

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



"ANALISIS DE LOS METODOS DE EXPLOTACION Y
ALTERNATIVA DE MECANIZACION DEL CUERPO
JULIANA UNIDAD-YAURICOCHA-C.M.P."

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

IRLAN MENDIETA RICCE

PROMOCION 1979-II

LIMA - PERU

1996

I N D I C E

RESUMEN	1
INTRODUCCION	2

CAPITULO I

ANALISIS DE LOS METODOS DE EXPLOTACION APLICADOS EN LA MINA YAURICOCHA-CENTROMIN-PERU

1.0.0 CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (U.C.F.)	5
1.1.0 APLICABILIDAD	5
1.2.0 PREPARACION	6
1.3.0 EXPLOTACION: OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO	7
1.3.1 PERFORACION Y VOLADURA	8
1.3.2 LIMPIEZA	8
1.3.3 SOSTENIMIENTO	8
1.3.4 PREPARACION PARA RELLENO	8
1.3.5 RELLENO	9
1.4.0 CONDICIONES DE SEGURIDAD	10
1.5.0 INDICES TECNICOS	10
1.6.0 COSTOS DE PRODUCCION	10
1.7.0 PRODUCTIVIDAD DEL METODO Y EFECTIVIDAD	10
1.8.0 VENTAJAS Y DESVENTAJAS	11
1.8.1 VENTAJAS	11
1.8.2 DESVENTAJAS	11
1.9.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	12
2.0.0 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO (O.C.F.)	12
2.1.0 APLICABILIDAD	12
2.2.0 PREPARACION	13
2.3.0 EXPLOTACION: OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO	14

2.3.1 PERFORACION Y VOLADURA	14
2.3.2 LIMPIEZA	15
2.3.3 RELLENO	15
2.3.4 ACONDICIONAMIENTO DE LA EXTRCCION	15
2.3.5 SOSTENIMIENTO	15
2.4.0 CONDICIONES DE SEGURIDAD	16
2.5.0 INDICES TECNICOS	16
2.6.0 COSTOS DE PRODUCCION	16
2.7.0 PRODUCTIVIDAD DEL METODO Y EFECTIVIDAD	16
2.8.0 VENTAJAS Y DESVENTAJAS	17
2.8.1 VENTAJAS	17
2.8.2 DESVENTAJAS	17
2.9.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	18

CAPITULO II

ALTERNATIVA DE MECANIZACION DEL MINADO EN EL CUERPO JULIANA-UNIDAD YAURICOCHA C.M.P.

1.0.0 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS Y GEOMECANICAS DEL AREA DEL CUERPO DE JULIANA	19
1.1.0 GEOLOGIA GENERAL	19
1.2.0 CARACTERISTICAS GEOMECANICAS	20
2.0.0 RESEÑA HISTORICA DE LA EXPLOTACION DEL CUERPO JULIANA	21
2.1.0 CONSIDERACIONES TECNICO-ECONOMICAS EN LA SELECCION DEL METODO DE MINADO	21
2.2.0 DESARROLLO Y PREPARACION	22
2.3.0 EXPLOTACION	22
3.0.0 ALTERNATIVA DE MECANIZACION	23
3.1.0 INTRODUCCION	23
3.2.0 ELECCION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION	23
3.3.0 DESCRIPCION DEL METODO TAJEO POR SUBNIVELES	24
3.3.1 APLICABILIDAD	24

3.3.3 DESVENTAJAS	25
3.3.4 GEOMETRIA DEL MÉTODO	25
3.3.5 DESARROLLO Y PREPARACION	25
3.3.6 SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN: OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO	27
3.3.7 ACARREO Y EXTRACCIÓN	28
3.3.8 PRODUCTIVIDAD Y EFECTIVIDAD DEL MÉTODO	28
3.4.0 DESCRIPCION DEL METODO HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	28
3.4.1 APLICABILIDAD	28
3.4.2 VENTAJAS	29
3.4.3 DESVENTAJAS	30
3.4.4 DESARROLLO Y PREPARACIÓN	30
3.4.5 EXPLOTACIÓN	30
4.0.0 PRODUCTIVIDAD Y COSTOS	31
5.0.0 EVALUACION ECONOMICA	31
6.0.0 ALTERNATIVA DE EXPLOTACION CON METODOS CONVENCIONALES	32
7.0.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	33
8.0.0 REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	35

ANEXOS

CUADROS

PLANOS

RESUMEN

Frente a la grave crisis que atraviesa nuestra empresa **CENTROMIN PERU. S.A.** y a la necesidad de recuperar los niveles de producción y hacer rentable su operación, que en el caso de **YAURICOCHA** se ve afectada desde 1986, por la disminución de la producción, el incremento de sus costos operativos y la disminución de sus ingresos por la caída del precio de los metales en el mercado internacional, la alternativa de su reactivación definitiva es la de aplicar métodos de minado más simples, más eficientes, más baratos y altamente productivos. Esto significa modernizar la mina con aplicación de recursos tecnológicos actuales, optimización total de las operaciones con uso racional de todos sus recursos y recuperar su nivel de competitividad frente a otras Empresas Mineras.

Bajo las premisas arriba mencionadas, el objeto del presente trabajo es realizar el análisis técnico-económico para mecanizar el minado en la Mina Juliana aplicando el método de tajeo por subniveles con taladros largos y hundimiento por subniveles, lo que nos permitirá incrementar la producción actual en 7,000 TMS mensuales a un costo de extracción de 2.27 \$/TM y una inversión mínima de \$2 064,000.

En la primera parte del trabajo se hace una descripción monográfica de los métodos de minado actuales, luego el análisis de la mejora y las conclusiones y recomendaciones, también el trabajo va acompañado con una sección de anexos para la información complementaria.

INTRODUCCION

La Mina Yauricocha unidad de producción N^o 7 de CENTROMIN PERU S.A. está ubicado en el Dpto. de Lima, Provincia de Yauyos, Distrito de Alis a 4,630 m.s.n.m. y a una distancia de 363 Km de Lima, es un yacimiento polimetálico que produce cobre, plomo, zinc y como subproductos plata y oro, con una capacidad instalada de 1,340 TMS/día, obtiene concentrados de cobre, plomo, zinc con contenido de plata.

Cuenta con una reserva total de 3 197,170 TMS con leyes de cabeza de: 0.90% de Cu 2.6% de Pb, 4.7% de zinc y 133 gr. Ag/TN. Actualmente dispone de una fuerza laboral de 259 trabajadores distribuidos en 3 planillas: 205 servidores de planilla diaria, 35 de planilla mensual y 19 de planilla administrativa superior. El standard de personal para el campamento es de 1,139 trabajadores, distribuidos de la siguiente manera: 996 para la planilla diaria, 114 para la planilla mensual y 29 para la planilla administrativa superior.

La producción de la mina, a partir del año 1986 ha venido disminuyendo cada vez más, como se puede ver en el cuadro N^o 1 donde se aprecia que desde un 102% de producción alcanzada con respecto a la capacidad instalada de la planta (1,340 TMS/D) en 1985, durante los últimos años sólo se ha logrado cubrir un promedio de 71.16%. Las razones son múltiples y se puede puntualizar en: paros y huelgas, falta de repuestos y materiales; explotación de áreas reducidas con problemas de filtración de agua y fuertes presiones del terreno que hacen ineficiente el método de U.C.F,

falta de identificación del personal con la empresa con disminución de tiempos producidos, falta de relleno, etc. La cuantificación de estas razones se detallan en el cuadro N^o 2 con referencia solamente hasta 1990.

En cuanto a las leyes también se aprecia una disminución por agotamiento y disminución de la producción de las reservas con buenas leyes, como son los cuerpos: contacto occidental, Antacaca y Catas; estos dos últimos en los niveles inferiores son menos potentes y con excesiva presencia de agua que hace ineficiente su minado.

La imperiosa necesidad de reactivar la mina en el más breve plazo y lograr la recuperación de los niveles de producción nos obliga a dar un giro tendiente a modernizar la mina hacia la aplicación de métodos de minado más simples, eficientes, poco costosos y de una productividad elevada, razón por la cual se requiere un agresivo programa de exploraciones dirigidos hacia áreas nuevas con cuerpos o vetas donde sea posible la aplicación del corte y relleno ascendente, shrinkage, tajeo por subniveles o block caving, con el apoyo de equipo mecánico pesado que sea capaz de mover grandes volúmenes de producción, siendo los métodos indicados los que cubren nuestros requerimientos para el incremento de la productividad.

La Mina Juliana, por su ubicación dentro de la unidad y las condiciones geológicas favorables hicieron posible la prueba de la aplicación con mucho éxito del Shrinkage mecanizado en el nivel 245, teniendo esta mina gran potencial en profundidad y con reservas probables de 393,000 TMS se ha visto la posibilidad de mecanizar su minado aplicando el método de tajeo por subniveles con taladros largos y hundimiento por subniveles.

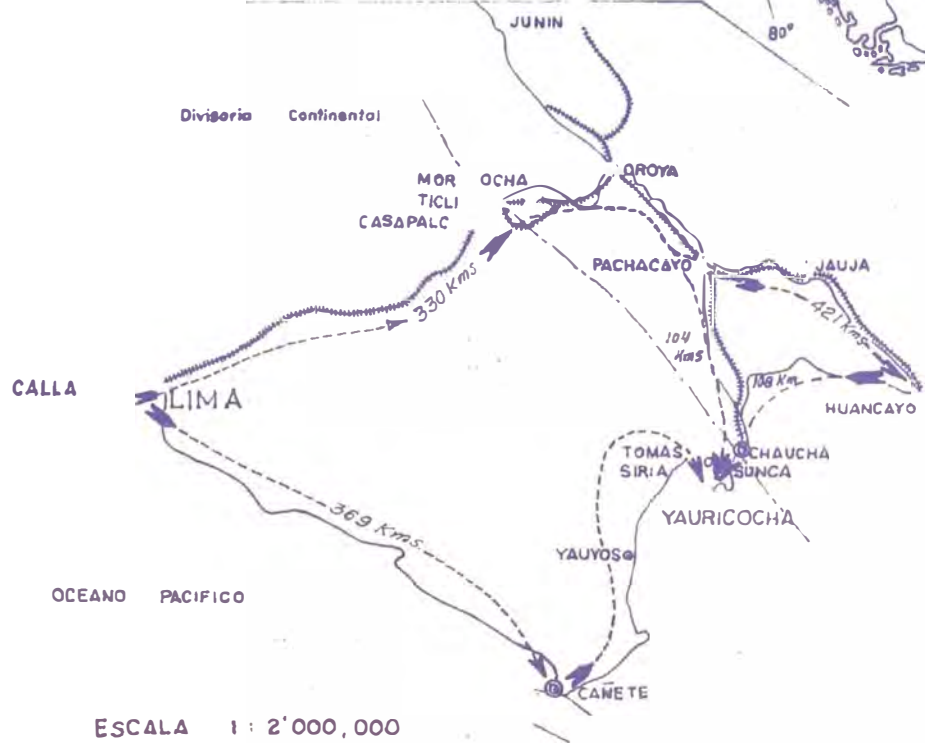
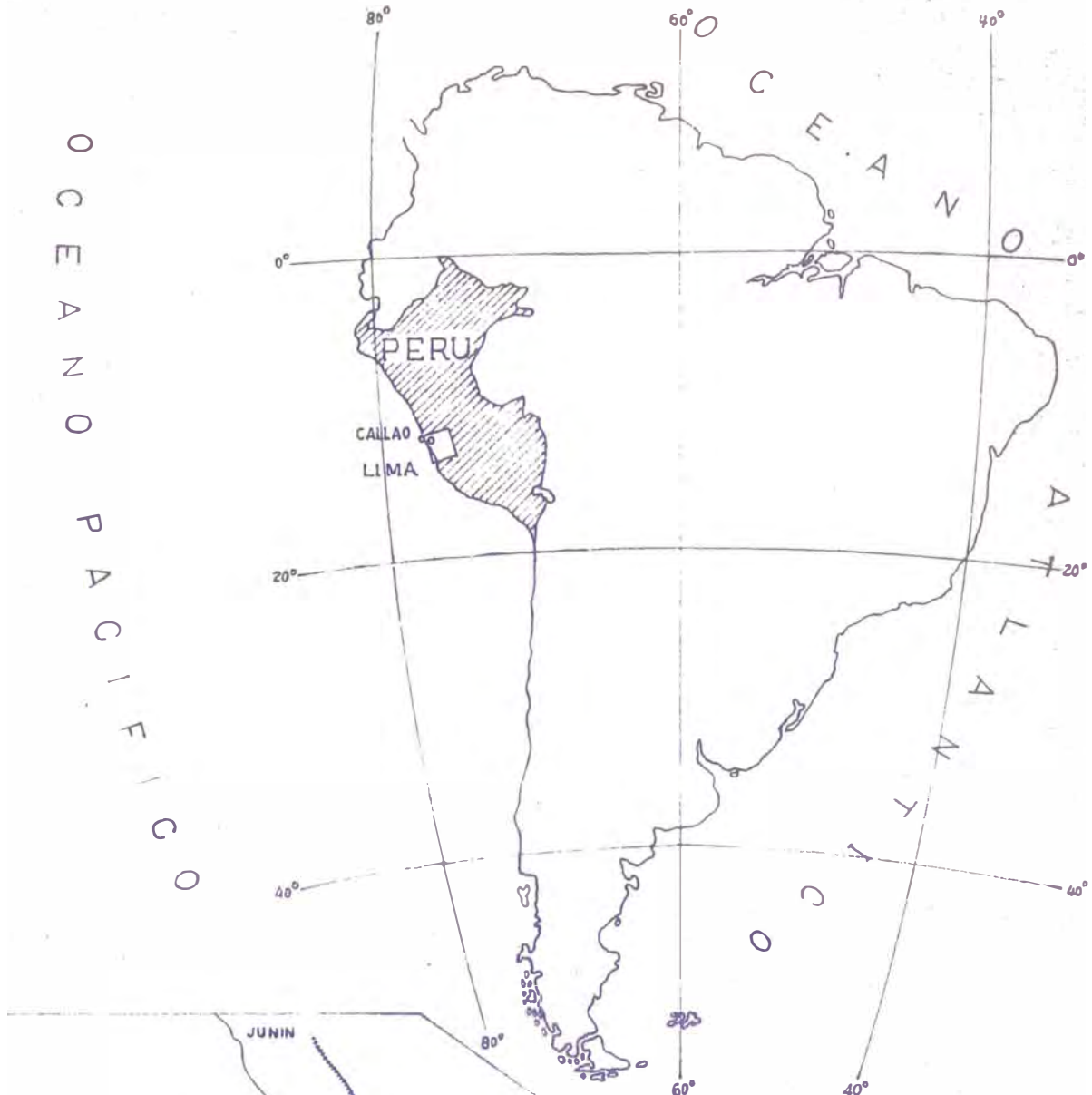
El Presente trabajo tiene por finalidad estudiar la alternativa de su mecanización para lo cual se hace el análisis técnico-económico de los métodos indicados frente a los métodos convencionales actuales y tomar la decisión más conveniente.

El análisis realizado en el presente trabajo demuestra que si se logra mecanizar la explotación del cuerpo Juliana con los métodos propuestos, el tiempo requerido para extraer el mineral desde el nivel 575 al 245 sería de 6 años con un valor actual neto al 15% de \$ 1 820,000 y una tasa interna de retorno de 79.89% y por consiguiente un incremento sustancial de la producción, volumen que ayudará a cubrir la capacidad instalada de la planta concentradora.

De no mecanizarse la explotación del cuerpo Juliana, obviamente se tendría que explotar con los métodos convencionales de corte y relleno ascendente y corte y relleno descendente, el tiempo requerido para la explotación del mineral sería de 10 años, con un valor actual neto al 15% de \$1 0081,000 y una tasa interna de retorno de 66.75%

Los datos considerados en el presente trabajo fueron obtenidos en los archivos existentes, folletos proporcionados por los vendedores de equipo y visita a la Mina Raúl, para diseñar el método de tajeo por subniveles con taladros largos se ilustra el contenido del trabajo con esquemas de los métodos de minado, diseños de perforación y voladura, cronograma de ejecución de los trabajos, costos, eficiencias, selección de equipo y el análisis económico detallado.

Esperamos que el presente trabajo sea tomado en consideración por la Alta Dirección de la Empresa, que sea aprobada y se adquiriera el equipo necesario para la pronta reactivación de nuestro campamento.



AMERICA DEL SUR



ESCALA 1 : 2'000,000

UBICACION DE LA MINA YAURICOCHA - PERU

CAPITULO I

ANALISIS DE LOS METODOS DE EXPLOTACION MINERA APLICADAS EN LA MINA YAURICOCHA

1.0.0 CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (UNDER CUT AND FILL, U.C.F.)

1.1.0 Aplicabilidad:

Las condiciones de aplicación de este método son las siguientes:

En vetas o cuerpos mineralizados con rocas encojonantes suaves tan igual que la estructura mineralizada y con problemas de estabilidad para autosoportarse.

En vetas de gran potencia y cuerpos con buzamientos que varían entre 60 ° a 90 °.

Los valores del mineral deben ser altos ya que el método es costoso.

En la mina Yauricocha se está aplicando el método de U.C.F. en los cuerpos **cuye, catas, Antacaca, Sasaca**, además existen otros cuerpos pequeños. Las reservas totales para explotar con este método alcanzan a 1 852,520 TMS y están ubicados debajo de los niveles 575, 620 y 670.

1.2.O Preparación:

la preparación consiste en la ejecución de los siguientes trabajos:

Delimitación del cuerpo en los niveles por medio de cruceros y galerías.

Comunicación de Chimeneas de extracción y ventilación de dos compartimientos: Chute y camino, del nivel inferior al nivel superior. Esta chimenea tiene las siguientes características: Los cuadros de la extracción son anillados interiormente con madera de 6"x 8"x 51" y 6"x 8"x 59" y se descansa cada 5 pisos con la finalidad de contrarrestar el golpe del mineral.

Apertura de un subnivel principal de extracción en el nivel superior o sill. Este subnivel se avanza con sostenimiento con cuadros standar de madera 8"x 8"x 80" , 8" x 8" x 3 y 6" x 8" x 5'. Si el block es potente estos cuadros tendrán soleras.

