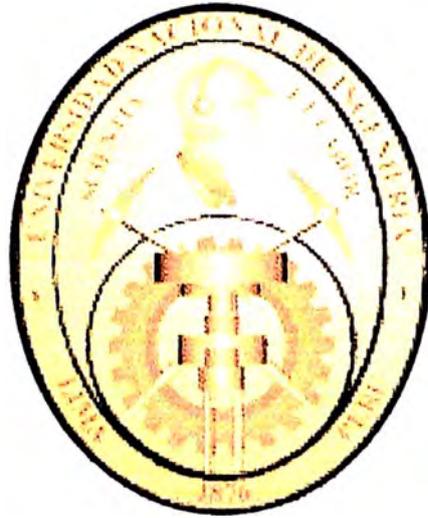


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y
METALÚRGICA



INFORME DE INGENIERÍA

ESTUDIO DE APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS

ZONA GAYCO

COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A.

PRESENTADO POR EL BACHILLER

DAVID E. PUCHOC GUERRA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

LIMA-PERU

2002

ESTUDIO Y APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS

ZONA GAYCO

CIA. MINERA RAURA S.A.

INDICE

DEDICATORIA

INTRODUCCIÓN

CAPITULO I

- 1.1 Generalidades
- 1.2 Geología General
 - 1.2.1 Aspectos Litológicos
 - 1.2.2 Geología Estructural
 - 1.2.3 Geología Económica
- 1.3 Reservas Minerales
 - 1.3.1 Reservas Minerales (Zona Gayco)
- 1.4 Descripción General de la explotación de la Mina
 - 1.4.1 Método de Explotación
 - 1.4.2 Operaciones Unitarias

CAPITULO II

ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA MINA (ZONA GAYCO)

- 2.1 Caracterización de la Masa Rocosa
- 2.2 Clasificación de la Masa Rocosa
- 2.3 Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa
- 2.4 Resistencia de la Roca.
- 2.5 Condiciones del Agua Subterránea
- 2.6 Esfuerzos
- 2.7 Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones
- 2.8 Mapeo Geomecánico del Block B.

CAPITULO III

ELECCIÓN DEL METODO DE MINADO (ZONA GAYCO)

- 3.1 Definición
 - 3.1.1 Generalidades
 - 3.1.2 Secuencia de Minado
 - 3.1.3 Preparación
 - 3.1.4 Perforación
 - 3.1.5 Voladura
 - 3.1.6 Extracción

CAPITULO IV

EXPLOTACIÓN POR BANQUEOS CON TALADROS LARGOS LBH (ZONA GAYCO)

- 4.1 Condiciones de Aplicación
- 4.2 Elección del Método
- 4.3 Descripción del Método
- 4.4 Labores de Desarrollo
 - 4.4.1 Rampa
- 4.5 Labores de Preparación
 - 4.5.1 Crúceros
 - 4.5.2 Cámaras
 - 4.5.3 Chimeneas

CAPITULO V

EXPLOTACIÓN

- 5.1 Perforación
 - 5.1.1 Perforación Radial
 - 5.1.2 Perforación Paralela
 - 5.1.3 Desviación de taladros largos
 - 5.1.4 Detalles del equipo
- 5.2 Diseño de Malla de Perforación

- 5.3 Perforación de la Chimenea y Cara libre
- 5.4 Perforación de taladros de Producción
- 5.5 Voladura
 - 5.5.1 Diseño de voladura
 - 5.5.2 Voladura de chimenea y cara libre
 - 5.5.3 Voladura de taladros largos de producción
 - 5.5.4 Extracción y acarreo de minerales
 - 5.5.5 Ventilación

CAPITULO VI

COSTOS

- 6.1 Costo de Preparación
- 6.2 Costo de Perforación y Voladura en chimenea
- 6.3 Costo de perforación y voladura en chimenea
- 6.4 Resumen de costo

CAPITULO VII

- 7.1 Análisis de Resultados
- 7.2 Ventajas del Método
- 7.3 Desventajas del Método

CAPITULO VIII

PROGRAMA DE SEGURIDAD

CAPITULO IX

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CAPITULO X

BIBLIOGRAFIA

Al apoyo incondicional de
Mi Madre Alejandra y
Hermanos.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo esta referido a la implementación de métodos modernos de explotación en la Compañía Minera Raura, el cual se encuentra en un programa de mecanización en sus diversos métodos de explotación existentes con el objetivo de elevar sus índices de producción y disminuir sus gastos operativos de elevar sus índices de producción y disminuir sus costos operativos como mantener mejores condiciones de seguridad para el personal, equipos y materiales.

Como parte del programa; se viene implementando métodos masivos de explotación, utilizando la técnica de taladros largos para la perforación y voladura de los tajos. Esto principalmente en la zona de Gayco. El cual es estudio el presente informe.

Para la aplicación de esta tecnología se llevo a cabo la evaluación geomecánica del macizo rocoso en áreas específicas de la mina (Gayco, Sofía, Esperanza), etc., para aplicar la explotación por taladros largos en los blocks.

Los resultados geomecánicos indicaron la factibilidad de realizar el minado de los blocks A y B utilizando taladros largos (Zona Gayco).

Para esto la Compañía Minera Raura ha adquirido un equipo de perforación electrohidráulico (SIMBA H157) procedente de la mina MINSUR, con el objetivo de incrementar la producción, manteniendo las leyes de cabezas para poder afrontar la baja de precios de los metales en el mercado internacional.

Los resultados del minado del Block A y B por taladros largos se obtuvieron resultados satisfactorios.

1.1 Generalidades

El distrito minero de Raura está ubicado en la cumbre de la Cordillera Occidental divisoria Continental de aguas, cabeceras de los ríos Huara y Marañón. Límite entre los departamentos de Huanuco y Lima. Sus coordenadas geográficas de ubicación son:

GEOGRAFICOS	U.T.M.
10° 26' 30" Latitud sur	N : 8'845,500
76° 44' 30" Longitud Oeste	E : 309,700

Se accede al área de estudio Mina Raura por la carretera Panamericana Norte (103 Km) tomando el desvío Río Seco a Sayán 50 Km, carretera Churín y Raura (124 Km) , total 277 Km (ver lámina 1).

La altura varía de 4,300 a 4,800 m.s.n.m. con glaciaciones que alcanzan los 5,700 m.s.n.m.

La topografía es abrupta con valles y cinco glaciares con abundantes lagunas y material morrénico. El clima es frío y casi no existe vegetación

1.2 GEOLOGÍA GENERAL

1.2.1. Aspectos litológicos

Rocas Sedimentarias

Las rocas sedimentarias que afloran en los alrededores de la Mina Raura pertenecen a la secuencia Estratigráfica del Cretáceo.

Las más antiguas se exponen al Suroeste y Oeste, que pertenecen al Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarizquizga) y están representadas por las

formaciones Chimú y Carhuáz. Por sobreescurreamiento se presentan la franja calcárea de las formaciones Parihuanca, Chulec, Pariatambo Jumasha y Celendin Inferioir con potencia total de 1,200 m. La formación Jumasha es la de mayor espesor con 800 m y la de mayor importancia, alberga los yacimientos minerales.

Formación Chimú

De edad Neoconiano a Valanginiano inferior. Son cuarcitas blancas y gris blanquecinas de grano fino a medio, presentándose en capas delgadas intercaladas con lutitas grises o negras o lechos de carbón, regionalmente son importantes por ser parte de la Cuenca carbonífera de Oyón.

Formación Carhuaz

De edad Valanginiano superior a Aptiano. Es una fase continental compuesta de areniscas, Lutitas y Cuarcitas que sobreyacen la formación Chimú. Estàn en contacto con las calizas Jumasha por sobrescurrimento.

Formación Jumasha

En los alrededores de la mina afloran calizan de edad Cretáceo medio a superior, representadas por la formación Jumasha. Están debajo de las rocas anteriormente descritas en contacto por sobreescurreamiento, que tienen el rumbo regional del plegamiento andino N° 30 W. Son calizas en capas medianas a gruesas de color gris que cambian a un gris claro por intemperismo, su edad es Albiano Superior a Turoniano.

Por efecto de intrusiones, de preferencia granodioríticas, las calizas Jumasha presentan diferentes grados de alteración que va desde a caliza fresca a una granatización (SKARN), pasando por marmolización,

silicificación, epidotización. Es importante la zona de SKARN por haber permitido la formación de los principales cuerpos mineralizados

Rocas Ígneas

La actividad ígnea se ha definido en el área y en base a las últimas reinterpretaciones que integra los estudios de Geología de superficie efectuada por el Departamento de Exploraciones de la Compañía, con los estudios micropetrográficos de muestras representativas del Distrito. (H.Candiotti 1,982).

Se considera tres fases de actividad ígnea en un lapso geológico comprendido entre 8 a 11 millones de años.

La primera fase, está representada por una fase volcánica explosiva de andecitas, dacitas, riódacíticas y tobas riódacíticas del tipo explosivo. En contacto con las calizas Jumasha tiene fragmentos asimilados de esta última, en el área de Gretty-Brunilda existen reemplazamientos importantes de minerales económicos de Plomo-Zinc que han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados de importancia.

Una segunda fase lo constituye la intrusión de granodiorita que viene a ser la roca intrusiva más antigua del área con una edad radiométrica de 11 millones de años. Se expone entre la Laguna Putusay Alta Cerro Colorado y la Laguna Niñococha en el Sur y sobre la Laguna Tinquicocha al norte del distrito. Fue mapeada como "diorita cuarcífera Cerro Colorado" (J.Fémandez C. 1964).

En sus contactos con la caliza ha producido un anillo de alteración llegando a formar SKARN como fase preliminar para la formación de cuerpos mineralizados, en superficie el área se encuentra limonitizada con tonalidades ocre-amarillentas por efecto del intemperismo y procesos de oxidación-lixiviación.

Finalmente, la última fase o representa la intrusión del pórfido-monzonítico de una edad radiométrica de 7 millones de años que originó también la formación de columnas de brecha y diques asociados al sistema de fallamiento este-oeste.

1.2.2 Geología estructural

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballococha son los plegamientos más importantes del área con rumbo N° 20°-30° W. El sobrescurriramiento al suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Gollayrizquizga con las calizas Jumasha.

Debido a fuerzas compresionales E-W se han producido varios sistemas de fracturamiento N 65°-80° W (Vetas Gianinna, Abundancia, Roxana, Torre de Cristal, Flor de Loto). Fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva.

Ultimas etapas de actividad tectónica por acción de estas mismas fuerzas originan fallas regionales que atraviesan el Distrito Minero de Raura representando una reactivación del Sistema NE, desplazando a los sistemas NW y Norte.

1.2.3 Geología económica

El período de mineralización en el Distrito Minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con formación de minerales de Cobre, Zinc, Plomo y Plata. La mineralización se presenta principalmente como relleno de fracturas pre-existentes (vetas), reemplazamientos metasomáticos de contacto (bolsonadas en skam) y depósitos tipo Stock Work.

Mineralización en Vetas

Dos sistemas de fracturamiento son los que contienen toda la mineralización en vetas en Raura. El sistema más importante tiene rumbo N 60°W a E-W.

El otro sistema tiene rumbo N 65°-80° E. Existe un zoneamiento marcado en la mineralización de Raura, al norte las vetas tienen minerales de Cobre y Plata, al sur se mineralizaron los valores de Plomo y Zinc.

Mineralización en Cuerpos

En la zona de contacto metasomático entre las calizas Jumasha (mármol) y los intrusivos granodioríticos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de Zinc, Plomo y Plata. Existen posibilidades muy favorables de la presencia de otros cuerpos mineralizados en todas las zonas de contacto no conocidas aún en Raura. El cuerpo mineralizado principal está formado por las bolsonadas Betsheva-Aracelli de forma elongada en dirección N 30° W.

Hacia el norte continúan las bolsonadas Catuva -Niño Perdido y en dirección sur Primavera y Cobriza completan una franja de mineralización económica de aproximadamente 900 m, pequeños cuerpos satélites en las proximidades y con mineralización similar como las Bolsonadas Ofelia y Balilla, responden a este concepto. Los minerales principales son Esfalerita, (Marmatita). Galena, Chalcopirita y diseminación de Pirita dentro del skarn, hasta el contacto se observa fuerte piritización que alcanza a formar cuernos de pirita. La mineralización dentro de los cuerpos se presentan en forma masiva, en brechas, en parches y diseminada, predominando al norte minerales como Galena y Esfalerita. (La Plata está relacionada principalmente con Galena), al sur existe un aumento significativo de Cobre (Chalcopirita) relacionado con un considerable aumento de Pirita sacaroide de grano grueso en una franja de contacto entre Skarn y el intrusivo.

Mineralización Tipo Stock Work.

Áreas que encierran mineralización como relleno de fracturas menores irregulares, con diseminación y reemplazamientos masivos; han producido cuerpos de importancia relacionados a estructuras mayores. Se exponen con mayor actividad en la Sección Hada asociadas a la veta Sofía, zonas de mármol entre bolsonadas de la sección Catuva y también el área de afloramientos mineralizados del proyecto Gayco.

1.3 RESERVAS MINERALES

Corresponde al tonelaje total existente en la mina y calculando al 31 de Diciembre pasado. Este mineral constituye la suma del mineral económico más mineral marginal de la mina Raura.

Las reservas de mineral al 1º de Enero de 1999 asciende a 4'307,410 mts con leyes promedio de 0.53% Cu, 2.79%, Pb, 66,06% Zn, y 4.41 O2-Ag, de los cuales 2'116,870 TMS es mineral económico y 2'190,540 TMS corresponde a Mineral Marginal.

1.3.1 Reserva de Minerales (Zona Gayco)

Sección Gayco – Mineral Económico

AÑO	T.M.S.	ANCHO	Leyes Diluidas y Corregidas				
			%Cu	%Pb	%Zn	Onz. Ag	Equiv
1999	385,190		0.63	3.87	4.70	4.32	46.20

Sección Gayco – Mineral Marginal

AÑO	T.M.S.	ANCHO	Leyes Diluidas y Corregidas				
			%Cu	%Pb	%Zn	Onz. Ag	Equiv
1999	18.000		0.51	3.90	3.92	3.97	40.81

1.4 DESCRIPCION GENERAL DE EXPLOTACIÓN DE LA MINA

Como producto del avance de las exploraciones y explotación a través del tiempo, la mina Raura ha dividido sus operaciones principalmente en un minado subterráneo y un minado superficial, este último con la finalidad de explotar los afloramientos superficiales.

Para el acceso a las diferentes labores subterráneas se utilizan las siguientes labores:

- Para la Zona Catuva, por una Rampa (-) en el Nv. 630 con una longitud de 460 m y una sección de 5m x 4m, que se emplea para la extracción de mineral y como nivel de servicios (ingreso de relleno, nivel de ventilación). Para acceder a los niveles inferiores este socavón continúa con una rampa que une el Nv. 630 con el Nv. 380.
- Para la zona de Sofía, por una galería en el Nv. 630, actualmente es empleado como nivel de servicios únicamente. Para el Nv. 490 el acceso es a través del empleado para Catuva.
- Para las zonas Esperanza y Gayco, por un tunel en el Nv. 630 de aproximadamente 2,5 Km de longitud y una sección de 3m x 3m. Este túnel atraviesa en primer lugar la zona de Esperanza, sirviéndole como nivel de transporte; para acceder al Nv. 580 se

emplea una rampa de 3,5m x 3m de sección sirviendo como nivel de transporte y servicios. Este mismo túnel sirve de acceso al Cuerpo Gayco utilizándose como nivel de transporte y servicios. Adicionalmente para acceder al Snv-645 de Gayco se emplea una rampa de 3,5m x 3m de sección.

- Para la zona de Brunilda se ingresa por un Socavón en el Nv-590 de 3x3m, una distancia de 1200m hasta la zona de operación, donde se encuentra el pique de extracción del Nv. 540 al Nv. 590, luego se emplea locomotora de 10t. Con un convoy de 5 carros de 80ft³.
- Adicionalmente la mina cuenta con socavones menores de acceso a los diferentes niveles superiores de explotación de Esperanza y Sofía y otras zonas hoy abandonadas.

Para una explotación racional la mina esta dividida en zonas de explotación asociadas generalmente a las estructuras principales de mineralización, estas zonas a su vez están divididas según su plano de buzamiento en niveles principales generalmente con una diferencia de cota de 50m; adicionalmente entre estos se construyen subniveles de explotación. Producto de lo expuesto la mina hoy ha dividido o sectorizado sus operaciones en las siguientes secciones o zonas de explotación.

- Mina Catuva, que corresponde a la zona metasomática y más rica de la mina, esta formado por los cuerpos Betsheva, Primavera y Cobriza. Hoy Betsheva y Primavera se encuentran en actual producción en el Nv. 440, en los niveles superiores solo en algunos tajeos del nivel 490, se realizan recuperaciones de pilares y puentes (8 al 11%, de las reservas de este nivel). La zona correspondiente al afloramiento superficial del cuerpo Primavera hoy constituye la zona

principal de desbroce y explotación del Tajo Abierto. La zona de Cobriza actualmente se encuentra abandonada.

- El Sistema de Vetas de Sofía y Hadas, formado principalmente por las vetas Sofía, Giannina, Gina, Balilla y Raquel; actualmente en las tres primeras vetas mencionadas no se realizan trabajos de explotación pero si se viene llevando a cabo trabajos de exploración y desarrollo. La veta Balilla está en explotación en los Nvs. 540 y 630.
- El Sistema de Vetas de Esperanza, formado principalmente por las vetas Esperanza y Torre de Cristal. La veta Esperanza se encuentra en explotación en explotación en el Nv. 800 y en preparación el Nv. 580. La veta Torre de Cristal que viene a ser un split de Esperanza se encuentra en desarrollo en el Nv. 580.
- La Veta Flor de Loto, corresponde a una zona en parte explotada y hoy esta en proceso de explotación del Nv. 490.
- El Cuerpo Gayco hoy se encuentra en proceso de exploración y desarrollo en los Nvs. 671 y 700, también se encuentra en explotación en el Nv. 630.

1.4.1 Métodos de Explotación

Métodos de minado subterráneo

Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada y últimamente se tiende a una total mecanización. El método más empleado en vetas es el almacenamiento provisional o shirinkage dinámico, que en el caso de las vetas angostas de Esperanza,

Balilla, etc, es motivo de mecanización. En vetas potentes se emplea el método de corte y relleno ascendente o almacenamiento provisional dinámico mecanizado según la calidad de los macizos rocosos. Para la explotación de cuerpos potentes se emplea el método de cámaras y pilares con relleno hidráulico cementado y recuperación de pilares.

Debido a la reducción de reservas de buena ley en las diferentes zonas de la mina y a la baja de los precios de los metales, en la mina Raura se están dirigiendo esfuerzos en la aplicación de métodos de explotación de mayor productividad y menores costos de producción. El presente trabajo constituye parte de los trabajos que permitirían alcanzar estas metas.

a) Método de cámaras y pilares con relleno y recuperación de pilares

Este método es empleado en cuerpos de gran potencia y con materiales de cajas de buena calidad, actualmente ha disminuido su porcentaje de aporte en la producción, pero fue uno de los más productivos debido a la mecanización empleada. Debido a la secuencia tanto en la preparación como en la explotación, para propósitos de este trabajo se consideran similares con el método de corte y relleno ascendente, pero en este caso utilizando relleno cementado, el cual permite recuperar los pilares dejados durante la explotación de las cámaras.

Los trabajos de preparación consisten en la construcción de nivel de extracción paralelo a la estructura mineralizada, generalmente de 8 a 12 m de distancia de la estructura, a partir de este se construyen cortadas o ventanas hacia la estructura que permiten el acceso a la veta o cuerpo mineralizado.

b) Método de almacenamiento provisional dinámico (Shrinkage) mecanizado.

Este método se emplea en vetas angostas a potentes con condiciones naturales favorables. Actualmente se aplica en la veta Balilla Nv. 540 y Esperanza Nv. 580, en el tajeo Torre Nv. 580.

Las labores preparatorias consisten en lo siguiente:

- Construcción de una galerías de subnivel, generalmente de 2 a 3 m encima de la galería de extracción, con una sección de 2,5 m de altura y ancho similar a la veta; la longitud de esta es igual al ancho del tajeo.
- Construcción de dos chimeneas de delimitación del bloque de explotación, que unen las galerías de nivel, siguiendo la veta, que servirán de acceso al personal, servicios auxiliares y ventilación. Normalmente estas se encuentran con sostenimiento de madera y escaleras.
- Construcción de ventanas (puntos de carguio) desde la galería de extracción hacia la caja techo, cada 5 a 6 m de distancia. A partir de esta se construyen las chimeneas de mineral en forma de cono invertido fin de comunicar las ventanas con el subnivel.

