-ZINC.— Se encuentra en la zona Este del Distrito se han desarrollado dentro de las calizas Fucará y están agrupados y corresponden a los dos sistemas de fracturamientos pre-mineral descrito anteriormente como el sistema a Matagente y San Alberto. El depósito mineral de San Alberto presenta relleno mineralizado de 50 mts. de potencia en su parte Suroeste, el cual decrece hasta un espesor de 6 mts. de una distancia de 300 mts. al Noreste; en cambio el sistema Matagente tiene rellenos mineralizados hasta de 2.5 mts. de espesor.

C) VETAS Y CUERPOS MINERALIZADOS DE COBRE-PLATA.

Tanto las vetas como los cuerpos mineralizados de cobre-plata hipógena se encuentran localizadas en el margen oriental y en el austral del cuello volcánico.

C.1 VETAS DE COBRE-PLATA.— Estas vetas mineralizadas con pirita-enargita se encuentran localizadas en la mitad occidental del cuerpo de sílica-pirita. Este conjunto de vetas, cuyo número es mayor de 150, está dispuesto en 2 sistemas: uno buzando al Norte y otro buzando al Sur. Según U. Fertersen (1965) la mineralización de cobre-plata se extiende desde la superficie hasta una profundidad de 800 mts. está compuesta esencialmente de enargita y pirita. La tenantita-tetraedrita, es después de la enargita el mineral más abundante. Los controles de mineralización según Wuard (1961) son: engrosamiento de lazos sigmoides, intersección de fracturas ensanchamiento cerca de los contactos de rocas con el cuerpo de sílica-pirita, ensanchamientos bruscos de las cajas, aberturas de tensión de fracturas profundas y otros.

C.2 CUERPO MINERALIZADO DE COBRE-PLATA.— Se han localizado en la mitad occidental del cuerpo de sílica-pirita, éstos están asociados con vetas de cobre-plata con rumbo Este-Oeste. Los cuerpos en la zona Norte buzan al Sur y en la zona Sur buzan al Norte. El rumbo,

buzamiento y hundimiento están influenciados por el comportamiento del cuerpo de sílica-pirita, la existencia de sedimentos no reemplazados y por la distribución de vetas y fracturas. Las dimensiones de los cuerpos son muy variables: la longitud de su eje mayor alcanza hasta 180 mts. y su ancho hasta 60 mts.

D) CUERPO MINERALIZADO DE PLATA.

En la parte oriental del cuerpo de sílica-pirita al Oeste y Este de los cuerpos de plomo-zinc se encuentran cuerpos irregulares de pirita altamente argentíferas, constituidos de una masa porosa de sulfuros y de sedimentos fuertemente alterados e incompletamente reemplazados.

La naturaleza porosa, la infiltración dentro de brechas de plomo-zinc, el aspecto corroído de la pirita y otros sulfuros, el reemplazamiento de los sulfuros antiguos por los más recientes indican que los minerales de plata-pirita están relacionados a procesos de lixiviación y enriquecimiento hipógenos, posteriores a la consolidación de los cuerpos mineralizados de plomo-zinc.

E) CUERPOS SUPERGENOS DE COBRE.

Están relacionados a los cuerpos de plomo y al cuerpo de sílica-pirita se encuentran entre la superficie y el nivel 400. Se puede distinguir 2 tipos de depósitos: Unos que son conformables con las partes periféricas superiores orientales de los cuerpos de plomo-zinc, donde la asociación supérgena chalcosita-covelita reemplaza a la esfalerita y galena; y otras que son lenticulares y tubulares y adoptan la posición horizontal, donde los sulfuros de cobre con alto contenido de plata han reemplazado parcialmente a la pirita o se han precipitado dentro de ella.

F) CUERPOS OXIDADOS ARGENTIFEROS O PACOS.

La oxidación ha dado como resultado un impresionante sombrero de fierro suprayacente al cuerpo de sílica-pirita. La profundidad de la oxidación varía desde unos cuantos decímetros hasta 120 mts. Las áreas de este sombrero de fierro que están sobre los cuerpos de plomo-zinc contienen valores altos de plata, de plomo o de una combinación de éstos.

La producción de la mina Lourdes, está centralizada en la explotación de los cuerpos de plomo-zinc, en los siguientes niveles.

NIVEL (EN PIES)	CUERPO	ZONA
1000	Cayac Noruega A, K-327-A	I
1200	Cayac Noruega A, K-327-B	II
1400	Cayac Noruega A, K-327-B	III
1000	Cuerpos Jotas ("Js")	IV

(PLANO Nº 4.- PROYECCION LONGITUDINAL Y VERTICAL DE LOS CUERPOS DE PLOMO-ZINC, MIRANDO AL ESTE.)

CAPITULO II

2.0 LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD COMO INSTRUMENTO DE DESARROLLO DE LA MINA LOURDES

"La relación entre una producción obtenida y los recursos utilizados para obtenerla", es el índice llamado productividad en el caso de un yacimiento minero estos recursos son:

- El yacimiento minero.
- Maquinaria y equipo.
- Servicios auxiliares.
- La mano de obra.
- Capital de trabajo.
- Materiales, repuestos e insumos.

Podemos decir entonces que la productividad es el índice de cuantificación de los diferentes procesos de producción de una empresa, haciendo posible el análisis de resultados de estos en una misma empresa o en similares.

Así tendremos la productividad del capital de la inversión, de los equipos, de los materiales, de la mano de obra, de los explosivos, etc. podríamos cuantificarlos en: US \$/HR., US \$/TM., US \$/M², TM/ Tarea, Mt/Tarea, TM/Hombre, Kg Exp/TM. TM/Pie, Pies-Perf/Tal., etc.

La productividad sirve como instrumento de desarrollo de un país, esta afirmación se puede sustentar en el siguiente cuadro:

Disminución de los costos de producción.

Productos altamente competitivos.

Mejora en el nivel de vida.

Mejora en la rentabilidad de la Empresa.

Aumento del valor de las exportaciones.

Balanza comercial favorable.

Mayores ingresos del estado.

Reducción del trabajo.

Mayor tiempo para la búsqueda de tecnología propia.

Todo este conjunto de aspectos dan como resultados el desarrollo económico de un país.

Análisis de los principales factores de la producción:

1. **DISMINUCIÓN DE LOS COSTOS DE PRODUCCION.**- Una mejora en la productividad de los materiales se traduce en una mayor producción con igual uso de recursos.
2. **PRODUCTOS ALTAMENTE COMPETITIVOS.**- Una mejora en la productividad de la maquinaria y/o equipo, implica aparte del mejor uso de las disponibilidades, una modernización de estos acorde con el desarrollo de la tecnología, obteniéndose como resultado productos mejor elaborados, elevando su calidad, haciéndolos altamente competitivos en el mercado.
3. **MEJORA EN EL NIVEL DE VIDA.**- Al mejorar la rentabilidad de las empresas, habrá mayores ingresos reales y por lo tanto mayor demanda en los bienes de consumo.

4. **REDUCCION DEL TRABAJO.**- Mejorada la productividad, se tiende a reducir el trabajo personal y la duración del mismo, utilizando el tiempo excedente en la misma u otras actividades.

5. **MAYOR TIEMPO PARA LA BUSQUEDA DE TECNOLOGIA PROPIA.**- Al disminuir el trabajo personal, el tiempo excedente se puede emplear en la investigación y el experimento con el objeto de alcanzar progresivamente una tecnología propia y competitiva.

2.0.1 INDICES DE PRODUCCION, CONSUMO Y EFICIENCIA DE LA MINA LOURDES.

PLAN DE PRODUCCION MENSUAL - 1993

ZONAS	PRODUCCION MENSUAL			MANO DE OBRA	EQUIPOS		
	T.M.S				PERFORACION JACKLEG Y STOPER	ACARREO SCOOPTRA	EXTRACCION LOCOMOTORA
	ESTIMADO	PRODUCIDO	%				
I	12000	12034	100	113	12	02	03
II	17000	10056	59	123	14	03	03
III	18000	16407	91	133	16	03	03
"Js"	16000	18503	115	102	14	03	04 VOLQUETES
SERVICIO				196			01
TOTAL	63000	57000	90	667	56	11	LOCOMOTORA 04 VOLQUETES

PLAN DE PRODUCCION Y LEYES DE CABEZA ULTIMOS 3 AÑOS

ESTIMADO						PRODUCIDO					% PRODUC. ANUAL
ANO	T.M.S ANO	T.M.S MES	% Pb	%Zn	Onz Ag/ T.M.S	T.M.S ANO	T.M.S MES	% Pb	%Zn	Onz Ag/ T.M.S	
1991	744,000	62,000	3.6	8.8	3.85	555,822	46,319	3.20	8.60	3.40	74.70
1992	756,000	63,000	3.3	9.3	3.24	632,888	52,740	3.3	9.1	3.35	83.71
1993	756,000	63,000	3.6	9.4	3.10	684,000	57,000	3.6	9.6	3.06	90.00

FUENTE: PLAN DE PRODUCCION ANUAL DPTO. DE GEOLOGIA 1993

CONSUMO Y EFICIENCIAS DE LA MINA LOURDES

PROMEDIO MENSUAL - 1993

INSUMOS	CONSUMO TOTAL	INDICE
Amamita Kg.	13,194	0.23 Kg/TM. FRAGMENTADA
Polvo Kg.	111	0.03 Kg/TM. FRAGMENTADA
Carbón Nacional Mt.	49,270	0.99 Mt/TM. FRAGMENTADA
Carbón Nacional mt.	8,572	0.18 Mt/TM. FRAGMENTADA
Carbón Nº 6 E.A.	22,490	0.45 E.A./TM. FRAGMENT.
Carbón Nº 6 E.A.	22,498	0.45 E.A./TM. FRAGMENT.
Carbón Nº 6 E.A.	2,347	0.05 E.A./TM. FRAGMENT.
Carbón Detonante Mt.	760	0.02 Mt/TM. FRAGMENTADA
Carbón Montaña B.F.	270	0.01 BF/TM. FRAGMENTADA
Carbón Pino Oregon B.F.	443	0.005 BF/TM. FRAGMENT.
Carbón Huayruro B.F.	167	0.003 BF/TM. FRAGMENT.
Carbón Eucalipto B.F.	45,243	0.91 BF/TM. FRAGMENTADA
Carbón Nº 6 E.A.	86	0.0017 E.A./TM. FRAGMENT
Carbón Nº 6 E.A.	709,589	15.96 Kg/TM. FRAGMENTADA
Energía Kwh.	4'087,818	91.96 Kwt/TM. FRAGMENTADA
Áreas	18,656	2.83 TM./Tarea FRAGMENT.

2.0.2. LA PRODUCTIVIDAD COMO FACTOR CLAVE EN EPOCAS DE CRISIS

La minería como toda actividad cíclica pasa por épocas de crisis donde los precios bajan a niveles considerables, originando la no rentabilidad de la mayoría de las empresas y el colapso de muchas de ellas.

Es en estas circunstancias donde se trata de contrarrestar estos efectos negativos de los bajos precios y costos crecientes. Las medidas a tomarse es el control de la productividad ya que la producción por si sola no constituye necesariamente un indicador confiable; puesto que una producción puede incrementarse a costo del rendimiento del personal, del consumo de materiales e insumos, del mantenimiento del equipo, costo de tareas, de las reservas del mineral, tampoco un resultado económico permite por si mismo evaluar en forma correcta la productividad en una mina.

Ante esta situación lo único que queda es mejorar la productividad de todos los resultados involucrados en la industria minera como son:

El yacimiento.

Los materiales e insumos.

Los equipos.

El personal.

Servicios, etc.

Mejorar la productividad significa mejorar la rentabilidad de la empresa, el control de dichos parámetros tienen vital importancia en el desarrollo de las operaciones mineras.

Clases de productividad:

PRODUCTIVIDAD TECNICA.-

Viene a ser la cantidad producida en la unidad de tiempo y puede ser incrementada aportando incentivos, mecanizando las operaciones, innovando técnicas de trabajo, adoptando normas de trabajo, los índices usados son:

TM./Tarea; TM/Hora; Tal/Hora; Gls/Hora, etc.

PRODUCTIVIDAD ECONOMICA.-

Está referida a costos unitarios de los resultados. Un aumento de la productividad técnica no supone necesariamente una disminución en los costos de operación. Los índices usados son: US \$/TM, US \$/Mt, US \$/M³, US \$/Hr, US \$/Unidad producida.

PRODUCTIVIDAD ECONOMICA DEL MERCADO.-

Regida por la ley de oferta y demanda, esto no ocurre en la industria minera, quienes controlan las cotizaciones son los países consumidores. Los índices usados son: US \$/TM, US \$/Lb, US \$/Onz, US \$/gr, US \$/Lt, etc.