Apertura de subniveles o paneles a partir del subnivel principal de extracción desde el contacto del cuerpo, sea la caja techo, hasta el otro contacto, sea la caja piso. Estos subniveles también se avanzan con sostenimiento de madera standar.

Rellenado del panel con relleno Hidroneumático: La preparación para relleno se comienza cuando se ha abierto dos filas de cuadros donde permitan el tendido de redondos de 8" de diámetro por 10' de longitud transversalmente en el piso y espaciados cada 7'. Los redondos tienen amarres de tablas. Antes de tender los redondos es necesario nivelar el piso y tender longitudinalmente cables que servirán como estrobos para colocar las poleas cuando se explote por el piso inferior. Se contiene el relleno en una represa preparada con tablas y poliyute: la

cantidad de represas varía de acuerdo a la longitud del panel, siendo 40' la longitud límite para cada represa.

El relleno se realiza en dos etapas: primero se echa una mezcla de cemento. Agregado en una proporción de 1:9 (**mezcla rica**) hasta una altura de 2' y se completa con mezcla en una proporción de 1:40 (**mezcla pobre**)

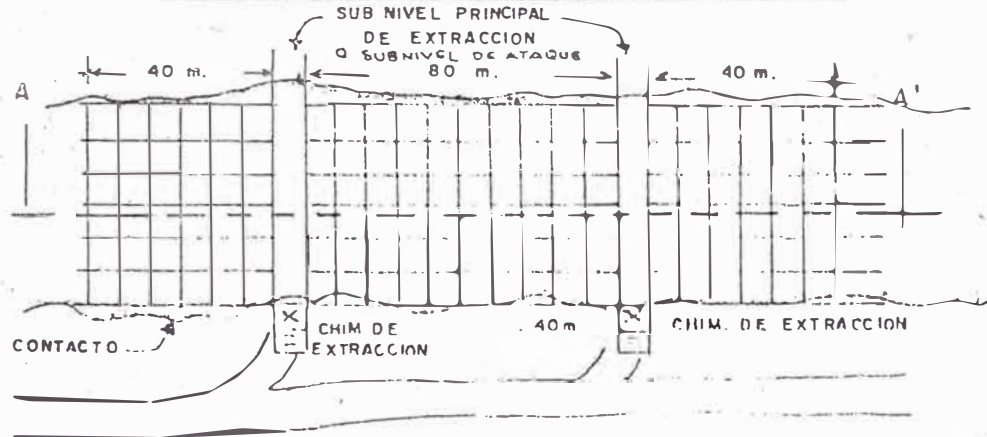
El equipo utilizado en la etapa de preparación es el siguiente: perforadoras stoper en las chimineas, perforadoras Jackleg en los cruceros, galerías y subniveles. Para la limpieza se utiliza pala mecánica en los cruceros y galerías, winchas de arrastre en los subniveles; si la potencia del cuerpo es grande se planea su explotación con equipo LHD de 1 yd³ para nuestro caso.

El relleno de los paneles se inicia de un extremo del subnivel principal hacia el otro de manera que al final, todo el horizonte abierto queda reemplazando por una losa que servirá de techo para la explotación del block mineralizado. Los detalles de la preparación se puede apreciar en la Figura N^o 1.

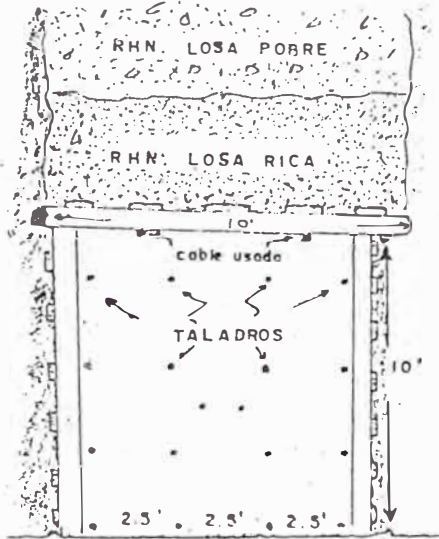
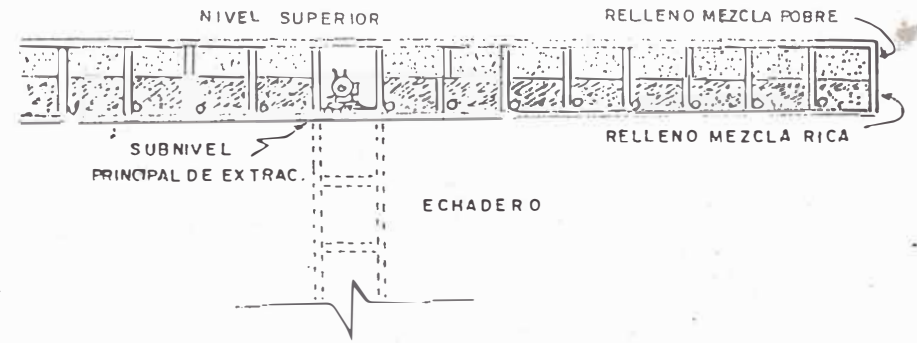
1.3.O. Explotación: Operaciones del Ciclo de Minado

La explotación del block comienza cuando se ha terminado la colocación de la losa en todo el horizonte del sill. Se desciende una altura de 10' desde la losa para extraer una franja de mineral de 3 mt de ancho por 3 mt de alto y longitud que varía de 20 a 40 mt. a partir de este momento la explotación progresa en sentido descendente con una secuencia de operaciones hasta llegar al nivel inferior.

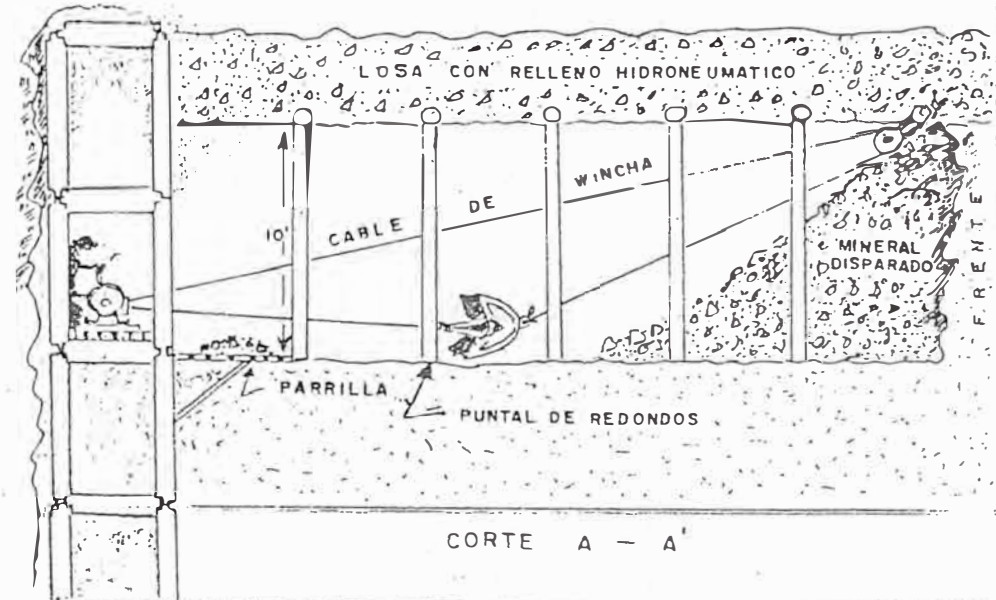
PREPARACION DE SILL EN NIVEL SUPERIOR - PLANTA



RELLENO DE SILL - LOZAS



MAJLA DE PERFORACION



CENTRO MIN PERU S.A.
 DEPARTAMENTO DE MINAS - YAURICOCHA
 ESQUEMA DE LA PREPARACION Y EXPLOTACION DE U.C.F.

PREP. POR: SUPERVISORES MINA
 DIBUJO Por: DPTO. INGENIERIA

ESCALA: No tiene
 FECHA: Junio 1996.

1.3.1. Perforación y Voladura

La perforación se realiza con máquinas perforadoras JACKLEG siendo las más usadas las marcas INGERSOLL RAND, MONTABERT y ATLAS COPCO: La malla de perforación varía entre 14 a 16 taladros espaciados a 0,90 mt y 1.8 mt (6) de longitud perforados con barrenos integrales de 6' de marca Sandvick, para la voladura se emplea dinamita semexa de 45% iniciados con fulminantes N° 6 y mechas de seguridad de 7' de longitud con conectores unidos con igniter cord para la secuencia del encendido.

1.3.2. Limpieza

Se realiza con winchas de arrastre de 2 tambores si el área es grande, esta operación se realiza con Scooptrams de 1 yd³. Actualmente en la mina ya no se tiene scoops en áreas de U.C.F. por haber disminuído en extensión los cuerpos, así como por el bajo rendimiento de las máquinas, por la necesidad de refuerzo constante de sostenimiento en los subniveles de ataque.

1.3.3. Sostenimiento

Se realiza en cuanto se ha terminado la limpieza antes de avanzar con el siguiente disparo. Consiste en colocar 2 puntales o postes al extremo de los redondos tendidos durante la etapa de preparación.

1.3.4. Preparacion para Relleno

Se comienza cuando se ha terminado la rotura de la labor hasta el extremo de la losa consiste en nivelar el piso, colocar 2 cables longitudinales y tender redondos de 10' transversales a la labor y separada a 7' de distancia: los redondos son amarrados con tablas, finalmente se prepara una represa con redondos enrejados con tablas y poliyute para contener el relleno hidroneumático.

La cantidad de represas varía de acuerdo a la longitud de la labor y se colocan cada 40' de distancia, promedio de la influencia de la descarga del relleno. Finalmente, se instala una línea de relleno con tuberías de 6" de diámetro que parte desde la bomba de relleno ubicada en cada nivel.

1.3.5 Relleno

Esta operación consiste en enviar por medio de tuberías y aire comprimido, material consistente de una mezcla de **cemento-agregado-agua** hacia la labor preparada, se realiza en 2 etapas: primero una mezcla en una proporción de 1:9 (**mezcla rica**), hasta una altura de un tercio de la altura del tajeo y se completa hasta el techo con una mezcla de 1:40 (**mezcla pobre**), esto significa utilizar 225 kg de cemento por cada m³ de mezcla rica y 65 kg de cemento por cada m³ de mezcla pobre.

El relleno, enviado a la mina proviene de las plantas de RHN instaladas en superficie (satélite y planta 300) y una red de 4 líneas de tuberías que distribuyen a las labores de mina, en cada planta se realiza la mezcla del cemento-agregado-agua (**225 kg-1995 kg-70 gln**) que es enviada en su primera etapa a las bombas de RHN instaladas en cada nivel, y que tienen una capacidad de 1 m³ en su segunda etapa el material es bombeado a la labor inyectando aire comprimido a 80-90 psi. a la bomba que finalmente lo transporta al tajeo, esta operación se repite hasta rellenar todo el espacio abierto. La resistencia a la compresión de las losas varía entre 50 kg/cm² -80 kg/cm² dependiendo de la calidad del material, concluido el relleno, se pasa a romper al costado y así sucesivamente se continua hasta completar la extracción de todo el horizonte de material.

Finalmente, se rellena todo el espacio abierto incluido el subnivel y se descende nuevamente 10'; se repiten los ciclos descritos hasta llegar al nivel inferior. Los detalles de la preparación y explotación se pueden apreciar en la figura N^o 1.

1.4.O Condiciones de Seguridad:

Respecto a la seguridad se puede afirmar que es el método más seguro en cuanto a los riesgos de accidentes que puedan representar. Las condiciones inseguras se pueden controlar y eliminar por que están a la vista, es decir se pueden doblar cuadros, postes enrejados, se trabaja bajo techo y piso seguro.

1.5.O Indices Técnicos:

En el cuadro N^o 3 se indican los índices técnicos actuales (ENERO-JUNIO) Vs el presupuesto de los principales materiales que intervienen en este proceso, apreciándose que el índice de la madera es el más elevado, pues el método requiere de mucho sostenimiento.

1.6.O Costos de Producción:

En el cuadro N^o 3 también se indican los costos unitarios de producción de cada método, desde el año 1990 a 1995 se aprecia que es un método caro, pues los elementos de costo, madera y cemento intervienen con mayor incidencia y caros en el mercado.

1.7.O Productividad del Método y Efectividad:

Actualmente el método es ineficiente, no contribuye en volumen siendo su extracción muy limitado por los múltiples problemas que se tiene en áreas de explotación, estos son: altas presiones del terreno, presencia de abundante agua, dando baja calidad de las losas, especialmente en los cuerpos catas, antacaca, que requieren de refuerzo constante del sostenimiento, y por ende excesivo consumo de madera, complementado con la disminución en tamaño de los cuerpos y que obligaron sacar los scooptrams por bajo rendimiento, hacia áreas productivas como el O.C.F. y para el avance de los exploraciones y desarrollos. Las eficiencias logradas se puede ver en el cuadro N^o 3.

1.8.0 Ventajas y Desventajas:

1.8.1 Ventajas:

A continuación se enumeran las ventajas de este método:

Posibilidad de explotación de yacimientos con características de terreno suave y muy difíciles

Buena recuperación del mineral del yacimiento.

Buena seguridad para el personal y equipo.

Posibilidad de adaptarse a equipo mecánico sobre llantas para la perforación y la limpieza, cuando la extensión del horizonte mineralizado es grande.

1.8.2 Desventajas

Es muy costoso, por consumo de cemento, madera y labor diaria.

Poco eficiente cuando hay presencia de agua en el terreno y excesivas presiones.

No se puede cambiar a otro método.

Limitación en la extracción por la necesidad de atender con semáforo con cargío directo a los carros, es decir, no se puede acumular el mineral en el echadero.

Baja productividad por las razones expuestas líneas arriba.

El requerimiento de relleno con cemento, paraliza la explotación de las áreas cuando hay escasez de cemento en el mercado.

1.9.O Conclusiones y Recomendaciones:

El método de U.C.F. actualmente no aporta volumen como para atender el requerimiento de la planta concentradora.

Tiene baja productividad.

La disminución de áreas grandes dificultan la explotación con equipo LHD sobre llantas.

Bajo rendimiento de los scoops.

Se requiere continuar estudiando la resistencia de las losas, esta vez, mezclado con relaves.

Estudiar la posibilidad de la aplicación del sistema de relleno continuo, para optimizar el método y retorno de los equipos LHD a las áreas U.C.F.

2.O.O CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO (OVER CUT AND FILL, O.C.F.)

2.1.O Aplicabilidad:

La aplicación de este método exige las siguientes condiciones:

En yacimientos con cajas y estructura mineralizada competente, es decir, que las aberturas se deben autosoportar al realizar la excavación.

En ventas o cuerpos potentes y con buzamiento que varían entre 45 ° a 90 °

2.2.0 Preparación:

La preparación consiste en la ejecución de los siguientes trabajos:

Delimitación del cuerpo en los niveles por medio de cruceros y galerías.

Apertura de subniveles en el nivel o SILL del cuerpo mineralizado delimitando su extensión.

Comunicación de chimeneas de ventilación y relleno al nivel superior.

Ensanche de los subniveles hasta un ancho máximo de 6 mt.; si el cuerpo es potente se determinan pilares de sostenimiento, generalmente en las zonas marginales del cuerpo.

Rellenado del Sill con relleno hidroneumático. La preparación y el relleno es similar al del U.C.F. con la finalidad de dejar una losa que servirá de soporte cuando la explotación del block inferior llegue al nivel superior y recuperar todo el mineral del block.

Preparación de una rampa hacia el piso 1 y construcción de chutes o echaderos ~~standar~~: los chutes se ubican a los extremos del cuerpo con la finalidad de ciclar la rotura. La rampa se avanza con una gradiente de 12% y sección de 2m. x 2m.

El equipo utilizado en esta etapa está constituido por máquinas perforadoras JACKLEG, en los cruceros, galerías y subniveles, máquinas stoper, en las chimeneas; para la limpieza se ha generalizado el uso de equipo LHD. Detalles de la preparación se pueden apreciar en la figura N^o 2.

2.3.O Explotación: Operaciones del Ciclo de Minado

La explotación del block comienza cuando se ha rellenado el sill, armado los **chutes o echaderos** y comunicado la rampa de acceso al piso 1.

En esta etapa, teniendo como piso el relleno, se rompen y extraen franjas de mineral de 7' de altura en todo el horizonte para luego rellenar y nuevamente comenzar la rotura en el siguiente horizonte y, así sucesivamente, ascender hasta el nivel superior.

A continuación se describe brevemente las operaciones del ciclo de minado:

2.3.1 Perforación y Voladura

Se realiza con máquinas perforadoras manuales JACKLEG, la malla de perforación varía entre 12 a 14 taladros en cada frente de "BREASTING" espaciados a 0.90 mt de distancia, los taladros son horizontales de 6' de longitud y se debe llevar el techo en forma de "arco" para dar estabilidad al terreno.

Para la voladura se emplea dinamita SEMEXA de 45% iniciados con fulminantes N^o 6 y mechas de seguridad de 7' de longitud, con conectores unidos con **igniter cord** para la secuencia del encendido.

2.3.2 Limpieza

El mineral derribado es transportado con equipo LHD o Scooptrams de 1 yd³ hacia los echaderos según la dimensión del área se puede llevar equipos LHD más grandes como el de 2.2 yd³ ó 3.5yd³.

2.3.3 Relleno

Originalmente el relleno empleado fue el relleno hidroneumático y el relleno hidráulico, pero por problemas de la imposibilidad de cubrir el volumen requerido con RHN y problemas que **acarreaban** el empleo del relleno hidráulico, se acondiciono chimeneas para enviar relleno convencional desde superficie a la mina, con resultados bastante satisfactorios. Esto permitió por el momento, cubrir el volumen requerido por la explotación de las áreas mineralizadas. El cuadro N^o 4 muestra el incremento sucesivo del relleno convencional que ha cubierto y superado el volumen realizado con relleno hidráulico.