Métodos de minado superficial

La producción en el tajo abierto es de 7,000 t/mes, en lo concerniente al minado superficial, se viene explotando la zona correspondiente al afloramiento superficial de la zona de Catuva, concretamente el área de afloramiento del cuerpo primavera.

1.4.2 Operaciones Unitarias

Perforación

Para la perforación de taladros horizontales conocido como breasting, se emplean perforadoras eléctricas – hidráulicas Boomer Atlas Copco, de dos brazos, con barrenos de 12 a 14 pies de longitud y 2" de diámetro, con brocas de 2.5" de diámetro. Para la perforación de 30 taladros se emplea aproximadamente de 60 a 90 minutos.

Para el método de Acumulación provisional (Shrinkage) se realiza con perforadoras convencionales (Stopper), con taladros verticales empleando barrenos integrales de 8' de longitud (Veta Balilla), con brocas de 38mm.

Voladura

Esta se realiza con ANFO empleando como iniciador dinamita, pentacord, fulminante y guía de seguridad de 10 pies de longitud; para cumplir con la secuencia del disparo se emplean micro retardos. La cara libre de la voladura en el primer corte es similar a un galería, pero en los cortes superiores la cara libre es hacia abajo.

Para el método de Acumulación provisional (Shrinkage) se realiza con ANFO y dinamita o solo dinamita de acuerdo a la ventilación del tajeo.

Acarreo y Transporte

En la zona de Catuva y en el Nv. 490 de Sofía, se emplea el método Trackless con camiones Volvo 400 y 410 de 25 t. De capacidad. Para los niveles superiores de Sofía hoy ya explotadas el transporte se llevó a cabo con locomotora a través del Nv.630 que sale directamente a la Planta Concentradora.

Para el método de Acumulación provisional (Shrinkage) el acarreo de mineral se lleva a cabo empleando scoops eléctricos de 3,5 y 6 yd³ desde la cámara o tajeo, accediendo a las mismas mediante las ventanas

o cortadas, hasta los puntos de carguío, donde se ubican los camiones (Nv. 440 Betsheva-Primavera) que transportan el mineral a superficie.

Para el método de acumulación provisional (Shirinkage) se realiza empleando scoops de 3,5 yd³ desde los puntos de carguío hasta los echaderos de mineral.

Sostenimiento

Para el método de Acumulación provisional (Shirinkage) en general no se utiliza sostenimiento en este método, excepcionalmente se emplea puntales de seguridad durante el proceso de vaciado del tajeo cuando existen problemas de dilución por caídas de cajas.

Relleno Hidráulico

Para el caso del corte y relleno ascendente se emplea el relleno hidráulico convencional (sin cemento). Cuando se tienen que recuperar pilares el relleno es cementado. El material de relleno utilizado es el relave cicloneado, el cual tiene las siguientes características en pulpa: densidad 1,865 g/l, gravedad específica 3.43, porcentaje de sólidos en pulpa 65%, caudal 28 a 32 m³/h. Para el caso de relleno cementado se emplea 60 bolsas de cemento por hora que equivale aproximadamente a una mezcla de 1:20. El relleno es transportado a través de una tubería de 4" de diámetro, para su impulsión se emplea una bomba Mars L-180 marca Mitsubishi accionado por un motor eléctrico de 90KW de potencia a 1780 rpm y una tensión de 440 voltios.

Para el rellenado de los tajeos primero se cierran los accesos con material de desmonte, hasta una altura de 0,5 a 1.0 m menor de la altura de corte, a fin de tener una cara libre hacia abajo; luego se procede a la instalación de la tubería y manguera de relleno, la fase siguiente es el rellenado propiamente dicho del corte. Para el rellenado de las cámaras

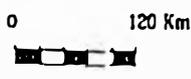
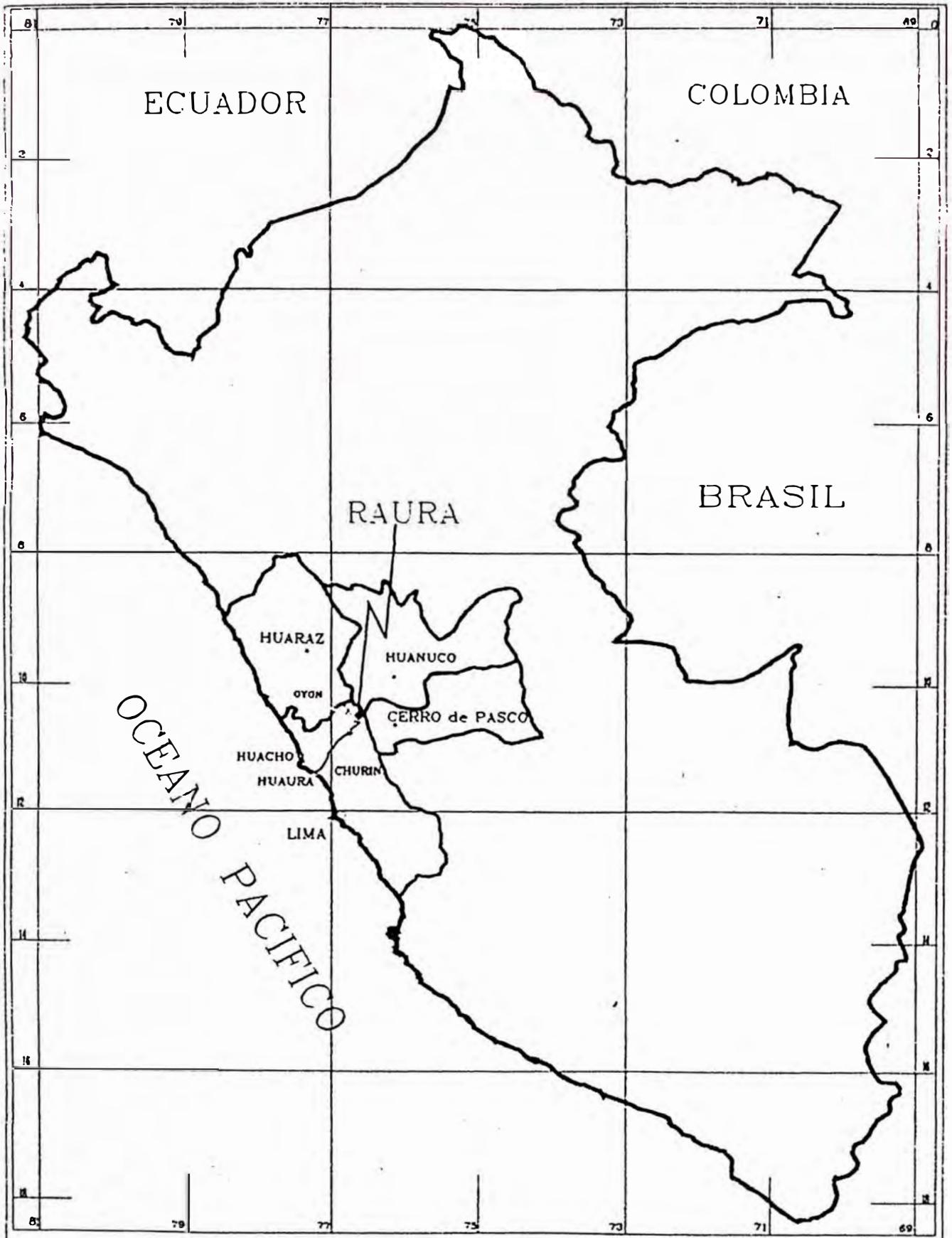
con relleno cementado el cierre de los accesos se hace con concreto armado, con la finalidad de llenar la cámara hasta el techo de esta.

Extracción Locomotoras

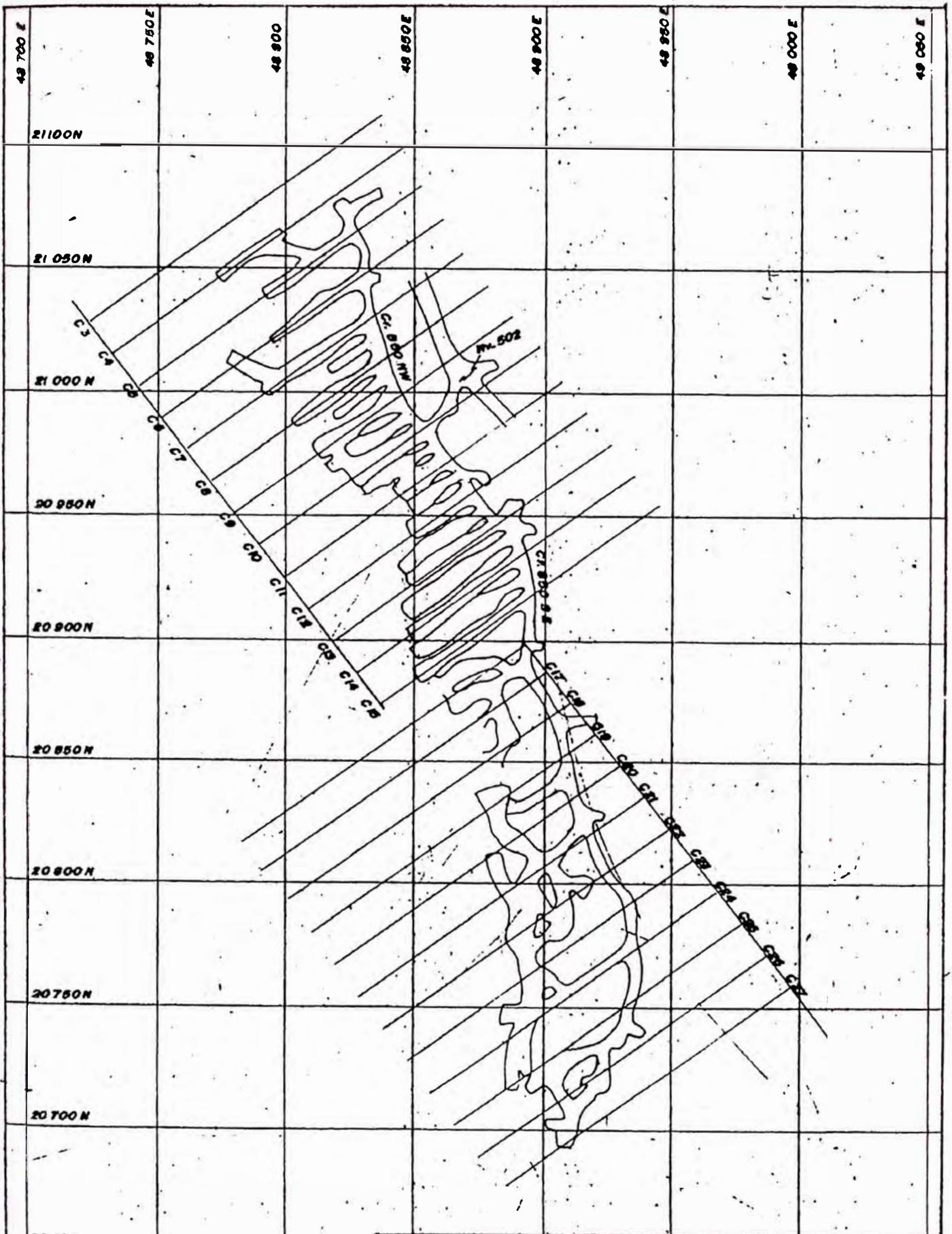
Para la zona de Gayco Nv. 630, se emplea Locomotoras Gramby de 10t. Y un convoy de 09 Carros Mineros de 80 ft³, hasta la tolva de gruesos en la Planta Concentradora.

Ventilación

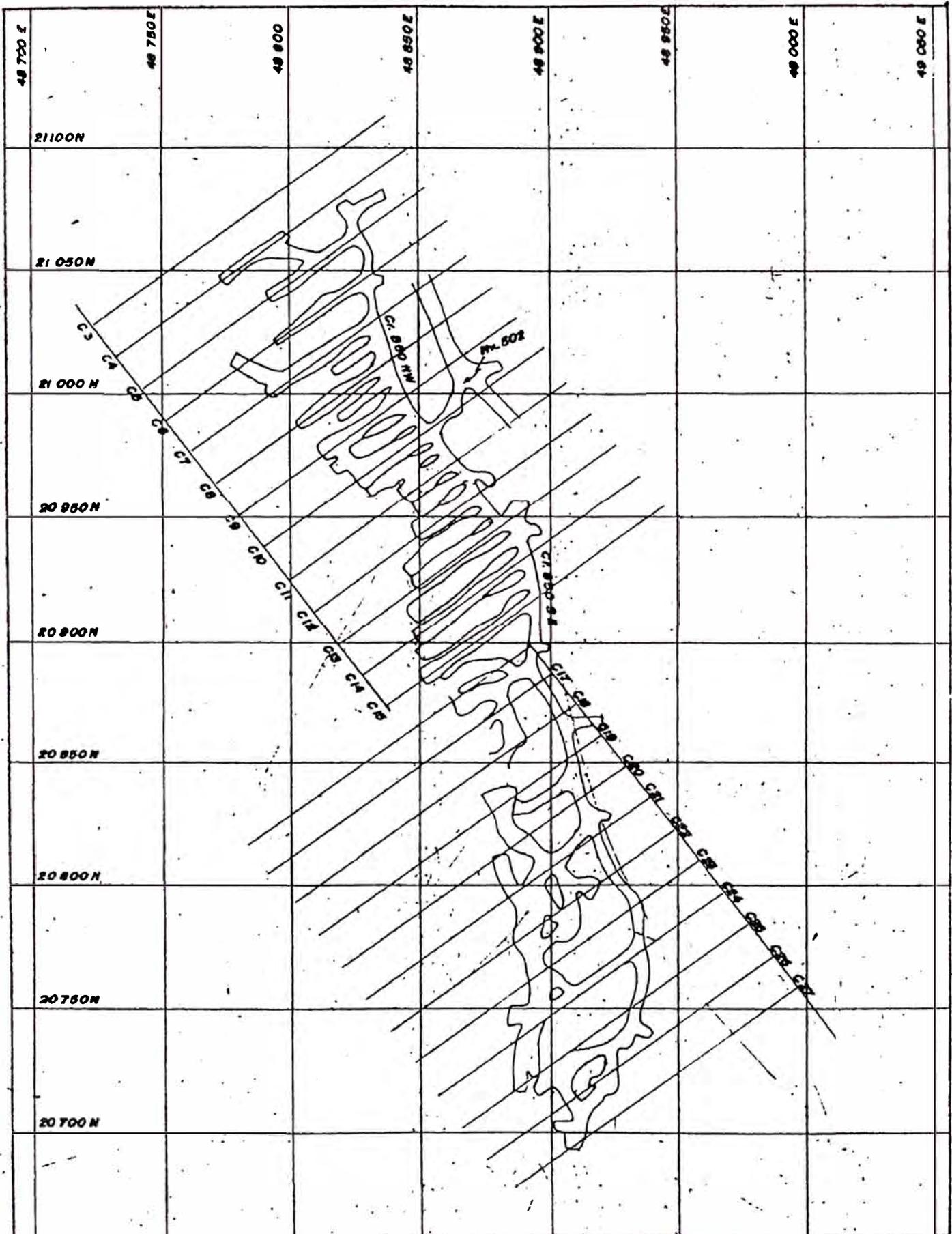
1. Durante el Año se han construido 05 chimeneas Raise Borre; que son 02 entre los niveles 590 al 490, y 03 entre el Nv. 630 al 490.
2. En los últimos días de Junio, se comunicó la Rampa Negativa 930 al Nivel 4,380 (Tinquicocha) con lo cual se incrementó el caudal de aire fresco, mejorando la ventilación en la sección Catuva.
3. Se construyó tapones en el Raise Borre N° 53 en los accesos de los Niveles 440, 452, 477 y 490; para insuflar aire fresco al comedor de interior Mina Snv. 502.
4. Se ha efectuado un estudio integral del circuito de ventilación, levantando los planos de cada nivel y sección, este informe se presentó al Ministerio de Energía y Minas para solicitar la ampliación del Uso de ANFO en las zonas donde las condiciones ambientales sean favorables:
5. En la sección Gayco, Snv. 645 se instaló un ventilador de 50,000 cfm que sirve de extractor de aire contaminado del Nv. 630 y Snv. 645, obteniéndose buenos resultados.
6. Se están construyendo chimeneas de 10 a 15 m de longitud, que sirven para ventilación, en las áreas de explotación especialmente en los sub niveles 452,464,477 – 480, para minimizar el uso de ventiladores.



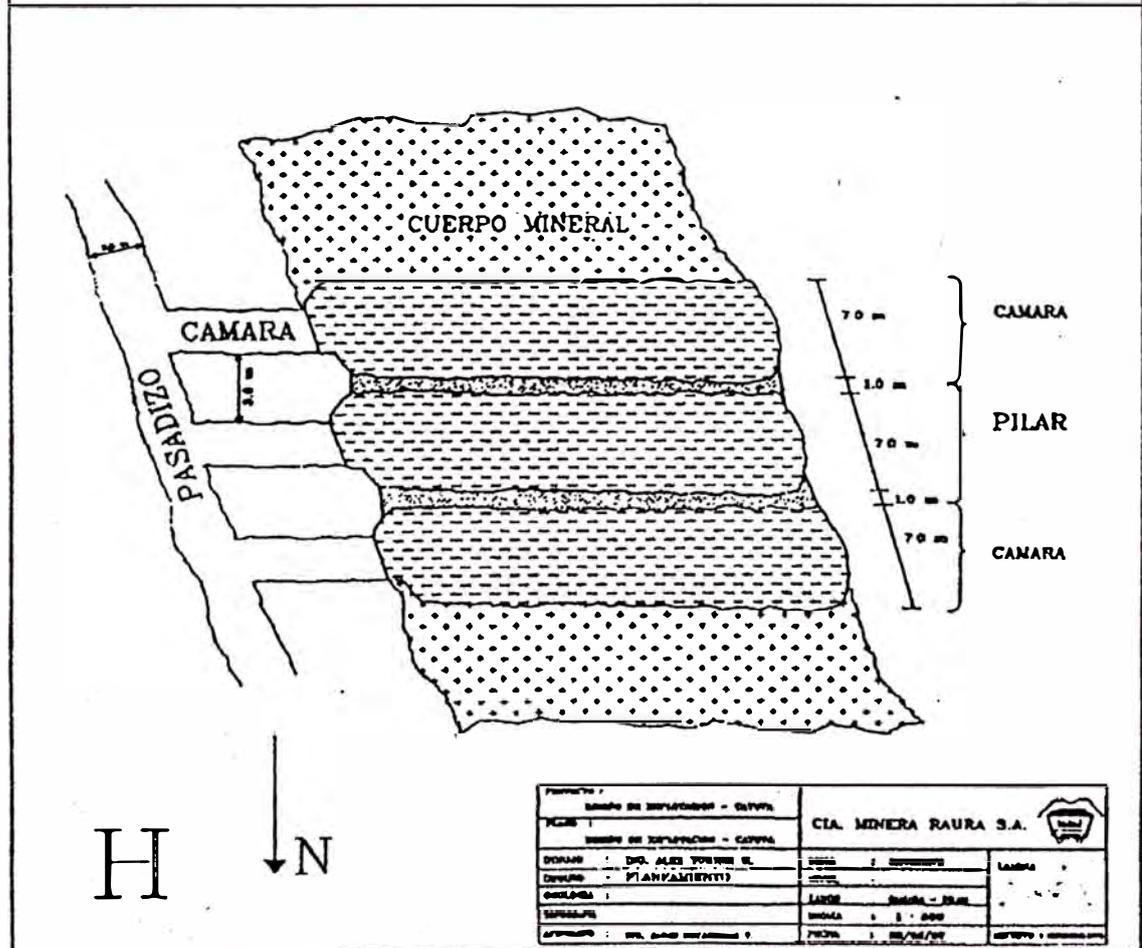
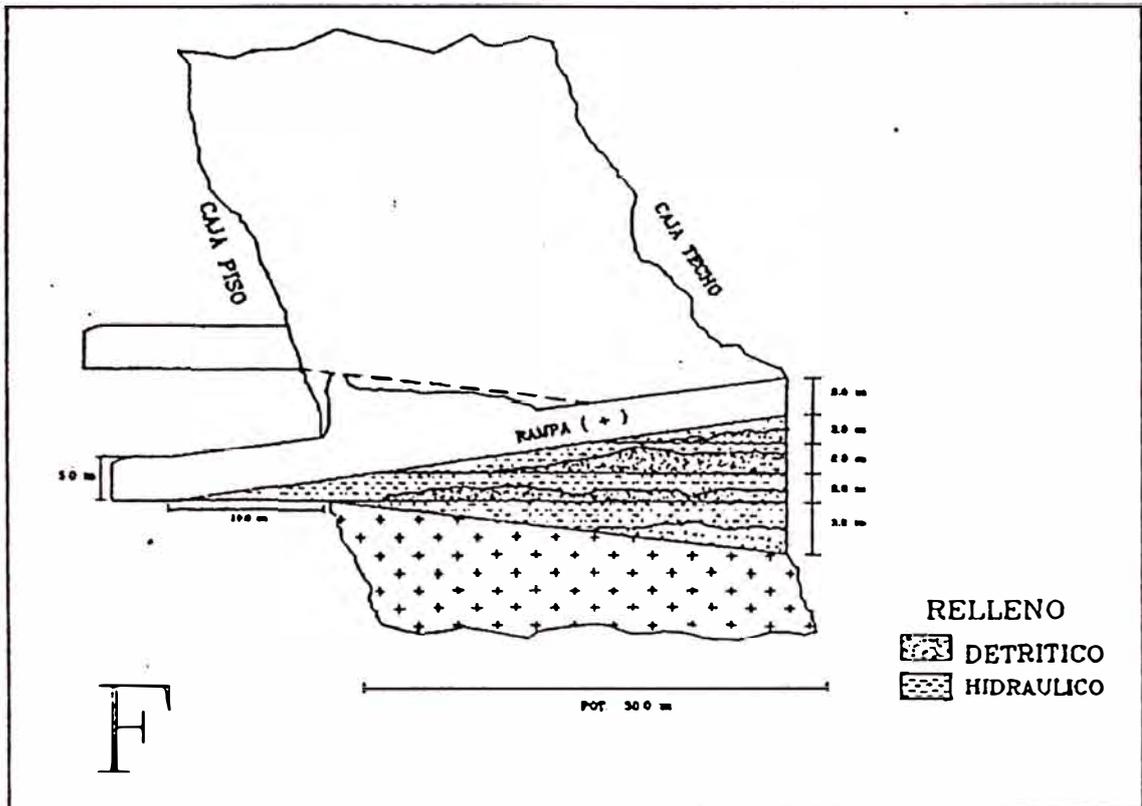
PROGRAMA DE EXPLORACIONES		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PLANO DE UBICACION MINA RAURA			
DIBUJO : GEOLOGIA		LAMINA :	
		1	
		FECHA :	17/02/00
		ARCHIVO :	MIN. 003.0100