Relación entre la economía y rentabilidad de producción con respecto a la productividad.

$$\text{Productividad Total} = \frac{\text{Costos Normales de Producción}}{\text{Costos Efect. de Producción}}$$

$$PT = \frac{CnP}{CeP}$$

$$\text{Economía de Producción} = \frac{\text{Rendim. de la Producción}}{\text{Costos de Producción}}$$

$$E = \frac{RP}{CP}$$

Donde $E > 1.0$ ---> Operación Económica

$E < 1.0$ ---> Operación Antieconómica

2.1 SISTEMA ACTUAL DE MINADO

La mina de Cerro de Pasco se halla dividida en:

I) Mina Central.- Con tres zonas de Producción

Zona I

Zona II

Zona III

II) Zona V.- Accesible por el Tajo "Raul Rojas"

III. Tajo Raul Rojas (Antes Macune Pit)

OBJETIVOS DE PRODUCCION MENSUAL 1993

El objetivo de producción mensual de Pb-Zn es el siguiente:

OBJETIVOS				
TM	LEYES DE CABEZA			VALOR MINE- RAL
	% Pb	% Zn	OnzAg/TM	\$/TM
63,000	3.52	9.59	3.42	37.23

2.1.1 METODOS DE EXPLOTACION.-

Se emplean dos métodos mecanizados:

- a) Corte y relleno ascendente (Over Cut and Fill).
- b) Corte y relleno descendente (Under Cut and Fill).

2.1.2 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO (O.C.F)

Contribuye con el 80% de la producción total mina se da el nombre de O.C.F., porque el espacio

explotado es reemplazado con relleno hidráulico, delimitado el cuerpo geológicamente se proceden con las actividades que es explican.

I) DESCRIPCION DEL METODO.

Tipo de roca: Dura a Semidura.

Dureza: 4-5 (sílica-pirita)

Resistencia a la compresión: Mayor de 9,000 PSI

A) PREPARACION:

1. construye una rampa positiva cuya sección es de 10' x 9' de nivel a nivel pudiendo hacerse paralelamente conforme avanza la explotación.
2. Construcción de 2 chimeneas para transferencia de mineral y ventilación (servicios), ubicados estratégicamente en el cuerpo.
3. Construcción de subnivel de acceso principal sección de 3 mt x 2.7 mt, atrave-

sando el cuerpo y con ingresos a las chimeneas.

4. Replanteo de los paneles de explotación en el terreno, perpendiculares al acceso principal considerando paneles de sección 4.0 mt x 3.0 mt, según la geometría del cuerpo.

B) EXPLOTACION:

Panelado todo el horizonte del cuerpo con labores de 4.0 mt x 4.5 mt x 40 mt de largo, se procede a su explotación.

(PLANO Nº 6.- PLANEAMIENTO TIPICO DEL METODO CORTE Y RELLENO)

OPERACIONES UNITARIAS	
OPERACIONES	RECURSOS UTILIZADOS
Perforación	- Jackleg, Barrenos de 6' y 8'
Voladura	
Acarreo	- Semexsa 60, Exadit 80, Gelatina 75 y mechas de seguridad.
Extracción	- 1 Scooptram eléctrico de 2.2yd ³ , 3.5 yd ³ .
	- Locomotoras y carro mineros de 40 y 110 p ³ , faja transportadora e izaje en mina central y volquetes de 15 TM en "Js".
Relleno	- Relleno hidráulico. Proporción de mezcla. 1:30 cuando sea necesario.

1. Perforación y voladura del subnivel de 8' x 8' de sección hasta lograr la longitud predefinida de 100' deberá correrse pegado al relleno del tajeo adyacente.
2. Perforación lateral de un solo lado del subnivel hasta completar el ancho de 15' y for-

mar un arco completo con el techo del subnivel.

3. Voladura y limpieza del desquinche lateral del subnivel.
4. Perforación horizontal del techo (Breasting), esto es hasta el primer semestre de 1993, a partir del segundo semestre se generaliza la perforación vertical y uso del fanel en todas las labores de O.C.F.

La perforación horizontal de los tajeos alcanzan hasta 10' del límite del techo de 8'.

5. Voladura del techo con dinamita y mechas de seguridad.

C. LIMPIEZA:

La limpieza o acarreo desde los tajeos a los echaderos se efectúan con:

1. Equipos: Scooptrams eléctricos de 2.2 y 3.5 yd³.
2. Nº de Guardias: 3.

Radio de acción de acarreo de los scooptrams
76 mt.

D. RELLENO HIDRAULICO:

Previa preparación, el primer horizonte se rellena con una mezcla de 1:6 (cemento/relave). Luego a partir del segundo horizonte en forma ascendente, a los paneles que trabajarán como pilares se rellena con mezcla 1:30 ó con relleno hidráulico no cementado, el resto de los paneles se rellena con relave.

II) VENTAJAS DEL O.C.F.

1. Alta productividad y recuperación de reservas (90%).
2. Mejor control de dilución.

3. Posibilidad de clasificar y extraer mineral de alta y baja ley (Blending).
4. Flexibilidad al cambio de tecnología.

III) DESVENTAJAS

1. Bajo tiempo productivo del recurso humano por la limitación de la perforación horizontal.
2. Alto costo de minado por efecto del relleno hidráulico

(PLANO Nº 7.- CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO)

2.1.3 CORTE Y RELLENO DESCENDENTE MECANIZADO (U.C.F)

Contribuye con el 18% de la producción total mina.

I) DESCRIPCION DEL METODO

Tipo de roca: Suave

Dureza: 0-4 (caliza, Py, Pb, Zn)

Resistencia a la compresión menor de 6,500
PSI.

El planeamiento de minado se hace conforme al método O.C.F. descrito anteriormente.

A) PERFORACION.-

1. Se construye una rampa negativa de 10' x 9' de nivel a nivel paralelamente o en forma independiente de la explotación.

Construcción de 2 chimeneas para transferencia de mineral y ventilación (servicios) ubicados estratégicamente en el cuerpo.

3. Construcción de un subnivel de acceso principal atravesando el cuerpo y con acceso a las chimeneas con sección de 10' x 9'.

4. Replanteo de los paneles de explotación en el terreno, perpendiculares al acceso principal, considerando paneles de 14' x 14' x 100' según la geometría del cuerpo.

B) EXPLOTACION.-

Panelado todo el horizonte del cuerpo con labores de 14' x 14' x 100' se procede con la explotación unitaria de los paneles sistematizando la secuencia del minado.

Las operaciones unitarias son similares al O.C.F.

1. Perforación y voladura del subnivel de 8' x 8' de sección hasta lograr la longitud predefinida de 100' deberá correrse pegado al relleno adyacente.
2. Perforación lateral de un solo lado del subnivel con 4 taladros por fila con barrenos de 8' y con un ángulo de 70° con el eje del subnivel.

3. Voladura y limpieza del desquinche lateral del subnivel.
4. Perforación del techo con taladros horizontales (Breasting).
5. La voladura se realiza por cada disparo con dinamita y mechas de seguridad.

C) LIMPIEZA.-

Idéntico al O.C.F.

Equipos: Scooptrams eléctrico 2.2 y 3.5 yd³

Nº de guardias por día: 03

Radio económico de acción del Scooptrams: 76 mt.

D) RELLENO HIDRAULICO

Una vez limpiado todo el mineral se rellena 1/3 de la altura del tajeo con mezcla 1:6 y el resto 1:30 de esta manera se rellena sistemáticamente todos los paneles de un horizonte.

E) TRABAJOS ADICIONALES

- 1.- Sostenimiento: Uso de madera cuando se requiera.
- 2.- Drenaje.
- 3.- Preparación: Concluido la explotación y el relleno de todo el horizonte mineralizado se baja 2 pisos inferiores de 14' para iniciar nuevamente el ciclo de minado de otro horizonte de tal manera que los nuevos paneles inferiores crucen a los del corte superior, para que así la loza del corte superior trabaje como una "viga", apoyada en los paneles adyacentes al que se a minado (Método Michi).

II) VENTAJAS

- 1.- Alta Recuperación de reservas 95%.

- 2.- Mayor control de dilución (5%).
- 3.- Productividad razonable.
- 4.- Alta seguridad para el personal y equipo.

III) DESVENTAJAS

- 1.- Alto costo de minado por el uso de relleno hidraulico de mezcla rica (1:6) y algunas veces el uso de madera para el sostenimiento.
- 2.- Bajo tiempo productivo.
- 3.- Ninguna opción para cambio de tecnología, por que es el único método para terrenos suaves con presencia de agua.

CAPITULO III

3.0 PERFORACION VERTICAL

El sistema alternativo propuesto y en ejecución, opta por aprovechar la capacidad instalada de la empresa, con mínima inversión a los problemas de seguridad, bajos tiempos productivos, baja producción, sistema ineficiente y simplificar costos innecesarios en las operaciones de minado.

3.0.1 CONSIDERACIONES ESTRUCTURALES

La mineralización del yacimiento de Cerro de Pasco, ocurre en forma de cuerpos, mantos y vetas.

Los cuerpos presentan a lo largo de la zona de contacto volcánico-caliza hacia el lado Este.

Los mantos se observan hacia el lado Este y las vetas de cobre al Sur del intrusivo. Los grandes cuerpos están formados por sulfuros primarios de galena y esfalerita; la plata se presenta como soluciones sólidas en la galena, y en sulfuros tales como tenantita y tetrahedrita; esto en las vetas de cobre-plata.

3.0.2 SISTEMA DE FRACTURAMIENTO

Existen 6 períodos de fracturamiento pre minerales y 2 post mineral; estos son:

1. Fallas longitudinales.- A este conjunto pertenece la "Falla longitudinal de Cerro de Pasco", con rumbo Norte Sur 60° - 65° al Este y es paralelo al plegamiento regional.
2. Fallas oblicuas al plegamiento regional.
3. Fallas oblicuas al plegamiento regional con seccionamiento de aglomerados del cuello volcánico; los cuales han sido rellenados con monzonita cuarcífera.

4. Fallas oblicuas a los pliegues cruzados; estos han sido mineralizados con esfalerita y galena.

5. Fracturas transversales al contacto Este del cuerpo sílica-pirita.- Estos son convergentes en profundidad y han sido mineralizados con pirita-enargita.

6. Fallas oblicuas al contacto este del cuerpo sílica-pirita.- Cortan a los cuerpos mineralizados de plomo-zinc y que han sido mineralizados con pirita argentífera.

Los cuerpos próximos a la gran falla longitudinal de Cerro de Pasco se encuentran sobresaturados por la presencia de agua.

La mina de Cerro de Pasco posee un sistema de bombeo a superficie desde el nivel 21022 (en pies):

Caudales promedios:

Electrólitos de cobre (0.9 gr/Lt).....	1,800 Galones/Minuto
Agua de Barren	3,000 Galones/Minuto
Agua industrial	800 Galones/Minuto.

- **Los electrolitos de cobre.**- Son beneficiados en la planta de electrodeposición de garga (Quiulacocha).
- **Agua de Barren.**- Producto de filtraciones y del relleno hidráulico.
- **Agua industrial.**- Usados en la planta concentradora de Paragsha.

3.0.3 PROPIEDADES FISICO-MECANICAS DE LAS ROCAS

El presente cuadro muestra un promedio, de los estudios realizados por el Departamento de Ingeniería en los cuerpos mineralizados.

TIPO DE ROCA (CUERPOS)	PESO ESPECIFICO	RESISTENCIA A LA COMPRESION (PSI)	HUMEDAD
CUERPO VOLCANICO DE Pb-Zn	3.0	6,500	5%
CUERPO DE Pb-Zn	3.7	9,000	10%
CUERPO PIRITI- ZADO CON Pb-Zn	3.9	20,000	11%

INDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS.

RQD

De acuerdo a Deere-Miller, este parámetro nos define la calidad del macizo rocoso.

$$\text{Fórmula } RQD = (115 - 3.3 J_v) \times 100$$

$$J_v = \text{Número de fracturas/m}^2$$

CLASIFICACION DE LA ROCA INTACTA

CLASE	RESISTENCIA DE LA ROCA	RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE		RQD
		Kg/cm ²	Lb/pul ²	
A	MUY ALTA	> 2,250	> 31,995	90-100%
B	ALTA	1,120 - 2,250	15,926 - 31,995	75- 90%
C	MEDIA	500 - 1,120	7,110 - 15,926	50- 75%
D	BAJA	280 - 500	3,981 - 7,110	25- 50%
E	MUY BAJA	< 280	< 3,981	25%

$$1 \text{ Kg/cm}^2 = 14.22 \text{ lb/pul}^2$$

Donde J_v = Número de fracturas/m²

CALCULO DEL INDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS

1. CUERPOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

obtuvo como resultado promedio después de un muestreo sistemático.

$$J_v = 15 \text{ fracturas/m}^2$$

$$\text{Por lo tanto: } RQD = 115 - 3.3(15) = 65.5 \times 100 = 65.5\%$$

Se trata de una roca de resistencia media. En este tipo de roca se aplica el Corte y Relleno Ascendente.

2. CUERPOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

Resultados obtenidos:

$$J_v = 20 \text{ fracturas/m}^2$$

Por lo tanto el índice de calidad de la roca será:

$$RQD = 115 - 3.3(20) = 49\%$$

De acuerdo a la tabla se trata de un terreno de baja resistencia, en este tipo de terreno se aplica el Corte y Relleno Descendente:

3. EN LAS GALERIAS DE 8' x 8'

a) Zona Volcánica.

Después de un muestreo sistemático se obtuvo:

$$J_v = 5 \text{ fracturas/mt}^2$$

Por tanto:

$$RQD = 115 - 3.3(5) = 98.5\%$$

Se trata de un terreno muy bueno el cual no necesita sostenimiento.

b) Zona de Contacto.

Después de un muestreo sistemático se obtuvo:

$$J_v = 15 \text{ fracturas/mt}^2$$

Por tanto:

$$RQD = 115 - 3.3(15) = 65.5\%$$

Se trata de un terreno regular, en el cual usamos split-set con malla metálica para el sostenimiento.

c) Zona fallada-Alterada.