2.3.4. Acondicionamiento de la Extracción

Es una operación complementaria del ciclo de minado y consiste en levantar los cuadros de la extracción, **chute, camino y winze** con el armado de los respectivos cuadros, luego la preparación de una rampa con el mismo material detrítico para ascender y continuar con el minado.

2.3.5 Sostenimiento:

Cuando el cuerpo es grande en extensión es necesario dejar pilares de dimensiones variables para el sostenimiento del terreno y evitar los riesgos de accidentes, generalmente estos pilares se ubican en las zonas marginales del cuerpo, los pilares convenientemente ubicados permiten abrir cámaras de 5.5 - 6.0 mt sin riesgo de accidentes.

Detalles de las operaciones del ciclo de minado se pueden apreciar en la figura N° 2.

2.4.O Condiciones de Seguridad:

Respecto a la seguridad, el método no representa alto riesgo de accidente pues requiere cumplir con los parámetros establecidos para el método y dar estabilidad al terreno, es decir, abrir una cámara con ancho máximo de 5.5 mt.- 6.0 mt y altura de 14' y el techo llevado en forma de "arco". El desatado continuo de toda el área es importante para la prevención de accidentes por caída de rocas.

2.5.O Indices Técnicos:

En el cuadro N ° 3 se indica los índices técnicos actuales vs el presupuesto de los principales materiales que interviene en este proceso, apreciándose que los índices de madera son menores por bajo requerimiento de este material, igual que el de explosivos.

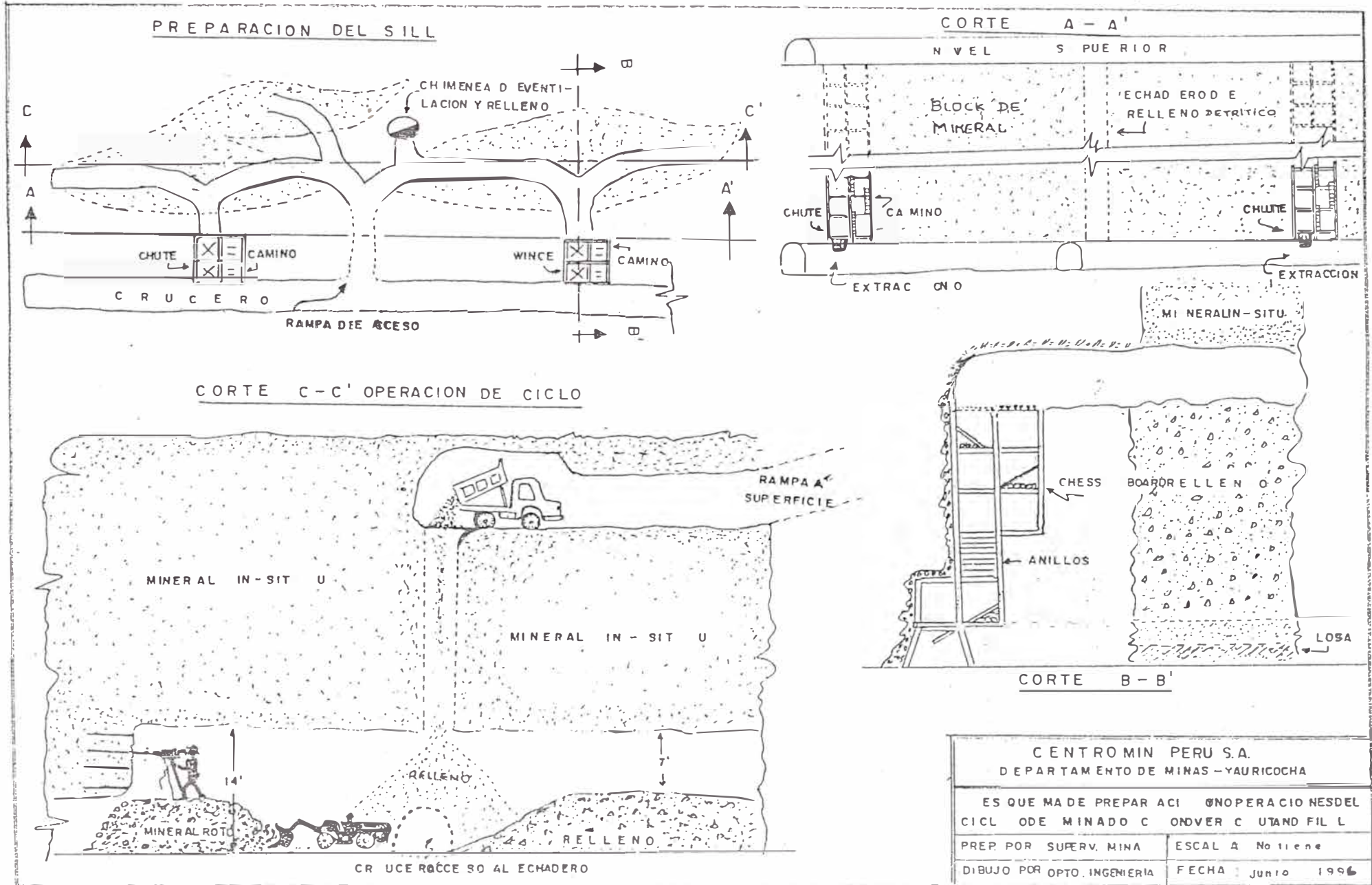
2.6.O Costos de Producción:

En el cuadro N ° 3 también se indica los costos unitarios de producción obtenido entre los años 1990 y 1995 se aprecia que es más barato que el U.C.F.

2.7.O Productividad y Efectividad del Método:

La simplicidad de las operaciones del ciclo hace que este método sea altamanete productivo y efectivo, si el servicio con el relleno esta al día con la extracción, para el caso de YAURICOCHA se debe tender siempre a la búsqueda de áreas donde se pueda aplicar esta clase de métodos y mejor a un

FIGURA Nº 2



CENTROMIN PERU S.A. DEPARTAMENTO DE MINAS - YAURICOCHA	
ES QUE HACE PREPARACION DE OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO CON VERIFICACION FILA	
PREP POR SUPERV. MINA	ESCALA No tiene
DIBUJO POR OPTO. INGENIERIA	FECHA Junio 1996

si se generaliza en todo la mina, pues las cifras obtenidas con una eficiencia de tajeo 8.90 TM/Hg (1985-1990) y costo directo de minado de \$ 5.75/TM (PROMEDIO 1986-1990) corroboran lo dicho líneas arriba.

2.8.0 Ventajas y Desventajas:

2.8.1 Ventajas

Alta productividad.

Buena recuperación del block de mineral.

Bajo costo de minado.

Mucha posibilidad para mecanización de la perforación con **Jumbos**.

Flexible al cambio de método.

Fácil supervisión.

Zonas marginales del cuerpo se pueden dejar como pilares de sostenimiento.

Bajo consumo de madera.

2.8.2 Desventajas

Necesidad constante de relleno que limita a la disponibilidad de bombas de RHN o volquetes.

Mantenimiento constante de los echaderos.

Posibilidad de dilución del mineral con relleno.

2.9.O Conclusiones y Recomendaciones:

El método es altamente productivo y eficiente, recomendándose la búsqueda de áreas para poner en aplicación y recuperar los niveles de producción de la mina.

El método es adaptable a la mecanización con equipo más grande.

Es posible la investigación del yacimiento a medida que se realiza la explotación.

CAPITULO II

ALTERNATIVA DE MECANIZACION DEL METODO DE MINADO EN LA MINA JULIANA UNIDAD YAURICOCHA

1.0.0 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS Y GEOMECANICAS DEL AREA DEL CUERPO DE JULIANA.

1.1.0 Geología General:

El area de Juliana se encuentra al norte de la mineralización de YAURICOCHA.

Este cuerpo se encuentra emplazado en una zona de brecha calcárea de la formación JUMASHA donde los clastos son fragmentos de caliza marmolizada y la matriz es material triturado calcáreo, con buen contenido de materia orgánica. La mineralización se encuentra deseminada en la matriz y en vetillas controladas por un fracturamiento de rumbo E-W. y buzamiento al norte. Existen concentraciones de mineral masivo de esfalerita, galena, pirita en forma de clavos circulares y en el contacto caliza JUMASHA y FRANCE CHERT. La mineralización esta constituída por pirita que se puede presentar con aspectos muy finos, esfalerita color caramelo, galena argentinera, cuarzo hialino, fluorita de color verde y violáceo, carbonato de calcio y manganeso

con los resultados de laboratorio de este mineral, se ha podido detectar que el área tiene valores anómalos de oro. Figura N° 3.

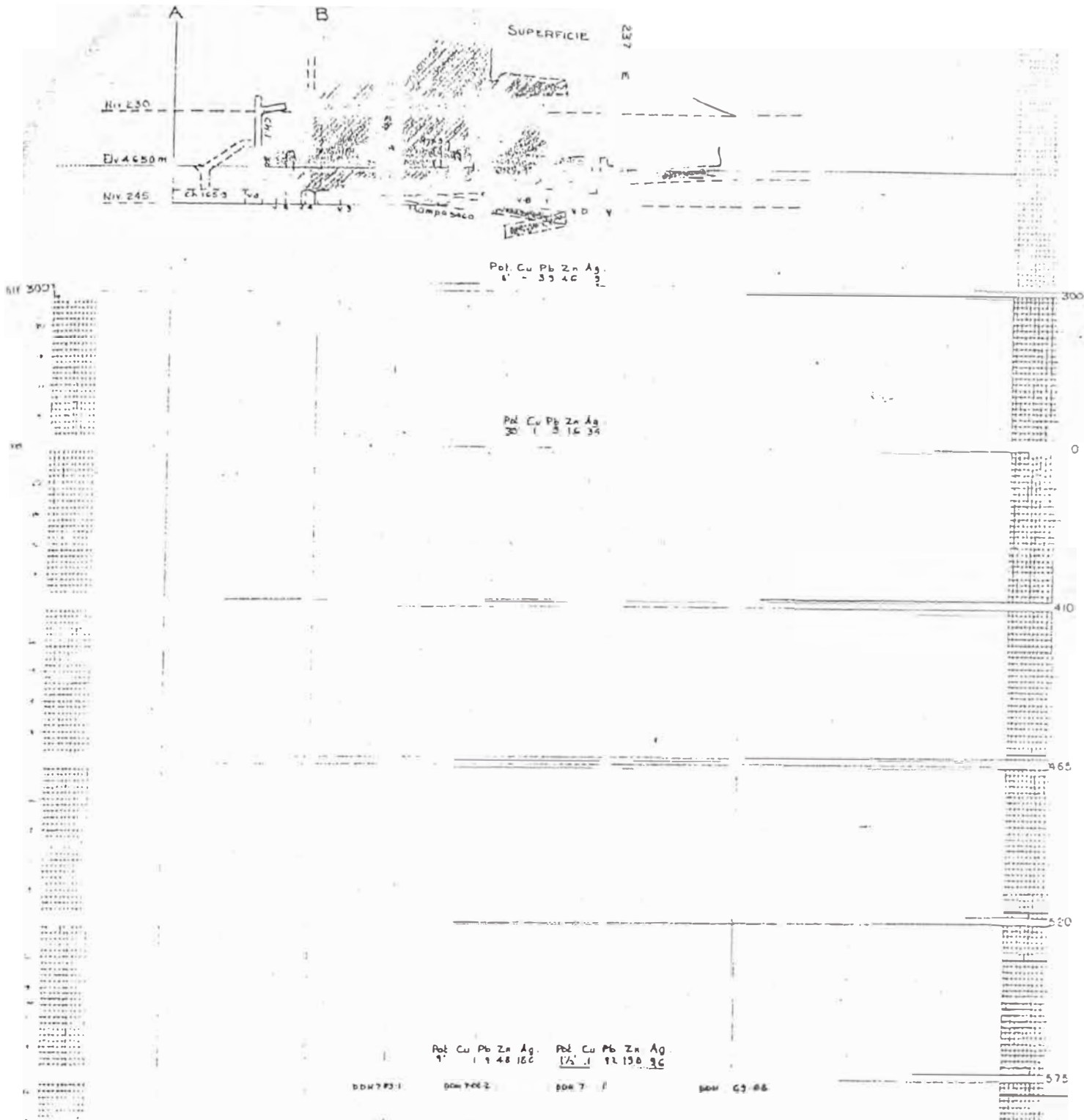
Las reservas probadas y probables detectadas por labores y perforación diamantina alcanzan a 43,360 TM con leyes de 0.4% en 3.2% Pb, 4.1 % Zn. y 4.5 onz gr/TN con un valor de 39.56 \$TM; el mineral potencial se estima en 350,000 TM, cifra que se puede incrementar con labores de exploración por debajo del Nv 575 es decir interceptándolo en los niveles 620, 670 y 720.

1.2.0 Características Geomecánicas:

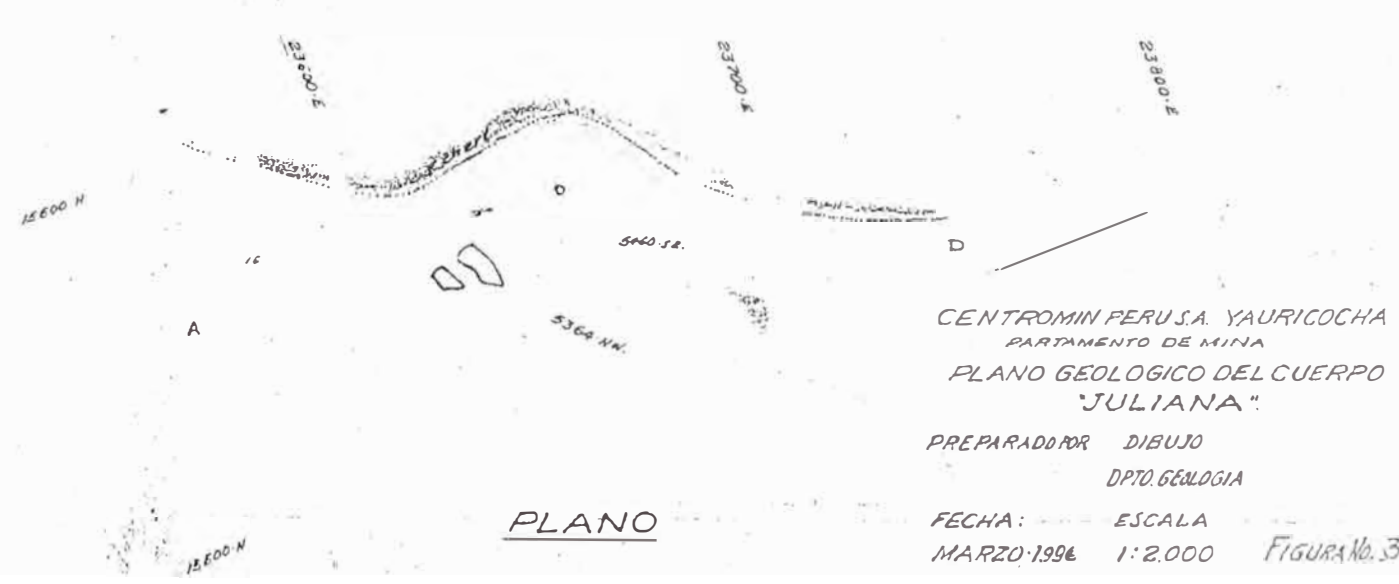
En el área de Juliana existen 2 sectores claramente diferenciados en cuanto al comportamiento del terreno y la condición de estabilidad de las excavaciones realizadas hasta el momento.

Un sector W donde las estructuras mineralizadas como de los hastiales, unido a unas características estructurales favorables sin juntas, fallas y otras discontinuidades, es estable.

El sector E donde las estructuras mineralizadas se encuentra en el contacto con el France Chert y la caliza; el France Chert es un paquete alterado formado por lutitas, caliza y limonitas, tienen baja resistencia a la compresión; una excavación realizada en este contacto permanece estable sin soporte solamente un tiempo de 6 días, debido a la baja resistencia del mineral y del France Chert, presencia de agua y excesiva presión en el techo, está propensa a hundimientos este sector es inestable.



SECCION MIRANDO AL NE.



CENTROMIN PERU S.A. YAURICOCHA
 PARTAMENTO DE MINA
 PLANO GEOLOGICO DEL CUERPO
 "JULIANA".
 PREPARADOR DIBUJO
 DPTO. GEOLOGIA
 FECHA: MARZO 1996 ESCALA: 1:2.000 FIGURA No. 3

PLANO

2.0.0 RESEÑA HISTORICA DE LA EXPLOTACION DEL CUERPO JULIANA

En abril de 1988 se inicio el avance de una rampa de acceso hacia el cuerpo Juliana desde superficie en el nivel 245, con una sección de 4m x 4.5m y gradiente negativa de 12%, en agosto del mismo año se empezó el desarrollo y preparación para experimentar la explotación con el método de minado de SHRINKAGE.

El planeamiento realizado en esta oportunidad fue a mediano plazo.

2.1.0 Consideraciones tecnico-economicas en la seleccion del metodo de minado:

En Juliana las rocas encajantes y la estructura mineralizada tienen cierta consistencia y el mineral roto no tiende a autocompactarse; la estructura mineralizada tiene un buzamiento casi vertical, (75 ° NE) con una potencia promedio de 3.5m y las cajas tienen cierta regularidad tal que permite la caída de mineral por gravedad. Las características mencionadas coinciden con las condiciones de aplicabilidad para explotar con el método de SHIRINKAGE.

Este método de minado es el de más alta productividad que los otros aplicados en la mina central, tal es así que su costo de extracción es de 3.01 \$/TM contra 24.40 \$/TM para el U.C.F. y 7.0\$/TM para el O.C.F. de la mina central. La eficiencia promedio alcanzada con este método es de 9.55 TM/TAREA mayor que las eficiencias 4.42 TM/Tarea del corte relleno descendente y 9.38 TM/Tarea del corte relleno ascendente como se muestra en el cuadro N ° 1.

2.2.O Desarrollo y Preparación:

La longitud total desarrollado fue de 180m lograndose cubicar 90,500 TM de mineral con leyes de 0.1% cu, en 3.2% Pb 4.1% zn y 4.5 Onz Ag/TN., siendo el radio de cubicación de 515 TM/M. desarrollado la sección es similar a la rampa de acceso, la perforación, se realizó con 2 máquinas perforadoras yackleg.