COMPANIA MINERA RAURA S. A	
PLANO DE EXPLORACION DESARROLLO PREPARACION Y EXPLOTACION	
MINA : <i>Betsheva Primavera</i>	TOPOGRAFIA : <i>Dpto Ingenieria</i>
NIVEL : <i>502</i>	DIBUJO : <i>I. Obregón S.</i>
ESCALA : <i>1: 2'000</i>	FECHA : <i>Octubre 1999</i>



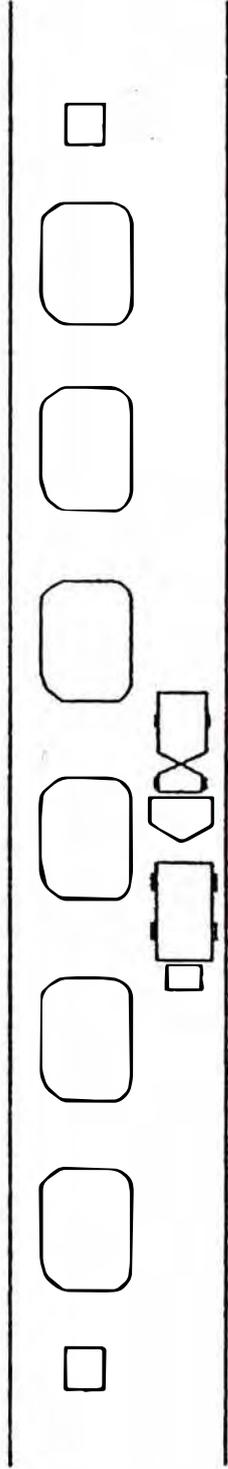
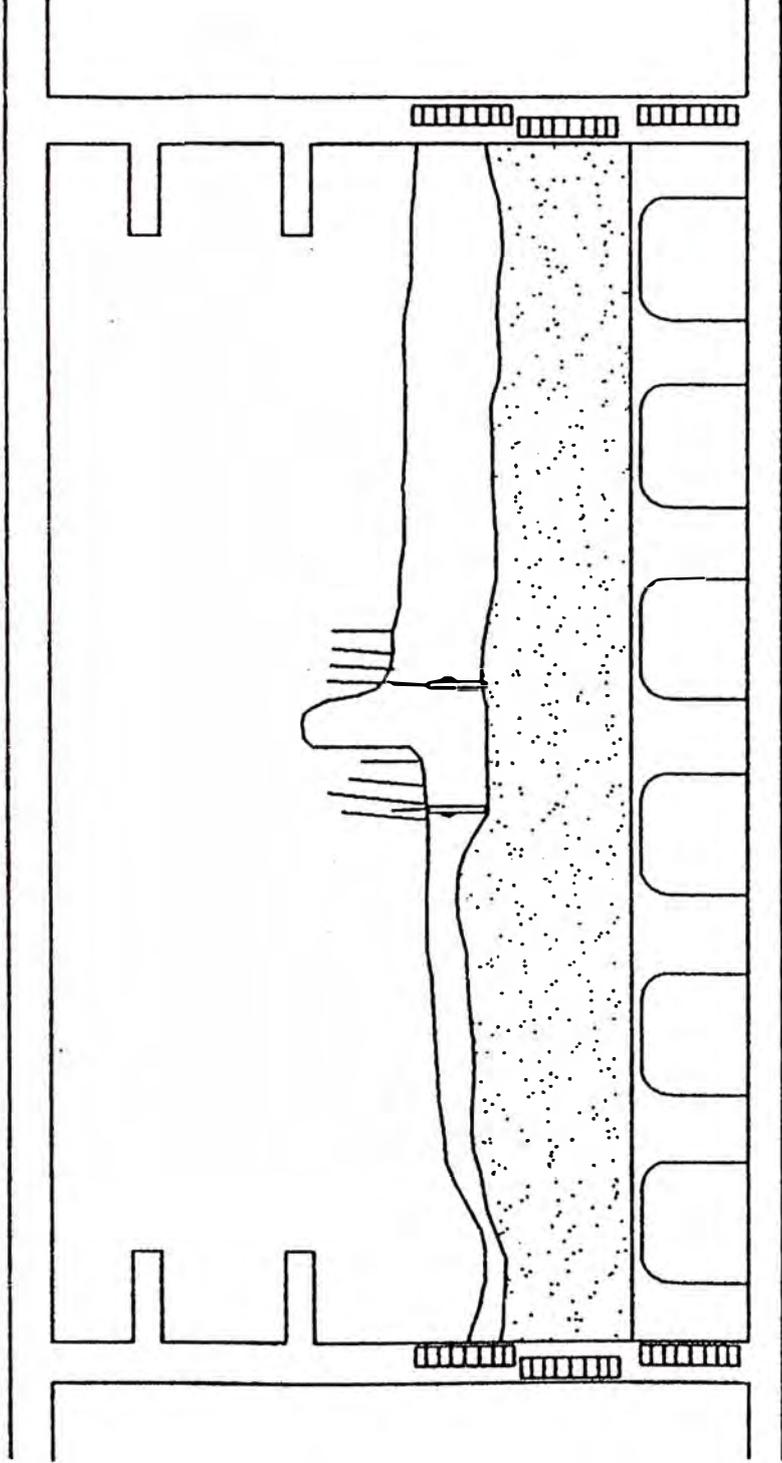
COMPAÑIA MINERA RAURA S.A	
PLANO DE EXPLORACION DESARROLLO PREPARACION Y EXPLOTACION	
MINA : Betshera Primavera	TOPOGRAFIA : Dpto Ingenieria
NIVEL : 502	DIBUJO : I. Obregon S.
ESCALA : 1:2000	FECHA : Octubre 1998



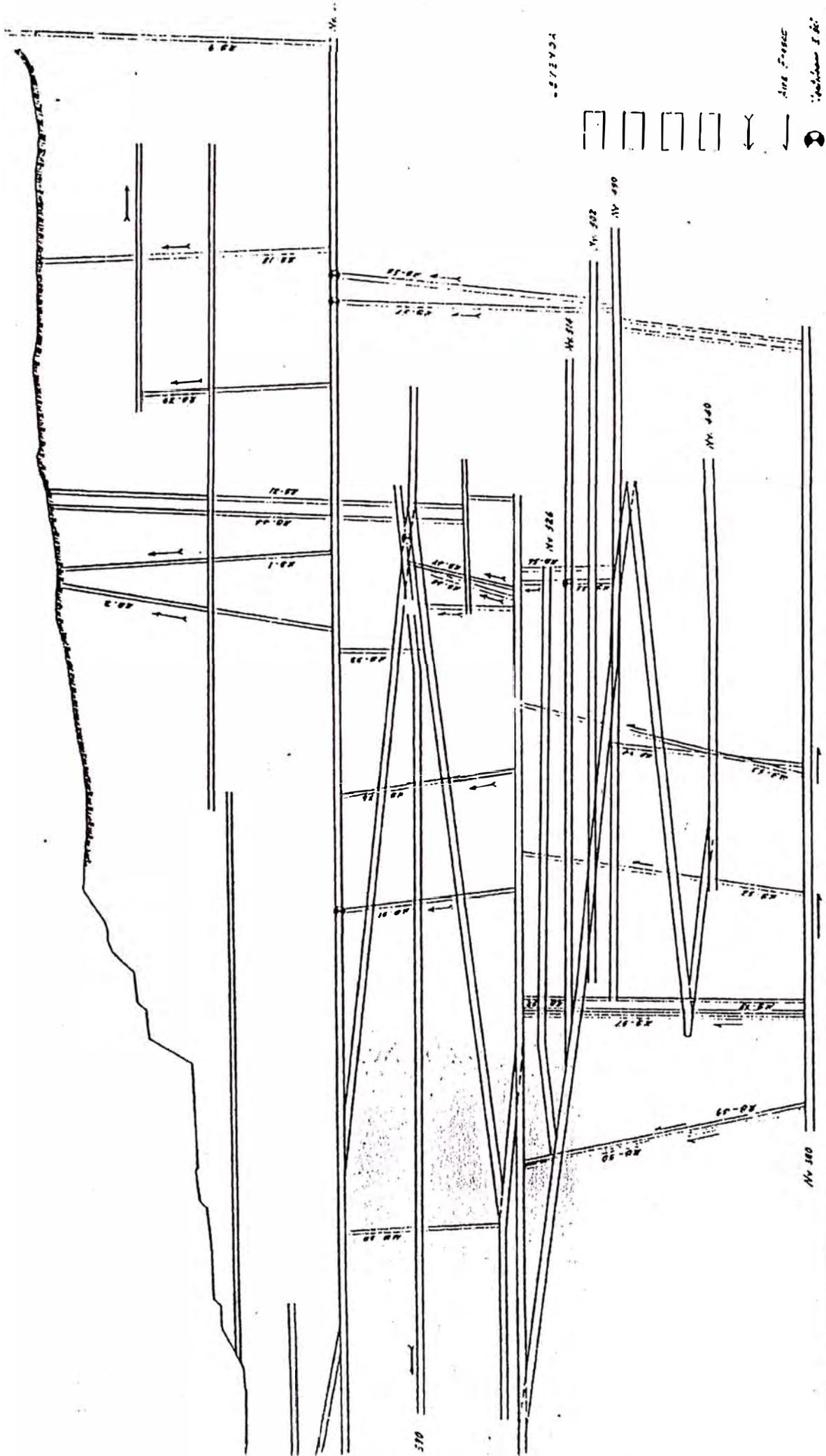
Proyecto : MINA DE SERRANOS - COPA		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PLAZA :	MINA DE SERRANOS - COPA		
DONANTE :	DRO. ALER TORRES EL		
DISEÑO :	PLANVAMIENTOS		
CONSTRUCCION :	LARGO ANCHO - 10.00		
ESTRUCTURA :	INDICA 1 1 000		
APROBADO :	DR. CARLOS GARCIA	FECHA :	20/04/87

Nv. 700

Nv. 630



PROYECTO : METODO DE EXPLORACION		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PLAN :		MINA :	
METODO EXPLORACION :		RAURA :	
DEPARTAMENTO :	RAURA :	NIVEL :	
DISEÑO :	ING. ALBERT TORRES M.	NIVEL :	
GEOLÓGICO :	ING. MARIO RODRIGUEZ S.	NIVEL :	
PROYECTO :	ING. MARIO RODRIGUEZ S.	NIVEL :	
APROBADO :	ING. MARIO RODRIGUEZ S.	NIVEL :	
		FECHA :	
		21/04/77	
		LUGAR : RAURA	



COMPANIA MINERA RAURA S.A. OPTO. CONTROL DE RIESGOS Y PERDIDAS	
DISE. : Ing. J. Fuentes ESC. : 11/2000	DISE. : C. Moreno FECHA : Mayo 1997
PLANO DE VENTILACION	

CAPITULO II

ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA MINA (ZONA GAYCO)

2.1 CARACTERIZACION DE LA MASA ROCOSA

Aspectos litológicos

Aunque no son aspectos puramente litológicos, pero para tener una idea clara de Gayco, aquí presentamos el siguiente párrafo de la referencia bibliográfica

“Gayco es un stockwork incompleto, estructuralmente no ha sido bien desarrollado, faltarían al menos dos sistemas adicionales de fracturamiento para que sea un típico stockwork. Lo que se nota en el campo, es un lazo sigmoide, limitado por las dos fallas (Oriental y Occidental), dentro del cual se presentan múltiples facturas paralelas, de rumbo promedio S 75° E a S 85° E, distanciadas cada 0.50m. hasta 4 m. Con tramos estériles. Las fracturas que forman las venillas son delgadas, de 2 cm a 10cm escasamente llegan a los 80 cm generalmente cuando se interceptan las venillas.

El afloramiento de cuerpo Gayco alcanza los 300 metros en el eje NE-SW y hasta 60 metros en el eje NW – SEE”.

Efectivamente entre la falla Oriental y Occidental, se encuentra el cuerpo Gayco, emplazado en calizas, margas y calizas lutáceas de la Fm. Celendín. A ambos extremos de estas fallas están las calizas de la Fm. Jumasha.

Propiamente no podemos hablar de rocas encajonantes y cuerpo mineral, puesto que este último está limitado por un contorno económico, lo cual

genera un volumen de mineral a explotarse. Las rocas encajonantes a esta zona económica serían parte del propio cuerpo donde las venillas están con mineralización de leyes bajas o están mas ampliamente espaciadas.

Como producto del avance de las exploraciones hasta el momento ha sido posible definir dos zonas económicas: Block "A" y Block "B" (ver Láminas). El Block A se piensa explotar desde el sub nivel 645 hasta el subnivel 675 (2 subniveles) y el Block B desde el Nv. 630 hasta el subivel 675 (3 subniveles).

Distribución de discontinuidades

En el Cuadro y en las Láminas, se presentan los resultados de la distribución de discontinuidades estructurales en la zona Gayco.

Del análisis de los resultados obtenidos señalamos lo siguiente:

Las estructuras mayores principales corresponden al sistema de fallas Oriental y Occidental, con rumbo aproximado NS y buzamiento casi vertical.

Otra estructura mayor subordinada a la anterior y quizás de mayor importancia desde el punto de vista del comportamiento local de la masa rocosa asociada a las zonas económicas, está constituida por el sistema de vetillas cuya orientación promedia es NWW con tendencia a altos buzamientos al S.

Además existen 2 o 3 sistemas de discontinuidades menores de bajo buzamiento como se puede apreciar en el Cuadro 1.

Cuadro 1

Orientaciones promedios de los sistemas principales de discontinuidades Zona Gayco

UBICACIÓN	ESTACIÓN	SISTEMA*				
		I	II	III	IV	V
Nv. 630	E 1	310/32	200/85	123/80	000/42	
	E 2	135/75	220/70	335/31	000/64	040/20
	E 3	195/40	110/54	142/78	010/70	
	E 4	115/79	220/76	50/23		
	E 5	250/25	210/78	110/90	030/90	
	E 6	100/85	100/85	200/85	250/28	
	E 7	015/72	195/80	220/20	090/85	
	E 8	025/75	300/82	020/35	195/50	208/20
	E 9	000/45	010/53	220/47	180/65	192/87
	E 10	020/20	212/85	075/80		
	Compósito	206/83	113/80	244/24	019/30	
Nv. 645	E 11	025/20	180/80	248/61	340/43	
	E 12	130/87	195/60	320/36	350/80	200/60
	E 13	190/45	115/80	000/85	195/80	
	E 14	090/70	285/35	135/60	040/76	
	E 15	250/30	020/75	110/80	142/52	275/76
	E 16	120/74	260/26	030/65	175/64	230/15
	E 17	190/72	135/35	315/25	350/48	
	Compósito	190/63	125/72	334/37	261/25	
Compósito General		205/80	115/82	246/24	320/31	034/20

(*) Expresado en términos de dirección de rumbo y buzamiento(°)

Aspectos estructurales

En cuanto a las estructuras mayores principales, desde el punto de vista de la influencia en la futura explotación de la zona económica, es de mayor importancia la falla Oriental, la cual tiene zonas de influencia de extensión variable donde la masa rocosa presenta discontinuidades menores con persistencias de 10 a 20 m, espaciamentos de 0.06 a 0.2 m, aperturas menores de 1mm, superficies rugosas, relleno duro mayor de 5mm, superficies ligeramente intemperizadas, goteos de localizados a moderados.

La zona mineralizada alejada de la influencia de la falla Oriental, en la Fm. Celendín mayormente presenta persistencias de 10 a 20m, espaciamentos de 0.06 a 0.2 m, aperturas menores de 1mm, superficies rugosas, relleno duro menor de 5 mm, ligeramente intemperizado y húmedo.

La masa rocosa de la Fm. Jumasha, presenta persistencias de 3 a 10m, espaciamentos de 0.2 a 0.6 m, aperturas menores de 1 mm, superficies rugosas, relleno duro menor de 5mm, ligeramente intemperizados y húmedo.

2.2 Clasificación de la masa rocosa

En el Cuadro 2 y en las Láminas se presenta la clasificación geomecánica de la masa rocosa en esta zona de evaluación.

Tomando como referencia los valores de RMR, podemos señalar lo siguiente:

- Cercano a la falla Oriental, por la influencia de la misma la masa rocosa presenta calidad de MALA a MUY MALA.

- En la Fm. Celendín, porción fuera de la influencia de la falla Oriental, la masa rocosa presenta calidad REGULAR.
- La masa rocosa de la Fm. Jumasha presenta calidad de REGULAR a BUENA.

Cuado 2
Clasificación geomecánica del macizo rocoso
Zona Gayco

Nº Estación	RMR	Q	Tipo de Roca	Calidad de Roca según RMR
1	65	7.5	Caliza	Buena
2	56	4	Caliza	Regular
3	49	2.6	Calz.Marm.	Regular
4	68	10	Calz.Marm.	Buena
5	55	2.64	Calz.Skarn	Regular
6	51	2.5	Marga	Regular
7	66	7.5	Caliza	Buena
8	52	2.11	Calz.Marm.	Regular
9	55	3.2	Calz.Skarn	Regular
10	63	9.33	Calz.Skarn	Buena
11	65	7.5	Calz.Marm	Buena
12	50	3.2	Calz.Marm	Regular
13	51	2.6	Calz.Skarn	Regular
14	67	7.5	Calz.Marm	Buena
15	55	3.2	Calz.Skarn	Regular
16	55	3.2	Calz.Skarn	Regular
17	54	4	Calz.Skarn	Regular

2.3 Zonificación geomecánica de la masa rocosa

En el cuadro 3 y en las Láminas, se presentan los dominios estructurales de la zona Gayco.

Como se puede apreciar en esta información, la que gobierna la zonificación es la falla Oriental y el tipo de roca. El DE1 corresponde a la Fm. Jumasha, los dominios estructurales DE2, DE3 y DE4 a la Fm. Celendín, en la que se encuentra la zona económica. El DE3 y DE4 corresponden a la influencia de la Falla Oriental.