Después de un muestreo sistemático se obtuvo:

$$J_v = 22 \text{ fracturas/mt}^2$$

Por tanto:

$$RQD = 115 - 3.3(22) = 42.4\%$$

Se trata de un terreno malo, en el cual usamos cuadros de madera de eucalipto para el sostenimiento de la galerías.

3.1 PERFORACION VERTICAL EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

3.1.1 METODO DE PERFORACION

Como resultado de observaciones y evaluaciones de la perforación actual surge el replanteo del método de trabajo con miras a la mecanización de la perforación, esto es el uso del Uper Drill/Stoppe Wagon como un avance en la perforación

vertical; aplicado fundamentalmente al corte y relleno ascendente.

El presente tema de tesis; analiza la perforación vertical y las aplica en la mina Lourdes usando las perforadoras Stoper; que en la actualidad se encuentra en stock en el almacén de la mina.

El método de perforación consiste en:

- a) Tener un Stop de sección 4.0 mt (ancho) x 2.5 mt (alto); longitud promedio 40 mt de largo.
- b) Una máquina Stoper y su juego de Barrenos de 2', 4', 6' y 8'.
- c) Los taladros verticales forman un ángulo de 80° con la horizontal.
- d) Malla de perforación, dependiendo de la naturaleza del cuerpo, en promedio tenemos

Burden = 1.00 mt

Espaciamiento = 1.30 mt

(Ver fundamentación teórica pág. 60 al 66)

- e) Tiempo de perforación por taladro 8 minutos, consideramos el taladro concluido de 8'.
- f) Taladros por guardia, en promedio se obtuvo 30 taladros perforados.
- g) Mano de obra, un maestro perforista y su ayudante.

3.1.2 DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION

La malla de perforación está en función a las características geomecánicas de la roca, a las propiedades del explosivo y a la geometría del disparo.

El diseño de malla del presente estudio está en función a la TEORIA DE PEARSE.

TEORIA DE PEARSE: CALCULO DEL BURDEN (β)

Ecuación Nº 01

$$\beta = \frac{R\phi}{12} \sqrt{\frac{P_1}{S_{td}}}$$

Donde :

β = Burden (Pies)

K = Constante, Dependiente de la roca
<0.7 - 1.0>

ϕ = Diámetro del taladro (pulgada)

P_m = Presión de detonación del explosivo
(PSI)

S_{td} = Esfuerzo tensivo dinámico de la
roca (PSI)

CALCULOS PARA DETERMINAR EL BURDEN (β)

EXPLOSIVO: Dinamita semexsa 60

Presión de detonación del explosivo = P_m

Densidad del explosivo = $D = 1.09 \text{ gr/cm}^3$

Velocidad de detonación del explosivo = $V =$
4,000 m/sq

En la mina Lourdes usamos como explosivo estandarizado la dinamita Semexsa 60

Cálculo de la presión de detonación del explosivo

$$P_d = \frac{D V^2}{4} \times 10^{-9} \text{ Kbar}$$

$$P_d = 1.09 \times \frac{(4,000)^2}{4} \times 10^{-9} \text{ Kbar}$$

$$P_d = 44 \text{ Kbar.}$$

$$1 \text{ Kbar} = 14,503.89 \text{ Lb/pul}^2$$

$$P_d = 638,171.16 \text{ Lb/pul}^2 \dots\dots\dots (2)$$

CALCULO DEL ESFUERZO TENSIVO DINAMICO

Tipo de Roca . . . Cuerpo mineralizado de Pb - Zn.

Resistencia a la compresión . . . 9,000 Lb/pul² (634 Kg/cm²)

Densidad - 3.7 gr/cm³

CALCULO DEL INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD)

De acuerdo a DEER MILLER tenemos:

$$RQD = (115 - 3.3 J_v) * 100$$

J_v - Numero de fracturas/m²

J_v = 15 fracturas/m²

RQD = 65 % (Terreno de resistencia media)

CALCULO DEL ESFUERZO TENSIVO DINAMICO.

El esfuerzo tensivo dinámico está en función al
Al Esfuerzo a la compresión uniaxial (S_c).

De acuerdo a Guillermo V. Borquez (1981) Mineral
Graup, Kaiser Engineers Inc. una buena relación
entre el esfuerzo tensión dinámico y el esfuerzo a
la compresión sería:

$$S_{td} = 8\% S_c.$$

$S_{td} = 8\%$ de S_c , de acuerdo a promedios de pruebas
hechas en laboratorios de mecánica de rocas en los EE.
UU.

Estimamos por razones de cálculo (G.V. BORQUEZ)

Std = 8% (9,000 lb/pul²)

Std = 720 lb/pul² (3)

CALCULO DE LA CONSTANTE K

$$K = 1.96 - 0.27 \ln (RQD)$$

RQD = Indice de calidad de la roca

Para el presente estudio RQD = 65%

(Terreno de resistencia media)

Por lo tanto:

$$K = 1.96 - 0.27 \ln (65)$$

$$K = 0.83 \quad (4)$$

$$\phi = 1 \frac{1}{2}'' \quad (5)$$

CALCULO DEL BURDEN

Reemplazamos (2), (3), (4) y (5) en la ecuación N°

01:

$$B = \frac{K\phi}{12} \sqrt{\frac{P_1}{Std}}$$

$$\beta = \frac{0.93 \times 1.5}{12} \sqrt{\frac{638,171.16 \text{ lb/pul}^2}{720 \text{ lb/pul}^2}}$$

$$\beta = 3.10 \text{ Pies}$$

$\beta = 1.0 \text{ mt}$

De acuerdo a las propiedades del explosivo y a las características del cuerpo mineralizado tenemos que el Burden para las condiciones de trabajo es de $\beta = 1.00 \text{ mt}$.

CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (S)

MODELO MATEMATICO DE KONYA

El modelo matematico de Konya establece que el espaciamento puede determinarse mediante la siguiente relación:

$$S = \begin{matrix} (H + 2B)/3 & ; & H \leq 4B \\ 2B & ; & H > 4B \end{matrix}$$

Para el presente estudio $H = 1.90 \text{ m}$. (profundidad del taladro).

(Corte y Relleno Ascendente) $H = 1.90 \text{ m.}$

Por lo tanto tenemos:

$$1.90 \text{ m} \leq 4(1.0) \longrightarrow 1.98 \leq 4.00 \text{ m.}$$

El espaciamiento será:

$$S = (H + 2B)/3 = (1.90 + 2(1))/3$$

$$S = 1.30 \text{ m.}$$

CALCULO DE LA ALTURA DE CARGA

MODELO MATEMATICO DE KONYA

Konya establece la siguiente relación:

$$T = \begin{array}{ll} B & ; \text{ Roca masiva} \\ 0.7B & ; \text{ Roca estratificada} \end{array}$$

En la mina Lourdes en el Corte y Relleno Ascendente el mineral se presenta en forma de estratos mineralizados; Por lo tanto

$$T = 0.7B$$

Como $\beta = 1$ entonces $T = 0.7$ (1m)

$$T = 0.70 \text{ m}$$

H carga = Long. Taladro - Taco

H carga = $1.90 - 0.70 = 1.20$ mt

H carga = 1.20 mt

Las pruebas efectuadas en el corte y relleno ascendente se han realizado con los siguientes parámetros:

$\beta = 1.00$ mt.

S = 1.30 m.

T = 0.70 mt.

Hcarga = 1.20 m.

Malla $\beta \times S = 1.00 \text{ m} \times 1.30 \text{ m}$ (malla rectangular)

Carga explosiva confinada en el taladro hasta conseguir el taco de 0.70 de acuerdo a Konya:

W Explosivo/Tal = 0.65 Kg/Tal

(Ver tabulación de datos para el sistema propuesto)

3.2 PERFORACION VERTICAL EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

3.2.1 METODO DE PERFORACION.-

El método consiste en seguir las siguientes condiciones:

- a) Stope de sección 3.60 mt (ancho) x 2.5 mt (alto), con longitud promedio de 30 mt de largo.
- b) Una máquina Stoper y su juego de barrenos de 2', 4', 6' y 8'.
- c) Los taladros verticales forman un ángulo de 75° con la horizontal.
- d) Malla de perforación dependiendo de la naturaleza del cuerpo de:

Burden = 1.20 mt. (ver fundamentación teorica)

Espaciamiento = 1.40 mt (Ver fundamentación teórica pág. 68 al 73)

- e) Tiempo de perforación por taladro 6 minutos, consideramos el taladro concluido de 8'.
- f) Taladros por guardia 35
- g) Mano de obra, un maestro perforista y ayudante.

3.2.2 DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION

En el corte y relleno descendente, seguimos el mismo criterio que en el corte y relleno ascendente, esto es usando la ecuación de Fearse.

CALCULO DE BURDEN

Ecuación Nº 01

$$\beta = \frac{K\phi}{L_3} \sqrt{\frac{P_2}{S_{B3}}}$$

Donde:

β = Burden (Pies)

K = Constante dependiendo de la roca <0.7 - 1.0>

ϕ = Diámetro del taladro (pulgadas)

P₂ = Presión de detonación del explosivo (PSI)

Std = Esfuerzo tensivo dinámico (PSI)

CALCULO DE LA PRESION DE DETONACION DEL EXPLOSIVO

Explosivo Semexsa 60: D = 1.09 gr/c.c.

V = 4,000 m/sg.

$$P_2 = \frac{D V^2}{4} \times 10^{-5} \text{ Kbar}$$

$$P_2 = \frac{D V^2}{4} \times 10^{-5} \text{ Kbar}$$

$$P_2 = \frac{1.09 \times (4,000)^2}{4} \times 10^{-5} \text{ Kbar}$$

$$P_2 = 44 \text{ Kbar}$$

$$P_2 = 638,171.16 \text{ lb/pul}^2 \dots \dots \dots (2)$$

CALCULO DEL ESFUERZO TENSIVO DINAMICO

Tipo de rocaCuerpo volcánico mineralizado de Pb-Zn

Resistencia a la compresión 6,500 lb/pul²

Densidad = 3.0 gr/cm³.

CALCULO DEL RQD

De acuerdo s DEER MILLER:

$$RQD = (115 - 3.3 J_v) * 100$$

Con $J_v = 20 \text{ fract/m}^2$

RQD = 49 (Terreno de baja resistencia)

De acuerdo a Guillermo V. Borquez, una buena relación entre el esfuerzo tensivo dinámico y el esfuerzo a la compresión sería:

$$Std = 8\% Sc$$

Std = 8% 6,500 Lb/pul²

Std = 520 Lb/pul² (3)

CALCULO DE LA CONSTANTE K

Para el Corte y Relleno Descendente el RQD calculado es 49%, por lo tanto:

$$K = 1.96 - 0.27 \text{ Ln (RQD)}$$

$$K = 1.96 - 0.27 \text{ Ln (49)}$$

$$K = 0.90 \dots \dots \dots (4)$$

$$\phi = 1\frac{1}{2}'' \dots \dots \dots (5)$$

CALCULO DEL BURDEN

Reemplazamos (2), (3), (4) y (5) en la ecuación N°

01

$$\beta = \frac{K\phi}{12} \sqrt{\frac{P_1}{S_{ED}}}$$

$$\beta = \frac{0.90 \times 1.5}{12} \sqrt{\frac{638,171.16 \text{ lb/pt}^2}{520.00 \text{ lb/pt}^2}}$$

$$\beta = 3,94 \text{ pies}$$

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

CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (S)

MODELO MATEMATICO DE KONYA

Para taladros de una fila de salida instantánea:

$$S = \begin{array}{ll} (H + 2B)/3 & ; \quad H \leq 4B \\ 2B & ; \quad H > 4B \end{array}$$

Para el presente estudio $H = 1.90 \text{ m.}$ (profundidad del taladro).

(Corte y Relleno Descendente) $H = 1.90 \text{ m.}$

Por lo tanto tenemos:

$$1.90 \text{ m} \leq 4(1.0) \longrightarrow 1.98 \leq 4.00 \text{ m.}$$

El espaciamiento será:

$$S = (H + 2B)/3 = (1.90 + 2(1.20))/3$$

$$S = 1.40 \text{ m.}$$

CALCULO DE LA ALTURA DE CARGA

MODELO MATEMATICO DE KONYA

Konya establece la siguiente relación:

$$T = \begin{array}{ll} BH & ; \text{ Roca masiva} \\ 0.7B & ; \text{ Roca estratificada} \end{array}$$

En la mina Lourdes en el Corte y Relleno Descendente el mineral ocurre como estratos mineralizados. Por lo tanto

$$T = 0.7B$$

Como $B = 1.20$ entonces $T = 0.7 (1.20)$

$$T = 0.84 \text{ m}$$

H carga = Long. Taladro - Taco

$$H \text{ carga} = 1.90 - 0.84 = 1.06 \text{ mt}$$

$$H \text{ carga} = 1.06 \text{ mt}$$

Las pruebas efectuadas en el Corte y Relleno Descendente se han realizado con los siguientes parámetros:

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

$$S = 1.40 \text{ m.}$$

$$T = 0.84 \text{ mt.}$$

$$H_{\text{carga}} = 1.06 \text{ m.}$$

PESO DEL EXPLOSIVO POR TALADRO

Carga explosiva confinada en el taladro, esta carga es hasta conseguir un taco de 0.84 m. de acuerdo a Konya.

$$W_{\text{tal}} = 0.73 \text{ Kg/Tal.}$$

Malla $\beta \times S = 1.20 \text{ mt} \times 1.40 \text{ mt}$ (Malla rectangular)

$$W_{\text{explos./Tal.}} = 0.57 \text{ Kg/Tal.}$$

(Ver tabulaciones de datos para el sistema propuesto).