La preparación consistía en hacer un crucero principal de extracción de 4m x 4.5 m de sección con rumbo paralelo a la estructura mineralizada y a 6.0 m de distancia de esta, a partir de este crucero se hicieron los accesos (ventanas) a la estructura mineralizada, dejando pilares de 4.0 a 6.0 m paralelos a la estructura. A los extremos del block se hicieron chimeneas de acceso y ventilación de sección de 5' x 5' ver figuras N º 4 y 5.

2.3.O Explotación:

La característica principal de este método de minado es el uso del mineral derribado que se deja en el tajeo con sostenimiento artificial, el cual sirve también como piso para la perforación después de extraer cerca de un tercio del volumen derribado.

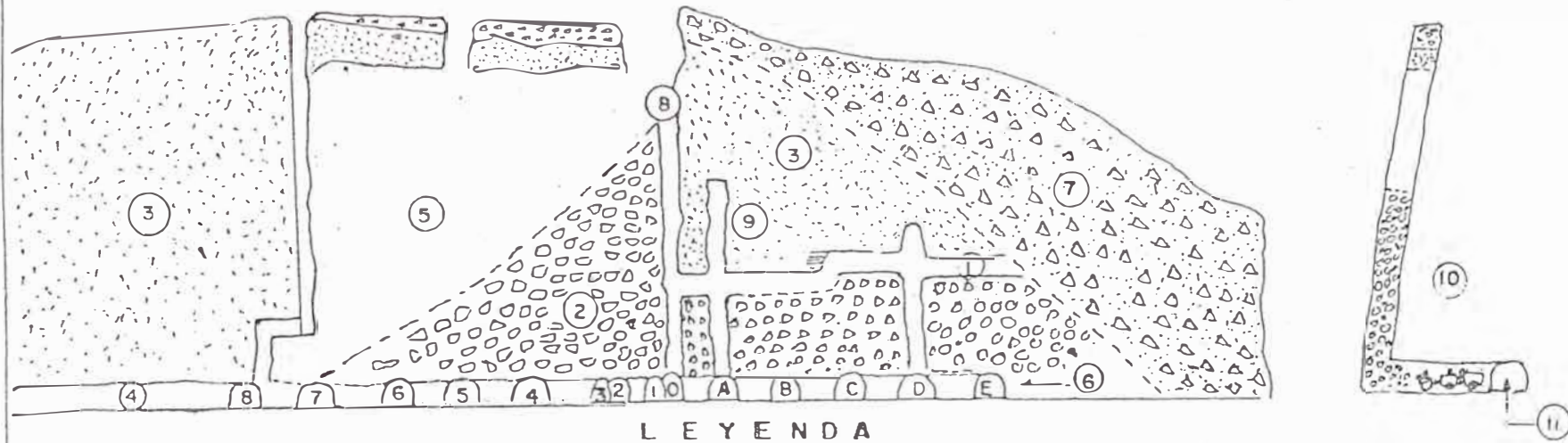
El mineral de arranca con taladros horizontales (avance en breasting) perforados con máquinas JACKLEGS.

En franjas de 2.0 a 3.0 m de altura y dinamita semoxsa de 45%, empleada en la voladura.

La extracción de mineral roto se realiza por las ventanas con un cargador frontal 966 y volquetes. La rampa principal de acceso esta diseñada para el tránsito de volquetes y carguío de las mismas con el cargador frontal

FIGURA N° 14

ACTUAL METODO DE EXPLOTACION MINA JULIANA



LEYENDA

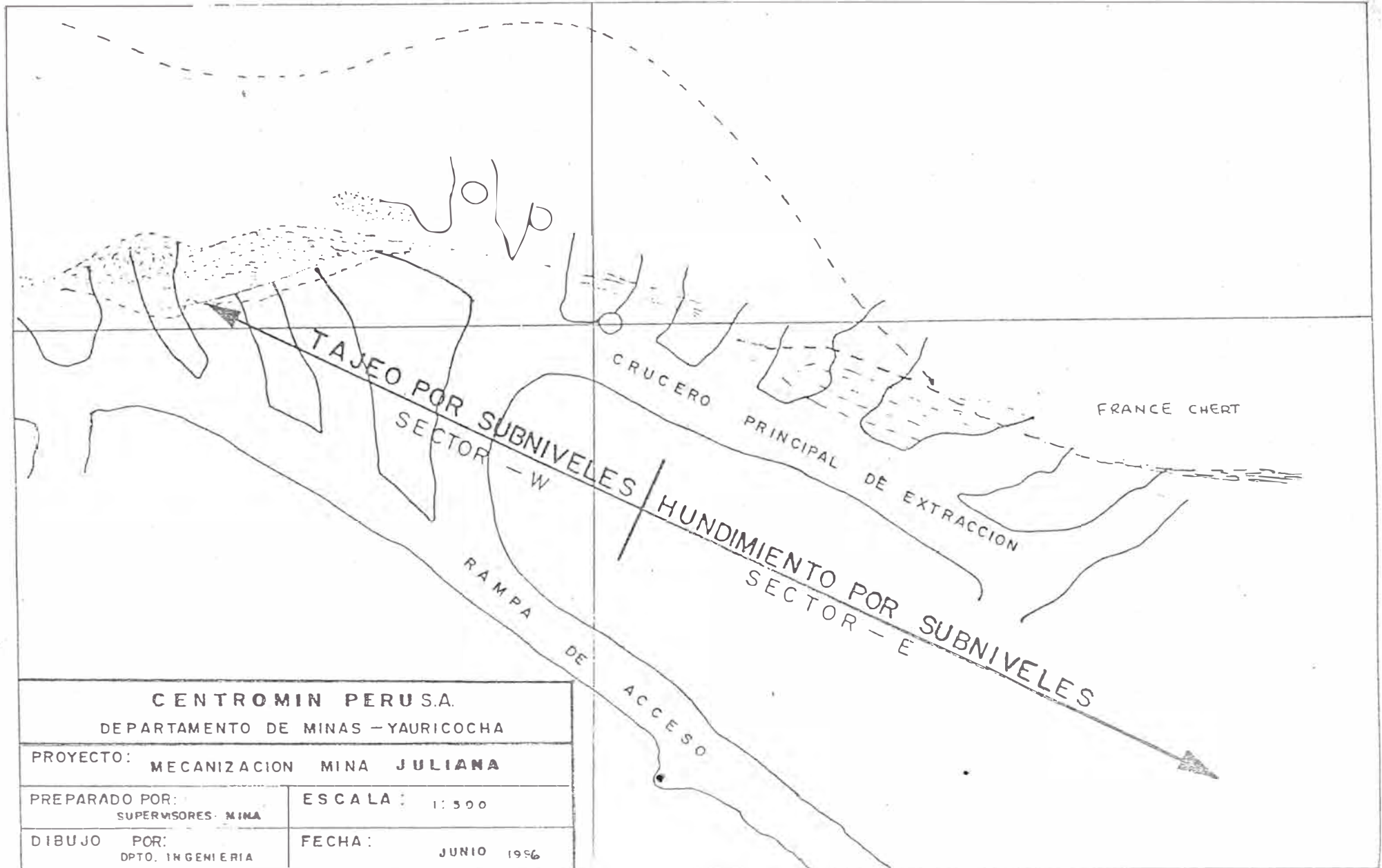
- 1 : TAJEO EN ROTURA CON PERFORACION HORIZONTAL.
- 2 : MINERAL ROTO.
- 3 : MINERAL IN - SITU.
- 4 : CRUCERO DE EXTRACCION EN CONSTRUCCION.
- 5 : CAMARA LUEGO DE LA DESCARGA DEL MINERAL ALMACENADO.
- 6 : CRUCERO DE ACCESO O VENTANA.
- 7 : ENCAPADO SUPERFICIAL DESMONTE.
- 8 : CHIMENEA DE VENTILACION.
- 9 : CHIMENEA DE ACCESO.
- 10 : SECCION SEGUN EL RUMBO DE LA VENTANA 2
- 11 : CRUCERO PRINCIPAL DE EXTRACCION CON UNA SECCION DE 4.5 mts. X 4.5 mts.

CENTRO MIN PERU S.A.
DEPARTAMENTO DE MINAS - YAURICOCHA

METODO DE EXPLOTACION :

PREPARADO POR: SUPERVISORES MINA	ESCALA: 1 : 400
DIBUJO POR: OPTO. INGENIERIA	FECHA: JUNIO 1996

FIGURA N° 5



CENTROMIN PERU S.A.	
DEPARTAMENTO DE MINAS - YAURICOCHA	
PROYECTO: MECANIZACION MINA JULIANA	
PREPARADO POR: SUPERVISORES MINA	ESCALA: 1:500
DIBUJO POR: DPTO. INGENIERIA	FECHA: JUNIO 1956

en el interior de la mina el esquema de este método de minado se ilustra en la figura N ° 4.

3.0.0 ALTERNATIVA DE MECANIZACION

3.1.0 Introducción:

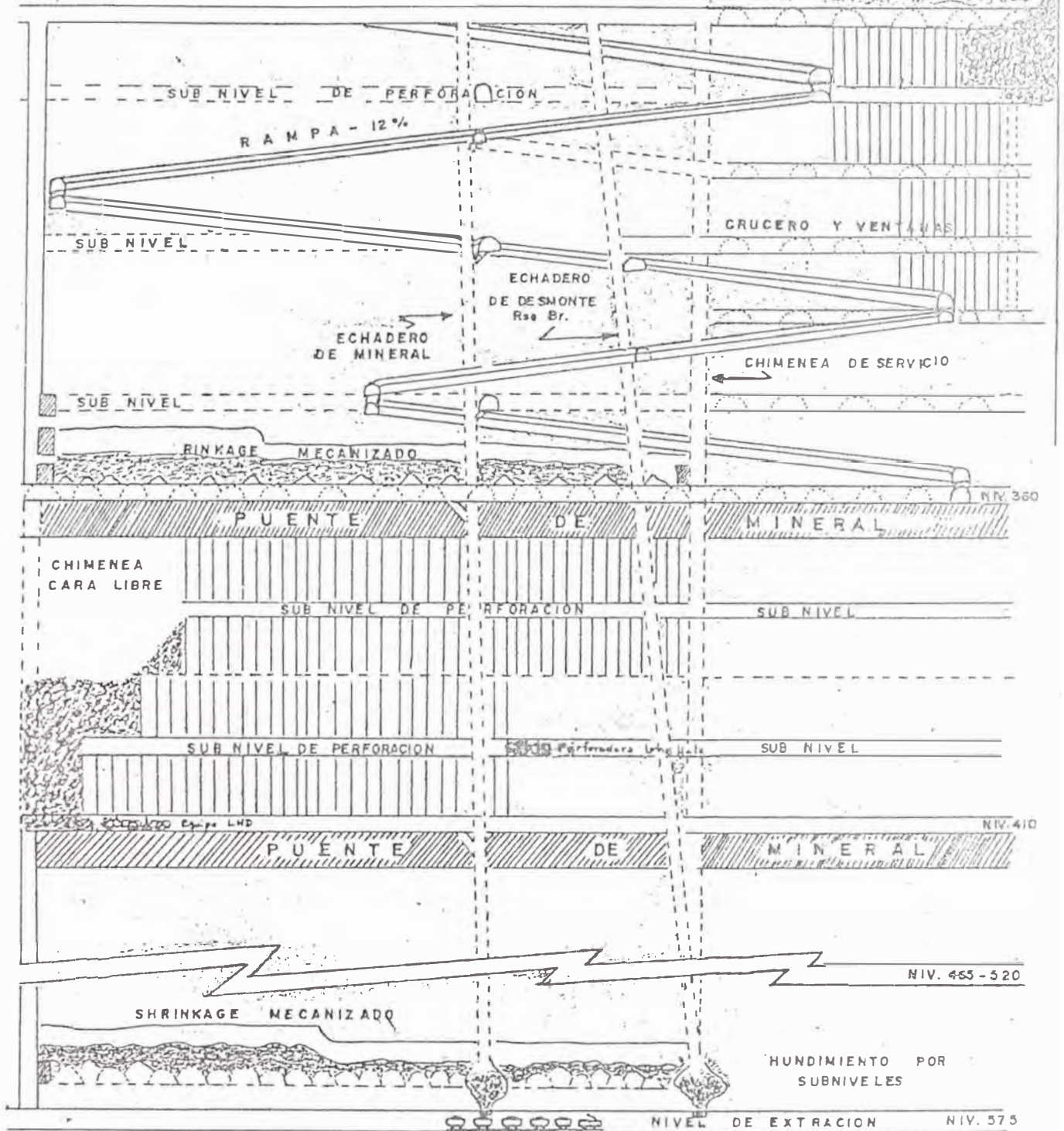
Para elevar los niveles de productividad en la mina YAURICOCHA se propone mecanizar la explotación del cuerpo JULIANA con los siguientes métodos de minado: Tajeo por subniveles con taladros largos en el sector oeste y hundimiento por subniveles en el sector este ver figura N ° 5.

En su primera etapa, mientras se realiza el equipamiento, los blocks de los niveles 360 y 575 se explotarán con el método de SHIRINKAGE mecanizado como se puede apreciar en la figura N ° 6.

La mecanización se realizará en todas las fases de minado; desarrollo de rampas de acceso y preparación de subniveles de perforación con minijumbo de 1 brazo; preparación de unas cámaras tabuladas o chimeneas para cara libre, realizada con equipo DOWN THE HOLE, empleando la voladura de crateres invertidos, perforación de taladros largos con un vagón perforador LONG HOLE para derribo de mineral y extracción de mineral y limpieza de frentes con equipo LHD Diesel de 3.5 yd³.

3.2.0 Elección de los Métodos de Explotación:

Por las características geológicas y geomecánicas del cuerpo Juliana y la experiencia adquirida en la explotación del nivel 245 a superficie, la explotación debe ser continua existen diferentes métodos posibles de aplicar en el sector oeste entre ellos el Shirinkage, corte y relleno ascendente, tajeo por subniveles, tajeo por crateres invertidos, etc. en el cuadro N ° 5 se ilustra el análisis realizado para la elección del método cuya calificación con "alta"



CORTE LONGITUDINAL

CENTROMIN PERU

DEPARTAMENTO DE MINA - YAURICOCHA

- ESQUEMA DE LA MECANIZACION DE LA EXPLOTACION DEL CUERPO JULIANA. TAJEO POR SUB NIVELES.

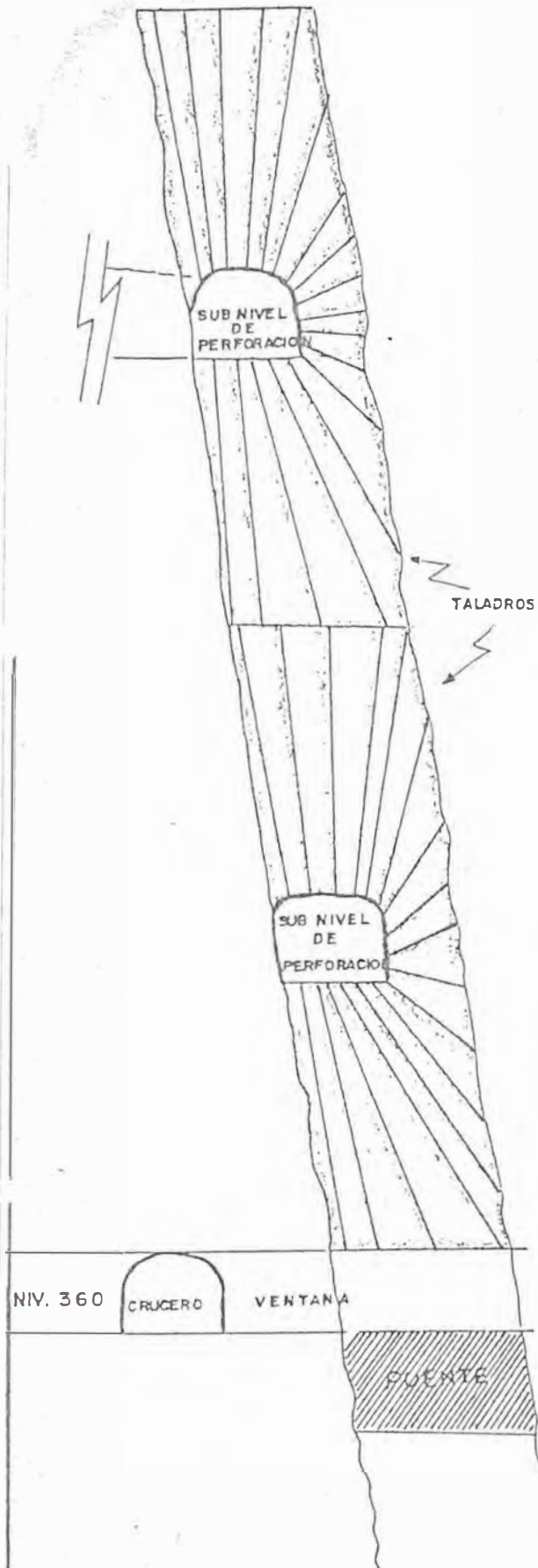
DISEÑO:
Supervisores Mina

ESCALA:
No tiene

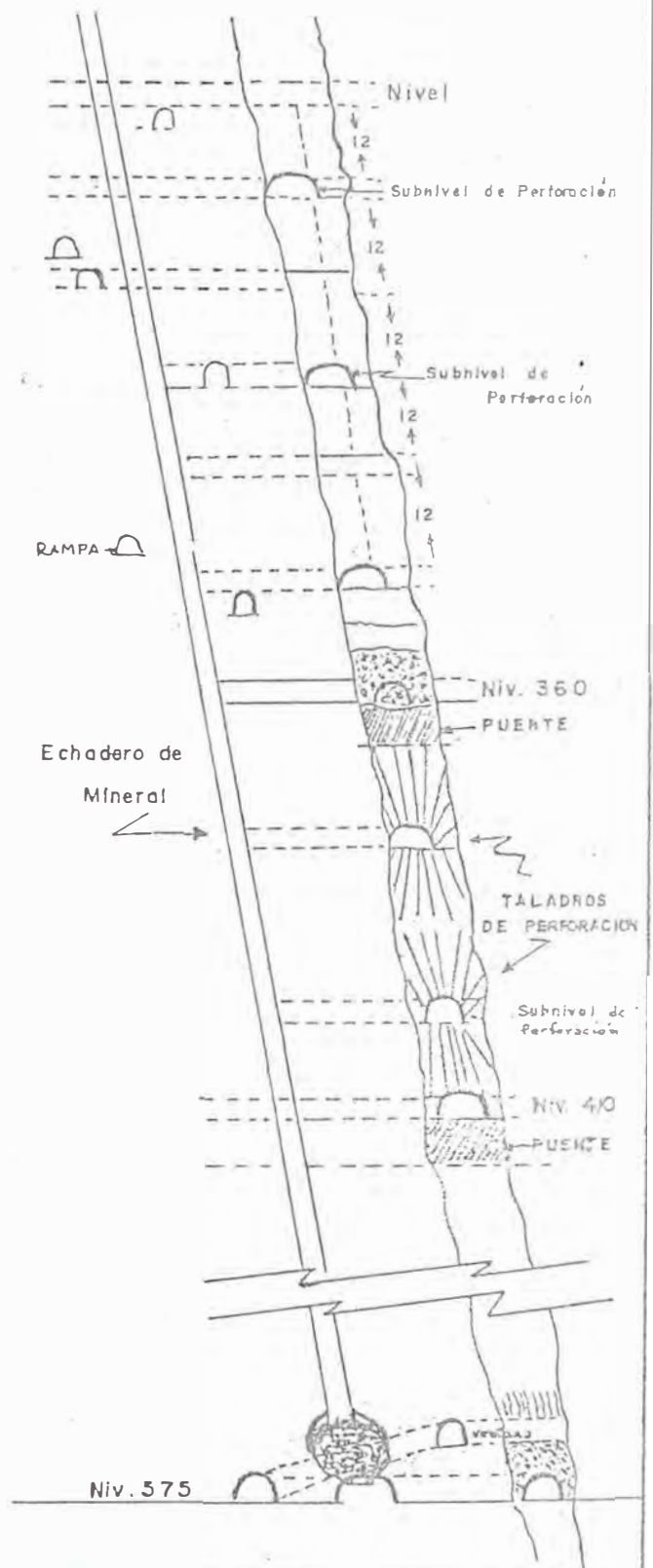
DIBUJO:
Dpto de Ingeniería

FECHA:
JUNIO 1996.