Cuadro 3
Dominios estructurales
Zona Gayco

DE	ESTACIONES	RANGO DE RMR	RANGO Q	CALIDAD ROCA
1	1-4-7-10-11-14	63 – 68	7.5 – 10	Buena
2	2-5-6-8-9-12-15-16-17	51 – 56	2.11 - 4	Regular a Buena
3	3-13	49	2.6	Regular
4	(*)	20 – 25	0.017	Mala

2.4 Resistencia de la roca

Resistencia de la roca intacta

La resistencia compresiva uniaxial ha sido determinada en cada estación de mapeo geotécnico y esta información está consignada en las Láminas

Para propósitos de presentación se han hallado valores promedios de la resistencia compresiva uniaxial en cada dominio estructural, siendo los resultados los siguientes:

Dominio Estructural	Resistencia Compresiva uniaxial
DE1	100 MPa
DE2	80 MPa
DE3	75 MPa
DE4	<25 Mpa

Los valores considerados para los parámetros μ y c son respectivamente para las calizas Jumasha 7 y 1 y para la Fm. Celendín 7 y 1. El peso unitario considerado para las calizas es 2.5 Tons/m³, para el mineral económico 2.8 Tons/m³.

Resistencia al corte de las discontinuidades estructurales

Los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales considerados para las calizas Jumasha son: ángulo de fricción 35° y cohesión 200 Kpa. Para la Fm. Celendín, donde se encuentra el mineral económico, el ángulo de fricción considerado es de 30° y la cohesión de 100 Mpa.

Resistencia de la masa rocosa

Los parámetros de resistencia de la masa rocosa son presentados en el Cuadro 4 por dominios estructurales.

Cuadro 4
CARACTERÍSTICAS DE RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA
Zona Gayco

Dominio Estructural	Resis. Compre. Roca Intacta Mpa	R.M.R.	Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
			m	S	R. Compresiva. (Mpa)	R. A Tracción (Mpa)	Resis. Al Corte Mpa	Ángulo de Fricción (*)	Cohesión C -Mpa	Mod. Deformac. Emr - Gpa	Módulo de Poisson
DE 1	100	66	0.5955	0.003183	5.60	-0.53	3.8	38	1.5	24	0.25
DE 2	80	56	0.3021	0.000653	2.00	-0.17	2.3	32	0.8	14	0.25
DE 3	75	49	0.1832	0.000203	1.10	-0.08	1.7	28	0.6	9	0.25
DE 4	10	25	0.033	0.000004	0.00	0.00	0.3	7	0.1	2	0.30

m y s para condiciones
disturbadas:

$$m = m_i \times \exp((RMR-100)/14)$$

$$s = \exp((RMR-100)/6)$$

m y s para condiciones no
disturbadas

$$m = m_i \times \exp((RMR - 100)/28)$$

$$s = \exp((RMR-100)/9)$$

Resistencia compresiva

$$\sigma_{mr} = (s \times \sigma_c^2)^{1/2}$$

Resistencia a la tracción

$$\sigma_{tr} = \sigma_c / 2 \times (m - (m^2 + 45)^{1/2})$$

σ_c = Resis. Compres. Roca
intacta MPa

Fricción y cohesión Mohr-Coulumb
(Resistencia al corte)

$$h = 1 + 16 \times (m \times \sigma_c + s \times \sigma_c) / (3 \times m^2 \times \sigma_c)$$

$$\theta = 1/3 \times (90 + \arctan g(1/(h^3 - 1)^{1/2}))$$

$$\phi_i = \arctan g(1/(4 \times h \times \cos 2\theta - 1)^{1/2})$$

$$t = (\cot g \phi_i - \cos \phi_i) \times m \times (\sigma_c / 8)$$

$$c_i = t - \sigma_{tr} \tan g \phi_i$$

2.5 Condiciones de Agua Subterránea

La zona presenta goteos intensos en la galería XRO, 455 NW asociados a la zona de influencia de la falla Oriental, en las otras galerías que se encuentran en esta zona de influencia el goteo es menor, el resto de las galerías están húmedas con goteos muy difusos y localizados.

2.6 Esfuerzos

Se ha estimado que los esfuerzos verticales promedio están en el orden de 3 a 4 Mpa. El valor de k considerado es de 1. El factor de competencia es > 10 , lo cual significa que la estabilidad estará controlada mayormente por las discontinuidades estructurales.

2.7 Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones

Aberturas máximas y tiempos de autosostenimientos

Los aberturas máximas por dominios estructurales involucrados con las zonas mineralizadas económicas de Gayco, considerando una Relación de Soporte de las Excavaciones de 4 a 5 (ESR 4 –5), son los siguientes:

<u>Dominio Estructural</u>	<u>Ancho máximo</u> (m)	<u>Altura</u> (m)
DE2	17	30
DE3	12	20

Las zonas mineralizadas económicas se ubican prácticamente solo en el DE2. Para el caso de anchos de tajeos no habría mayores problemas desde que los anchos permisibles son mucho mayores que los anchos de estas zonas (Block A 13 y Block B

5m). Para el caso de las alturas de los tajeos (el Block A tendrá 33.5 m y el Block B tendrá 48.5m), estos superan las alturas permisibles, pudiendo esperarse problemas potenciales de inestabilidad en las paredes de los tajeos, sin embargo este hecho es motivo de verificación.

Es necesario señalar que en caso de presentarse problemas potenciales de inestabilidad, estos ocurrirían en la caja pegada a la Falla Oriental, por que es aquí donde se presenta el DE3, sin embargo la falla de esta caja no sería de consideración puesto que no progresaría debido a que la pared Este de la Falla Oriental presenta buenas condiciones geomecánicas.

En cuanto a los tiempos de autosostenimiento, en los dominios DE2 y DE3 conservadoramente se puede establecer mínimo dos meses, tiempo mas que suficiente para cumplir el ciclo de minado. Este aspecto será complementado mas adelante con el análisis de la propensidad al hundimiento de la masa rocosa.

2.8 MAPEO GEOMECANICO DEL BLOCK B.

Nº		ORIENTACIÓN DE LA CARA								TRAMO									
ESTACIÓN		RUMBO AZIMUT DIR BUZ				BUZAMIENTO				DESDE			HASTA						
E	05			2	5	5				0	0								
TIPO DE ROCA																	PREC. FACTURA		
A		%		B		%		C		%							DISC/ml		
C	S	1	0	0														1	1
TIPO DE ESTRUCTU.	ORIENTACIÓN								ESPACIAMIENTO	RELLENO				COMENTARIOS					
	RUMBO AZIMUT DIR BUZ				BUZAMIENTO					TIPO		ESPESOR							
D		2	5	0			2	5	4			-		0					
D		2	1	0			7	8	4			-		0					
D		1	1	0			9	0	3			-		0					
V		0	3	0			9	0	3			M	2	0	0				

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R)										
PARAMETRO		RANGO DE VALORES					VALOR ESTIMADO			VALORACIÓN
R.COMPRESION UNIAxIAL(Mpa)		>250 (15)	100x250 (12)	x	50x100 (7)	25x50 (4)	<25 <5(1) <(1)0	1	9	
RCD		20x100 (20)	75x90 (17)	x	50x75 (13)	25x50 (5)	<25 (3)	2	6	
ESPACIAMIENTO		>2 (20)	0.6x2 (15)	x	0.2x0.6 (10)	0.06 x 0.2 (3)	<0.06 (5)	3	9	
CONDICION DE JUNTAS	PERSTENCIA	<1m long (5)	1.3 m long (4)	x	3x10m (2)	10x20 m (1)	>20m (0)	4A	1	
	APERTURA	Cerrada (5)	<0.1 mm apert (5)	x	0.1x1.0mm (4)	1.5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	5	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	x	Liq rugosa (3)	Lisa (1)	Exceso de talla (0)	4C	5	
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	x	Duro>5 mm (1)	Suave x 5mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	3	
	INTEMPERIZA	Sana (6)	Liq. Intemp. (5)	x	Mod. Intemp. (2)	Muy Intemper. (2)	Descompuesta (0)	4E	5	
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	x	Monaco (7)	Golfo (4)	Fijo (0)	5	10	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones 1a 5) =									55	
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR	100-81	80-61	50-41	40-21	0					III
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA					

INDICE DE RESISTENCIAS

GRADO	IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	RANGO RESIS.
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1.0 – 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 – 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme con el martillo	25 – 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 – 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 – 250
R6	Sólo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250

INDICE DE INTEMPERIZACIÓN

GRADO	DESCRIPCIÓN
I SANA	Ningún signo de intemperismo en la roca. Quizás ligero decoloración sobre superficie de discontinuidades principales.
II LIGERO	La decoloración indica intemperismo de la roca y superf. De disc. La roca descolorida extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de la roca está descompuesta o desintegrada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.
IV MUY INTEM.	Más de la mitad de la roca está descompuesta o desintegrada a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Toda la roca está descompuesta o desintegrada a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.

ABREVIAS.	ESPACIAMIENTO
1	>2m
2	0.5 - 2m
3	0.2 - 0.5m
4	0.06 - 0.2m
5	<0.05m

ABREVIACIÓN DE TIPO DE ROCA			
C			Caliza
S			Skamzada
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS			
D			Diaclasa
V			Veta
ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO			
M			Mineralización

SISTEMA NGI – Q de BARTON	
$Q = \frac{RQ}{D_{Jn}} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$	
RQD = índice de calidad de rocas	40
Jn = N° de sistemas	12
Jr = rugosidad	2
Ja = grado de alteración	1
Jw= influencia de agua	1
SRF = factor de esfuerzos	25
Q = (40/12) x (2/1) x (1/25)	
Q = 26 ROCA MALA	

CAPITULO III

ELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO(ZONA GAYCO)

3.1 Definición del Método de Minado:

3.1.1 Generalidades

El proceso de selección de un método de explotación técnico y económicamente óptimos, normalmente esta guiada por una jerarquización de su adecuación a las condiciones naturales de un yacimiento, dentro de los cuales juega un rol importante las condiciones geomecánicas de la masa rocosa encajonante y mineralizada.

Gayco, constituye un caso especial, no es un yacimiento grande ni mediano, sino pequeño, en donde no se justifica tener una jerarquización detallada de las condiciones naturales del yacimiento, en la que además existen restricciones para la utilización del relleno de tajeos. Luego, se puede considerar el aspecto de definición del método de minado como un establecimiento del método de explotación de dos zonas mineralizadas económicas puntuales. Para este propósito, en la evaluación geomecánicas realizada en los numerales precedentes, se han ido estableciendo los diferentes parámetros de minado relacionados a las dimensiones de los tajeos y a sus condiciones de estabilidad.

La evaluación geomecánica ha indicado la factibilidad de realizar el minado de los Blocks A y B, dejando vacíos abiertos, consecuentemente en adelante se plantea una alternativa de minado de estos Blocks, a la que denominamos: **TAJEOS ABIERTOS POR SUBNIVELES UTILIZANDO TALADROS LARGOS.**

3.1.2 Secuencia de minado

La secuencia de minado completo se puede visualizar en las Láminas desarrollado para el Block A (el de mayor tamaño). La secuencia de minado para el Block B prácticamente sería similar, solo con algunas pequeñas diferencias. En los próximos numerales se detallan los aspectos de preparación, perforación, voladura y extracción.

3.1.3 Preparación

Se puede diseñar varias preparaciones de labores con el objetivo de cuantificar mejor la producción, es importante considerar las dimensiones de los equipos a usarse, para determinar la sección adecuada, todo esto básicamente en función a la reserva a extraerse.

En la Lámina se puede observar las siguientes preparaciones:

CASO 1:

Se observa 6 cruceros de preparación de sección 3.5m x 3.5m, desarrollados en los extremos límites del cuerpo a extraer, 2 cruceros en al base del tajeo, 2 cruceros en el subnivel intermedio y 2 cruceros en el techo del cuerpo. De acuerdo a los resultados de la evaluación geomecánica, para el block A es recomendable este tipo de preparación.

CASO 2:

De igual manera considerando los parámetros anteriores solo se desarrolla 1 crucero en el subnivel intermedio.

CASO 3:

Solo se desarrolla 2 cruceros en la base del tajeo, y 2 cruceros en la corona o techo del tajeo.

CASO 4:

Se puede desarrollar una cámara en la base del tajeo y 2 cruceros en el techo o corona del tajeo.

CASO 5:

Se puede desarrollar una cámara en la base del tajeo y una cámara en el techo del tajeo, o alternativamente una cámara en cada subnivel. Esto es recomendable para el Block B pero no para el Block A.

3.1.4 Perforación

En este caso se está considerando perforación de taladros largos, es importante mencionar que se deberá tener en cuenta los siguientes factores:

- Equipo SIMBA H-157
- Barras extensibles y coplas
- Brocas de 2.5" de diámetro
- Gata hidráulica para recuperar barras atoradas.

La perforación en el tajeo deberá ser muy bien controlada, este control depende mucho de la velocidad de penetración, caso contrario podría ocurrir atoros en los taladros y desviaciones de los mismos. Si la perforación fuera hacia abajo del piso, el barrido o limpieza de los taladros debe ser bueno, caso contrario se podrían perder brocas, barras y coplas. Otro detalle importante es el engrase de las coplas con los barrenos, debido a que al desempatar la barra extensible se podrían rajarse las coplas.

La perforación en abanico o radial es buena, debido a que de una sola estación se perforan varios taladros.

Es necesario contar con el apoyo topográfico, esto permite determinar lo siguiente.

- Marcar el eje de la perforación, considerando la altura del equipo de perforación
- Marcar las filas de perforación, en este caso el burden es de 2m.
- En base a la información topográfica y geológica, se diseña el plano de perforación a una escala 1/500.
- El plano de perforación deberá tener la información de ángulo de inclinación de perforación de los taladros, longitud de los taladros, para esto el perforista deberá ser entregado, porque mucho depende de la

perforación que el disparo sea excelente, en algunas minas este trabajo esta a cargo de topografía para el control de la perforación.

- Es muy importante perforar de acuerdo al plano de perforación, respetando los ejes, las longitudes de perforación, especialmente el espaciamiento entre taladros en los topes o extremos del taladro, en este caso se ha considerado un espaciamiento de 2mts. Este espaciamiento mucho influye en el tamaño de material para la etapa de extracción de mineral.
- Otro detalle importante son los taladros de contorno, llamados taladros de recorte o taladros de precorte, esta perforación es mas densa o sea el espaciamiento entre taladro y taladro es menor y a su vez es cargado con baja cantidad de explosivo, la función importante de esto es que no se origine agrietamientos en las paredes y techos limites del tajeo, porque en la etapa de voladura y extracción se exponen paredes muy altas donde no hay acceso para desquinchar y necesariamente hay que acceder bajo estas condiciones al tajeo, por esto el empleo de scoop a control remoto en muchas minas. Como se observa todo esto esta sujeto a una buena perforación.

3.1.5 Voladura

Se deberá contar con los equipos y materiales necesarios. Lo más usual en un disparo eléctrico estos son los siguientes:

- Cargador de anfo
- Manguera antiestática
- Fulminantes, retardos eléctricos MS.
- Explosivo, dinamita de 7/8 al 65% como cebo y anfo.
- Cordón eléctrico si el taladro es muy largo, el empalme del fulminante eléctrico al cordón eléctrico debe ser bien hecho para tener una corriente continua, si esta mal empalmado y el empalme esta ubicado dentro del taladro, hay que perder el taladro o simplemente desatorar o limpiar el taladro cargado.

- Detonador eléctrico.

Esta etapa, la mas importante de todas, deberá ser bien controlada, para esto el ingeniero a cargo de la voladura:

- Deberá de medir en una fila de perforación todos los taladros perforados, esto le va permitir rediseñar el empleo adecuado de explosivo, porque puede encontrar taladros más cortos o más largos u otra inclinación o simplemente taladros no perforados.
- De acuerdo a la naturaleza del mineral, dureza, fracturamiento, composición, deberá calcular el factor de potencia a emplear en la voladura de la fila chequeada, cada fila de perforación tiene varios taladros y habrá que contabilizar: el metraje de perforación en la fila a disparar, el área de la fila a disparar, el peso específico del mineral a disparar y el burden o espaciamiento de la cara libre a la fila a disparar, con estos datos calcular el tonelaje a disparar para la producción.

En el campo, en la etapa de carguío del taladro, deberá de considerarse varios factores, como el atoro del taladro típico por el mal manipuleo del cargador de anfo.

La carga explosiva deberá ser bien distribuida en todos los taladros, para el caso de 1m de taladro perforado de 2.5 pulgadas de diámetro se llena con 2 kilos de anfo.

Ejemplo:

Longitud total de perforación		210.5m.
Área a disparar 33.5 x 13 mts.	=	435.5m ²
Espaciamiento entre fila y fila	=	2.0m
Peso específico del mineral	=	3.0

Tonelaje a disparar	=	2613 TMS
Factor de potencia a emplearse	=	0.19 lbs/TM
	=	435.5 Kg./TM
Anfo a emplearse en el carguío	=	248.2 kg.
Taladros solos a cargarse	=	124.1m
Taladros no cargados	=	86.4 m

Esto refleja que no se debe cargar todos los taladros perforados, mas bien emplear el explosivo adecuado para no malograr los contornos de la excavación.

Los 124.1 m cargados con explosivos tendrán que ser bien distribuidos en los taladros perforados para obtener un buen funcionamiento.

En los taladros de recorte o precorte también hay que calcular y distribuir la carga de explosivo solo para realizar el trabajo deseado.

En este caso la salida o secuencia de disparo al momento de la voladura deberá ser bien diseñada, para que no ocurra taladros cortados, esto se puede apreciar en la Lámina, detalle de carguío de taladros largos.

La voladura en el tajeo deberá seguir una secuencia, la voladura en el subnivel superior deberá estar siempre adelantada unas 3 filas (ver Lámina), detalle de voladura (voladura simultanea).

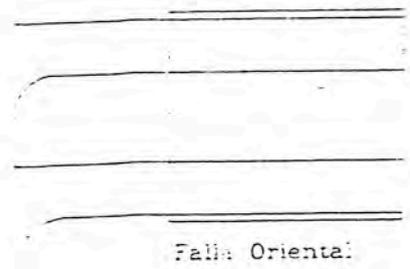
3.1.6 Extracción

En esta etapa de limpieza del tajeo es recomendable instalar iluminación en el subnivel superior para visualizar el terreno, posibles fracturas, desprendimientos, etc.