CAPITULO IV

4.0 VOLADURA CON FANEL

4.0.1 DESCRIPCION DEL FANEL

Fanel (fulminante antiestático no eléctrico), es un accesorio de voladura que consiste en un sistema integrado que usa las ventajas de los sistemas tradicionales y ha desarrollado otros conceptos modernos creando un producto altamente eficiente y seguro de iniciación.

El fanel o nonel puede ser llamado susedáneo del fulminante eléctrico siendo resultado de innumerables investigaciones, el fanel garantiza las secuencias de salida de acuerdo a las caras libres planeadas.

El fanel trabaja eficientemente en agua, usando el fanel no existe problemas de iniciación por corriente eléctrica.

PARTES DE FANEL

- a.- Manguera fanel
- b.- Fulminante de retardo
- c.- Etiqueta de retardo.

A.- MANGUERA FANEL.- Manguera de pequeño diámetro cubierto interiormente en toda su longitud con una sustancia explosiva uniforme, viene herméticamente sellada (manguera), recomendándose no cortarla en ninguno de sus puntos.

Su función consiste en conducir interiormente una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante a través del elemento de retardo.

Especificaciones:

Material termoplástico flexible de gran resistencia mecánica, carga explosiva 40 mlgr/mt.

Resistencia a la tracción 10 kg.

Velocidad de propagación 1,500 m/seg.

B.- FULMINANTE DE RETARDO.- Los fulminantes de retardo disponen un elemento retardador que les permite detonar con diferentes intervalos de tiempo. Cuando es iniciado puede desarrollar un Volumen Trauzl de 30 cm³ e iniciar eficientemente agentes de voladura tipo Anfo Hidrogeles, Sanfos, etc. "Sin necesidad de cebarla" a un cartucho o Boosters adicionales, en taladros cuyo diámetro puede variar más 2 ½" y en taladros de 12", siempre y cuando se practiquen normas adecuadas de carguío de taladros.

C.- RETARDO.- Indica el número de serie del retardo cuyo tiempo está dado por las escalas y va adherida a la manguera fanel y/o en el conector simple.

4.0.2 FORMAS DE CONEXION

CONEXION CON CORDON DETONANTE

Se utiliza una línea troncal de cordón detonante 3p (3 miligramos de pentrita x metro de cordón), a la cual se unen las mangueras fanel mediante los conectores para cordón detonante.

También los terminales de las mangueras fanel pueden ser unidos a la troncal de cordón detonante 3p mediante un simple nudo.

CONEXION CON CONECTORES

Con el conector se inserta la manguera por la ranura sucesivamente de modo que la propagación se transmita siempre de un conector a una manguera.

PRESENTACION:

FANEL DE PERIODO CORTO.- Se aplica en voladura masiva (tajeos); inicia con N^o 1 de 25 milisegundo de retardo y va hasta el N^o 10, con este intervalo de retardo, del N^o 11, al N^o 14 varía de 50 mili-

segundos cada uno y del N^o 15 al N^o 20 varía de 100 milisegundos de retardo.

FANEL DE PERIODO LARGO.— Usado para voladura de frontones (subnivel, galería, chimenea, pique, rampa, tunel, etc.), debido a que tiene mayor retardo. Inicia con el N^o 1 de 500 milisegundo, variando de 500 milisegundos de un número al otro, del N^o 12 al N^o 16 varía de 6200 mseg c/u, empezando con el N^o 12 de 6200 mseg y el N^o 16 de 8,600 mseg.

CUADRO DE EQUIVALENCIAS DE FULMINANTES NO ELECTRICOS

PARA TAJEOS (PERIODO CORTO MS)

FAMESA		DENASA		TEC HARSEIM	
FANEL		NONEL		TECNEL	
COLOR ROJO		COLOR NARANJA		COLOR ROJO	
No	RETARDO	No	RETARDO	No	RETARDO
SERIE	MILISEQ.	SERIE	MILISEQ.	SERIE	MILISEQ.
1	25	1	25	1	25
2	50	2	50	2	50
3	75	3	75	3	75
4	100	4	100	4	100
5	125	5	125	5	125
6	150	6	150	6	150
7	175	7	175	7	175
8	200	8	200	8	200
9	225	9	250	9	250
10	250	10	300	10	300
11	300	11	350	11	350
12	350	12	400	12	400
13	400	13	450	13	450
14	450	14	500	14	500
15	500	15	600	15	600
16	600	16		16	700
17	700	17		17	
18	800	18		18	
19	900	19		19	
20	1000	20		20	

PARA FRENTER

FAMESA		DENASA		TEC HARSEIM	
FANEL		NONEL		TECNEL	
COLOR BLANCO		COLOR AMARILLO		COLOR AMARILLO	
No	RETARDO	No	RETARDO	No	RETARDO
SERIE	MILISEQ.	SERIE	MILISEQ.	SERIE	MILISEQ.
1	500	1	200	1	200
2	1000	2	400	2	400
3	1500	3	600	3	600
4	2000	4	1000	4	1000
5	2500	5	1400	5	1400
6	3000	6	1800	6	1800
7	3500	7	2400	7	2400
8	4000	8	3000	8	3000
9	4500	9	3800	9	3800
10	5000	10	4600	10	4600
11	5600	11	5500	11	5500
12	6200	12	6400	12	6400
13	6800	13	7400	13	7400
14	7400	14	8500	14	8500
15	8000	15	9600	15	9600
16	8600	16		16	
17		17		17	
18		18		18	
19		19		19	
20		20		20	

4.0.3 FORMAS DE INICIACION

El sistema fanel puede ser iniciado mediante el método tradicional de mecha de seguridad y con un conector, o simplemente con fulminante Nº 6 y/o 8.

También puede iniciarse a distancia mediante un fulminante eléctrico con la propia manguera fanel, se puede iniciar con un fulminante eléctrico de seguridad.

4.1 PARAMETROS DE VOLADURA EN LAS PRUEBAS REALIZADAS USANDO FANEL

4.1.1 PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Las pruebas de campo se realizaron en condiciones normales de trabajo, una vez corridos las respectivas cámaras cuya sección es de 4 mt y su profundidad 39 mt en promedio; en el cual se perforaron taladros de 6.5' de profundidad con una malla de 1.00 mt x 1.30 mt.

B x E - 1.00 mt. x 1.30 mt.

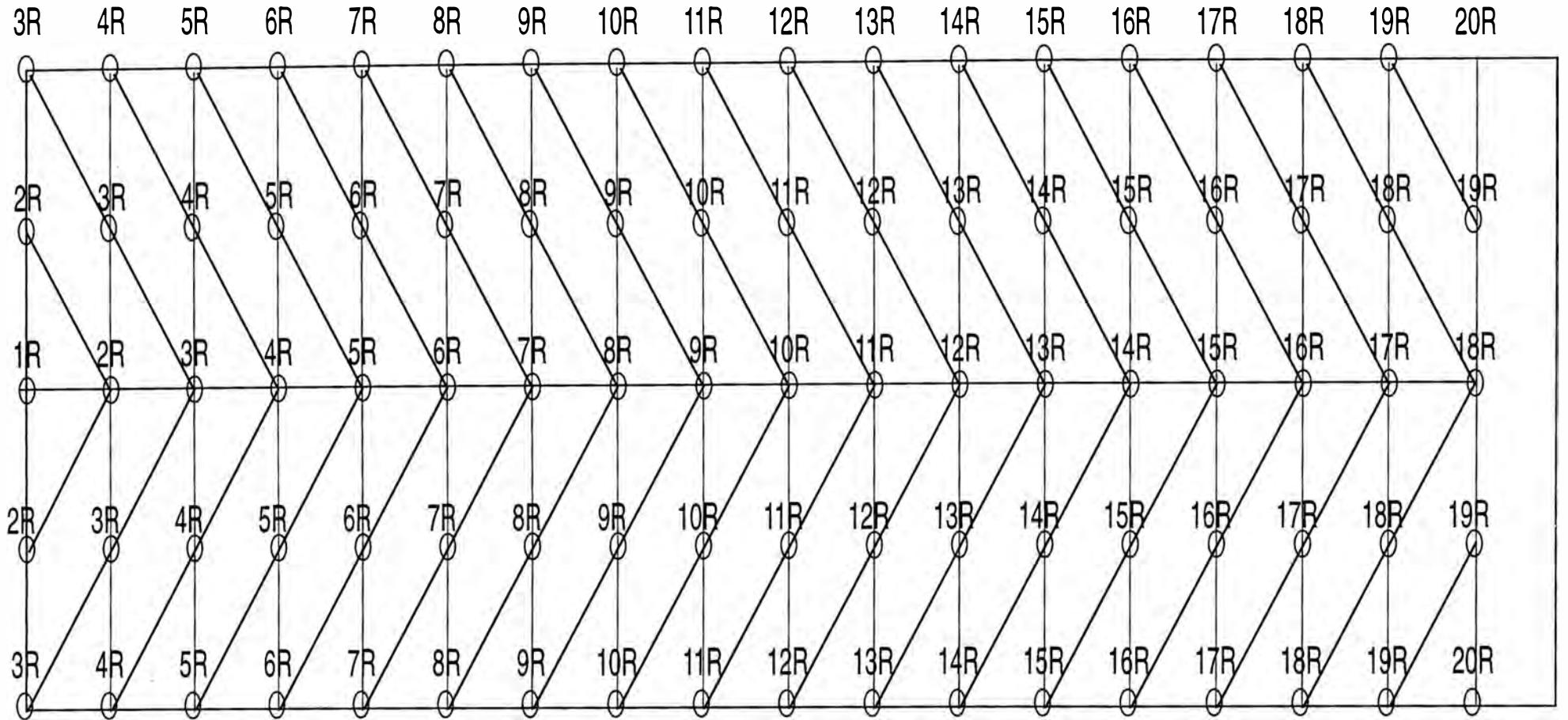
En el GRAFICO Nº 2 se gráfica el amarre en "V" (salida en "V") de acuerdo a la distribución de los taladros, dándole una salida secuencial de los mismos.

Las pruebas se efectuaron en el cuerpo K-327 del nivel 1400; en la zona III de la mina Lourdes de Cerro de Pasco. En las pruebas de voladura se usaron como carga de columna la dinamita semexsa 65 de 7/8" x 7", el cordón detonante 3P y el fanel con retardos de período corto (milisegundos).

4.1.2 PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

Las pruebas de campo se realizaron en condiciones normales de trabajo, una vez corridos, las respectivas cámaras cuya sección es de 3.60 mts y la longitud de la cámara de 30 mt en promedio en el cual se perforan taladros de 6.5' profundidad con una malla cuadrada de 1.20 mt x 1.40 mt

GRAFICO N° 2



EMPRESA MINERA DEL CENTRO DEL PERU

UNIDAD CERRO DE PASCO

LABOR 14916E C-1

CUERPO K-327

PRUEBA DEL FANEL EN TALADROS VERTICALES

B x E - 1.20 mt. x 1.40 mt.

El amarre del fanel es el mismo que en el corte y relleno ascendente, este se gráfica en el GRAFICO Nº 2.

Las pruebas se efectuaron en el corte y relleno descendente del área X-centro; la carga de columna es dinamita semexsa 65 de 7/8" x 7", el cordón detonante 3P y el fanel rojo de milisegundos.

PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE - USANDO FANEL

Nro. de Prueba	Fecha	Tajeo	Tipo de Roca	Densid	Tipo de Perfor.	Malla de Perf.	Long. de Tajeo	Long. de Taladro	Long. de Avance	Nro. Tal. Perf.	Carga Explosiva	Peso del Explos.	TON Roto	Salida
01	05-07-02	14128E CAMARA 1	Dura, Galena y Esfalerita	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	40 mt.	6.5'	1.70	195	Sernexsa 60	128.20	952.0	"y"
02	10-08-02	14128E CAMARA 3	"	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	40 mt.	6.3	1.65	198	"	130.26	924.0	"y"
03	18-09-02	14128E CAMARA 5	"	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	38 mt.	6.5'	1.72	183	"	120.40	915.0	"y"
04	10-10-02	14128E CAMARA 7	"	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	41 mt.	6.6'	1.74	200	"	131.60	998.0	"y"
05	12-11-02	14128E CAMARA 9	"	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	39 mt.	6.4'	1.73	193	"	127.00	945.0	"y"
06	20-11-02	14128E CAMARA 2	"	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	38.5 mt.	6.2'	1.82	201	"	132.00	1019.0	"y"
07	20-11-02	14128E CAMARA 4	"	3.5	Vertical	1.0 x 1.3	37 mt.	6.4'	1.72	202	"	133.00	963.0	"y"

PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE - USANDO FANEL

Nro. de Prueba	Fecha	Tajeo	Tipo de Roca	Densid	Tipo de Perfor.	Malla de Perf.	Long. de Tajeo	Long. de Taladro	Long. de Avance	Nro. Tal. Perf.	Carga Explosiva	Peso del Explos.	TON Roto	Salida
08	28-11-02	14128E CAMARA 6	Semi Dura, Galena y Esfalerita	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	39.50	6.3'	1.75	205	Sernexsa 60	135.00	967.00	"y"
09	10-01-03	14128E CAMARA 8	Dura, Galena y Esfalerita	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	38.40	6.4	1.73	206	"	135.50	930.00	"y"
10	20-01-03	14128E CAMARA 10	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	39.50	6.6'	1.80	204	"	134.21	995.00	"y"
11	22-01-03	14128E CAMARA 1	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	35.00	6.4'	1.75	180	"	118.42	906.00	"y"
12	30-01-03	14128E CAMARA 3	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	36.00	6.5'	1.75	178	"	117.10	932.00	"y"
13	02-01-03	14128E CAMARA 5	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	34.00	6.4'	1.68	173	"	114.00	805.00	"y"

PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE - USANDO FANEL

Nro. de Prueba	Fecha	Tajeo	Tipo de Roca	Densid	Tipo de Perfor.	Malla de Perf.	Long. de Tajeo	Long. de Taladro	Long. de Avance	Nro. Tal. Perf.	Carga Explosiva	Peso del Explos.	TON Roto	Salida
14	10-02-93	14128E CAMARA 7	Semi Dura, Galena y Esfalerita	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	36.00	6.3'	1.70	182	Sernexsa 60	119.00	905.00	"Y"
15	15-02-93	14128E CAMARA 9	Dura, Galena y Esfalerita	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	38.00	6.4	1.68	188	"	123.60	945.00	"Y"
16	20-02-93	14128E CAMARA 11	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	37.50	6.5'	1.72	192	"	126.31	954.00	"Y"
17	26-02-93	14128E CAMARA 2	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	39.00	6.5'	1.75	195	"	128.30	1010.00	"Y"
18	29-02-93	14128E CAMARA 4	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	40.00	6.8'	1.82	208	"	136.90	1077.00	"Y"
19	04-03-95	14128E CAMARA 6	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	38.00	6.5'	1.72	190	"	125.00	967.00	"Y"
20	15-03-95	14128E CAMARA 8	"	3.7	Vertical	1.0 x 1.3	37.50	6.8'	1.70	192	"	126.34	943.00	"Y"

PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE - USANDO FANEL

Nro. de Prueba	Fecha	Tajeo	Tipo de Roca	Densidad	Tipo de Perfor.	Malla de Perf.	Long. de Tajeo	Long. de Taladro	Long. de Avance	Nro. Tal. Perf.	Carga Explosiva	Peso del Explos.	TON Roto	Salida
1	10-07-92	A-X-C CAMA- RA-1	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	30.0	6.5'	1.60	104	Semexsa 60	75.97	475	"y"
2	22-07-92	A-X-C CAMA- RA-3	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	33.0	6.4'	1.58	106	Semexsa 60	77.44	483	"y"
3	10-08-92	A-X-C CAMA- RA-5	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	29.0	6.4'	1.60	103	Semexsa 60	75.24	472	"y"
4	25-08-92	A-X-C CAMA- RA-7	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	29.0	6.5'	1.60	100	Semexsa 60	65.00	405	"y"
5	04-09-92	A-X-C CAMA- RA-9	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	30.0	6.5'	1.55	103	Semexsa 60	75.24	470	"y"
6	20-09-92	A-X-C CAMA- RA-11	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	31.0	6.5'	1.60	105	Semexsa 60	76.76	479	"y"

PRUEBAS REALIZADAS EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE - USANDO FANEL

Nro. de Prueba	Fecha	Tajeo	Tipo de Roca	Densidad	Tipo de Perfor.	Malla de Perf.	Long. de Tajeo	Long. de Taladro	Long. de Avance	Nro. Tal. Perf.	Carga Explosiva	Peso del Explos.	TON Roto	Salida
7	02-10-92	A-X-C CAMA- RA-2	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	29.5	6.5'	1.60	104	Semexsa 60	76.00	447	"y"
8	20-10-92	A-X-C CAMA- RA-4	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	30.5	6.4'	1.58	102	Semexsa 60	74.50	465	"y"
9	05-11-92	A-X-C CAMA- RA-6	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	30.0	6.5'	1.55	103	Semexsa 60	75.24	470	"y"
10	20-11-92	A-X-C CAMA- RA-8	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	28.5	6.5'	1.60	100	Semexsa 60	73.00	456	"y"
11	08-12-92	A-X-C CAMA- RA-10	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	26.4	6.5'	1.60	96	Semexsa 60	70.13	438	"y"
12	20-12-92	A-X-C CAMA- RA-12	Suave Mineral Galena Esfalerita	3.0	Vertical	1.2x1.4	26.0	6.5'	1.55	97	Semexsa 60	70.60	442	"y"

4.2 EVALUACION DE LOS RESULTADOS DE LOS DISPAROS USANDO EL SISTEMA PROPUESTO.

(Evaluación de los resultados de los disparos usando el sistema propuesto).

4.2.1 EVALUACION EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

La evaluación en tajeos de corte y relleno ascendente con el sistema propuesto y en ejecución, del total de 20 disparos evaluados podemos concluir con los siguientes apreciaciones:

- a) Disminuye el factor de carga de 0.21 Kg/TM a 0.14 Kg/TM.
- b) El techo del tajeo queda arqueado.
- c) Hay un buen apilonamiento de carga.
- d) No se observan tacos, longitud de avance 90%.
- e) Los resultados de los disparos fueron satisfactorios.
- f) Se observan un buen fracturamiento, en promedio 4"↓.

- g) Debido a la salida secuencial del fanel, no afecta la estructura del techo.
- k) Nos ha permitido ampliar la malla de 0.80 mt x 0.80 mt a 1.00 mt x 1.30 mt esto es cambiando el sistema de perforación horizontal al sistema de perforación vertical.
- i) El equipo de limpieza (Scooptram); trabaja sin dificultad en el carguío de mineral.

4.2.2 EVALUACION EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

La evaluación en tajeos de corte y relleno descendente del total de 12 disparos evaluados del sistema alternativo, concluimos en lo siguiente:

- a) Disminuye el factor de carga de 0.25 kg/TM a 0.16 kg/TM.
- b) El techo del tajeo quedó bien arqueado.
- c) No se observan tiros cortados, ni tacos.
- d) Se observa un fracturamiento en promedio 2" \downarrow .

- e) Nos ha permitido aplicar la malla de 0.90 mt x 0.90 mt a 1.20 mt x 1.24 mt.

- f) Se observa un buen apilonamiento de carga.

- g) El equipo de limpieza (scooptram) trabaja sin dificultad.

CAPITULO V

5.0 ANALISIS DE RESULTADOS

5.0.1 TABULACIONES DE DATOS PARA EL SISTEMA ACTUAL

5.0.1.1 SISTEMA ACTUAL DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA ACTUAL
<u>PARAMETROS DE PERFORACION</u>		
Ancho de minado	m.	4.0
Altura de minado	m.	4.5
Longitud de minado	mt	30
Peso específico	T.M/m ³	3.7
⊕ taladro	m.m	3.8
Long. de taladro	pies	5.5
Long. de avance	m.	1.40
Malla - Cuadrada	m x m	0.80 x 0.80
B x E		
Total de taladros en el	-----	330
tajeo	-----	Horizontal
Tipo de perforación.		

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA ACTUAL
<u>Parámetros de voladura, explosivos y accesorios.</u>		
Dinamita:		
Por taladro	Cart.	7
Total	Cart.	2,310
Peso total	kg	187.5
Mecha de seguridad	m.	930
Fulminante Nº 6	E.A.	330
Mecha rápida	m.	214
Conectores	E.A.	330
<u>Evaluación técnica</u>		
Tonelaje roto	TM.	888
Factor de carga	Kg/TM	0.21
Eficiencia del disparo	%	85
Fragmentación	% Bancos	10
Eficiencia perforista - Labor. (2 hombres)	TM-Hom- bre	20
	Guardia	

5.0.1.2 SISTEMA ACTUAL DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (U.C.F)

ROBRO	UNIDAD	SISTEMA ACTUAL
<u>PARAMETROS DE PERFORACION</u>		
Ancho de minado	m.	3.60
Altura de minado	m.	4.00
Longitud de minado	m.	30
Peso específico	TM/m ³	3.0
∅ taladro	m.m	38
Long. de taladro	pies	5.5
Long. de avance	m.	1.50
Malla - Cuadrada (B x E)	m x m	0.90 x 0.90
Total de taladro en el tajeo	-----	280
tipo de perforación	-----	Horizontal
<u>Parámetros de Voladura</u>		
<u>Explosivos y accesorios</u>		
Dinamita:		
Por taladro	Cart.	7
Total	Cart.	1960
Peso total	Kg.	159.0
Mecha de seguridad	m.	718
Fulminante Nº 6	E.A.	280
Mecha rápida	m.	180
Conectores	E.A.	280

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA ACTUAL
<u>Evaluación técnica</u>		
Tonelaje roto	TM.	648
Factor de carga	Kg/TM	0.25
Eficiencia del disparo	%	85
Fragmentación	% Bancos	3
Eficiencia perforista - labor. (2 hombres)	TM-Hombre Guardia	15

5.0.2 TABULACION DE DATOS PARA EL SISTEMA PROPUESTO

5.0.2.1 SISTEMA PROPUESTO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA PROPUESTO
<u>PARAMETROS DE PERFORACION</u>		
Ancho de minado	m.	4.0
Altura de minado	m.	4.20
Longitud de minado	mt	38.0
Peso específico	Tm/m ³	3.7
∅ taladro	m.m	38
Long. de taladro	pies	6.5
Long. de avance	m.	1.70
Malla	m x m	1.0 x 1.30
B x E		
Total de taladros en el tajeo	-----	195
Tipo de perforación.	-----	Vertical
<u>Parámetro de voladura</u>		
Explosivos y accesorios		
Dinamita:		
Por taladro	Cart.	8
Total	Cart.	1560
Peso total	Kg.	126.63
Mecha de seguridad	m.	8.0

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA PROPUESTO
Fulminante Nº 6	E.A.	4
Mecha rápida	m.	1
Conectores	E.A.	4
Fanel (2.8 mt c/u)	E.A.	195
Cordón detonante 3P.	m.	100
<u>Evaluación técnica</u>		
Tonelaje roto	TM	930
Factor de carga	Kg/TM	0.14
Eficiencia del disparo	%	90
Fragmentación	♣ Bancos	5
Eficiencia perforista - labor. (2 hombres)	TM-Hom- bre Guardia	35

5.0.2.2 SISTEMA PROPUESTO DE CORTE Y RELLENO DESCEN-
DENTE

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA PROPUESTO
<u>PARAMETROS DE PERFORACION</u>		
Ancho de minado	m.	3.60
Altura de minado	m.	4.00
Longitud de minado	m.	30
Peso específico	TN/m ³	3.0
Ø taladro	m.m.	38
Long. de taladro	pies	6.5
Long. de avance	m.	1.60
Malla - (B x E)	m x m	1.20 x 1.40
Total de taladros en el tajeo	-----	102
Tipo de perforación.	-----	Vertical
<u>Parámetro de voladura</u>		
Explosivos y accesorios		
Dinamita:		
Por taladro	Cart.	7
Total	Cart.	918
Peso total	Kg.	74.50
Mecha de seguridad	m.	8.00
Fulminante Nº 6	E.A.	4
Mecha rápida	m.	1

RUBRO	UNIDAD	SISTEMA PROPUESTO
Conectores	E.A.	4
Fanel (2.8 mt c/u)	E.A.	102
Cordón detonate 3p	m	80
<u>Evaluación técnica</u>		
Tonelaje roto	TM	466
Factor de carga	Kg/TM	0.16
Eficiencia del disparo	%	90
Fragmentación	% Bancos	3
Eficiencia perforista - labor. (2 hombres)	TM-Hom- bre Guardia	25

CAPITULO VI

6.0 EVALUACION TECNICO-ECONOMICA DEL SISTEMA ACTUAL VS. EL PROPUESTO

COSTO DE PERFORACION EN LA MINA CERRO DE PASCO

DESCRIPCION	\$/pies	\$/met.	%
Costo de aire comprimido	0.33	1.09	35.7
Costo de mantenimiento de maquinas perforadoras	0,07	0.23	7.5
Costo de depreciación de maquinas perforadoras	0.05	0.16	5.2
Costo de aceite para perforación	0.05	0.17	5.6
Costo de barrenos	0.14	0.46	15.0
Costo de mano de obra	0.29	0.95	31.0
COSTO DE PERFORACION	0.93	3.06	100

* Estos costos están elaborados considerando el diámetro de talador de 39 milímetros, con barrenos integrales

6.0.1 ANALISIS COMPARATIVO DE PRODUCTIVIDAD Y RENDIMIENTO EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

RUBRO	UNID.	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
<u>Parámetros de Perforación</u>			
Ancho de minado	m.	4.0	4.0
Altura de minado	m.	4.5	4.20
Longitud de minado	m.	38	38
Peso específico	Tm/m ³	3.7	3.7
∅ Taladro	m.m	38	38
Long. de taladro	pies	5.5	6.5
Long. de avance	m.	1.40	1.70
Malla - β x E	m x m.	0.80 x 0.80	1.0 x 1.30
Total de taladros en el tajeo.	---	330	195
Tipo de perforación	---	Horizontal	Vertical