FIGURA Nº 6



CORTE TRANSVERSAL



CENTROMIN PERU		
DEPARTAMENTO DE MINA - YAURICOCHA		
ESQUEMA DE LA MECANIZACION DE LA EXPLORACION DEL CUERPO JULIANA: PER- FORACION DE TALADROS LARGOS METODO TAJEOS POR SUBNIVELES.		
DISEÑO: Supervisores Mina	ESCALA: No tiene	FIGURA N° 7
DIBUJO: Dpto. Ingeniería	FECHA: Junio 1996	

da como resultado favorable el tajeo por subniveles para este sector.

Para el sector este los métodos posibles de aplicación son el corte y relleno descendente y hundimiento por subniveles por las características del mineral y cajas propenso al hundimiento, el método elegido sería el hundimiento por subniveles, por ser además de bajo costo de producción y alta productividad, siendo los inconvenientes la dilución del mineral y la preparación prolongada.

3.3.O Descripción del método tajeo por subniveles:

3.3.1 Aplicabilidad

Las condiciones de aplicabilidad de este método son las siguientes:

El mineral y el macizo rocoso debe ser estructuralmente estable.

Alta resistencia a la compresión.

Fuerte buzamiento de la estructura mineralizada.

Configuración regular del mineral.

3.3.2 Ventajas

Entre las ventajas de este método podemos estar:

Laboreo continuo sin interrupción para el relleno.

La relación de la producción a la preparación es alta.

Bajo costo de extracción.

Exigencia de poca mano de obra.

Buena seguridad para el personal y equipo.

Buena ventilación.

3.3.3 Desventajas

Entre las desventajas tenemos:

No posibilita la explotación selectiva, problema que se puede solucionar realizando una adecuada perforación y blending.

Formación de grandes vacíos que desestabilizan el área circundante.

Requerimiento de mano de obra calificada.

3.3.4 Geometría del método

La disposición de las labores con relación a la estructura mineralizada será longitudinal y se dejarán puentes cada 50 mt de profundidad, las mismas que serán dimensionadas mediante diseño, conforme la explotación se aleje en profundidad de la superficie.

3.3.5 Desarrollo y Preparación

La preparación para explotar el sector oeste de JULIANA con este método estará comprendido entre los niveles 575 y 245 y requerirá la ejecución de los siguientes trabajos:

- a.- Construcción de una chimenea raise bore de 5' de diámetro a 12m y paralelo al buzamiento del cuerpo: se empleará como ore-pass.
- b.- Desarrollo de una rampa de acceso de sección de 3m x 3m y gradiente negativa de 12% desde el nivel 245 hacia los niveles inferiores será paralelo al rumbo de la estructura mineralizada.
- c.- Construcción de una chimenea de servicio en el límite entre la zona estable y la inestable.
- d.- Cuando el tope de la rampa haya bajado al nivel 360 se preparara un crucero para interceptar la estructura mineralizada a partir del cual se desarrollará un frente en mineral con una sección de 3m x 3m
- e.- Construcción de un crucero principal de extracción de 3m x 3m a 6m de distancia de la estructura mineralizada y paralela a esta, a partir del cual se harán cruceros de acceso (ventanas) con la misma sección. Los pilares entre ventanas tendrán un ancho de 5m.
- f.- Cada 12m de altura y por debajo de los subniveles se abriran accesos hacia la estructura minealizada, a partir del cual se desarrollarán subniveles de perforación con sección de 4m x 3.5 m hasta el extremo del yacimiento.

El siguiente subnivel se preparará 24m por debajo del primero. Los detalles de lo descrito anteriormente se pueden apreciar en las figuras 6 y 7.

- g.- Construcción de una cámara tubular o chimenea para cara libre de la voladura. Se harán 9 taladros de 4" de diámetro del nivel superior al nivel inferior con una máquina perforadora down The Hole. La

voladura se realizará empleando la técnica de voladura de cráteres invertidos, aplicando la teoría del cráter de livingston tal como se ilustra en la figura N ° 8 de no realizarse de esta manera, la cara libre se construirá en forma convencional con máquinas perforadoras stoper y con puntales de avance.

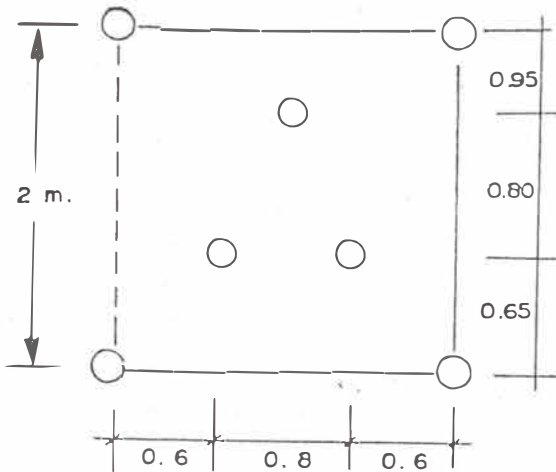
El cronograma de ejecución de los trabajos de desarrollo y preparación se ilustra en el cuadro N ° 6.

3.3.6 Secuencia de explotación: operaciones del ciclo de minado.

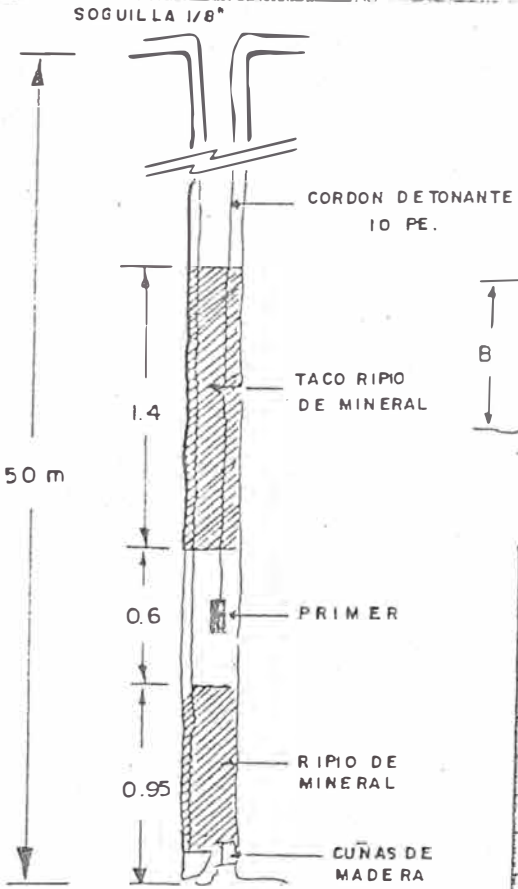
Perforación y Voladura

Luego de comunicar los subniveles a la cámara o chimenea se inicia la perforación de taladros de 12 m de longitud y 2" de diámetro según el esquema indicado en la figura N ° 7. La voladura se iniciará con el primer grupo de taladros del subnivel inferior, luego del subnivel superior, se continuará disparando los taladros de este subnivel y nuevamente los del subnivel inferior tal como se ilustra en la figura N ° 6. El puente del subnivel inferior servirá como guarda cabeza para efectuar la limpieza cuya voladura progresará en retirada.

El equipo de perforación constará de un vagón drill perforador para perforación de taladros largos (long. hole) marca Boart Canada, modelo BCL-2A, cuyo precio FOB es US \$ 67,650 y precio en Mina será US \$ 110,000 siendo su costo de adquisición y operación por tonelada \$ 11.52/HR y \$ 8.45/HR, respectivamente. Las especificaciones técnicas de este equipo se ilustran en la figura N ° 9 en forma adicional será necesario adquirir brocas en cruz de 45 mm de diámetro para barras extensibles tipo soga, R32, con rosca en ambos extremos; acoplamiento para barras extensibles con extensión y shank adater para perforadora secan S3GRB.

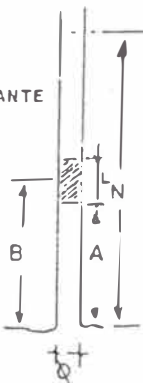


VOLADURA DE CRATERES INVERTIDOS



CARGUIO DEL TALADRO DE 4" DE DIAMETRO

TEORIA DE CRATER DE LIVINGSTON



$N = EW^{1/3}$ N: DISTANCIA CRITICA A LA CUAL EL EXP. NO ROMPE NADA.
 E: ENERGIA
 W: PESO DE LA CARGA EXPLOSIVA
 $L = 6 \phi \approx 0.6 \text{ m.}$
 $W = 9.38 \text{ Libras}$
 $E = 3.2$
 $N \approx 2.5 \text{ M.}$
 $B = 1/2 (N) = 1.25 \text{ m.}$
 $A = B - L/2 \approx 0.95 \text{ m.}$

COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

VOLADURA	GASTO \$ s 9 HUECOS	COSTO UNITARIO \$/m.
CORDON DETONANTE	50	
SO GUILLA	630	
PRIMER+EXPLOS.	16	
GUIA	50	
FULMINANTE	7	
CUÑA DE MADERA	60	
TAREAS	500	
SUB TOTAL	1343	
PERFORACION	4800	
TOTAL	= 6143	123

CENTROMIN PERU		
UNIDAD YAURICOCHA		
DEPARTAMENTO DE MINAS		
PROYECTO: CONSTRUCCION MECANIZADA DE CAMARA TABULAR PARA EXPLOTACION CON EL METODO DE TAJEO POR SUBNIVELES.		
DISEÑO: SUPERVISORES MINA	DIBUJO: DPTO. INGENIERIA	ESCALAS: NO TIENE
FECHA:	FECHA: JUNIO 1996	DIMENSIONES: 3.2 m. X 4.5 m X 50 m.

Para la voladura se utilizará un cargador neumático de anfo. al poner en práctica el diseño de voladura el factor de potencia será de 0.40 kg/TM ver especificaciones técnicas y diseño de voladura en la figura N °9.

3.3.7 Acarreo y extracción

El mineral derribado se extraerá por los subniveles de extracción hacia el ore pass que comunica al nivel 575 y de este nivel será transportado con locomotoras hacia el ore pass principal de la mina central.

3.3.8. Productividad y efectividad del metodo

La cantidad de personal requerido será de 20 hombres (sin reemplazantes) y la eficiencia a lograrse será de 13.46 TM/H.g a continuación se detalla el personal requerido.

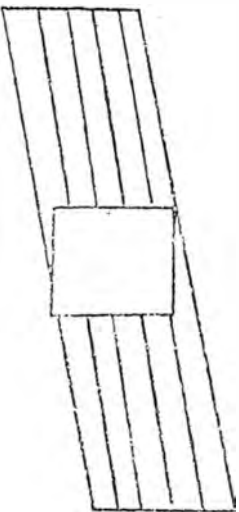
	G/A	G/B	G/C
Perforador Jumbo Hidráulico	1	1	
Perforador Long Hole	1	1	
Disparadores	2	2	
Operador equipo LHD	1	1	1
Parrilleros	1	1	1
Chimeneros (D.D.H.)	2	2	
Supervisión	1	1	

3.4.0 Descripción del metodo: hundimiento por subniveles

3.4.1 Aplicabilidad:

Las principales condiciones de aplicabilidad de este método son:

FIGURA No 9

	ESPECIFICACIONES TECNICAS - VOLADURA	
	PRESION DE EXPLOSION ANFO DENSIDAD DEL EXPLOSIVO ANFO DIAMETRO DEL TALADRO DENSIDAD DE CARGA AREA DE PERFORACION DENSIDAD DEL MINERAL IN-SITU BURDEN MINERAL ROYO POR FILA DE TALADRO FACTOR DE POTENCIA MECHA PRIMER RETARDO ENTRE FILAS DE TAL	44 625 ATM 0,85 G/CC 2" 2 KG/M (0.96 G/CM ³) 4M X 24M 3.56 T/M ³ 1,3 M 444 TH 0,40 KG/TH CORDON DET. SP DINAMITA 60% 6 MS

DISEÑO DE VOLADURA

DIMENSION DEL BURDEN (B) RADIO DE BURDEN (KB) $KB = K \frac{P_e^{1/3}}{ST} = 23$ P _e : PRESION DE EXPLOSION PSI ST : RESISTENCIA A LA TENSION PSI K : GASTANTE 0,8 B = KB DE/12 DE : DIAMETRO DEL TALADRO ESPACIAMIENTO (S) S = KS (B) KS = 1 - 2	SUB PERFORACION (J) J = KJ (B) KJ = 0,3 ATACADO (T) T = KT (B) KT = 0,7 TIEPO DE RETARDO (D) D = KD (B) B : BURDEN (PIES) KD : RADIO DE RETARDO KD = 0,9 - 1,5 D = 1,5 (4,26) = 6 MS
---	---

ESPECIFICACIONES TECNICAS DEL EQUIPO DE PERFORACION

VAGON DE PERFORACION DE TALADROS LARGOS (LONG HOLE)
 MARCA : BOART CANADA
 MODELO : DC1 - 2A
 CHASIS SOBRE 4 RUEDAS AUTOPROPULSADO POR 2 MOTORES NEUMATICOS
 POSEE 4 GRUAS HIDRAULICAS DE ESTABILIZACION PARA PERFORACION
 AVANCE O CORREDESA MODELO MX - 3 - BARRAS DE EXTENSION 4'
 UNIDAD DE CONTROL REMOTO DE 3 MANOS
 PERFORADORA NEUMATICA SECAR S36RS DE 67 KG.
 PERFORA TALADROS ENTRE 30 Y 75 CM DE DIAMETRO Y LONGITUD HASTA 20 M.
 ANCHO MAXIMO : 141 M, ALTURA MAXIMA : 1,45 M.

COSTO DE ADQUISICION Y OPERACION

PRECIO FOB SEGURO Y FLETE MARITIMO PRECIO CIF TOTAL DE DERECHOS COSTO DE ADQUISICION : COSTO DE OPERACION : COSTO TOTAL DE ADQ. Y OPR.	US \$ 68 700 4 080 72 780 25 000 \$ 11,52/Hr \$ 0,45/Hr \$ 12,97/Hr	DL.190 IGV (IMPUESTO CON VENTAS) COMISION AGENTE, COSTOS TERMINAL MARITIMO COSTO TOTAL	9 276 2 442 110 000
--	---	--	-------------------------------

El depósito mineral debe tener un buzamiento próximo a la verticalidad.

La caja techo debe hundirse regularmente de tal manera que el material hundido se apoye constantemente sobre el mineral aún no extraído.

El mineral debe ser algo consistente tal que el subnivel de perforación construido no necesite soporte.

En el caso particular del sector este del cuerpo Juliana, el subnivel de perforación se construirá a 2 ó 3 m. Alejado del contacto por la inconsistencia del mineral, para garantizar su estabilidad ver figura N ° 10.

El hundimiento del terreno superficial no debe ocasionar problemas graves a instalaciones de la mina.

3.4.2. Ventajas:

Entre las ventajas de este método podemos citar:

Se adapta a la mecanización.

La preparación es mucho menor que en el tajeo por subniveles.

Extracción continua de mineral factible de utilizar cuando hay presencia de agua en el mineral.

Buena productividad.

FRANCE CHERT

CALIZA

ESTRUCTURA MINERALIZADA

Sub nivel

SUPERFICIE

SUB NIVEL

12 m

SUB NIVEL

SUB NIVEL

TALADROS LARGOS

SUB NIVEL

SUB NIVEL

CORTE TRANSVERSAL

CENTROMIN PERU S.A.

DEPARTAMENTO DE MINAS - YAURICOCHA

- MECANIZACION DE MINA - JULIANA

- METODO HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES.

DISEÑO:
Supervisores Mina
DIBUJO:
Dpto. Ingeniería

ESCALA:
No tiene
FECHA:
Junio 1996.