Hasta cierto momento de la limpieza el scoop es operado por el operador, pero al disparar las últimas filas la exposición del tajeo es

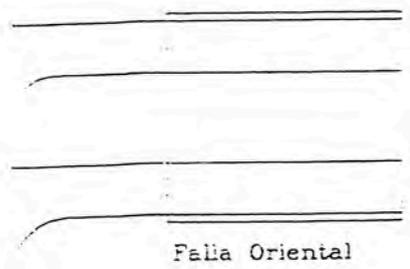
SECUENCIA DE MINADO DE TAJEOS

Nivel 675 -



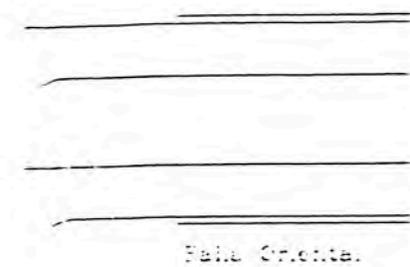
Ingreso

Nivel 660 -



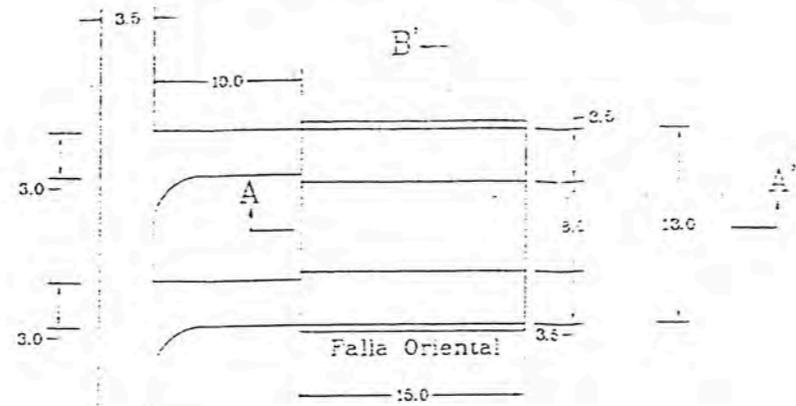
Ingreso

Nivel 645



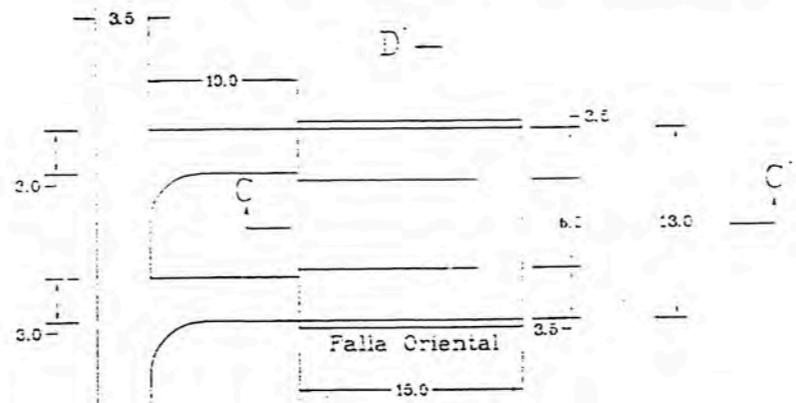
Ingreso

1) Etapa PREPARACION CRUCEROS



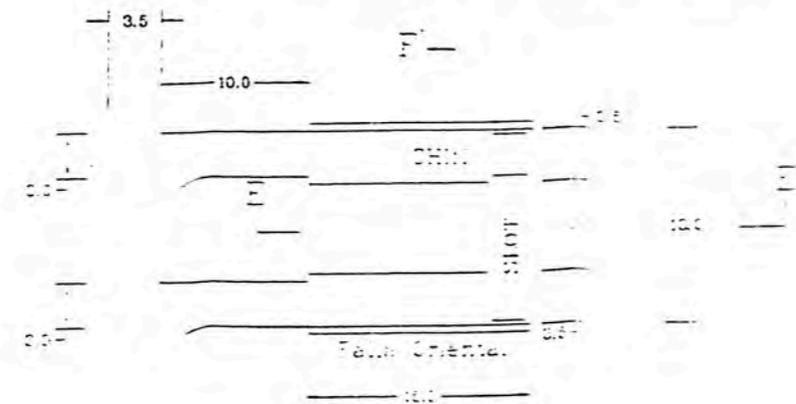
Ingreso

2) Etapa PREPARACION COMUNICACION CRUCEROS



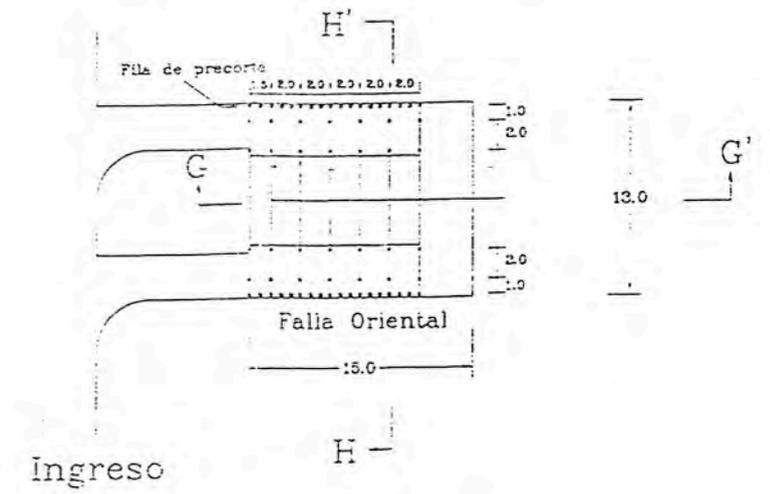
Ingreso

3) Etapa PREPARACION CARA LIBRE



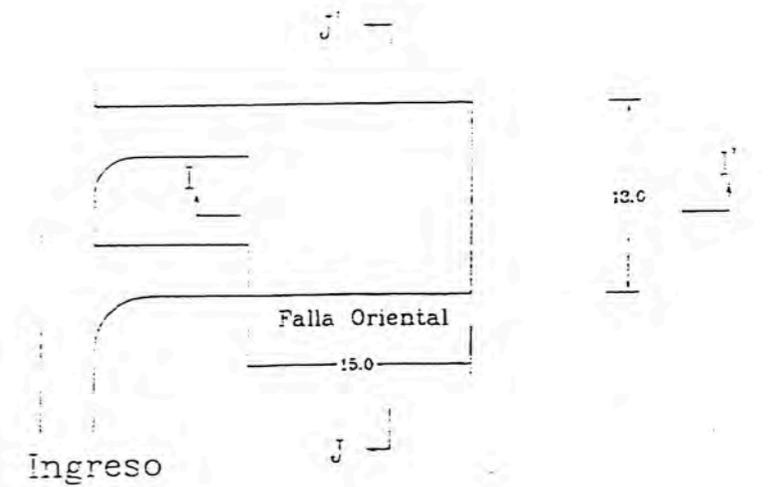
Ingreso

4) Etapa PERFORACION TALADROS LARGOS



Ingreso

5) Etapa FINAL DEL TAJEO



Ingreso

DETALLE EN PLANTA

Escala 1:500

LAMINA

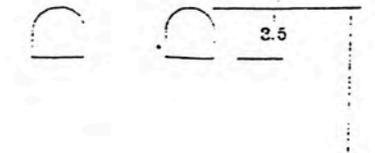
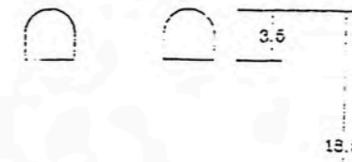
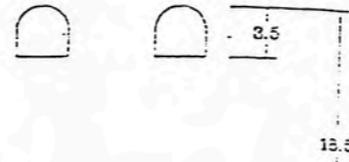
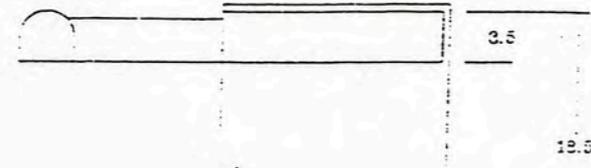
SECUENCIA DE MINADO DE TAJEOS

CASO 1

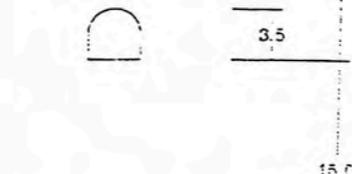
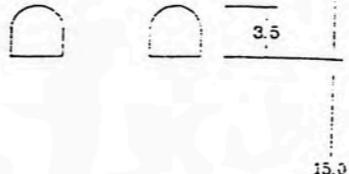
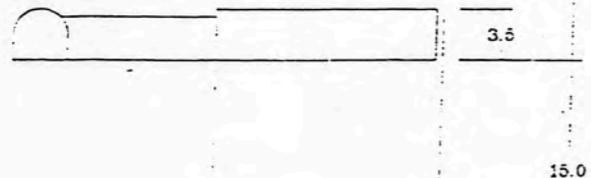
CASO 2

CASO 3

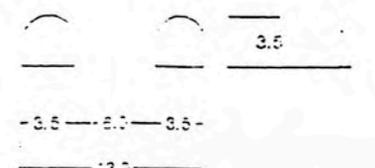
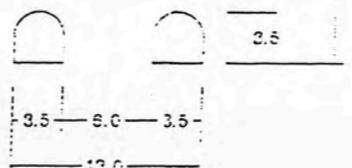
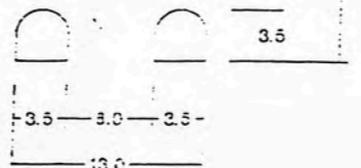
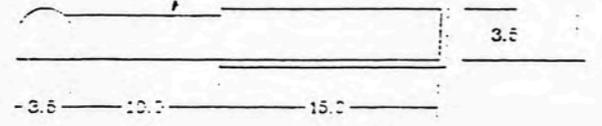
Nivel 675



Nivel 660



Nivel 645

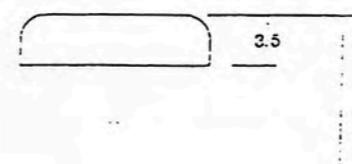
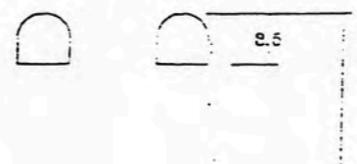
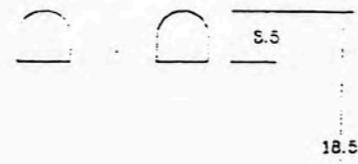


SECCION A - A

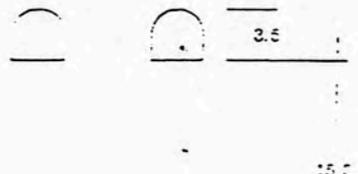
CASO 4

CASO 5

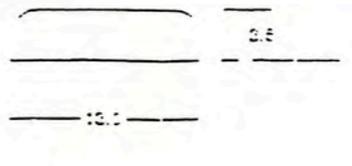
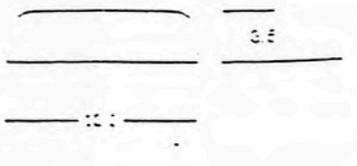
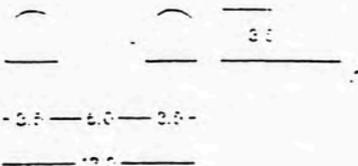
Nivel 675



Nivel 660



Nivel 655



SECCION B - B

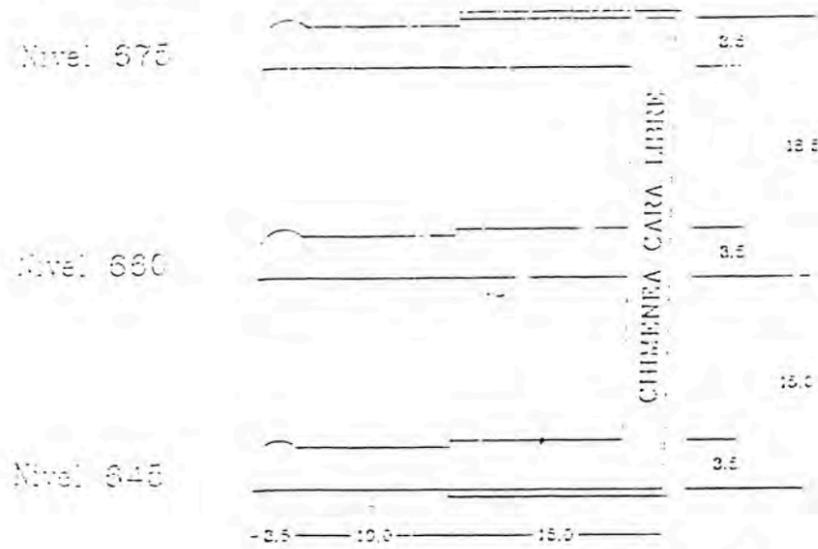
DETALLE EN SECCION

Esc.: 1 / 500

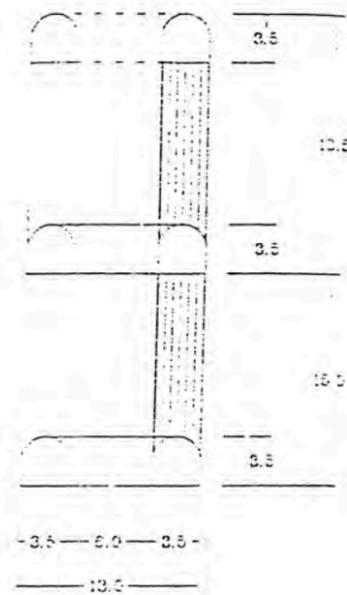
LAMINA

PERFORACION Y VOLADURA

1) ETAPA CARA LIBRE CHIMENEA
SECCION E - E'



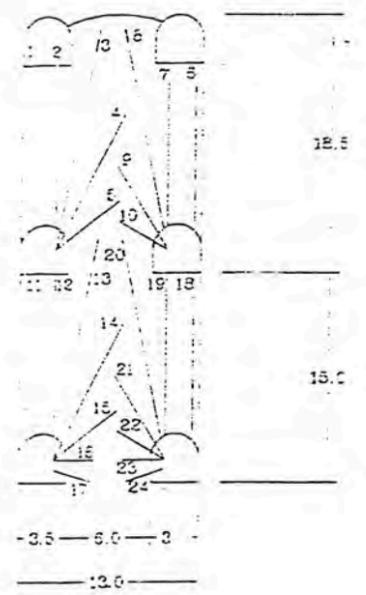
3) ETAPA CARA LIBRE CHIMENEA
SECCION F - F'



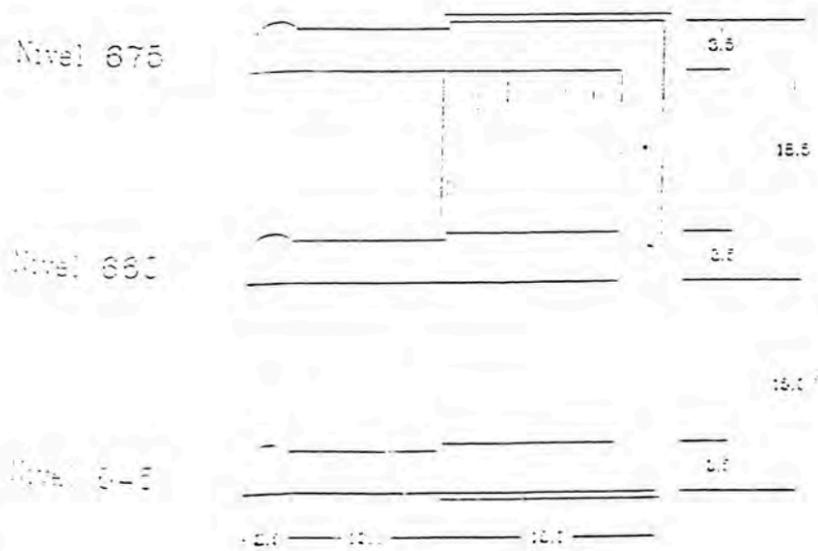
DETALLE DE PERFORACION
CHIMENEA - SLOT



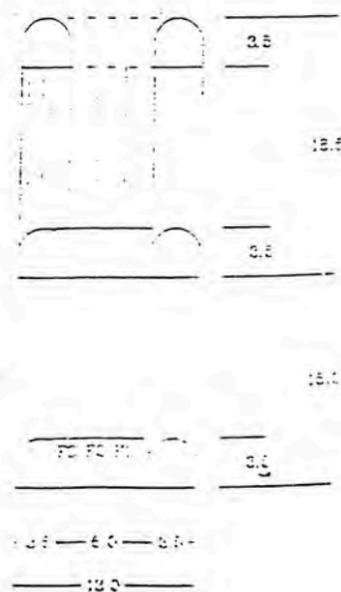
DETALLE DE PERFORACION
FILAS (ABANICOS)



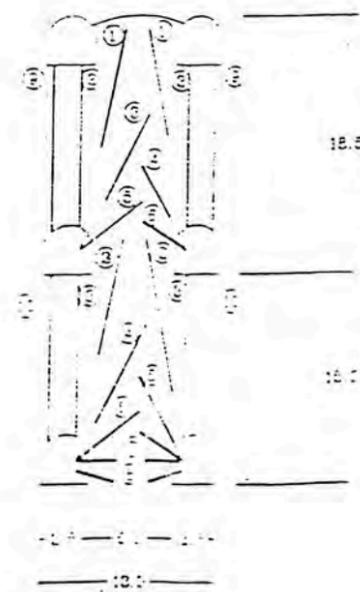
2) ETAPA FILAS DE PERFORACION
SECCION G - G'



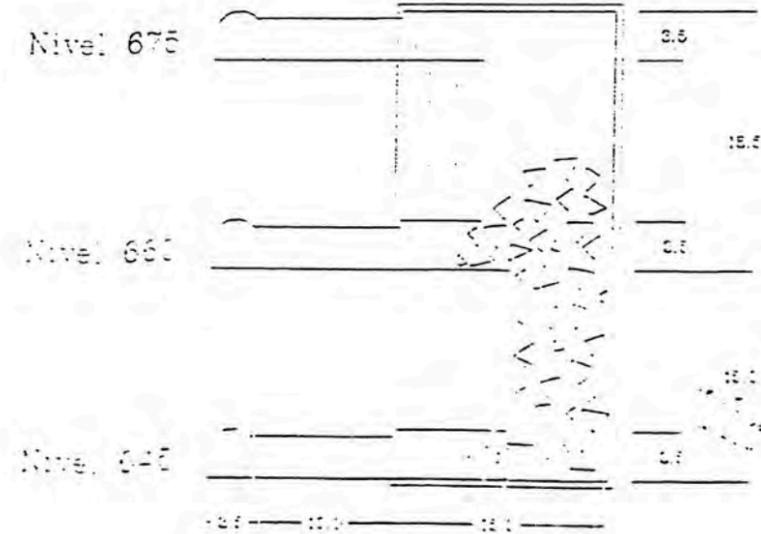
4) ETAPA CARA LIBRE SLOT
SECCION E - E'



DETALLE DE CARGIO
DE TALADROS LARGOS
(Secuencia de salida)



DETALLE DE VOLADURA
VOLADURA SIMULTANEA
EN NIVEL INFERIOR E INTERMEDIO

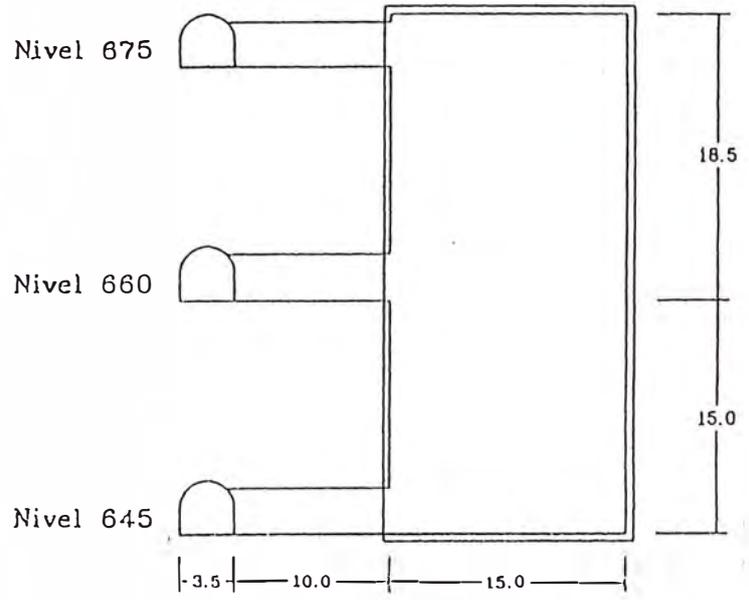
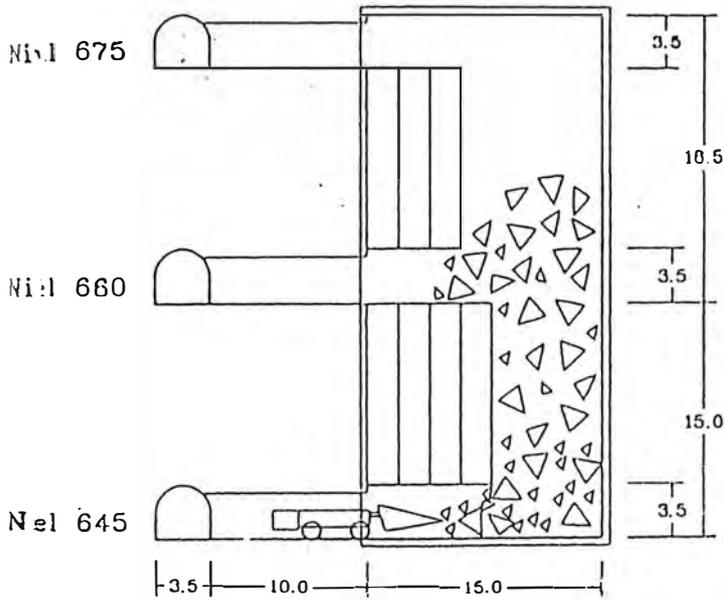


LAMINA

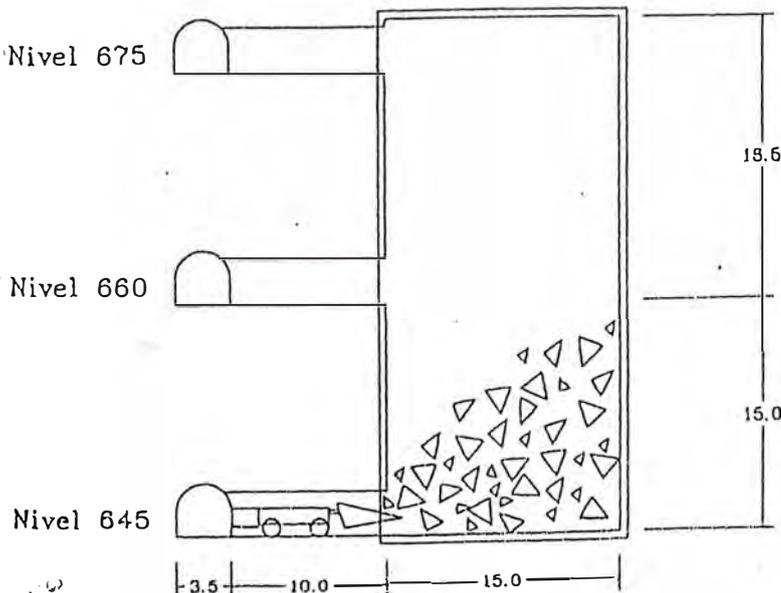
SECUENCIA DE MINADO DE TAJEOS

EXTRACCION DEL TAJO POR NIVEL INFERIOR
VOLADURA EN NIVEL INTERMEDIO SIEMPRE
DEBE ESTAR MAS ADELANTADO
QUE EL NIVEL INFERIOR

TAJEO AL FINAL
DE LA EXTRACCION



TAJEO AL FINAL DE LA VOLADURA
USO DE SCOOP A CONTROL REMOTO
POR CAIDA DE MATERIAL DE LA PARTE ALTA
(TECHO O PAREDES)



EXTRACCION

Esc.: 1/500

LAMINA

CAPITULO IV

EXPLOTACIÓN POR BANQUEOS CON TALADROS LARGOS LBH (ZONA GAYCO)

4.1 CONDICIONES DE APLICACIÓN :

Las condiciones y criterios de selección considerados para aplicar el método propuesto, en los blocks A y B son los siguientes:

- Posición especial, forma y tamaño
- Leyes y valor del mineral
- Propiedades geomecánicas del mineral y de la roca encajonante, etc.