RUBRO	UNID.	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
<u>Parámetros de voladura</u>			
Dinamita:			
Por taladro	Cart.	7	8
Total	Cart.	2310	1560
Peso total	Kg.	187.5	126.63
Mecha de seguridad	m.	930	8
Fulminante Nº 6	E.A.	330	4
Mecha rápida	m.	214	1
Conectores	E.A.	330	4
Fanel (2.8 mt c/u)	E.A.	---	195
Cordon detonante 3P	m.	---	100

EVALUACION TECNICA - COMPARATIVA

RUBRO	UNID.	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
Tonelaje roto	TM	888	930
Rendimiento por taladro	TM/Tal	2.70	4.70
*Factor de carga	Kg/TM	0.21	0.14
Perfor. específica	m/TM	0.63	0.42
Eficiencia del disparo	%	85	90
Fragmentación	% Bancos	10	5
*Eficiencia perforista (2 hombres-labor)	TM-H. G.	20	35

**6.0.2 ANALISIS COMPARATIVO DE PRODUCTIVIDAD Y RENDIMIENTO EN
TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE.**

RUBRO	UNID.	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
<u>Parámetros de Perforación</u>			
Ancho de minado	m.	3.60	3.60
Altura de minado	m.	4.00	4.00
Longitud de minado	m.	30	30
Peso específico	Tm/m ³	3.0	3.0
✦ Taladro	m.m	38	38
Long. de taladro	pies	5.5	6.5
Long. de avance	m.	1.50	1.60
Malla (B x E)	m x m	0.90 x 0.90	1.20 x 1.40
Total de taladros en el tajeo.	----	280	102
Tipo de perforación	----	Horizontal	Vertical
<u>Parámetro de voladura</u>			
Explosivos y accesorios			
Dinamita			
Por taladro	Cart.	7	7
Total	Cart.	1960	918
Peso total	Kg.	159.0	74.5

RUBRO	UNID.	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
Mecha de seguridad	m.	718	8
Fulminante N ^o 6	E.A.	280	4
Mecha rápida	m.	180	1
Conectores	E.A.	280	4
Fanel (2.8 m c/u)	E.A.	---	102
Cordón detonante 3F	m.	---	80

EVALUACION TECNICO - COMPARATIVA

RUBRO	UNID.	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
Tonelaje roto	TM	648	466
Rendimiento por taladro	TM/Tal	2.31	4.50
Factor de carga	Kg/TM	0.25	0.16
Perfor. específica	m/TM	0.73	0.44
Eficiencia del disparo	%	85	90
Fragmentación	% Bancos	3	3
Eficiencia perforista (2 hombres-labor)	TM-H.G.	15	25

CAPITULO VII

7.0 DISCUSION DE RESULTADOS ENTRE EL SISTEMA ACTUAL Y EL PROPUESTO.

La discusión de resultados entre los dos sistemas lo vamos a enfocar desde el punto de vista técnico-económico.

7.0.1 TAJEOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

RUBRO	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
Factor de carga	0.25 Kg/TM	0.16 Kg/TM.
Eficiencia		
Perforista	15 TM/H-Guardia	25 TM/H-Guardia
Costos de Perforación y voladura.	\$2.90/TM.	\$2.19/TM.
Diferencia de costos	(\$/TM)	= \$ 0.71/T.M.
Diferencia Porcentual de costos	(%)	= 24%

Producción mensual real de la mina Lourdes, mediante el método de corte y relleno ascendente = 45,600 TM (80% de la producción).

Producción real total = 57,000 TM.

Ahorro mensual en el corte y relleno ascendente:

Sistema actual	\$ 2.90/TM x 45,600 TM	=US \$ 132,240
Sistema propuesto.....	\$ 2.19/TM x 45,600 TM	=US \$ 99,864

	Ahorro mensual	US \$ 32,376

En tajeos de corte y relleno ascendente con el sistema propuesto tendríamos un ahorro de \$32,376/mensuales.

7.0.2 TAJEOS DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

RUBRO	SISTEMA ACTUAL	SISTEMA PROPUESTO
Factor de carga	0.25 Kg/TM.	0.16 Kg/TM.
Eficiencia	15 TM/H-Guardia	25 TM/H-Guardia
Costo de Perforación y voladura.	\$3.02/TM.	\$2.21/T.M.
Diferencia de costos	(\$/TM.)	= \$ 0.81/TM.
Diferencia Porcentual de costos	(%)	= 27%

pasar del sistema de perforación horizontal al sistema de perforación vertical, usando voladura masiva con el accesorio denominado fanel y conservando los índices técnicos o mejorándoles si fuera necesario.

7.1 NORMAS DE SEGURIDAD EN EL SISTEMA ACTUAL

Toda operación minera tiene sus riesgos, alcances y limitaciones, reglas que se siguen en el sistema actual.

- Chequear las condiciones de ventilación del área de trabajo.
- Desatar el techo antes de iniciar la perforación.
- No transportar juntos el explosivo y los accesorios de voladura.
- Si hay tiros cortados, descargarlos con agua a alta presión y si no se puede descargar, detonarlos con una nueva mecha de seguridad con su respectivo primer.

- No perforar al rededor de tiros cortados, antes detonarlos.
- Regar el área de trabajo para eliminar el polvo y gases tóxicos.

7.2 NORMAS DE SEGURIDAD EN EL SISTEMA PROPUESTO

Debemos aplicar las reglas descritas en el sistema actual y las siguientes que describimos:

- La voladura masiva debe hacerse en tandas y en retirada, para tener un factor de seguridad en la voladura.
- No golpear, ni seccionar el fanel
- La transmisión de la onda de choque hacia el fulminante del fanel es a través del cordón detonante 3P, manipularlo con cuidado ¡Nunca seccionarlo ni golpearlo con otro dispositivo! - cortarlo con una navaja.

- Si no detonó algún taladro cargado con fanel, no chispearlo, descargar el taladro o detonarlo con una mecha de seguridad preparada.

- La voladura se inicia con dos guías de seguridad amarrada al cordón detonante, nunca directamente al cordón detonante ni al fanel.

- Conservar y aplicar las demás reglas de manipuleo de explosivos.

- De acuerdo a las necesidades de mineral, disparar por tandas, no permaneciendo por mucho tiempo abierto el tajeo, evitando derrumbes innecesarios.

- En los tajeos de corte y relleno que necesitan sostenimiento temporal, usar split-set hasta terminar de explotar el tajeo.

CAPITULO VIII

8.0 CONCLUSIONES

De acuerdo a las pruebas realizadas, con el sistema propuesto podemos llegar a las siguientes conclusiones.

1. Cambiar el sistema de perforación horizontal al sistema de perforación vertical.
2. El concepto del sistema propuesto es tener reserva de mineral en taladros y no tener mineral roto en el tajeo, cuya limpieza está en función a la disponibilidad física y mecánica de los equipos de carguío.
3. La voladura se efectúa de acuerdo a la necesidad de mineral en la planta de beneficio.

4. Desde el punto de vista de seguridad es conveniente tajar en retirada y no entrar rompiendo desde el inicio del tajeo, evitando que el operador y equipo de carguío queden atrapados por si hubiera algún derrumbe; esto es propio del sistema actual (perforación horizontal).
5. Hay una mejor utilización de la mano de obra de los perforistas al tener otros tajeos alternativos, sin depender de la disponibilidad mecánica de los equipos.
6. Se modifican los parámetros de perforación y voladura en los tajeos logrando resultados positivos.
7. Se contribuye en la solución de los problemas de seguridad, al reducir el tiempo que los tajeos permanezcan abiertos por mucho tiempo, esto es de 60 días, se reduce a 10 días.
8. Con el uso del microretardo (sistema fanel) hay una menor desestabilización del área de trabajo, debido a la salida secuencial y ordenada de los taladros.

9. En el sistema propuesto se aprovecha la máxima presión de detonación del explosivo en la menor unidad de tiempo debido al retardo que contienen los fulminantes; a la vez se aprovecha su máxima energía disponible del explosivo

10. Con el sistema propuesto disminuimos el factor de carga de 0.25 Kg/TM. a 0.16 Kg/TM. en el corte y relleno ascendente; se aumenta la eficiencia del perforista de 15 TM./H-Guardia a 25 TM./H-Guardia y se disminuye el costo de perforación y voladura del \$ 2.35/TM. a \$ 1.83/TM.

11. Con el sistema propuesto en el Corte y Relleno Descendente disminuimos el factor de carga de 0.25 Kg/TM. a 0.16 Kg/TM.; se aumenta la eficiencia del perforista de 15 TM./H-Guardia a 25 T-M./H-Guardia y se disminuye el costo de perforación y voladura de \$ 2.78/TM. a \$ 1.93/TM.

12. El ahorro total en función a la producción real mensual sería:

Corte y relleno ascendente.....	
	\$ 32,376/mensual (80% producción)
Corte y relleno descendente.....	
	\$ 8,310/mensual (18% producción)

Ahorro Total mensual	\$ 40,686.00
Ahorro Total anual	\$ 488,232.00

13. Una alternativa, para la reactivación de la mina Lourdes de Cerro de Pasco, es mediante la perforación vertical y uso del fanel.

CAPITULO IX

9.0 RECOMENDACIONES

En función a las pruebas realizadas y a la evaluación técnica económica, se recomienda:

- 1.- Estandarizar en la mina Lourdes la perforación vertical y el uso del fanel.
- 2.- Una vez estandarizado la perforación vertical con las actuales máquinas "Stoper", considero que es el momento de mecanizar la perforación vertical con el uso del "Upper Drill Wagon" con perforadoras hidráulicas.
- 3.- El uso del microretardo al iniciar la voladura es muy importante debido a la máxima utilización de la presión de detonación y la energía disponible

del explosivo, por lo tanto debe desterrarse el uso de las mechas de seguridad.

- 4.- Introducido el "Upper Drill Wagon", con barrenos de 10' y brocas de diámetros mayores de 39 mm. se recomienda un replanteo de la malla de perforación; en función al diámetro del taladro, al tipo de roca y a las propiedades del explosivo.
5. Al generalizar en la mina la perforación vertical, evaluar el uso del agente de voladura "Anfo" en zonas donde hay buena ventilación, para así disminuir nuestros costos de voladura.
- 6.- Al realizar el amarre del cordón detonante con el fanel, chequear bien, que los conectores estén bien fijados, para evitar que algunos de ellos no detonen.

CAPITULO X

10.0 BIBLIOGRAFIA

- **TECNOLOGIA DE EXPLOSIVOS.**
Dr. Carlos Agreda.

- **TEORIA DE VOLADURA DE ROCAS.**
Dr. Carlos Agreda.

- **CURSO DE MODELIZACION MATEMATICA DE VOLADURA DE ROCAS SOCIEDAD PERUANA DE PERFORACION Y VOLADURA.**
Dr. Carlos Agreda.

- **ESTUDIO DE MECANICA DE ROCAS MINA CERRO DE PASCO**
A. Samaniego.

- **UNDER GROUND EXCAVATIONS IN ROCK.**
E. Hoek and E. T. Brown the Institution of Mining

and Metallurgy, London - 1980.

- **CARTA MENSUAL CERRO DE PASCO CENTROMIN PERU S.A.**
Dpto. de Ingenieria. 1993
- **CURSO DE ACTUALIZACION CONVENIO U.N.I. CENTROMIN PERU S.A. 1988**
- **GUIDE TO UNDERGROUND OF MINING METHODS AND APLI-
CATIONS.**
Atlas Copco.
- **MANUAL PRACTICO DE VOLADURA.**
E.X.S.A.
- **MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS.**
Dupont.
- **XVIII CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS.**
- **METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA.**
Ing. Isaac Ríos Q.
- **USO DEL FANEL.**
Dpto. de Asistencia Técnica Famesa.

- **LA MECANICA DE ROCAS EN LA MINERIA INCITEMI.**
Dr. Fernando Gamero Sampedro.

- **MANUAL DE EXPLOSIVOS - IRECO-DYNO**
Explosives Group.