FIGURA N° 10

3.4.3 Desventajas

Las desventajas principales son:

Recuperación baja del block de mineral

La ventilación de los frentes de extracción es deficiente.

Permite la dilución del mineral.

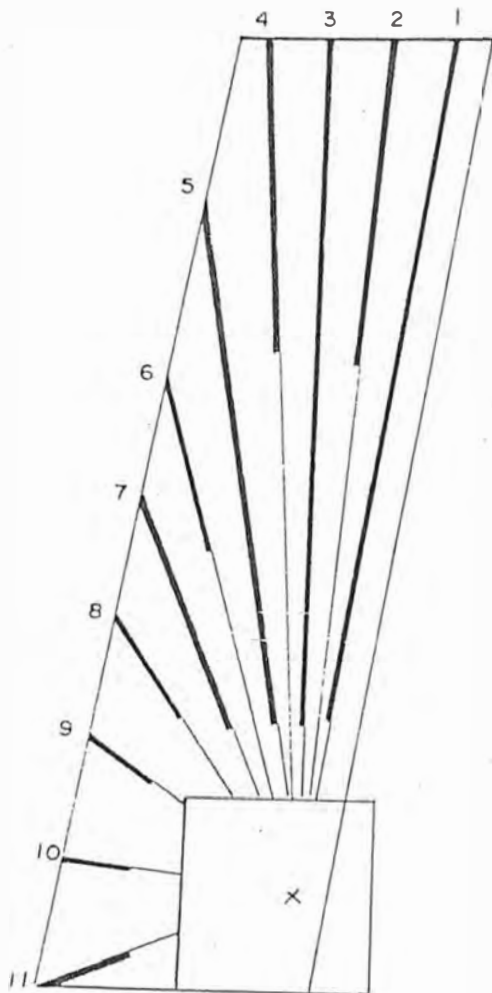
3.4.4 Desarrollo y Preparación

Comprende la ejecución de los siguientes trabajos:

A partir de la rampa principal de acceso se hará un crucero para interceptar el extremo oeste de la estructura mineralizada, a partir del cual se desarrolla un subnivel de perforación hasta el otro extremo con una sección de 3 m. x 3 m. Se continuará preparando los subniveles a 12 m. de profundidad del anterior hasta cubrir todo el block de mineral del nivel inferior de extracción construido para el método tajeo por subniveles se construye una chimenea hasta el primer subnivel de perforación, el cual servirá de cara libre para derribar el mineral hacia el nivel principal de extracción.

3.4.5 Explotación

A partir del extremo este del subnivel de perforación, se perforan taladros de 12 m. de longitud de 2" de diametro en abanico hasta el contacto del mineral con el france chert según diseño indicado en la figura N° 11, la distancia entre anillos de perforación será 1.8m. La perforación se realizará con el mismo equipo long hole usado en tajeo por subniveles, el factor de



DISEÑO DE VOLADURA METODO HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES			
TAL. N°	LONGITUD DE TALADRO	LONGITUD DE CARGA	KGS. DE ANFO
1	12.20	10.8	21.6
2	12.10	5.2	10.4
3	11.80	10.4	20.8
4	11.80	5.15	10.30
5	9.40	8.0	16.0
6	6.80	2.9	5.8
7	5.10	3.7	7.4
8	3.40	1.45	2.90
9	1.80	1.2	2.4
10	1.80	1.1	2.2
11	2.20	1.56	3.12

ESPECIFICACIONES TECNICAS

- DENSIDAD DE LA MEZCLA EXPLOSIVA (ANFO) 0.85 Gr / C.C.
- DIAMETRO DEL TALADRO 2"
- DENSIDAD DE CARGA 2.0 Kg /m.
- AREA DE PERFORACION 4 m. X 12 m.
- DENSIDAD DEL MINERAL IN-SITU 3.56 TM / m³
- ESPACIAMIENTO ENTRE ANILLOS 1.8 M.
- MINERAL ROTO POR ANILLO 308 T.M.
- FACTOR DE POTENCIA 0.33 Kg/TM.
- MECHA Cordón Det. 10 P.
- PRIMER Dinamita 60 %
- RETARDO ENTRE ANILLOS 25 MS.

potencia para la voladura será 0.33 Kg/TM, siendo el anfo el explosivo utilizado.

Se irá disparando en retirada los anillos; el mineral roto se acarreará con el Scooptram hacia la chimenea de extracción; esta carga se evacuará en el nivel inferior con locomotora hacia el ore-pass. La extracción de mineral debe paralizarse cuando el porcentaje de disolución sea excesivo, y baja el valor del mineral, luego se dispara los siguientes anillos.

4.0.0 PRODUCTIVIDAD Y COSTOS

Si se hace una comparación de la eficiencia: 13.46 TN/Tarea, que se podrá obtener con la explotación mecanizada del cuerpo Juliana, con los métodos ya utilizados en la mina, se ve que esta es superior a todas: 9.55 TN/Tarea del Shirinicage, 9.38 TM/Tarea del corte y relleno ascendente, 4.42 TN/Tarea del corte y relleno descendente ver cuadro N° 3.

El costo de extracción proyectado con la explotación mecanizada será 2.77 \$/TM más bajo que los costos de los otros métodos de minado: 5.57 \$/TM de Shirinkage, 14.36 \$/TM en el corte relleno descendente y 6.61 \$/TM de corte y relleno ascendente. Los detalles de costos unitarios por elementos de costos de los métodos propuestos se ilustra en el cuadro N° 7.

5.0.0 EVALUACION ECONOMICA

Un proyecto minero cualquiera implica un riesgo del capital por la incertidumbre que se manifiesta en la continuidad del mineral, si la calidad será la misma, si los precios de los metales se mantendrán en los niveles programados; si los precios de insumos tendrán fluctuaciones imprevistas, etc. para tomar la decisión entre los dos proyectos: Explotación mecanizada y explotación convencional se realizan los resultados esperados en la evaluación económica, visto en su tasa interna de retorno y valor actual neto.

La inversión, producción estimada y calculo de los costos de minería, se puede apreciar en el cuadro N° 8, las proyecciones metalúrgicas realizadas en base a pruebas experimentales, determinan el buen comportamiento del mineral de Juliana, como se observa en los cuadros de valorización de concentrados N° 9 y 10. Las recuperaciones consideradas para la valorización son de: 71.65% Cu, 90.87% Pb, 85.82% Zn y 70.71% Ag.

Los resultados del análisis económico para el método propuesto se detallan en el cuadro N° 11 llegándose a la conclusión de que el tiempo requerido para explotar el yacimiento será de 6 años con un valor actual neto de \$1 620,000 y una tasa interna de retorno igual a 79.89%. Lo que demuestra que la inversión realizada será recuperada en un corto tiempo (3 años).

6.00 ALTERNATIVA DE EXPLOTACION CON METODOS CONVENCIONALES

Si la alternativa presentada no fuese aceptada, las reservas de la mina Juliana se explotaría con los métodos convencionales corte y relleno ascendente para el sector oeste y corte y relleno descendente para el sector este, pero con las consiguientes desventajas enumeradas anteriormente, aparte de la baja eficiencia, alto costo de minado del corte y relleno descendente y el tiempo prolongado (10 años) que significaría explorar todas las reservas.

El cronograma, las inversiones, producción estimada y cálculos de costos de minería se pueden apreciar en los cuadros N° 12 y 13. La valorización de los concentrados se muestran en el cuadro N° 14, calculadas con las mismas recuperaciones anteriormente indicadas.

Los resultados de análisis económico para esta alternativa se detallan en el cuadro N° 15, llegándose a la conclusión de que el valor actual neto al 15% llega a \$ 1 081,000 con una tasa interna de retorno de 66.75% cifras inferiores a las de la alternativa de mecanización.

7.0.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. La productividad del método de corte y relleno descendente es baja, requiriéndose realizar perforaciones para drenar los cuerpos anticlinal y catas en los niveles 575, 620, 670 y 720. Cambiar el sistema actual de relleno con el sistema continuo para optimizar el método y el retorno de los equipos LHD.
2. El proyecto que conviene a Yauricocha es la mecanización de la explotación del cuerpo Juliana.
3. La introducción de la explotación mecanizada del cuerpo Juliana permitirá un incremento sustancial de la producción en 7,000 TN/Mes, ayudando a cubrir la capacidad instalada de la planta concentradora.
4. De aplicarse los métodos de explotación propuestos se logrará una extracción continua de mineral, sin interrupción para el relleno, como ocurre en los métodos de corte y relleno.
5. Al mecanizar la explotación del cuerpo Juliana se tendrá una reducida mano de obra, 24 hombres (con reemplazantes) con una producción mensual de 7,000TM y eficiencia de 13.46 TM/h-g día, mientras que si se explota con los métodos convencionales (OCF y UCF) se requiriera de 12 hombres/guardia en tres turnos, con una producción mensual de 5,200TM y la eficiencia total promedio será de 5.5 TM/h-guardia.

6. Al reducir el costo de extracción en Juliana de 5.80 \$/TM a 2.77 \$/TM con la mecanización, el costo directo de mina incluido el giro se reducirá de 21.4 \$/TM a 18.37 \$/TM.

7. La inversión original requerida es \$ 2 064,000; 5 veces la inversión para explotar con los métodos convencionales, pero el tiempo de duración de la explotación en el 1er. caso sería solamente de 6 años, mientras que el otro caso durante 10 años y lo más relevante al flujo de rondos con la mecanización sería \$ 1 820,000 y TIR de 79.89%.

8.O.O REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- (1) CASQUINO, W. "ALGUNOS CRITERIOS EN LA EVALUACION DE UN DESARROLLO MINERO". CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU. 1986.
- (2) CEDRON, M. "LA PRODUCTIVIDAD EN LA EXPLOTACION MINERO-METALURGICA"
ATLAS COPCO PERUANA S.A.
- (3) CEDRON, M. "GUIA DE LOS METODOS DE MINERIA Y DE LOS EQUIPOS ACONSEJABLES".
ATLAS COPCO PERUANA S.A.
- (4) CARBAJAL, R. "COMPENDIO DE PROYECTOS DE INVERSION". CURSO DE PREPARACION Y EVALUACION DE PROYECTOS DE INVERSION.
- (5) ILLRODT, P. "VEHICULOS SOBRE AUTOMATICOS PARA LA MINERIA SUBTERRANEA". CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU.
- (6) LARSEN, P. RICHARD CIER, WILLIAMS QUESUEL
"APPLICATION OF LONGHOLE DRILLIGN
METHODOS FOR NARROW VEIN MINING."
SECUENCIAL CONTERENCE OF THE CANDIAN
INSTITUTE OF MINING AND METALLURGU Y
SUDBURY. FEBRUARY 1984.

- (7) MONTAN, L. "OPTIMOS AVANCES EN LOS METODOS Y MAQUINARIAS DE EXPLOTACION DE MIANS SUBTERRANEAS". V CONGRESO AUSTRALIANO DE PERFORACION DE TUNELES. OCTUBRE 1984.
- (8) ZUÑIGA, M. "OPTIMIZACION DE USO DE EQUIPOS PASADOS EN MINERIA TRACKLESS". CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU.

CUADRO N° 1

PRODUCCION Y LEYES - MINA YAURICOCHA

AÑO	PRODUC. TMS	ESTIMADO TMS	%	L E Y E S			
				%Cu	%Pb	%Zn	Gr.Ag
1980	482,309	482,400	99.9	1.20	2.20	4.4	130
1981	459,082	482,400	95.1	1.30	2.30	4.7	141
1982	492,439	482,400	102.0	1.40	2.40	4.6	137
1983	466,076	482,400	96.6	1.40	2.40	4.5	137
1984	479,593	482,400	99.4	1.10	2.50	4.4	137
1985	494,207	482,400	102.4	1.00	2.60	4.7	130
1986	379,538	482,400	78.6	0.80	2.90	4.9	151
1987	386,486	482,400	80.1	0.60	2.80	4.5	158
1988	262,395	482,400	54.4	0.60	2.00	3.6	134
1989	373,845	482,400	77.5	0.70	2.00	3.9	134
1990	347,769	482,400	72.1	0.60	1.70	3.1	139
1991	363,719	482,400	75.4	0.56	1.84	3.66	145
1992	362,973	482,400	75.2	0.47	2.18	5.38	143
1993	370,900	482,400	77.0	0.61	2.23	5.05	145
1994	354,233	482,400	73.4	0.47	2.88	5.62	154
1995	365,452	482,400	76.0	0.49	2.32	5.08	127

PERDIDAS DE PRODUCCION

CUADRO N ° 2

PRODUCCI.TOTAL TMS	TOTAL DE PERDIDAS TMS	FALTA DE REPUESTOS Y MATERIALES	PAROS Y HUELGAS	FALTA DE ENERGIA	FALTA DE RELLENO	FALTA DE TRANSPORTE Y CARGADOR	PLANTA CONCENTRADO	PROBLEMAS OPERACIONALES *	POR ATENTADOS
1985 494 207 100%	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1986 379 538 77.5%	100% 110,338	-	(46 Dias) 56.74% 62 606	0.61% 680	10.23% 11 290	10.24% 11 295	5.12% 5647	17.06% 18 820	-
1987 386 480 78.9%	100% 103 338	39.48% 40801	(26dias) 34.24% 35 386	-	10.53% 10 880	11.85% 12 250	130% 1360	2.60% 2 711	-
1988 262 392 54.5%	100% 219929	35.20% 77409	(105 dias) 48.20% 106 000	105	7.28% 16 011	8.25% 18 164	0.40% 890	0.66% 1341	-
1989 373 841 76.36%	100% 108 559	40.10% 43510	(6 DIAS) 12.20% 13 277	4.10% 4468	5.10% 5 473	8.90% 9 700	1.50% 1 600	12.65% 13 733	15.70% 17 098
1990 347 769 71.10 %	100% 141 331	20.30% 28687	(52 DIAS) 33.70% 47 626	27.8% 39 303	3.11% 4 400	5.51% 7800	0.51% 713	8.05% 11 391	1.0% 1421

* Humedad, derrumbes, desarrollos y preparaciones menores al estimado.

ESTIMADOS DE PRODUCCION
1 340 T.M.S/DIA
40 200 T.M.S/MES
482 400 T.M.S/AÑO

CUADRO N 3

PRODUCCION POR METODOS DE EXPLOTACION

METODOS	1990		1991		1992		1993		1994		1995	
CORTE Y RELLENO ASCEND.	162 307	46.67	193 341	52.72	193 669	53.39	186 286	50.23	123 731	34.93	81 675	22.60
CORTE Y RELLENO DESCEN.	110 332	31.73	74 468	20.31	54 141	14.93	78 038	21.04	121 527	34.31	131 513	36.40
REDUCCION DINAMICA	37 851	10.82	38 187	10.41	39 374	10.85	52 537	14.16	51 533	14.55	64 634	17.80
OTROS	37 279	10.72	60 723	16.56	75 564	20.83	54 039	14.57	57 442	16.22	83 941	17.80
TOTAL T.M.S.	347 769	100.0	366 719	100.00	362 748	100.00	370 900	100.00	354 233 233	100.00	361 766 766	100.00

CUADRO DE EFICIENCIAS U.P YAURICOCHA

AÑOS	PRODUCCION T.M.S	TAREAS DIVISION	EFF DIVISION TON/TAREA	TAREAS MINA	EFF. MINA TON/TAREA
1990	347 769	199 867	1.74	153 528	2.27
1991	363 719	200 950	1.81	162 375	2.24
1992	362 973	202 716	1.79	161 321	2.25
1993	370 900	192 921	1.92	133 417	2.78
1994	354 233	181 759	1.95	129 029	2.75
1995	361 766	185 433	1.95	156 251	2.32

COSTOS UNITARIOS POR METODOS (\$/TON)

METODOS	1990	1991	1992	1993	1994	1995
CORTE Y RELLENO ASCENDE	6.80	7.73	8.43	7.90	6.40	7.00
CORTE Y RELLENO DESCEND.	13.82	15.72	13.94	14.00	14.40	24.40
REDUCCION DINAMICA	5.57	5.83	5.84	4.39	4.20	3.01
TAJE0 POR CUADROS	17.03	-	-	-	-	-

INDICES TECNICOS ACTUALES Vs. PRESUPUESTADO

MATERIAL	UNIDAD	O.C.F (W.E)		O.C.F. (MECANIZADO)		U.C.F. (MECANIZADO)	
		ACTUAL	PRESUPUESTO	ACTUAL	PRESUPUESTO	ACTUAL	PRESUPUESTO
MADERA	BT/TM	2.60	1.540	1.05	0.298	8.520	5.890
DINAMITA	FG/TM	0.49	0.359	0.34	0.359	0.280	0.340
GUIA	ML/TM	1.33	1.348	1.05	1.348	1.140	1.123
CONECTOR	EA/TM	0.95	0.633	0.54	0.633	0.540	0.526
FULMINANTE	EA/TM	0.95	0.633	0.54	0.633	0.54	0.526
IGNITER	ML/TM	0.29	0.113	0.23	0.113	0.130	1.132
BARRENO	CD/TM	0.0020	0.0029	0.0026	0.0029	0.0016	0.0019
CEMENTO	KG/TM	-	-	-	-	60.31	70.22

CUADRO N ° 4

ESTADISTICA DE RELLENO

AÑOS	HIDRAULICO		HIDRONEUMATICO		DETRITICO		TOTAL
	M3	%	M3	%	M3	%	M3
1980	-	-	120 969	79.75	-	-	120 969
1981	-	-	127 381	83.98	-	-	127 381
1982	-	-	112 792	74.36	-	-	112 792
1983	-	-	118 568	78.17	-	-	118 568
1984	-	-	113 102	78.56	-	-	113 102
1985	-	-	118 657	78.23	-	-	118 657
1986	-	-	72 744	89.60	8 484	10.4	81 228
1987	11 184	-	63 344	86.1	12 132	13.9	86 660
1988	14 664	19.0	50 783	67.0	10 624	14.0	76 071
1989	17 680	18.0	57 753	59.0	22 689	23.0	98 022
1990	5 179	5.0	51 489	53.0	40 855	42.0	97 523
1991	-	-	65 973	53.0	58 973	47.0	124 946
1992	-	-	50 962	50.0	50 649	50.0	101 611
1993	-	-	48 204	59.0	34 070	41.0	82 274
1994	-	-	54 307	64.0	30 767	36.0	85 074
1995	-	-	54 182	82.0	12 064	18.0	66 246