POSICIÓN ESPECIAL, FORMA Y TAMAÑO DEL BLOCK

TAJEO	Pos. Espacial		Forma	Tamaño del Block			
	Rumbo	Buz.		Ancho	Largo	Alto	Volumen
Block A				m	m	m	m ³
Block B	S-75° -85°E	70-75° SW		5	13	12	780

PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DEL MINERAL Y DE LA ROCA ENCAJONANTE.

El conocimiento de las características geomecánicas permitirán tener la información pertinente para seleccionar o diseñar los diferentes componentes estructurales de la mina, para analizar las posibilidades de mecanización de las operaciones unitarias y para definir aspectos que contribuirán a la estabilidad de las excavaciones a realizarse como parte de las operaciones de minado: el sostenimiento, los esquemas y secuencias de avance de la explotación y el restablecimiento del equilibrio.

Luego el factor determinante para aplicar un método de explotación será las características geomecánicas de la masa rocosa del yacimiento, cuya evaluación se efectúa previamente. Los parámetros considerados para la selección del método son los siguientes:

TAJEO	DOM. ESTRUCT.	RMR	RES COM. (Mpa)	TIPO ROCA	CALIDAD ROCA	ANCHO max (m)	ALTO max (m)	AUTO SOST. (meses)
Block B	DE2	55	22	Caliza Skarn	Regular	17	30	2

4.2 ELECCION DEL METODO

Por las condiciones mencionadas en el numeral anterior, se elige la explotación masiva de los Blocks A y B de la zona Gayco, del nivel 630 al nivel 645 para lo cual se escogió el método DERRIBO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL STOPING), caracterizado por sus dos variantes.

Arranque con taladros en abanico.

Arranque de banqueo con taladros paralelos.

Debido a los inconvenientes que presenta la perforización radial como son: Dificil control en la perforación y voladura, la presencia de bancos del orden del 15% a más que requiere voladura secundaria, alto costo de perforación y bajo índice de perforación y bajo índice de perforación por la presencia de estratos, ventos y fallas, alta dilución mayor al 20% se vio conveniente aplicar la perforación paralela, por que tiene la ventaja de poder dar un espaciado uniforme a los taladros con unas condiciones ideales de distribución de energía y de rotura, la perforación

se puede realizar en forma ascendente o descendente que permita un mejor control en el emboquillado y perforación paralela a los contactos de las cajas, por las razones expuestas se elige el método y se le denomina METODO DE EXPLOTACIÓN por BANQUEO con taladros largos (LBH).

4.3 Descripción del método

El método L.B.H. llamado también método de banqueo con taladros paralelos viene a ser la aplicación de los principios de minería superficial a minería subterránea, se preparan cámaras longitudinales a lo ancho del cuerpo mineralizado a partir de las dos galerías de cabeza y base de la explotación, entre las que se perforan una chimenea de comunicación en la pared frontal-prevista en la cámara que sirve de cara libre para iniciar la voladura del tajeo.

En estas galerías de cabeza y base se practica un realce de unos 3.5 m y se ensanchan mediante desquinches hasta la dimensión que se haya previsto para la cámara en nuestro caso es en todo el ancho del cuerpo mineralizado.

A continuación se inician las voladuras alrededor de la chimenea, empleada como cara libre, para dejar preparado el frente de arranque de la cámara.

Queda así individualizado el bloque de mineral a explotar, limitado por dos cámaras en cabeza y base de la explotación y por el frente con una abertura vertical o slot de 2 a 3m de espesor, ancho de la cámara y altura del banco.

Una vez preparado el banco, se perforan taladros paralelos, distribuidos de acuerdo al diseño de la malla, sea en forma ascendente o descendente, con el equipo SIMBA H – 157 (martillo en superficie)

electro – hidráulico con diámetro de broca de 2.5” y barras de extensión de 38 mm x 1.50 m, con profundidad de perforación de 9 a 12m siguiendo el buzamiento de la veta, paralela a los contactos de las cajas.

La rotura se inicia en retirada empleando como cara libre la abertura o slot que sirve de salida a los tiros de banqueo, normalmente se dispara por filas de acuerdo al tonelaje requerido.

La fragmentación es buena está en un orden de 17%, los bancos que resultan de la voladura se plastean en la misma labor los de mayor tamaño se cachorrear.

La limpieza se realiza con equipos L.H.D. scoops diesel de 3.5 Yd³ de capacidad que transportan a las cámaras de acumulación para posteriormente cargar a los carros mineros los cuales son transportados, por locomotora eléctrica a la planta concentradora.

Explotado el Block B, se rellenará parcialmente con relleno convencional dejando vacíos abiertos, esto debido a que existen restricciones para la utilización del relleno de tajeos.

4.4 Labores de desarrollo

4.4.1 Rampa

Se preparan Rampas positivas a partir del nivel 630 (nivel principal) para acceder al nivel 645, el cual sirve de acceso principal para equipos, personal y servicios. Esta rampa tiene sección de 3.5 x 3.5. A partir de estas rampas, se desarrollan los niveles de extracción.

4.5 Labores de preparación

4.5.1 Cruceros

A partir de las galerías de extracción se construye cruceros o ventanas hacia la estructura, que sirve de acceso a la veta o cuerpo mineralizado.

Para acceder el Block B se construyo el Cr. 230 E en el nivel 630, y el Cr. 455 NE en el nivel 6454 de 3.5 x 3 de sección.

4.5.2 Cámaras

En minera se corren galerías de 3 x 3.5m a lo largo del cuerpo mineralizado, se le llama galerías de cabeza y piso a una altura de 15m, luego se amplía a los costados hasta contornear la zona mineralizada, formándose así las cámaras de perforación, desde la cámara inferior se perforan taladros con el SIMBA H-157 hasta comunicar a la cámara superior.

4.5.3 Chimenea

En el extremo norte de la cámara se prepara una chimenea de 2 x 2m hasta comunicar ambos niveles, con esta cara libre se amplía la sección, creando una abertura a lo ancho de la cama, que servirá la salida para la voladura.

CAPITULO V

EXPLOTACIÓN

5.1 Perforación

El método "SUBLEVEL STOPPING" con taladros largos bajo características geológicas de nuestro depósito mineral, cuerpos y vetas ligeramente empinadas, con mineral y cajas competentes.

La perforación se realiza desde sub niveles (en mineral) cada 15 metros, desde donde el mineral, es perforado en secciones paralelos, en forma ascendentes con equipos SIMBA H- 157 (martillo en superficie) electro hidráulico con diámetros de broca de 2 1/2 pulgadas y barras de extensión de 38mm x 1.5m siguiendo el buzamiento de la veta.

Referente a los parámetros de perforación, fueron diseñados en función a la DUREZA del mineral, fragmentación requerida, diámetro y longitud del taladro, tipo de explosivo, etc, basado en la forma teórica de PEARGE.

Se utiliza dos tipos de perforación, radical y paralelos.

5.1.1 Perforación Radial

Consiste en realizar una galería central longitudinal al cuerpo con anillos de perforación hacia las cajas techo y piso con salida al extremo del tajeo. En otros casos se tajea en la caja techo o piso de los cuerpos, que sirven de cara libre a los anillos perforados, en subniveles transversales a los SLOT.

La longitud de perforación son variables de 5 a 12 m.

5.1.2 Perforación Paralela: (LBH)

Debido a los inconvenientes que presenta la perforación radial, como son: difícil perforación (control) y voladura, la presencia de bancos del orden del 20% que requiere voladura secundaria es conveniente aplicar la perforación paralela, para lo cual se amplía la galería central en toda la potencia de la veta.

5.1.3 Desviación de taladros largos

La utilización de los equipos de perforación implica ventajas en cuanto a productividad conjuntamente con la aplicación del método del tajeo con subniveles en la mina Raura.

La desventaja que se tiene es la desviación de taladros largos a mas profundidad o longitud.

Esta es una preocupación porque la calidad de los taladros o la magnitud de desviación tiene, un efecto sobre los costos; ya que la perforación es la primera operación unitaria y de esta depende las demás.

El buen resultado de la fragmentación dependerá en un 75% de una buena perforación.

Los factores que influyen en forma determinante en la desviación de taladros son:

Longitud de taladros

Diámetro de perforación, barillaje, brocas y barras.

Errores de posicionamiento (tener área lisa y nivelada del posicionamiento del equipo, alineamiento con la sección a perforar y el eje central de la perforadora, ángulo correcto de la indicación del taladro).

La estructura geológica de la roca.

Tal vez, no se puede hablar de la total eliminación de la desviación del taladro, pero sí, de poder minimizar en forma considerable.

Para esto se requiere planificación detallado del equipo a usar y de sus accesorios de ayuda, además de operadores, perforistas con alta responsabilidad, dándoles información y entrenamiento continuo.

5.1.4 Detalles del equipo

DESCRIPCIÓN	SIMBA H – 157
- Peso del Equipo	700 Kgs
- Altura de perforación	3mts
- Longitud de Barra	1.5mts
- Unidad de Potencia	52Kw
- Tipo de Avance	Cadena
- Giro de Tornamesa	360°
- Número de gatos	4
- Diámetros de Perforación	64mm
- Perforación	Cop-1238ME

5.2 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

El diseño de malla de perforación se ha realizado aplicando el algoritmo de PEARCE.

La formula de PEARCE es como se detalla a continuación.

$$B = k / 12(Pd / \sigma_t)^{1/2} D$$

B = Burden (pies)

D = Diámetro del taladro (pulgadas) = 2.5

K = Factor de volabilidad de la roca (0.7-1.0)

Pd = Presión de detonación de la mezcla explosiva (Psi)

σ_t = Resistencia a la tracción de la roca intacta (Psi)

S/B = Relación Burden-espaciamiento = 1.25

Dc = Densidad de carga (Kgs/dm³)

Donde:

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

$$\sigma_t = 0.08 \sigma_c \text{ (Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta).}$$

$$\delta = \text{Densidad del anfo (gr/cc)} = 0.85$$

$$V = \text{Velocidad de detonación (m/seg)} = 4600$$

Datos del Block B

RQD = 50 roca regular

RMR = 55 roca regular

$$\sigma_c = 80 \text{ Mpa} = 11602.6 \text{ PSI}$$

RESULTADOS:

$$Pd^1 = 45 \text{ Kbar} = 652675.05 \text{ psi.}$$

LABOR	DOM. ESTRUCT.	RQD %	σ_t PSI	K	B m	E m
BLOCK	2	40	928.2	0.9	1.5	1.9

5.3 Perforación de la chimenea y cara libre

La perforación de chimenea se realiza desde el nivel inferior, con una malla de 18 taladros en una sección de 2 x 2, de los cuales 15 son de 2.5" \varnothing y 3 son taladros de alivio de 5" \varnothing , todos verticales y paralelos.

Esta chimenea viene a ser la parte inicial del slot y a su vez para el resto del slot.

Luego se perforan paralelos a la chimenea cubriendo el ancho de la veta. (ver gráficos).

5.4 PERFORACION DE TALADROS DE PRODUCCION

Los taladros de producción se perforan en forma paralela, con longitudes según la altura del tajeo.

Para la perforación de taladros de producción se realiza desde el nivel inferior, teniendo en cuenta lo siguiente:

Buzamiento de la veta

Inclinación de la Cara libre o slot

Longitud de perforación

Previo a la perforación se realiza el pintado de malla en el tajeo además de planos de perforación, en donde se detalla lo antes mencionado. (ver gráfico).

5.5 Voladura

Una de las limitaciones del método es la cantidad de explosivo a usarse a fin de controlar el nivel de vibración, para lo cual los disparos se realizan secuencialmente (2 o 3 filas) dependiendo de las exigencias de producción.

El explosivo que se usa para el carguío de los taladros es el ANFO, se realiza en forma ascendente con un equipo de carguío neumático JET-ANOL, el cual tiene una capacidad de almacenamiento de 100kgs de ANFO, el explosivo se inyecta neumáticamente a través de una manguera antiestática y rígida de 20 mts.

5.5.1 Diseño de voladura

Para diseño de voladura se considera los siguientes parámetros:

Calculo de la altura de carga (Lc).

$T = 0.7 \cdot B$ Roca estratificada (Walter Konya)

T = Taco (mts)

$$L_c = L - 0.7B$$

L = Longitud de taladros

L_c = Longitud de carga

- Cálculo de la Densidad de carga (q) (Kg/m)

$$q = \pi/4(d^2\delta)$$

d = diámetro del taladro (m)

δ = Densidad del anfo (Kg/m³)

- Cálculo del Factor de Carga (Fc)

De la relación:

$$B \times E = q / F_c$$

$$F_c = 0.8 q/B^2$$

F_c = factor de carga (Kg/m³)

Datos:

$$\rho = 2.8 \text{ Tns/m}^3 \text{ (mineral)}$$

$$L = 12 \text{ m}$$

$$D = 0.0635 \text{ m}$$

$$\delta = 0.85 \text{ gr/cc} = 850 \text{ Kg/m}^3$$

Resultados

Labor	Burden M	L _c m	q Kg/m	F _c Kg/m ³	F _p Kg/TM	We Kg/taladro	T _t TM/taladro
Block B	1.5	11	2.7	0.96	0.24	29.7	87.4

5.5.2 Voladura de la Chimenea y Caralibre

La voladura de chimenea se realiza por etapas según su longitud a cargar en cada una de ellas. Se utiliza fulminante de retardo no eléctrico. (TECNEL) o de período corto y largo. Para iniciar el carguío de

taladros se verifica la limpieza de taladros, en todos ellos se introduce un taco que sirve como tope de la longitud que va a cargar. El carguío se usa dinamita gelatinosa como sebo y como carga de columna ANFO.

5.5.3 Voladura de taladros de producción

Previa al carguío de taladros se hace el diseño de voladuras, dando un factor de carga adecuada. La cantidad de explosivo a usarse se distribuye en los taladros de tal forma que como resultado se logre una buena fragmentación, estabilidad en el tajeo, dilución mínima.

5.5.4 Extracción y acarreo de minerales.

La limpieza de mineral se lleva a cabo empleando SCOOP DIESEL de 3.5 y3 de capacidad, desde el tajeo hacia las cámaras de acumulación. Posteriormente se hará uso de Scoop a control remoto.

El acarreo del mineral es llevado a cabo por locomotora con nueve carros mineros hacia la planta concentradora.

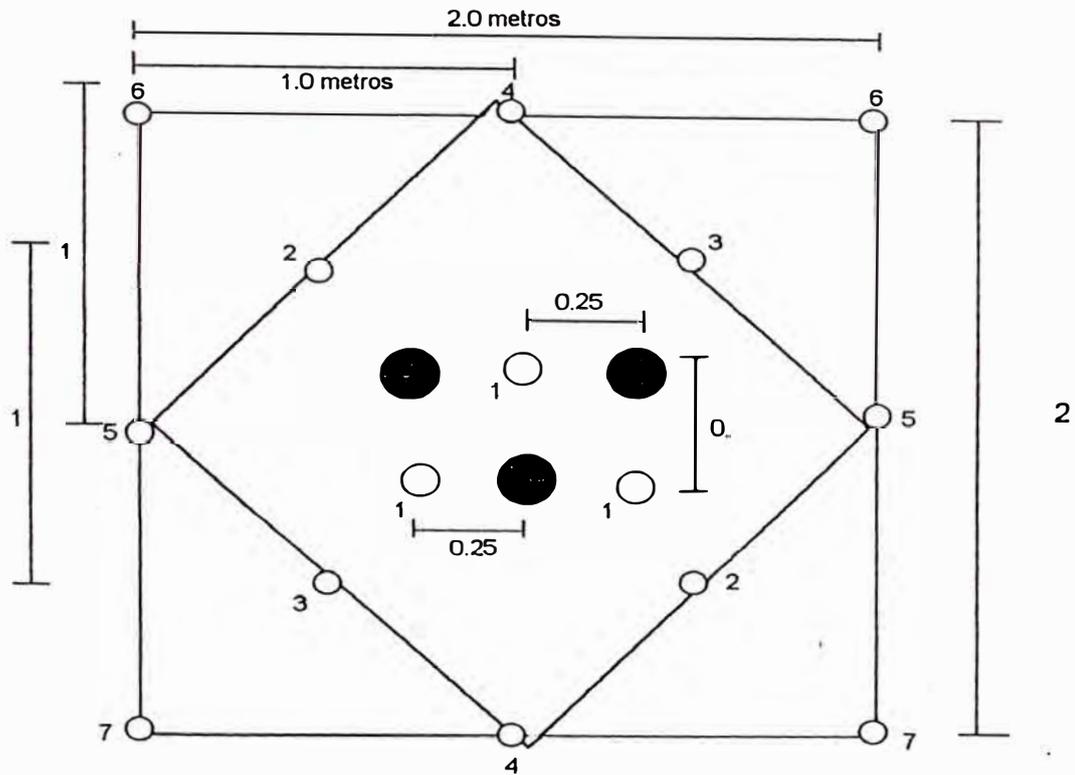
5.5.5 Ventilación

Según el reglamento de seguridad se requiere como caudal mínimo por trabajador de $3\text{m}^3/\text{min}$. El caudal mínimo de aire por Hp desarrollado por los equipos diesel debe ser de $3\text{m}^3/\text{min}$. La velocidad del aire en las labores de tránsito no debe ser menor a $20\text{m}/\text{min}$, ni mayor a $250\text{m}/\text{min}$. En la mina Raura el sistema de ventilación es natural y forzada, se cuenta con ventiladores de 10,000 CFM y chimeneas RAISE BORE. Por lo tanto la ventilación es buena, adecuada para minería trackless.