- **MINERALES GROUP -KAISER ENGINEER INC.**
Guillermo V. Borquez

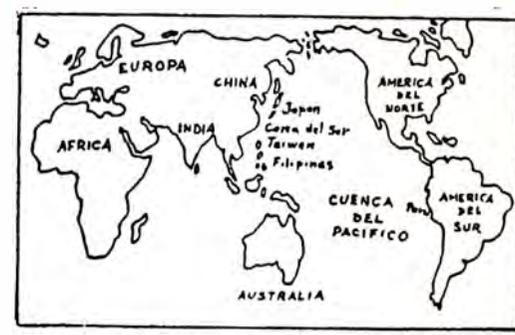
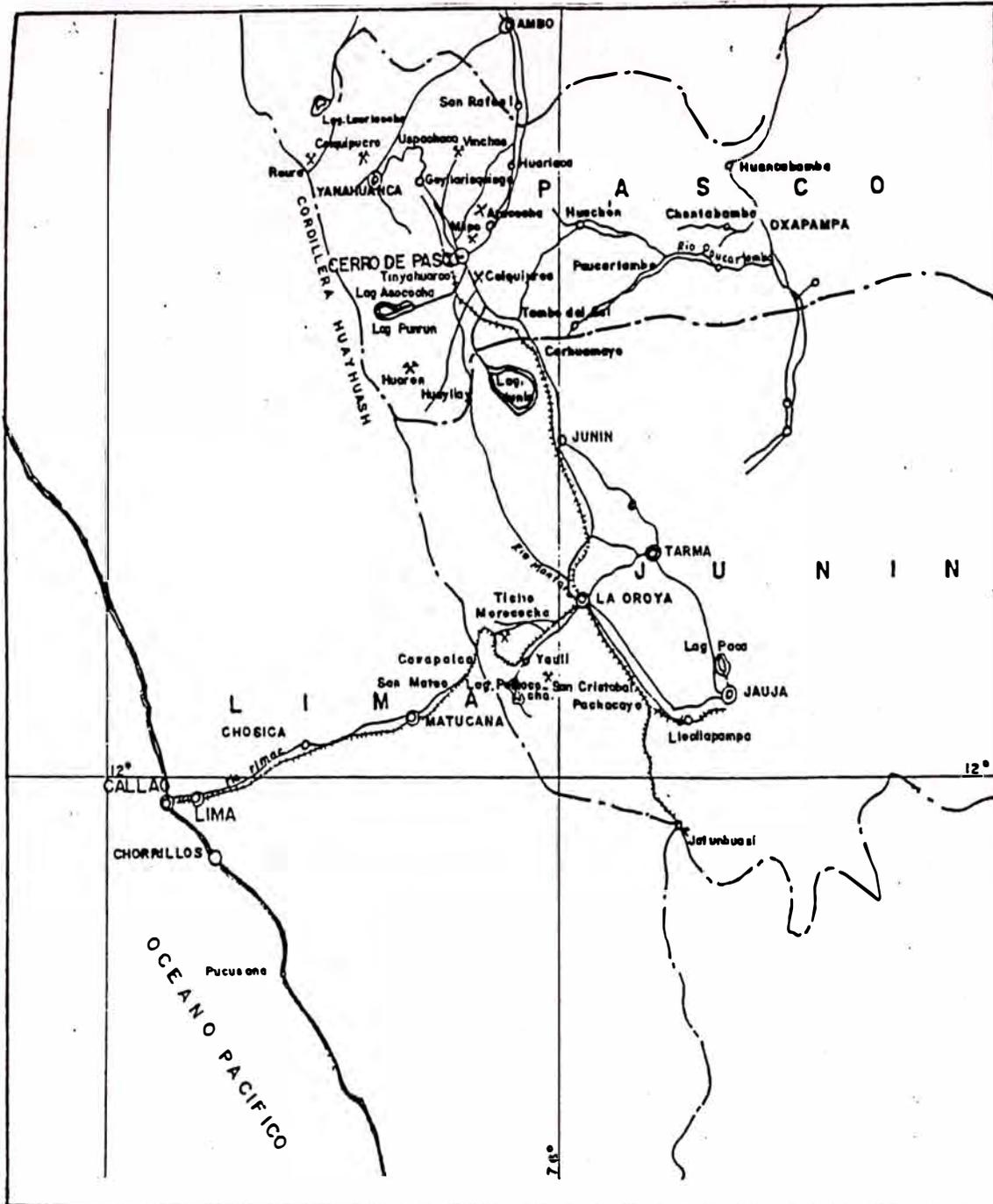
- **THE SCIENCE OF INDUSTRIAL EXPLOSIVES DYNO NOBEL
INC.**

- **APPLIED EXPLOSIVES TECHNOLOGY FOR CONSTRUCTION AND
MINING**
Stig O Olofsson

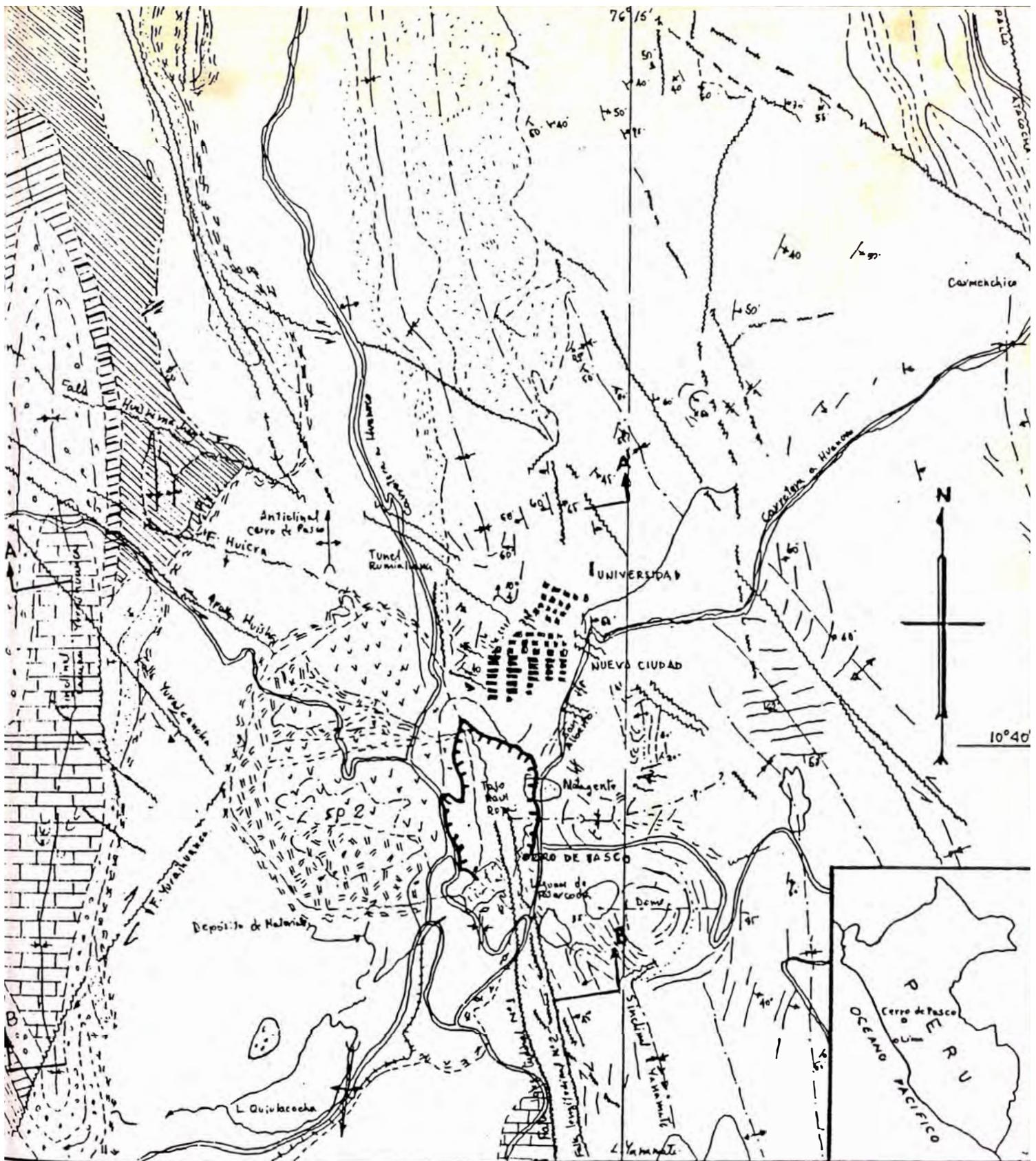
CAPITULO XI

11.0 APENDICE

- PLANO DE UBICACION DE LA MINA LOURDES
- MAPA GEOLOGICO-MINA CERRO DE PASCO
- COCIENTE METALICO DE LA MINA LOURDES
- PROYECCION LOGITUDINAL Y VERTICAL DE LOS CUERPOS DE PLOMO ZINC.
- PLAN DE PRODUCCION POR ZONAS
- PLANEAMIENTO TIPICO DEL METODO CORTE Y RELLENO
- METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO.
- METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE MECANIZADO.

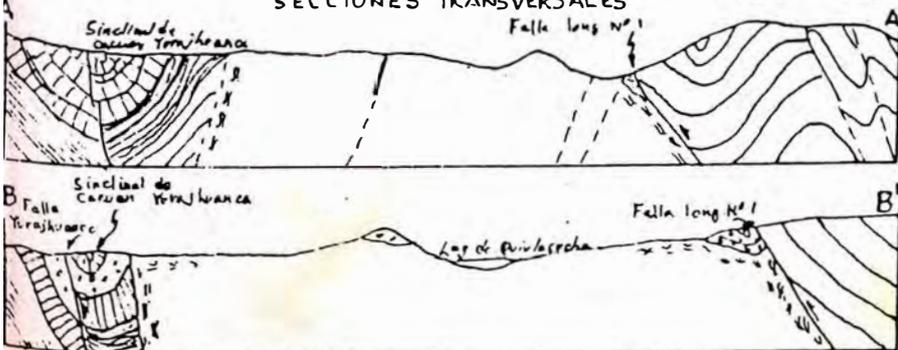


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA	
PLANO DE UBICACION	
DISEÑO:	FECHA:
DIBUJO:	FECHA:
REVISADO:	ESCALA:



SECCIONES TRANSVERSALES

ESCALA 1:50,000m



LEYENDA

ROCAS SEDIMENTARIAS

- Terciario, Capas rojas
- Miembro Gales
- Conglomerado-caliza

Cretáceo

- Triásico - Jurásico, formación Pucará

- Permiano, formación Mito

- Paleozoico inferior, formación Escalera

ROCAS IGNEAS

- Porfido Monzonita cuarzifera Cerro

- Agglomerado Rumiñama

- Contactos geológicos

- Rumbo de extrusión con buzamiento

- Eje de pliegue Anticlinal

- Sinclinal

- Inclinación de Pliegue

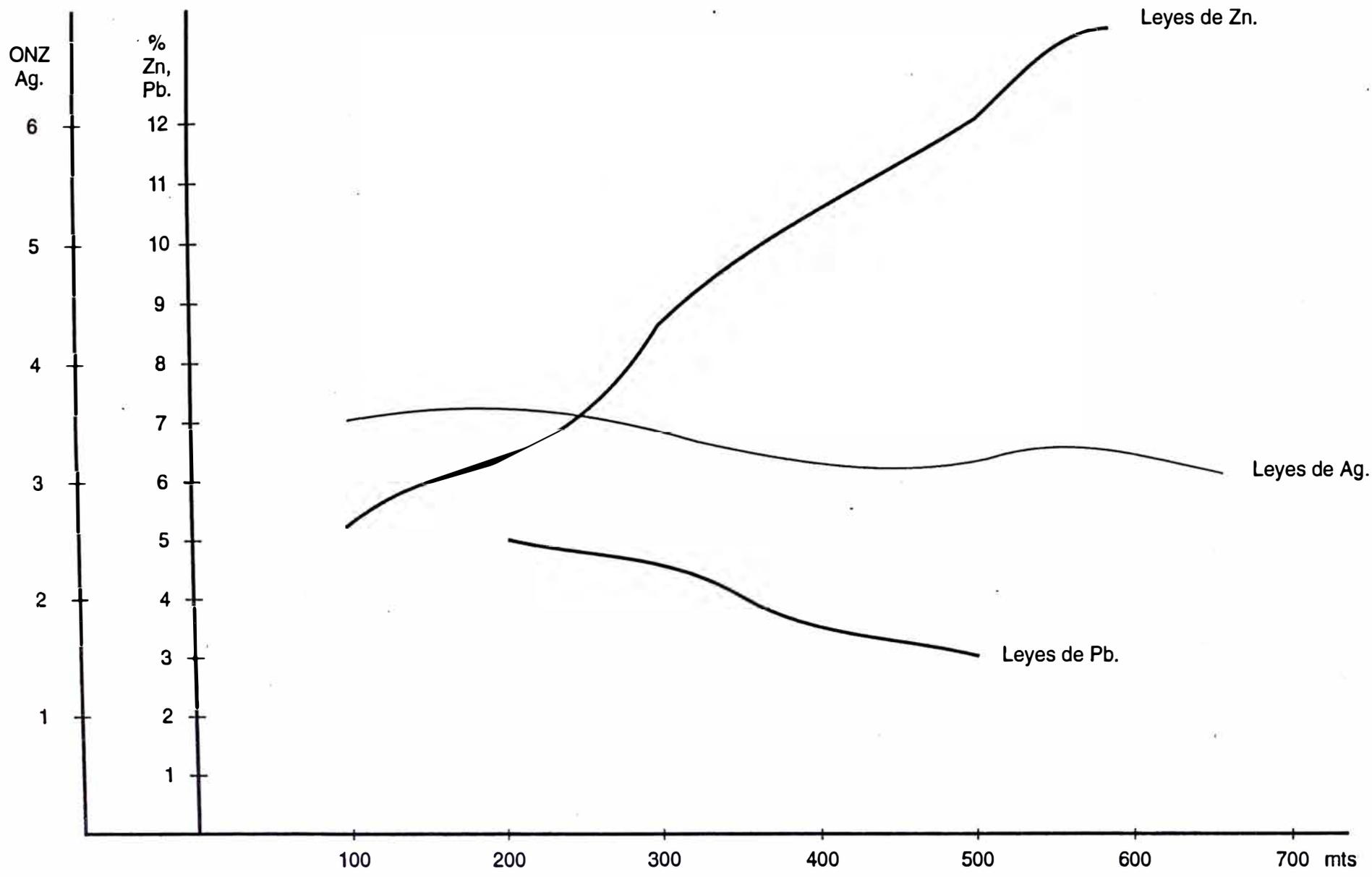
- Falla con dirección del movimiento

- Pared (Pirita oxidada)