CUADRO Nº 5

ESQUEMA COMPARATIVO DE ALTERNATIVA DE SELECCION DEL METODO DE MINADO					
SECTOR OESTE					
CARACTERISTICAS DEL CUERPO JULIANA Y NECESIDADES OPERATIVAS	METODOS DE MINADO				OBSERVACIONES
	CORTE RELLENO ASCENDE	SHRINKAGE	TAJEOS POR SUBNIVELES	TAJEOS POR CRATERES INVERTIDOS	
BUENA RESISTENCIA DEL MINERAL Y LOS HASTIALES (NO NECESITA SOPORTE)	ALTA	ALTA	ALTA	ALTA	CARACTERISTICAS ESTRUCTURALES FAVORABLES
MINERAL NO PROPENSO A AUTOCOMPACTARSE	ALTA	ALTA	ALTA	ALTA	
REGULARIDAD DE LA ESTRUCTURA MINERALIZADA	ALTA	ALTA	ALTA	ALTA	NO PERMITE PERFORACION DE TALADROS LARGOS
ADECUADA PARA PERFORACION LARGA 50-60 METROS	BAJA	BAJA	BAJA	BAJA	
ADECUADA PARA PERFORACION LARGA 10-15 METROS	ALTA	ALTA	ALTA	ALTA	
GRADO DE DILUSION	MENOR 8%	10-35%	10-35%	10-35%	
RECUPERACION DE MINERAL	100%	70-80%	70-90%	70-80%	
BAJO COSTO DE PRODUCCION	BAJA	BAJA	ALTA	ALTA	
INVERSION INICIAL	ALTA	ALTA	BAJA	BAJA	
MENOR TIEMPO DE EXPLOTACION	BAJA	BAJA	ALTA	ALTA	
MAYOR FLUJO DE FONDOS	BAJA	BAJA	ALTA	ALTA	
REDUCIDA MANO DE OBRA	BAJA	BAJA	ALTA	ALTA	
SEGURIDAD	GRANDE	GRANDE	MEDIANA	MEDIANA	EL PERSONAL NO ENTRA A LA CAMARA
PREPARACION	MEDIANA	MEDIANA	BAJA	BAJA	
TRABAJO CONTINUO SIN INTERRUPCION PARA RELLENAR	BAJA	ALTA	ALTA	ALTA	
ES POSIBLE LA EXPLOTACION SELECTIVA	ALTA	ALTA	MEDIANA	MEDIANA	
GRADO DE MECANIZACION	MEDIANA	BAJA	GRANDE	GRANDE	
METODO POSIBLE		GRANDE	ALTA		
METODO ELEGIDO			ALTA		

CUADRO N° 6

**CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN - PROYECTO DE MECANIZACIÓN
MINA - JULIANA**

FASE DEMINADO	1996				1997				1998				1999				2000				2001				
	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	
DESARROLLO DE RAMPAS			240	240	240	240	240	240	240	240	240	240	90 (2490	MT)										
DESARROLLO SOBRE ESTRUCTURA MINERALIZADA					80		80		80		80		80		80	(480	MT)								
PREPARACIÓN																									
CRUCEROS DE EXTRACCIÓN Y VENTANAS				80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	40	(1000	M	T)						
SUBNIVELES DE PERFORACIÓN				100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	(11	00 M	T)								
CAMARA TABULAR VERTICAL *CHIMENEA)					50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	(600	M	T)						
EXTRACCIÓN T.M.S.																									
			1700			48000				84000				84000			84000					76000			

OBSERVACIONES

DESARROLLO Y PREPARACIÓN	COSTO UNITARIO DE EJECUCIÓN (\$/M)
RAMPAS DE ACCESO Y DESARROLLO	228
SUBNIVELES DE PERFORACIÓN	120
CRUCEROS DE EXTRACCIÓN VENTANAS	228
CAMARA TABULAR (3.2 X 9 X 50)	123

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	COSTO UNITARIO (\$/TM)
TAJEO POR SUBNIVELES	2.77
HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	2.77
EFICIENCIA TM/H.G.	13.46

INDICES DE CONSUMO Y COSTOS UNITARIOS PROYECTADOS

CUADRO N 7

ELEMENTOS DE COSTO	UNIDAD	INDICES DE CONSUMO				PRECIO MAYO 96		COSTOS UNITARIOS			
		DESARROLLOS Y PREPARACION (MT)	C.R DESCENDENTE TM	C.R ASCENDENTE TM	EXPLOTACION MECANIZADA TM	\$/UNIDAD	\$/UNIDAD	DESARROLLOS Y PREPARACION	C.R DESCENDENTE	C.R ASCENDENTE	EXPLOTACION MECANIZADA
LABOR	TAREA	2.8	0.207	0.122	0.05	9.81	11.54	32.31	2.39	1.41	0.87
MADERA	BF	-	8.22	0.61	0.27	0.47	0.55	-	4.52	0.34	0.15
<i>EXPLOSIVOS</i>											
DINAMITA	KG	29.9	0.39	0.35	0.35	0.91	1.07	31.99	0.41	0.37	-
GUIAS	ML	111.0	1.13	0.98	0.85	0.28	0.32	35.52	0.36	0.36	0.27
FULMINANTES	EA	47.0	0.65	0.54	0.41	0.07	0.08	3.76	0.05	0.04	0.03
CONECTORES	EA	47.0	0.65	0.54	0.41	0.08	0.09	4.23	0.05	0.04	0.03
INGINITER CORD	ML	11.5	0.15	0.17	0.12	0.28	0.32	3.68	0.05	0.05	0.04
ANFO	KG				0.40	0.30	0.35				0.14
AIRE Y PERFORA	MP	60.0	0.80	0.80	0.67	0.40	0.56	28.80	0.45	0.45	0.38
RELLENO	M³		0.25	0.25	-	14.38/4.67	16.89/5.50	-	4.22	1.38	-
ALQUILER DE EQUIPO	HRS/MAQ	0.75	0.16	0.10	0.07	4.76	5.80	-	0.56	0.89	0.39
BARRENOS	EA	0.20	0.002	0.002	0.003	62.16	73.13	14.63	0.15	0.15	0.22
CONTRATISTAS	HRS	1.66				26.79	31.51	52.31			
TOTAL								207.23	13.21	5.43	2.52
CONTINGENCIAS	10%							20.72	1.32	0.54	0.25
TOTAL								227.95	14.53	5.97	2.77

CUADRO N ° 8

		CUADRO DE INVERSIONES MECANIZACION MINA JULIANA					
CONCEPTO	1996 JUL-DI.	1997	1998	1999	2000	2001	
RAMPAS	109,000		218 000	218 000	20 500		
CRUCEROS Y VENTANAS	38 000		73 000	73 000	64 000		
RAISE BORER (ORE PASS)		100 000					
CHIMENEAS		37 000	18 500	18 500	18 500		
EQUIPO LHD 3.5 YD3	318 000						
2 PERFORAD. LONG HOLE		110 000	110 000				
2 MINI JUMBO HIDRA 1 BRAZO		240 000	240 000				
2 VENTILADORA 30 000 CPM		30 000	30 000				
INVERCION EQUIPOS	318 000		380 000	380 000			
INVERSION PREPARACION	127 000		428 000	309 500	103 000	18 500	
TOTAL INVERSION 2 064 000	445 000		808 000	689 500	103 000	18 500	

		COSTO DE MINADO MECANIZACION MINA JULIANA					
CONCEPTO	1996 JUL-DI.	1997	1998	1999	2000	2001	
INVERSION PREPARACION MINA	127 000	428 000	309 500	101 000	18 500		
TONELAJE ESTIMULADO	17 000	48 000	84 000	84 000	84 000		
COSTO DE PRODUCCION							
COSTO DE MINADO	2.77	2.77	2.77	2.77	2.77	2.77	
COSTO DE PREPARACION	7.47	8.92	3.68	1.23	0.22		
COSTOS GENERALES	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	
TOTAL COSTO MINERIA	12.74	14.19	8.95	6.50	6.49	5.27	
TOTAL COSTO MINERIA (25%)	15.93	17.73	11.19	8.12	6.86	6.59	

CUADRO N ° 9

VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS PRODUCTOS EN LA CONCENTRADORA YAURICOCHA FECHA: 1995

ENSAYOS									
PRODUCTOS	TMS	%Cu	%Pb	%Zn	Ag g/t	%Cu	%Pb	%Zn	%Ag
CABEZA	17 000	40	3.20	4.10	154	100.00	100.00	100.00	100.00
CONCENTRADO COBRE	121	18.00	8.50	9.00	650	32.00	1.90	1.57	2.66
CONCENTRADO PLOMO	896	3.00	54.00	4.00	2250	39.54	88.97	5.14	68.05
CONCENTRADO ZINC	1 108	.80	1.80	54.00	300	13.01	3.67	85.82	11.21
RELAVE FINAL	14 875	.07	20	.35	36	15.31	5.47	7.47	16.07
TOTAL	17 000	.40	3.20	4.10	174	100.00	100.00	100.00	100.00
ENSAYE TOTAL DE LOS CONCENTRADOS									
		Au g/t	%Bi	%Sb	%As	%Fe	%S	%Ins	%H ₂ O
CONCENTRADO COBRE		3.60	.09	.24	1.66	20.40	32.40	2.00	11.00
CONCENTRADO PLOMO		2.60	.08	1.03	1.61	10.10	23.00	1.90	11.00
CONCENTRADO ZINC		1.00	.01	.08	.40	6.70	29.90	1.80	11.00
* COTIZACIONES									
	COBRE	PLOMO	PLATA	ORO	ZINC	CADMIO	ZINC		
	.99	.24	3.96	3.65	.49	3.19	1 350		
VALORIZACIONES	CONC. COBRE		CONC. PLOMO		CONC. ZINC				
COBRE	362.4				621.0				
PLOMO			271.5						
ZINC									
PLATA	70.6		253.9		17.1				
ORO	34.5		17.2						
CADMIO					8.3				
TOTAL	467.4		542.6		638.1				
* DEDUCCIONES									
MAQUINA	161.9		221.5		215.0				
BASE CONVERSION					1500.0				
ESCALADOR					41.7				
PENALIDADES									
AZUFRE									
PLOMO									
HUMEDAD	18.0		12.0						
ARSENICO	22.7		19.7		2.0				
ANTIMONIO	1.4		11.7						
BISMUTO									
ZINC									
FIERRO									
TOTAL	220.5		264.8		258.7				
* VALOR FOB	246.9		277.8		379.4				
* VALOR CONC \$/LB	246.9		277.8		379.4				
* VALOR TOTAL	29 953		248 993		420 232				
* VALOR MINERAL \$/TM 41.13			COSTO TOTAL DE CONC.		699 237				

CUADRO N ° 10

CONCEPTO	RESUMEN DE VALORIZACION DE CONCENTRADOS MECANIZACION MINA JULIANA					
	1996	1997	1998	1999	2000	2001
TONELAJE ESTIMADO	17 000	48 000	84 000	84 000	84 000	76 000
LEYES						
% Cu	.40	.40	.40	.40	.40	.40
% Pb	3.20	3.20	3.20	3.20	3.20	3.20
% Zn	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10
Ag g/t	154	154	154	154	154	154
PRECIOS						
Cu	.99	.82	.87	1.02	1.12	1.12
Pb	.24	.27	.25	.25	.24	.24
Ag	3.96	4.06	4.45	4.95	5.46	5.46
Au	365.00	410.00	395.00	410.00	400.00	400.00
Zn	.49	.54	.52	.47	.47	.47
T.M. CONCENTRADO						
Cu	121	343	599	599	599	542
Pb	896	2351	4.429	4.429	4.429	4.007
Zn	1.108	3.128	5.473	5.473	5.473	4.952
VALOR T.M. CONCENTRADO						
Cu	246.9	190.7	214.7	280.0	324.5	324.5
Pb	277.8	320.3	322.6	355.4	375.6	375.6
Zn	379.4	383.7	384.0	382.0	384.1	384.1
VALOR DEL MINERAL	41.13	43.25	43.56	45.62	47.15	47.15

CUADRO N° 11

CONCEPTO	PRECIOS PROYECTADOS MECANIZACION MINA JULIANA						
	1996	JUL.DI	1997	1998	1999	2000	2001
VENTAS:							
CONC. COBRE		30	65	128	166	195	176
CONC. PLOMO		249	811	1 429	1 574	1 664	1 505
CONC. ZINC		420	1 200	2 102	2 901	2 102	1 902
VENTAS TOTALES		699	2 076	3 659	3 832	3 961	3 583
COSTO DE PRODUCCION							
MINERIA		(271)	(851)	(940)	(683)	(576)	(501)
CONCENTRACION		(191)	(490)	(820)	(787)	(787)	(710)
GASTOS DE OPERACION							
GASTOS DE VENTA		(17)	(52)	(91)	(96)	(99)	(90)
GIOS CAMPAMENTO		(215)	(239)	(360)	(312)	(312)	(284)
GIOS OROYA		(11)	(26)	(40)	(37)	(37)	(33)
DEPRECIACION		(64)	(76)	(76)	(0)	(0)	(0)
INDEMNIZACIONES		(7)	(14)	(14)	(14)	(14)	(14)
INTERESES PREST. PROYECTOS		(14)	(36)	(35)	(50)	(50)	(45)
INTERESES CAPITAL TRABAJO		(2)	(0)	0	0	0	0
INTERESES DE LA INVERSION		(12)	(53)	(61)	(67)	(31)	(3)
IMPUESTOS (30%)		0	(72)	(354)	(530)	(616)	(571)
DEPRECIACION		64	76	76	0	0	0
INVERSIONES / EGRESOS (20)		(318)	(360)	(360)	0	0	0
EGRESO POR INDEMI (57)				(13)	(13)	(13)	(13)
FLUJO FONDOS YAURICOCHA (77)		(359)	(137)	510	1 224	1 424	1 319
V.A.N. (15%)		18,26					
TIR		79,93%					
MINERAL TRATADO T.M.S.		17.000	48 000	84 000	84 000	84 000	76 000

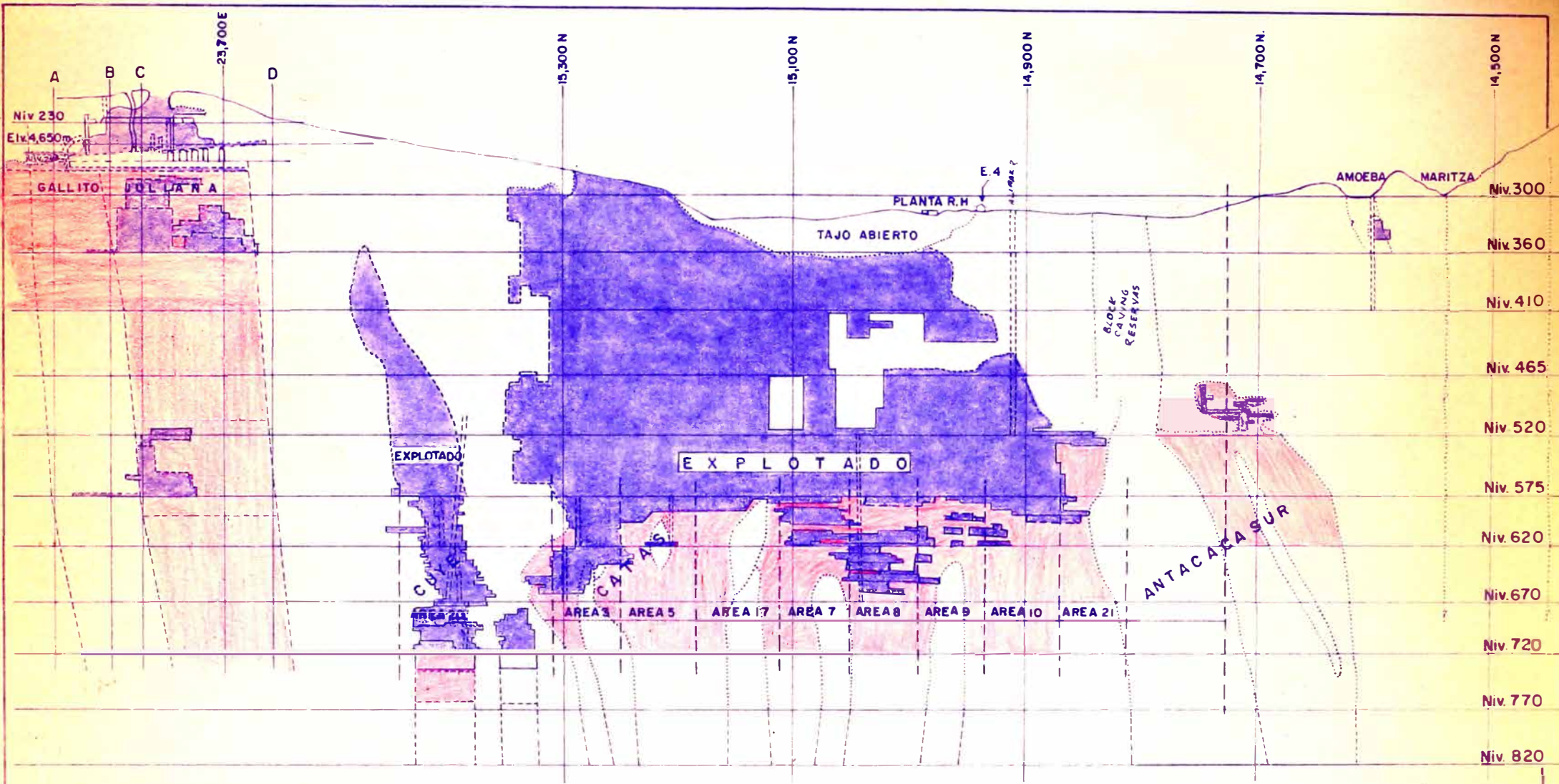
CUADRO N ° 13

	CUADRO DE INVERSIONES ALTERNATIVA DE MINADO DE JULIANA CON METODOS CONVENCIONALES									
CONCEPTO	96 JUL.DI	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
CRUCEROS Y REHABILITACION CHIMENEAS	48,000	54,000	25,000							
	7,000	15 000	20 000	14 000	7 000					
SCOOP			161 000							
WINCHA		20 300				20 300				
PERFORADORAS		14 600		14 800		14 800		14 800		
TUBERIAS Y BOMBAS		10 000	10 000	10 000	10 000	10 000	10 000	10 000		
INVERSION EQUIPOS		45 100	171 000	24 800	10 000	45 100	10 000	24 000		
INVERSION PREPARACION	55 000	69 000	45 000	14 000	7 000					
TOTAL INVERSION 426,000	55 000	114 100	216 000	38 600	17 000	45 100	10 000	24 800		