TIEMPOS DE RETARDO

Nº de Retardo	Serie(milisegundo) (MS)(Naranja) Tiempo Milisegundo	Nº de Retardo	Tiempo Milisegundo
0	5	11	350
1	25	12	400
2	50	13	450
3	75	14	500
4	100	15	600
5	125	16	700
6	150	17	800
7	175	18	900
8	200	19	1000
9	250	20	1100
10	300		

MALLA DE PERFORACION EN CHIMENEA



● Taladro de alivio de 5" de diametro

○ Taladro de 2.5" de diametro

Secuencia de encendido

1,2,3,4,5 de periodo corto
6,7 de periodo largo

SECUENCIA DE VOLADURA EN CHIMENEA

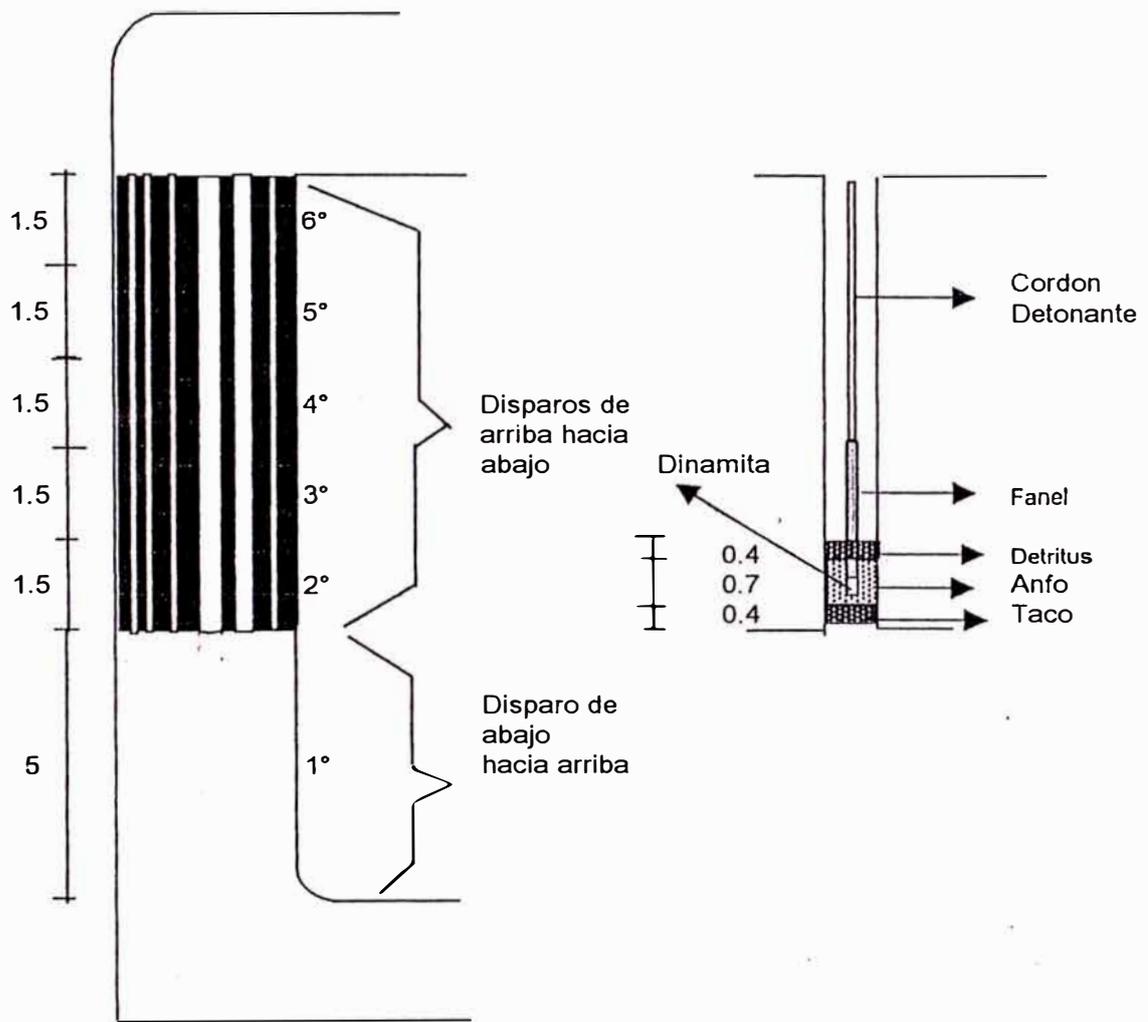


Figura
Vista de planta - Tajeo de producción

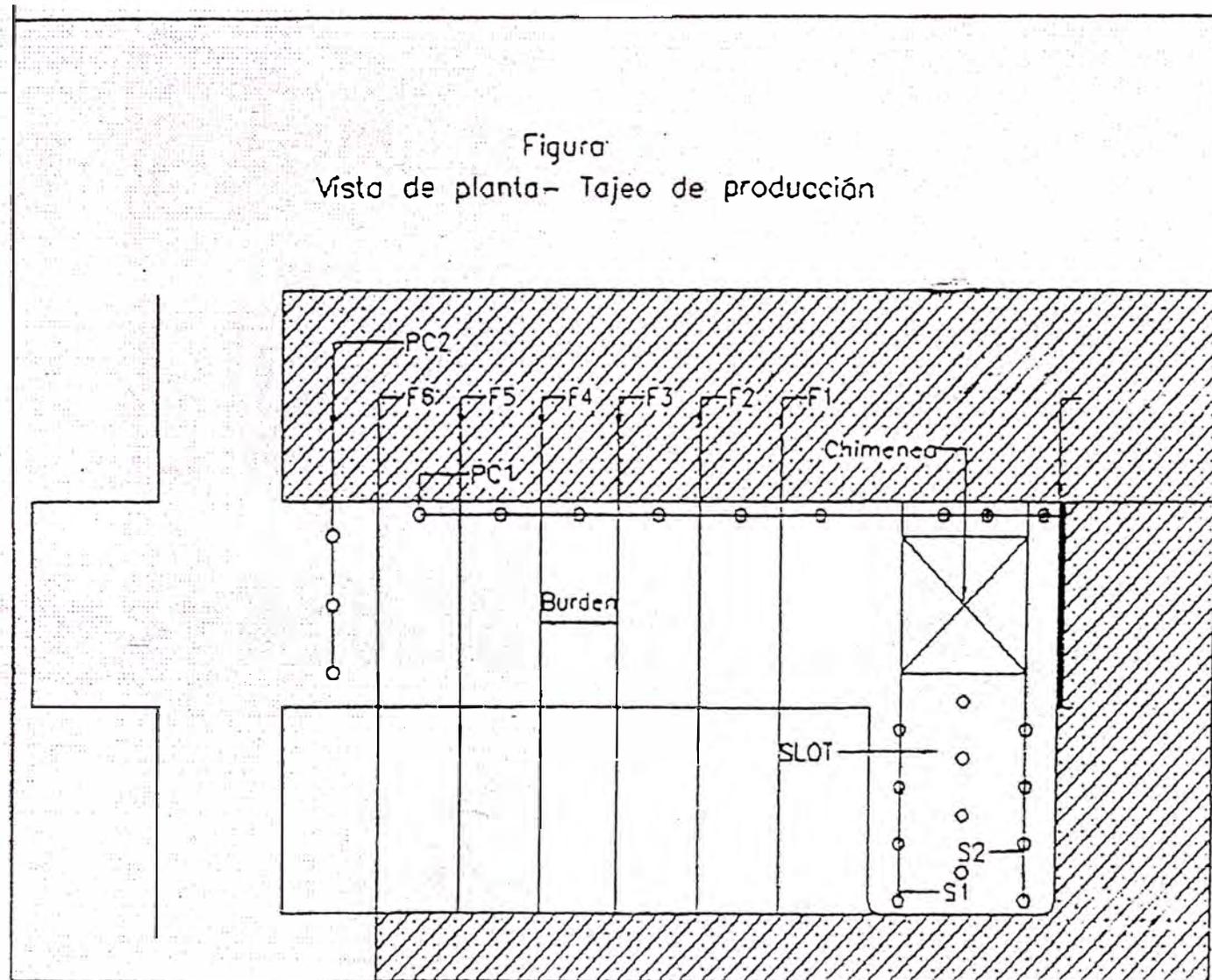
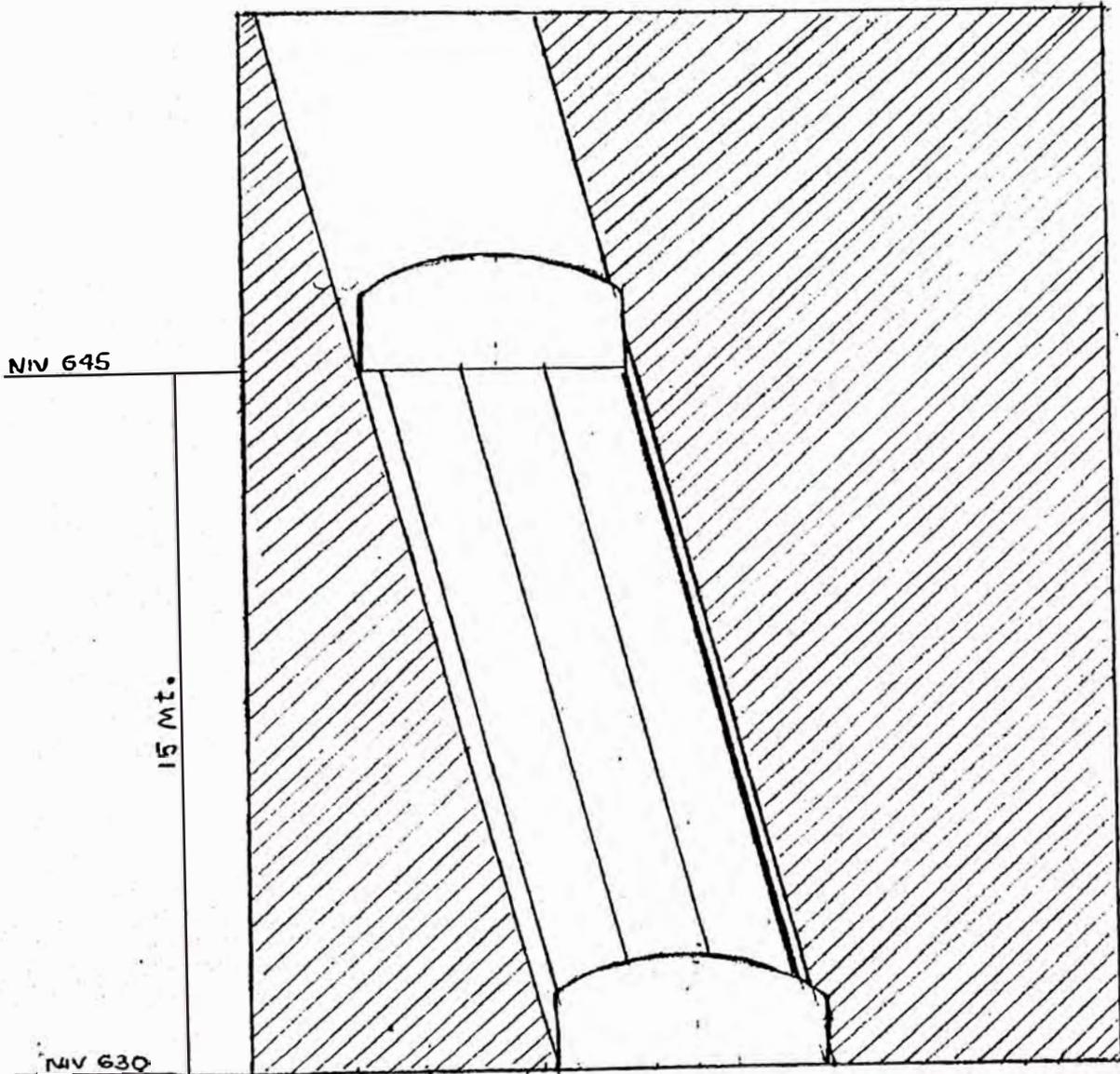


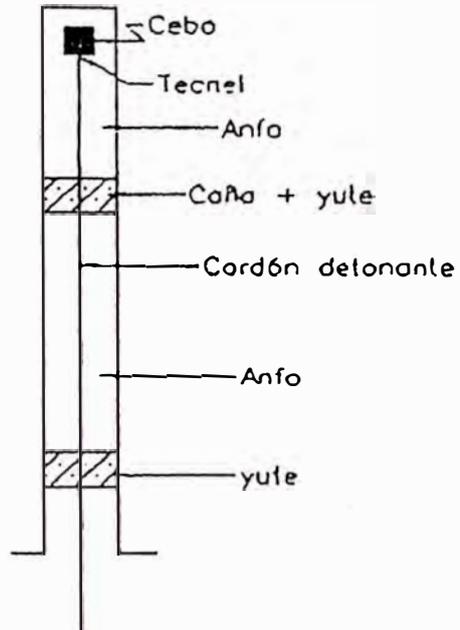
Figura
PLANO DE PERFORACION POR FILA



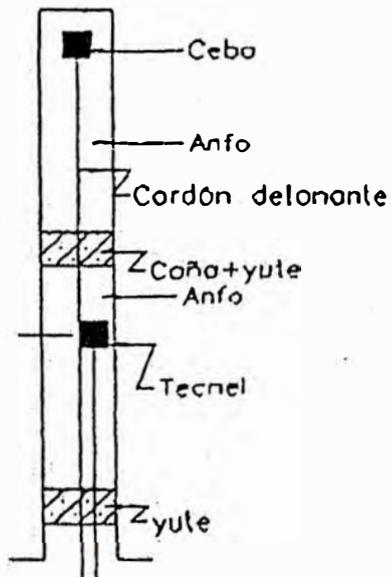
TALADRO	ANGULO	GARRAS	OBSERV.
1	85°	8	
2	85°	8	
3	85°	8	
4	85°	8	

CIA MINERA RAURA S.A.	
TOP.	GLOCK B
Dib.	GRYCO
Rev.	NIVEL 630
Es 1/25	
FECHA .	

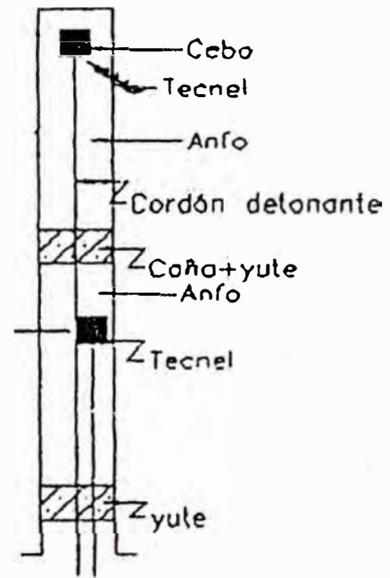
Figura



Alternativa 1



Alternativa 2



CAPITULO VI

COSTOS

6.1 Costo de Preparación (Xc-210N)

Parámetros de Operación		
Sección	m ²	3.5 x 3.0
Tipo de Roca		Caliza-Skar
Número de Taladros		33
Densidad de La Roca	TM/m ³	2.5

Perforación		
Longitud de Perforación	m	3.50
Número de Taladros de Rotura	Taladros	30.00
Número de Taladros de Alivio	Taladros	3.00
Diámetro de Taladro de Rotura	mm.	45.00
Diámetro de Taladro de Alivio	mm.	102.00
Tiempo Efectivo de Perforación	Horas	2.00
Tiempo de Instalación y Desinstalación	Horas	0.50
Tiempo Total de Operación	Horas	2.50

Voladura		
Consumo de Explosivo	Kg.	
Dinamita Semexsa 45% (1 1/8)	Kg.	12.50
Anfo	Kg.	100.00
total	Kg.	112.50
Carga Por Taladro	Kg./Tal.	3.40

Consumo de Accesorios		
Fanel Blanco	Unid.	30.00
Guía de Seguridad	m.	6.10
Conectores	Unid.	2.00
Fulminante N° 6	Unid.	2.00
Pentacord 3G	m.	30.00
Mecha Rápida	m.	0.20

Eficiencias		
Perforación		
Rendimiento	m/Hr.	70.00
Voladura		
Avance	m.	3.20
Factor de Carga	Kg./m ³	3.34
Factor de Potencia	Kg./TM	1.34
Tarea		
Perforación	Hrs./Tarea	0.50
Carguío	Hrs./Tarea	0.50

Costo de Perforación			
	Unidad	Precio	Total
Aceros			
Broca de botones de 41mm.	\$/m.	3.52	
Barra R-38	\$/m.	3.46	
Shank adapter para Cop 1238	\$/m.	1.61	
			8.59
Equipo			
Jumbo electrohidráulico 282	\$/m.	11.48	
			11.48
Energía			
Eléctrica	\$/m.	3.33	
			3.33
Personal			
1 Maestro	\$/m.	1.34	
1 Ayudante	\$/m.	1.09	
			2.43
Costo total de perforación	\$/m.		25.83

Costo de Voladura			
Accesorios			
Dinamita Semexa 45% (1 1/8)	\$/m.	7.80	
Anfo	\$/m.	17.70	
Mecha rápida	\$/m.	0.02	
Cordon detonante 36	\$/m.	1.31	
Fulminante No 8 + conectar	\$/m.	0.15	
Fanel blanco	\$/m.	13.31	
Mecha de seguridad (2 pies)	\$/m.	0.19	40.48
Personal			
1 Maestro	\$/m.	1.34	
1 Ayudante	\$/m.	1.08	2.42
Costo total de Voladura	\$/m.		42.9

Resumen De Costos		
RUBRO	US \$/m. Avance	US \$/TM
Perforación	25.83	0.98
Voladura	42.9	1.63
Limpieza	38.23	1.46
Total Costo de preparación	106.96	4.07

6.2 Costos De Perforación y Voladura en Tajeo

Parámetro de Operación Simba H-157		
	Unidad	
Disponibilidad mecánica	%	75.0
La utilización operacional (personal con experiencia)	%	75.0
Altura de banco	m.	12.0
Longitud de barra	m.	1.5
Número de barras por taladro		8.0
Diámetro del taladro	mm.	63.5
Burden	m.	1.5
Espaciamento	m.	1.9

Estandares de Tiempos de Perforación-Promedio		
		Tiempo
Primera barra		1' 40"
Colocar otra barra		30"
Segunda barra		1' 40"
Colocar otra barra		30"
Tercera barra		1' 50"
Colocar otra barra		30"
Cuarta barra		2' 00"
Colocar otra barra		30"
Quinta barra		2' 30"
Colocar otra barra		30"
Sexta barra		2' 40"
Colocar otra barra		30"
Septimo barra		2' 50"
Colocar otra barra		30"
Octava barra		2' 50"
Recuperar 8 barras		9' 00"
Ciclo Total		30' 30"
Tiempo total por taladro	min	30.5
Velocidad de perforación	mt / hr.	23.6
Tiempo de operación	hrs./mes	175.5
*24 dias x 2 turnos x 6.5 hrs x D.M x %U		

Costo de Perforación Simba H-157		
Costo de alquiler	US \$/h	65

Resumen de Costos de Perforación		
Costo fijo	\$/m.	2.75
Costo mano de obra	\$/m.	0.28
Costo de aceros	\$/m.	4.78
Costos energía y	\$/m.	0.16
Costo lubricante y filtros	\$/m.	0.13
Costo total de perforación	\$/mp	8.10

Costo De Voladura En Tajeo			
	Unidad	Precio	Total
Altura prom.del taladro			
Sección			
Peso específico de mineral			
Número de taladros			
Total metros perforados /disparos			
Peso de explosivos/ Taladro	kg./taladro	29.5	
Explosivos			
Anfo	Kg.		236.000
Número de fulminantes	Pz.		2.000
Dinamita	Kg.		4.800
Guía lenta	m.		6.100
Tecnel	Pz.		8.000
Cordon detonante	m.		100.000
Guía rápida	m.		0.200
Costo de anfo	\$/kg.	0.55	129.800
Costo de fulminante	\$/Pz.	0.25	0.500
Costo de dinamita	\$/kg.	0.25	1.200
Costo de guía lenta	\$/m.	0.04	0.240
Costo de tecnel	\$/Pz.	1.27	10.160
Costo de cordon detonante	\$/m.	0.17	17.000
Costo de mecha rápida	\$/m.	0.12	0.024

Costo de voladura por disparo	\$		158.920
Costo total de voladura	\$		178.920
Costo de voladura	\$/m.		1.860

Número de tareas en voladura			2
Costo de tareas	s/tarea	10	20
Material roto	Tn.		694.08
Eficiencia de voladura	%	87	

Resumen De Costos		
Actividad	US \$/m	US\$/TM
Perforación	8.10	0.15
Voladura	14.91	0.26
Total	23.01	0.41

6.2 COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA EN CHIMENEA CON SIMBA H-157

DESCRIPCION	UNIDAD	PRECIO	
Altura de banco	m		12
Seccion	m x m		2 x 2
Diametro del taladro	pulg		2.5
Numero de taladros			18
Total de metros perforados	m		216
Costo de perforacion para 2.5"	\$/m		2.75
Costo total de perforacion	\$		594

Taladros por rimar			3
Costo de perforacion con broca de 5"	\$/m		5.13
Metros rimados	m		36
Costo de rimado	\$		184.68
Costo total de perforacion	\$		778.68
Costo total de perforacion por metro	\$/m		3.09

Explosivos			
Anfo	kg		320
Numero de fulminantes	pz		2
Dinamita	kg		15.48
Guia lenta	m		1.80
Tecnel	pz		15
Cordon detonante	m		5
Mecha rapida	m		3
Costo del Anfo	\$/kg	0.55	176.00
Costo del fulminante	\$/pz	0.25	0.50
Costo de dinamita	\$/kg	0.25	3.87
Costo de la guia	\$/m	0.04	0.07
Costs del tecnel	\$/pz	1.27	19.05
Costo del cordon detonante	\$/m	0.17	0.85
Costo de la Mecha	\$/m	0.12	0.36
Costo de voladura por disparo	\$/disp		54.03
Cost total de voladura 12 metros	\$		405.24
Costo de voladura por metro	\$/m		33.77

Numero de tareas en voladura			2
Costo de tareas	\$/tarea	10	
Costo total	\$		20

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN CHIMENEA

	\$/m	\$/Tn
Perforacion	2.75	0.25
Voladura	33.77	0.25
TOTAL	36.52	0.49

6.4 Resumen de Costos

Costo de Producción con L.B.H.	
ACTIVIDAD	\$/Tn
Preparación	4.07
Tajeo	0.41
Chimenea	2.93
Limpieza	1.39
Servicios	0.15
Total	8.95

CAPITULO VII

7. Análisis de Resultados

Los resultados enfocaremos en base a eficiencias y costos obtenidos en relación al método de corte y relleno ascendente

Cuadro Comparativo

	L.B.H.	Cy R Asc.
Productividad TM/h-g día	25	12
F de Pot. Kg/TM	0.24	0.26
Perf. Espec. M/tm	0.10	0.74
P L P %	10	10.4
Dilución %	15	10.35
Recuperación %	70	45.95

PLP = producción de Labores de preparación

7.1 Ventajas del método

- Alta productividad y bajos costos
- La relación de la preparación con la producción es alta
- Exigencia de poca mano de obra
- Buena seguridad para personal y equipos
- Buena ventilación
- Laboreo continuo
- Velocidad de minado alto
- Operaciones unitarias independientes

7.2 Desventajas del método

Necesidad de controlar bien la planificación y la producción

El control de leyes es más difícil

Baja recuperación

No posibilita la explotación selectiva

Alta dilución

Mala fragmentación

Requiere de voladura secundaria o rompe bancos

Formación de grandes aberturas que pueden desestabilizar el área circundante

Requerimiento de mano de obra especializada (planeamiento, diseño y operación)

CAPITULO VIII

PROGRAMA DE SEGURIDAD

Durante el año 1999, el Programa de Seguridad de la Compañía Minera Raura S.A. ha sufrido un serio deterioro por la ocurrencia de 3 accidentes fatales, causados 2 de ellos por "Caída de Rocas" y 01 por "Caída de personas".