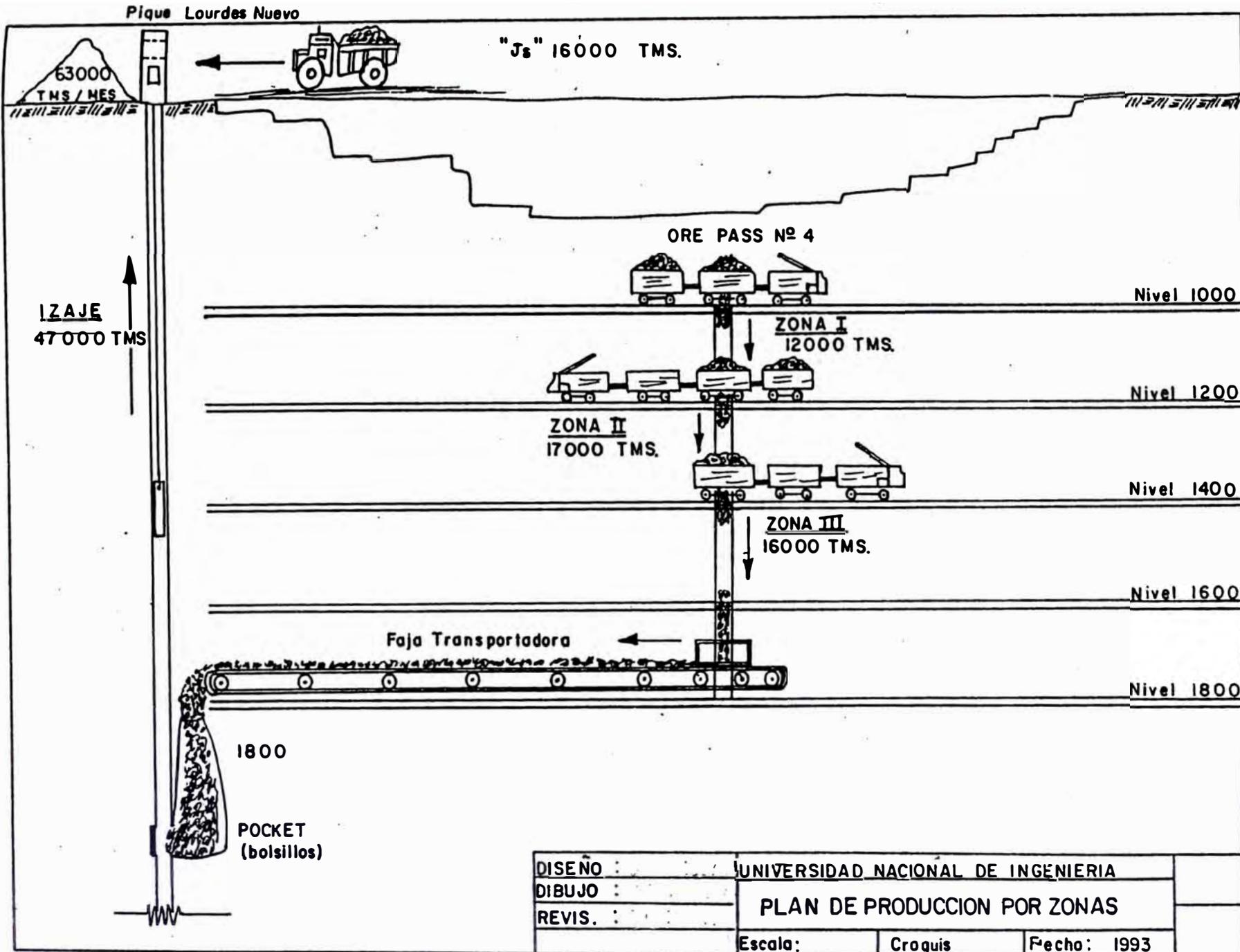
- Trozo de veta mostrando buzamiento

- TESIS DE GRADO FIGMM/UNI

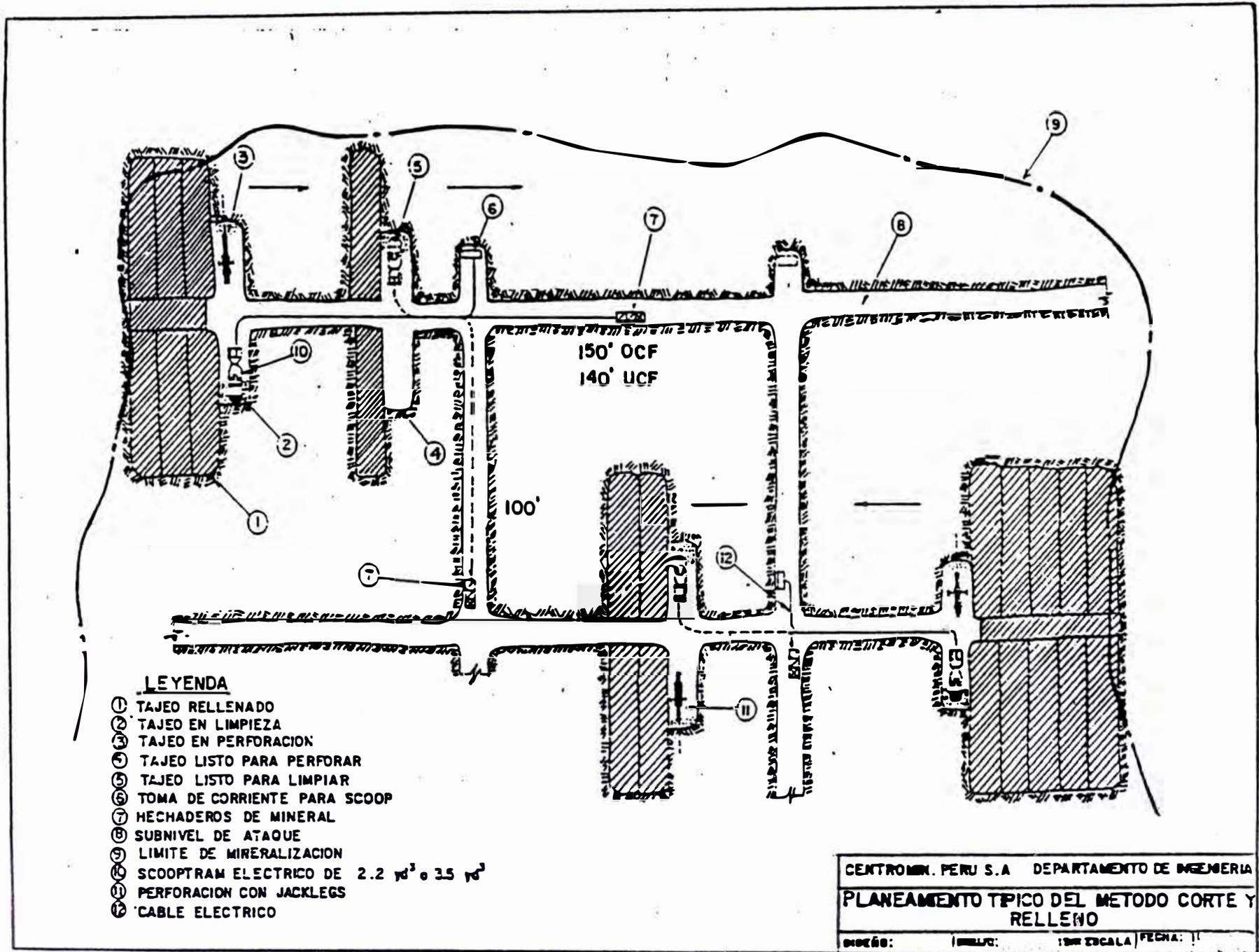
MAPA GEOLOGICO-MINA CERRO DE PASCO



EMPRESA MINERA DEL CENTRO DEL PERU	
UNIDAD	CERRO DE PASCO
COCIENTES METALICOS DE LA MINA LOURDES	



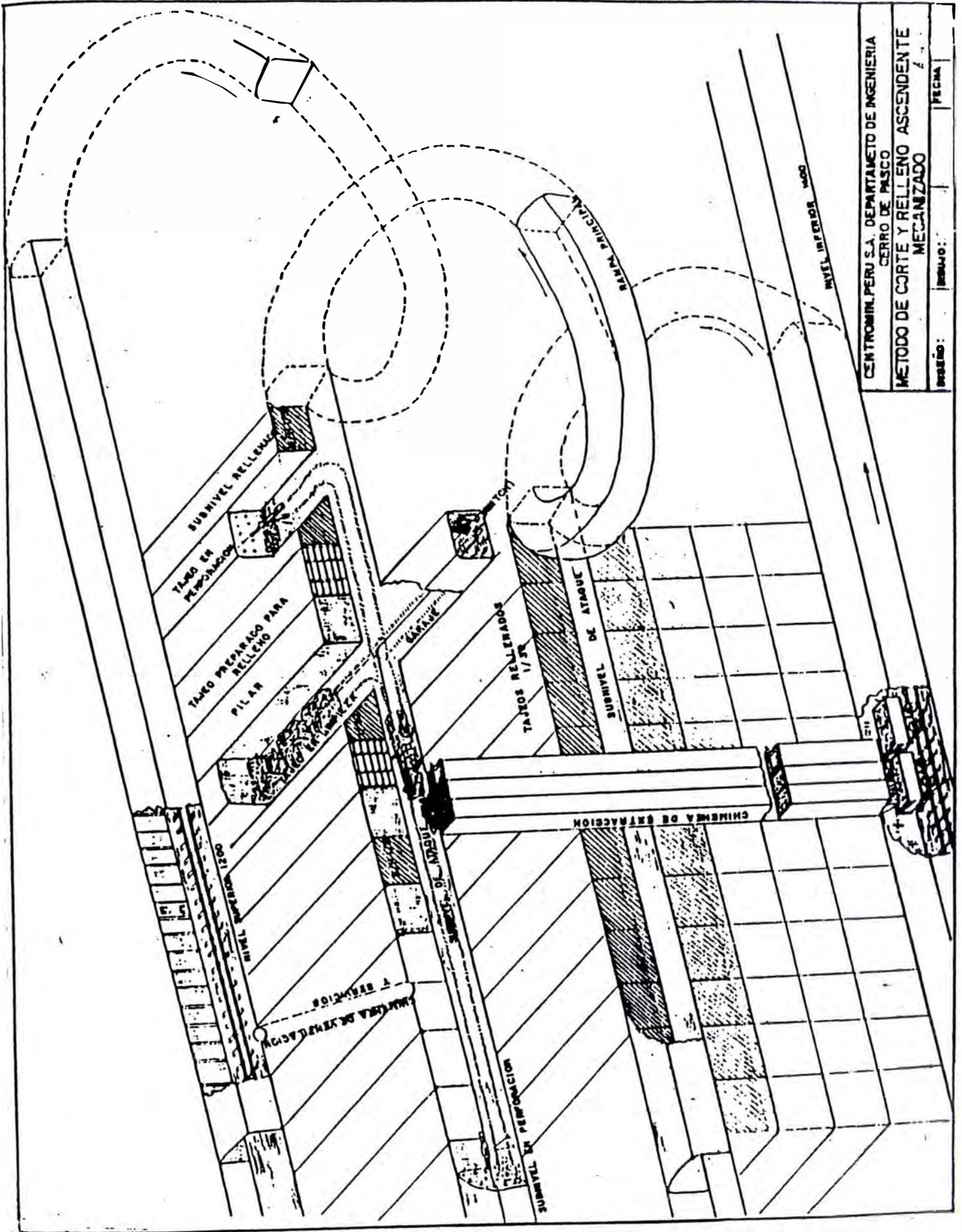
DISEÑO :	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		
DIBUJO :	PLAN DE PRODUCCION POR ZONAS		
REVIS. :	Escala:	Croquis	Fecha: 1993



LEYENDA

- ① TAJEO RELLENADO
- ② TAJEO EN LIMPIEZA
- ③ TAJEO EN PERFORACION
- ④ TAJEO LISTO PARA PERFORAR
- ⑤ TAJEO LISTO PARA LIMPIAR
- ⑥ TOMA DE CORRIENTE PARA SCOOP
- ⑦ HECHADEROS DE MINERAL
- ⑧ SUBNIVEL DE ATAQUE
- ⑨ LIMITE DE MINERALIZACION
- ⑩ SCOOPTRAM ELECTRICO DE 2.2 m³ o 2.5 m³
- ⑪ PERFORACION CON JACKLEGS
- ⑫ CABLE ELECTRICO

CENTROMIN. PERU S.A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
PLANEAMIENTO TÍPICO DEL METODO CORTE Y RELLENO
 DISEÑO: | DIBUJO: | ESCALA: | FECHA: |



CENTRO MIN. PERU S.A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
 CERRO DE PASCO
 METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
 MECANIZADO

DISEÑO: _____ DIBUJO: _____
 FECHA: _____

NIVEL INFERIOR 4000

CHIMENEA DE ENTUBACION

SOMOS DE APOYO

TACO PREPARADO PARA RELLENO
PILAR

TACO EN PLANTACION
SUBNIVEL RELLENO

TACOS RELLENADOS
SUBNIVEL DE ATAQUE

SUBNIVEL DE PERFORACION

BARRA PRINCIPAL

MULTIPLAS DE ENTUBACION Y BRANDEOS