	COSTO DE MINADO ALTERNATIVA DE MINADO DE JULIANA CON METODOS CONVENCIONALES									
CONCEPTO	96 JUL.DI	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
INVERSION PREPARAC MINA	55 000	69 000	45 000	14 000	7 000					
TONELAJE ESTIMADO 393 000	6 000	27 600	38 400	52 400	62 400	62 400	62 400	36 000	28 800	6 600
COSTO DE PRODUCCION										
COSTO DE MINADO	10.25	10.25	10.25	10.25	10.25	10.25	10.25	10.25	10.25	10.25
COSTO DE PREPARACION	9.17	2.50	1.17	0.22	0.11					
COSTOS GENERALES	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50
TOTAL COSTO MINERIA	21.92	15.25	13.92	12.97	12.86	12.75	12.75	12.75	12.75	12.75
TOTAL COSTO MINERIA (25%)	27.40	19.06	17.40	16.22	16.08	15.94	15.94	15.94	15.94	15.94

CUADRO N ° 15

	PRECIOS PROYECTADOS									
	ALTERNATIVA DE MINADO DE JULIANA CON METODOS CONVENCIONALES									
CONCEPTO	1996 JUL-DI	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
VENTAS										
CONC. COBRE	11	38	59	125	145	145	145	83	87	15
CONC. PLOMO	88	466	653	1,169	1 236	1 236	1 236	713	570	131
CONC. ZINC	148	690	961	1 553	1 562	1 562	1 562	901	721	165
VENTAS TOTALES	247	1 194	1 873	2 647	2 942	2 942	2 942	1 697	1 358	311
COSTO DE PRODUCCION										
MINERIA	(184)	(526)	(668)	(1012)	(1 003)	(995)	(995)	(574)	(459)	(105)
CONCENTRACION	(87)	(282)	(375)	(584)	(585)	(583)	(338)	(338)	(269)	(62)
GASTOS DE OPERACION										
GASTOS DE VENTA	(5)	(30)	(42)	(71)	(74)	(74)	(74)	(42)	(34)	(3)
GASTOS CAMPAMENTO	(83)	(169)	(199)	(260)	(260)	(259)	(259)	(266)	(143)	(67)
GASTOS OROYA	(4)	(15)	(18)	(27)	(27)	(27)	(27)	(16)	(13)	(3)
DEPRECIACION	0	(9)	(34)	(5)	(2)	(9)	(2)	(5)	0	0
INDENMINIZACIONES	(14)	(37)	(27)	(27)	(27)	(27)	(27)	(27)	(27)	(27)
INTERESES PREST. PROYECTOS	(5)	(20)	(25)	(37)	(37)	(37)	(37)	(22)	(17)	(4)
INTERESES CAPITAL TRABAJO	(1)	0	0	0	0	0	0	0	0	0
INTERESES DE LA INVERSION	(18)	(9)	(7)	(32)	(22)	(8)	(13)	(10)	(10)	(7)
IMPUESTOS (30%)	0	(32)	(83)	(237)	(272)	(277)	(278)	(149)	(116)	(9)
+ DEPRECIACION	0	9	34	5	2	9	2	5	0	0
INVERSIONES/EGRESOS (20)	0	(45)	(171)	(25)	(10)	(45)	(10)	(25)	0	0
EGRESO POR INDEMINI (97)			(23)	(23)	(23)	(23)	(23)	(23)	(23)	(23)
FLUJO FONDOS YAURICOCHA (11%)	(115)	39	35	511	603	583	617	305	248	(2)
V.A.N (15%)	1 083									
T.L.R.	66.78%									
MINERAL TRATADO T.M.S.	6,000	27 600	38 400	62,400	62 400	62 400	62 400	36 000	28 800	6 600



LEYENDA

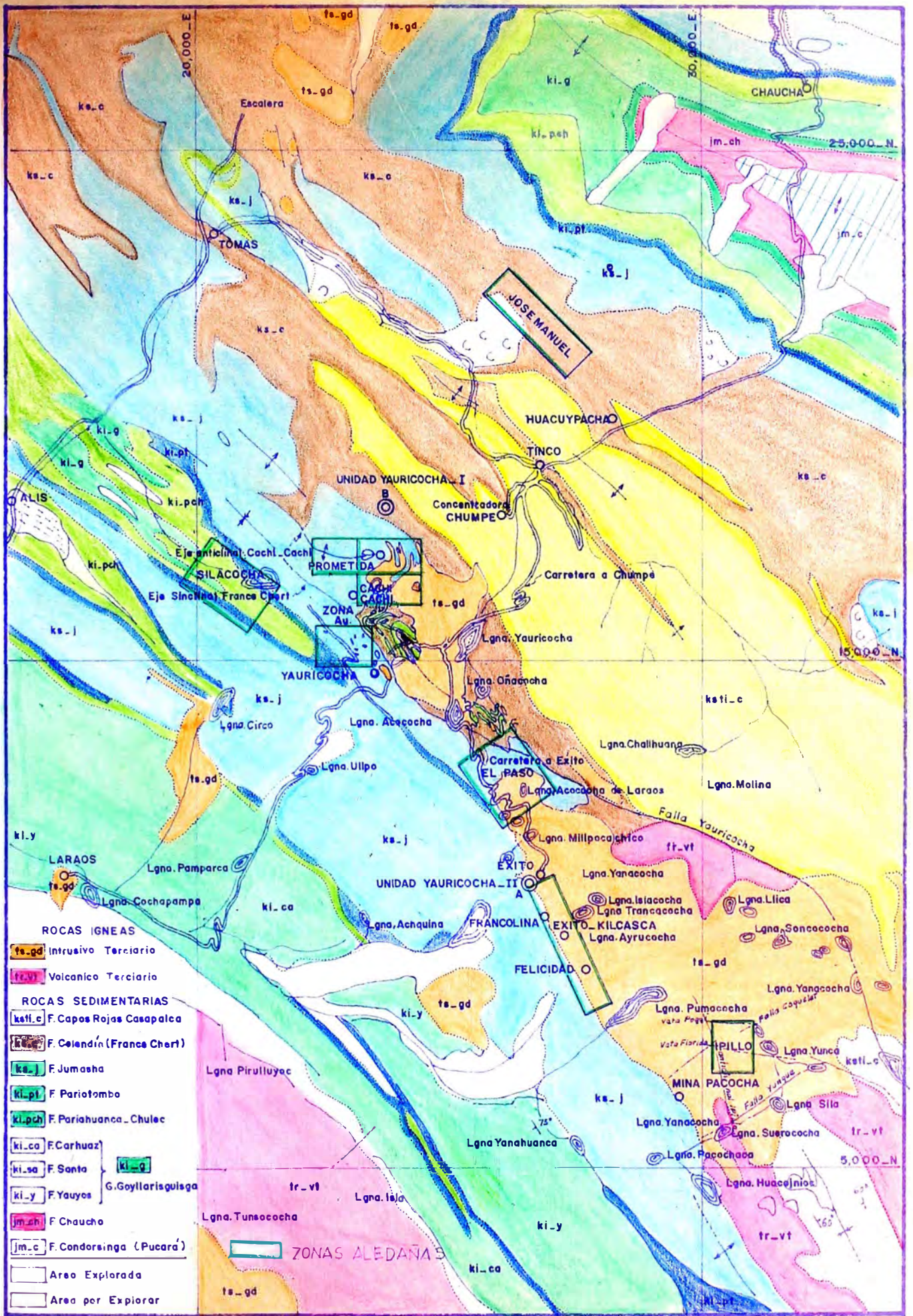
- Mineral Probado-Probable Proy. Galería
- Mineral Prospectivo
- Mineral Potencial

**SECCION LONGITUDINAL A LO LARGO
DE LOS CUERPOS MINA CENTRAL
MIRANDO AL NOR-ESTE**

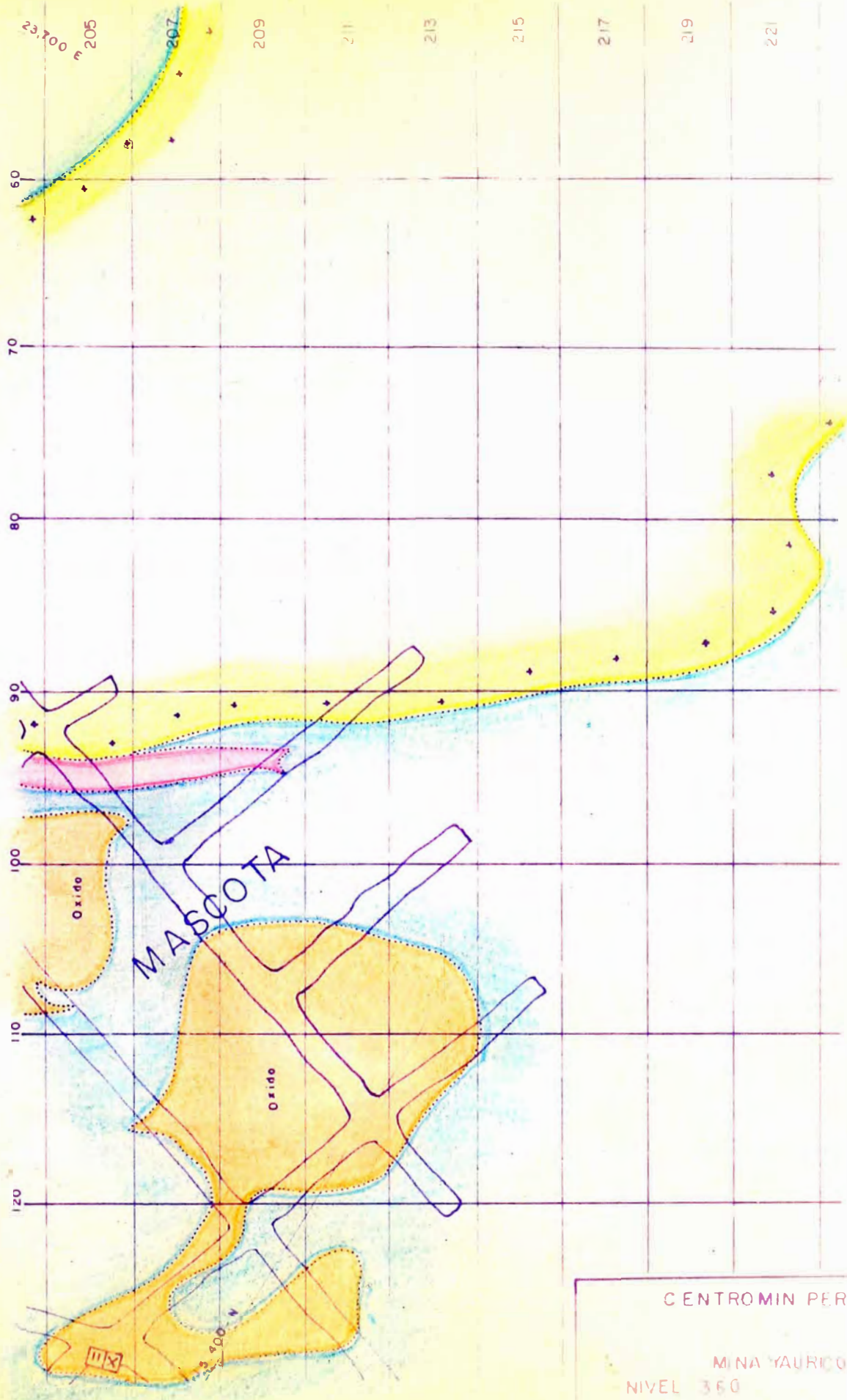
**CENTROMIN PERU S.A.
UNIDAD YAURICOCHA**

ESCALA: 5,000

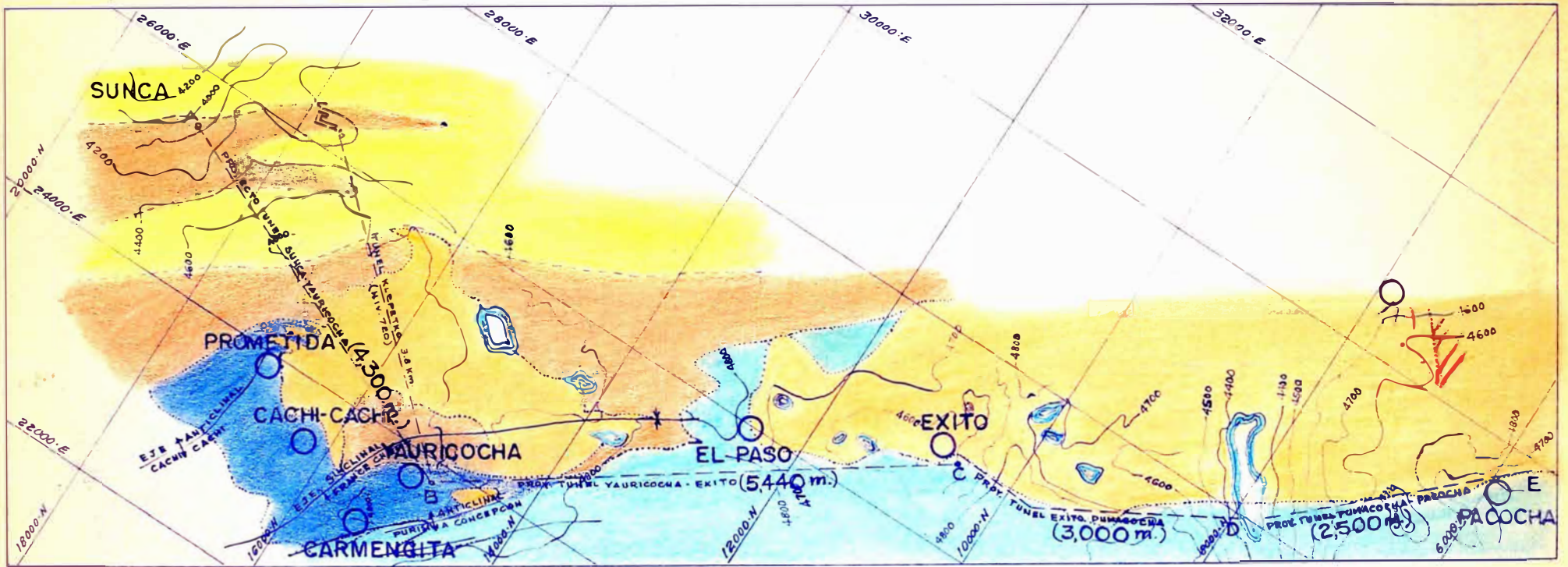
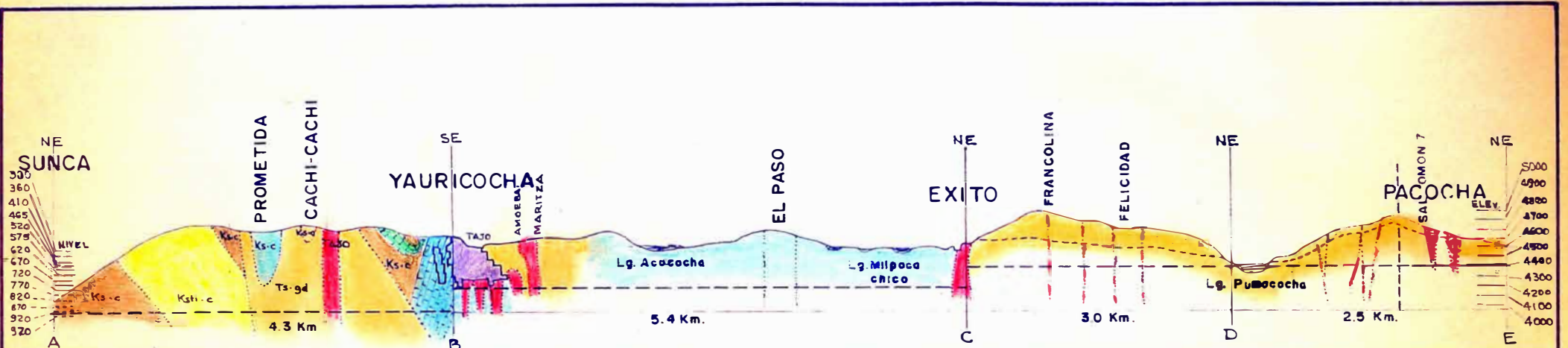
COORD. EN METROS



REV'S	Levantado por: H.E. Brownbill Fecha 1928	CENTROMIN PERU S.A. — YAURICOCHA	BLOCK
	J.B. Stone 1928		
Geología	por: E. Osborne Fecha 1951	PLANO GEOLOGICO REGIONAL	
	E. Sigried		
Dibujada	por: D. Solórzano Fecha 1993	Escala 1:100,000	B-007
Trazado	por: " Fecha "	Cóordonada en Metros	Referencia: Nivel del Mar



CENTROMIN PERU
 MINA YAURICOCHA
 NIVEL 360
 ESCALA 1:500



LEYENDA

- | ROCAS SEDIMENTARIAS | | ROCAS IGNEAS | |
|---------------------|-------------------------|--------------|--------------------------|
| | Capas Rojas | | intrusivo Granodiorítico |
| | Celendin (France chert) | | Volcanico Torciario |
| | Jumasha | | |

CENTROMIN PERU S.A		GEOLOGIA YAURICOCHA	
SECCION Y PLANO GEOLOGICO			
PROYECTO DE EXPLORACION (TUNEL)			
ESCALA 1: 60 000	COORD.: EN METROS	ELEV. REF. NIVEL DE MAR	