Ante el suceso del tercer accidente fatal, se ha puesto en marcha una Campaña de Seguridad para prevenir la ocurrencia de todo tipo de accidentes comprendidas en el período Noviembre y Diciembre, los resultados obtenidos son cero accidentes incapacitantes, para lo cual se trazó un plan estratégico que consistió en: mejorar la selección de Personal Nuevo, Equipo de Seguridad y Protección Personal, Programa de Inducción, Instrucción y Entrenamiento, Responsabilidad de la Supervisión, Control de Contratistas en Reestructuración y Distribución adecuada de viviendas, Control de Contratistas en Alta Rotación del personal, Optimización del Sistema de Ventilación, Propaganda de Seguridad Mensual, Reporte y Análisis de Incidentes y Bienestar del Personal Obrero. Para los cuales se han asignado responsabilidades directas a las diferentes áreas en el control de todas las actividades descritas.

Durante 1999 se registraron 14 accidentes incapacitantes del personal de Compañía y Contratistas, mientras que en el año anterior se registraron 39 accidentes, obteniéndose una notable reducción del 64.11% para este tipo de accidentes; y los Índices de Frecuencia, Severidad y Accidentabilidad fueron 8.59, 9.201.86 y 79.07, respectivamente, mejorándose igualmente la frecuencia en 57.33%, mientras que la severidad se deterioró por las tres fatalidades.

CAPITULO X

Conclusiones y Recomendaciones

Gayco está limitado por dos fallas, oriental y occidental, dentro de las cuales se presenta fracturas paralelas, de rumbo promedio S75° E a S85° E, distanciados de 0.5 m hasta 4m.

En el cuerpo Gayco están presentes calizas margas y calizas lutáceas de la Fm Celendín a ambos extremos de estas fallas están las calizas de la Fm Junasha. Propiamente no podemos hablar de rocas encajonantes y cuerpo mineral, puesto que este último esté limitado por un contorno económico, lo cual genera un volumen de mineral a explotarse.

En la zona de Gayco se ha delimitado dos zonas económicas para su explotación:

El Bloc A de 13 mts y mts de dimensiones en planta, y el Block B de 5 mts por 13 mts.

En cuanto a la calidad de la masa rocosa, cercana a la falla oriental, la masa rocosa presenta calidad de mala a muy mala en la Fm Celendín.

En la Fm Celendín, la masa rocosa presenta calidad Regular, porción fuera de la influencia de la falla oriental; la Fm Jumasha presenta calidad de regular a buena.

La que gobierna la zonificación geomecánica del yacimiento es la falla Oriental el tipo de roca. El DE1 (RMR 63-68-Calidad Buena) corresponde a la Fm Jumasha, los dominios estructurales DE2(RMR 51-56-calidad Regular), DE3(RMR 49- calidad Regular)) y DE4 (20-25- calidad Mala y Muy Mala) a la Fm Celendín, en la que se encuentran las zonas económicas. Los dominios DE3 y DE4 corresponden a la influencia de la falla Oriental.

La resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta en cada dominio estructural es la siguiente: DE1 100 MPa, DE2 80 Mpa, DE3 75 Mpa Y DE4 25 Mpa. Los valores considerados para los parámetros "mi" "si" son respectivamente para las calizas Jumasha 7 y 1 para Fm Celendín

7 y 1. El peso unitario considerado para las calizas es de 2.5 tons/m^3 , para el mineral económico 2.8 tons/m^3 , los parámetros e resistencia al corte de la discontinuidades estructurales copnsiderados para las calizas Jumasha son: ángulos d fricción 35° y cohesión 200 Kpa. Para la Fm Celendín, donde se encuentra el mineral económico, el ángulo de fricción considerado es de 30° y la cohesión de 100Mpa.

Los anchos máximos y alturas permisibles (en metros) para los dominios estructurales involucrados con las zonas mineralizadas económicas de Gayco, son respectivamente: DE2 17 y 30, DE3 12y 20. Las zonas mineralizadas económicas se ubican prácticamente solo en el DE2. Para el caso de anchos de tajeos no habría mayores problemas desde que los anchos permisibles son mucho mayores que los anchos de los Block A Block B. Para el caso de las alturas de los tajeos, estos superan las alturas permisibles, pudiendo esperarse problemas potenciales de inestabilidad en las paredes de los tajeos. Es necesario señalar que en caso de presentarse problemas potenciales de inestabilidad, estos ocurrirían en la caja pegada a la Falla Oriental, porque es aquí donde se presenta el DE3, sin embargo la falla de esta caja no sería de consideración puesto que no progresaría debido a que la pared Este de la Falla Oriental presenta buenas condiciones geomecánicas. En cuanto a los tiempos de auto sostenimiento, en los dominios DE2 y DE3 conservadoramente se puede establecer mínimo dos meses, tiempo más que suficiente para cumplir el ciclo de minado. Este aspecto es complementado más adelante con el análisis de la propensidad al hundimiento de la masa rocosa.

No hay disponibilidad de relleno en esta zona, esto es una condición para la definición del método de minado, basado mayormente en las características de comportamiento geomecánico de esta zona, las cuales se presentan favorables para la no utilización del relleno. Es necesario además considerar que las excavaciones que se producirán tendrán carácter de aislados, es decir no se anticipan excavaciones

futuras en el entorno, por lo que el relleno no contribuiría a la estabilidad regional.

Gayco, constituye un caso especial, no es un yacimiento grande ni mediano, sino pequeño, en donde no se justifica tener una jerarquización detallada de las condiciones naturales del yacimiento, en la que además existen restricciones para la utilización del relleno de tajeos. Luego, se puede considerar el aspecto de definición del método del minado como un establecimiento del método de explotación de dos zonas mineralizadas económicas puntuales. Para este propósito, en la evaluación geomecánica realizada en los numerales precedentes, se han ido estableciendo los diferentes parámetros de minado relacionados a las dimensiones de los tajeos y a sus condiciones de estabilidad. La evaluación geomecánica ha indicado la factibilidad de realizar el minado de los Blocks A y B, dejando vacíos abiertos, consecuentemente se plantea una alternativa de minado de estos Blocks, a la que le denominamos: **TAJEOS ABIERTOS POR SUBNIVELES UTILIZANDO TALADROS LARGOS.**

Las condiciones de selección considerados para aplicar el método propuesto, en la zona de Gayco específicamente en el Block B son:

- Posición espacial, forma y tamaño
- Leyes y valor del mineral
- Propiedades geomecánicas del mineral y de la roca encajonante.

Debido a los inconvenientes que presenta la perforación radial como son: difícil control de perforación y voladura, la presencia de bancos del orden del 15% a más que requiere voladura secundaria, alto costo de perforación y bajo índice de perforación por la presencia de estratos, juntas y fallas, alta dilución mayor de 20%. Se vio por conveniente aplicar la perforación paralela, por que tiene la ventaja de poder dar un espaciado uniforme a los taladros con unas condiciones ideales de distribución de energía y de rotura, la perforación paralela a los contactos de las cajas, por las razones expuestas se elige el método mencionado y se le denomina **METODO DE EXPLOTACIÓN**

POR BANQUEO CON TALADROS LARGOS O LARGE BLAST HOLE (L.B.H)

A continuación se inician las voladuras alrededor de la chimenea, empleada como cara libre, para dejar preparado el frente de arranque de la cámara. Queda así individualizado el bloque de mineral a explotar, limitado por dos cámaras en cabeza y base de la explotación y por el frente con una abertura vertical o slot de 2 a 3m de espesor, ancho de la cámara y altura del banco.

Una vez preparado el banco, se perforan taladros paralelos, distribuidos de acuerdo al diseño de la malla, sea en forma ascendente o descendente, con el equipo SIMBA H-157 (martillo en superficie) electro hidráulico con diámetro de broca de 2.5" y barras de extensión de 38mm x 150m, con profundidad de perforación de 9 a 12m, siguiendo el buzamiento de la veta, paralela a los contactos de las cajas.

La rotura se inicia en retirada empleando como cara libre la abertura o slot que sirve de salida a los tiros de banqueo, normalmente se dispara por filas de acuerdo al tonelaje requerido.

Recomendaciones

Será importante que las labores preparatorias tengan las menores dimensiones a fin de que las cuñas potencialmente inestables del techo tengan también menores dimensiones, quedando la posibilidad de usar sostenimiento de techo.

Será necesario utilizar sostenimiento solo en el techo de los tajeos, este sostenimiento puede efectuarse con pernos de roca sistemáticos temporales o alternativamente con shotcrete simple.

Se recomienda seguir aplicando taladros paralelos para alcanzar mayores índices de perforación y buena fragmentación del disparo.

Se recomienda contar con el apoyo topográfico, esto permite lo siguiente:

- Marcar el eje de la perforación, considerando la altura del equipo de perforación.
- Marcar las filas de perforación, de acuerdo al burden calculado.
- En base a la información topográfica y geológica, se diseña el plano de perforación a una escala 1/500

El plano de perforación deberá tener la información del ángulo de inclinación de perforación de los taladros, longitud de los taladros, para esto el perforista deberá ser entrenado, por mucho depende de la perforación que el disparo sea buena.

Es muy importante perforar de acuerdo al plano de perforación, respetando los ejes, las longitudes de perforación, especialmente el espaciamiento entre los taladros en los topes o extremos del taladro, en este caso se ha considerado un espaciamiento de 2m. Este espaciamiento mucho influye en el tamaño de material para la etapa de la extracción de mineral.

Otro detalle importante son los taladros de contorno, llamados taladros de recorte, esta perforación es más densa o sea el espaciamiento entre taladro y taladro es menor y a su vez es cargado con baja

cantidad de explosivo, la función importante de esto es que no se origine agrietamiento en las paredes y techos límites del tajeo, porque en la etapa de voladura y extracción se exponen paredes muy altas donde no hay acceso para desquinchar y necesariamente hay que acceder bajo estas condiciones al tajeo, por esto el empleo de scoop a control remoto en muchas minas. Como se observa todo esto está sujeto a una buena perforación.

Es importante que de ninguna manera llegue explosivos a las cajas, para evitar malograr dichas paredes, con riesgo de estar posteriormente frente a problemas de planchoneo de las cajas y evitar la dilución.

CAPITULO X

BIBLIOGRAFÍA

❖ **CORDOVA ROJAS DAVID**

Evaluaciones Geomecánicas de la Masa Rocosa de los Yacimientos Iscaycruz, Juanita y Casapalca, etc, informes técnicos.

❖ **ANGELES CARLOS**

Estructuras y Estratigrafía margen Occidental Distrito Minero de Raura.

❖ **JOHN WILEY & SONS**

Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Classifications"
1985

❖ **HOEK & BROWN E. T.**

Excavaciones Subterráneas en la Roca
México 1985

❖ **Revista Minas IV SIMPOSIUM NACIONAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS**

1997

Revista Minas V SIMPOSIUM NACIONAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS

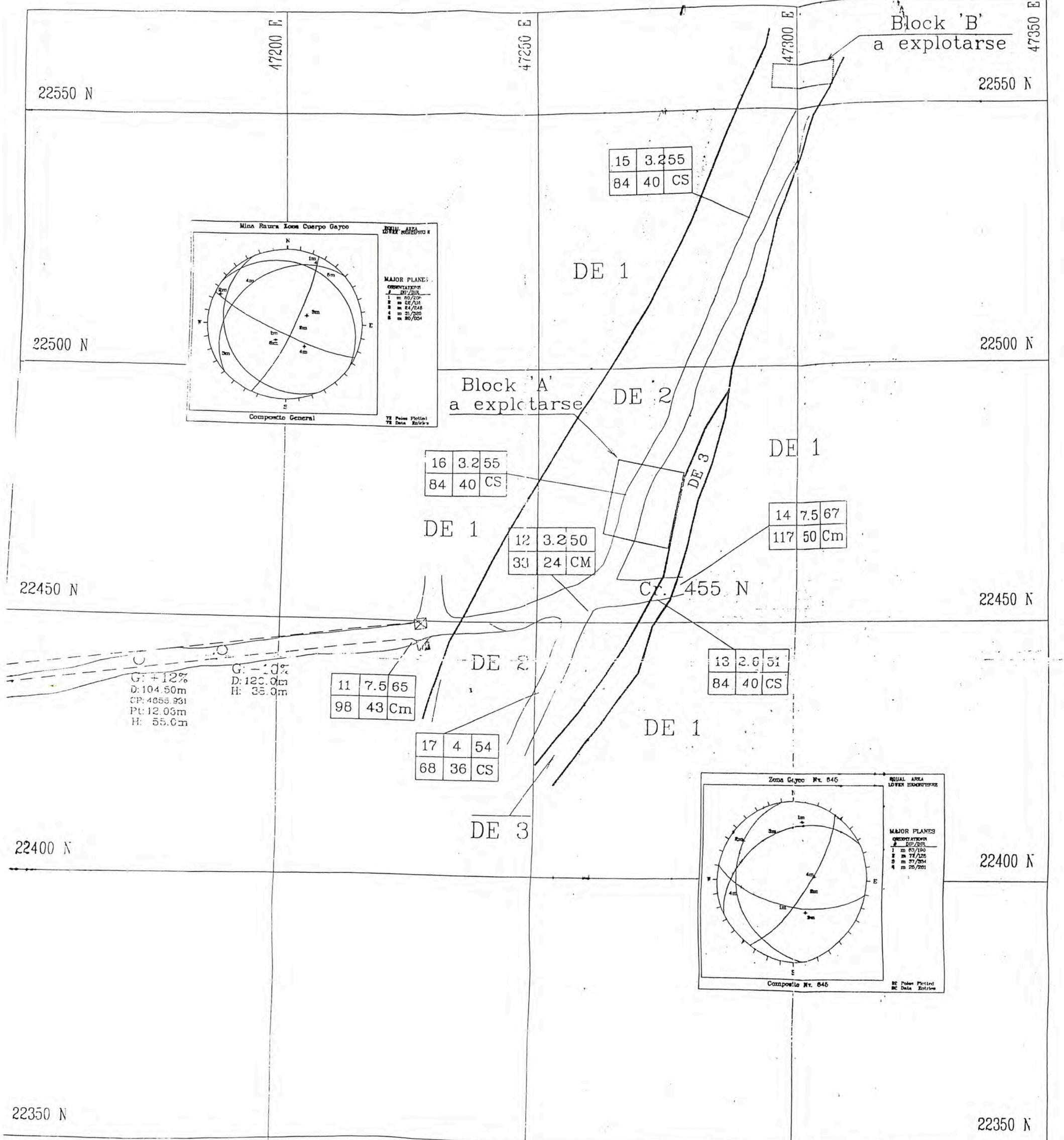
1999

PER ANDERS PERSON, ROGER HOLMBERG Y JAIMIN LEE
Rock Blasting and Explosives Engineering – EE.UU. 1994

- ❖ **DR. CARLOS AGREDA**
Tecnología de Explosivos

- ❖ **DR. CARLOS AGREDA**
Teoría de Voladura de Rocas

- ❖ **Inventario de Reservas Raura**



LEYENDA

--- Vetillas
--- Limite de Dominio Estructural

Nº Estación Q de Barton RMR

67	0.33	30
22	16	Cz

Resistencia Compresiva (MPa)

Rebote Martillo Schmidt

Litología

Cz= Caliza
CS= Caliza Seca
Cm= Caliza marmolizada
M = Marga

SEREMINER S.R.L.	CIA. MINERA RAURA S.A.
EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA	
ZONA GAYCO PLANO GEOLOGICO - GEOMECANICO Nº. 645	
PLANO BASE CAD PROPORCIONADO POR CIA MINERA RAURA	ESCALA: 1/800
DISEÑO: URBINA REVISADO: D. CORDOVA R. APROBADO: D. CORDOVA R.	LAMINA: FECHA:

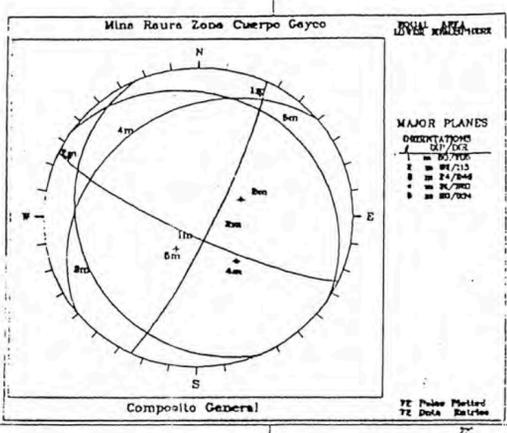
Block 'B'
a explotarse

7	7.5	66
140	51	Cz

Cr. 230 E

5	2.6	55
87	44	CS

6	2.5	51
51	23	M



22550 N 47200 E 47250 E 47300 E 23550 N 23500 N

22500 N

DE 1

DE 2

DE 1

2	4	56
106	48	Cz

1	7.5	65
100	43	Cz

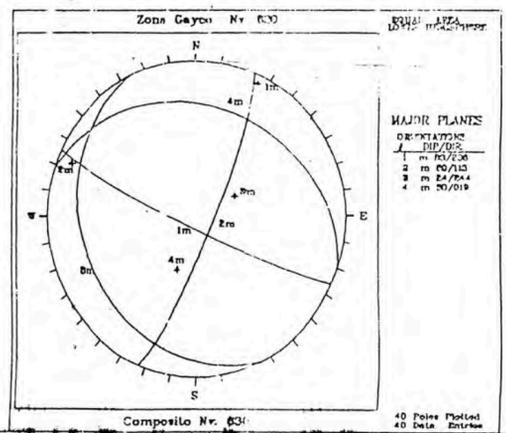
3	2.6	49
72	37	Cm

4	10	68
84	40	Cm

SUB-ESTACION - 2
(EQUIPOS)

22450 N Cr-210N Cr-250 SW Cr-254E Cr. 455 N

22400 N Gal. 266 SW



10	9.3	63
80	40	CS

8	2.1	52
84	35	CM

22350 N Cr-222 S Cr-215E 47300 E

LEYENDA
 --- Vetillas
 --- Límite de Dominio Estructural

N° Estación	Q de Estación	RMR
57	0.33	30
22	16	Cz

9	3.2	55
88	41	CS

Resistencia Compresiva
 Rebote Martillo Schmidt
 Litología
 Cz = Caliza
 CS = Caliza Seca
 Cm = Caliza marmolizada
 M = Marga

SEREMINER S.R.L. CIA MINERA RAURA S.A.

EVALUACION GEOMECANICA EN MINA RAURA

ZONA GAYCO
 PLANO GEOLOGICO - GEOMECANICO
 N° 630

PLANO BASE CAL. PROPORCIONADO POR CIA MINERA RAURA

DIBUJO: LEBINA
 REVISADO: D. CORDOVA R.
 APROBADO: D. CORDOVA R.

FECHA: _____

22300 N 47200 E 47250 E 47300 E