

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA



METODOLOGIA Y OPTIMIZACION DE LA
EXPLOTACION DE LOS CONJUNTOS DE
VETAS EN HUARON

Informe de Ingeniería

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

Fernando Pajuelo Rincón

PROMOCION 1975-I

LIMA-PERU

1 994

INFORME SOBRE EXPERIENCIA PROFESIONAL

1. CORPORACION MINERA NOR PERU S.A.

Antes Northern Perú Mining Corporation

Filial de ASARCO (American Smelting and Resources Corporation)

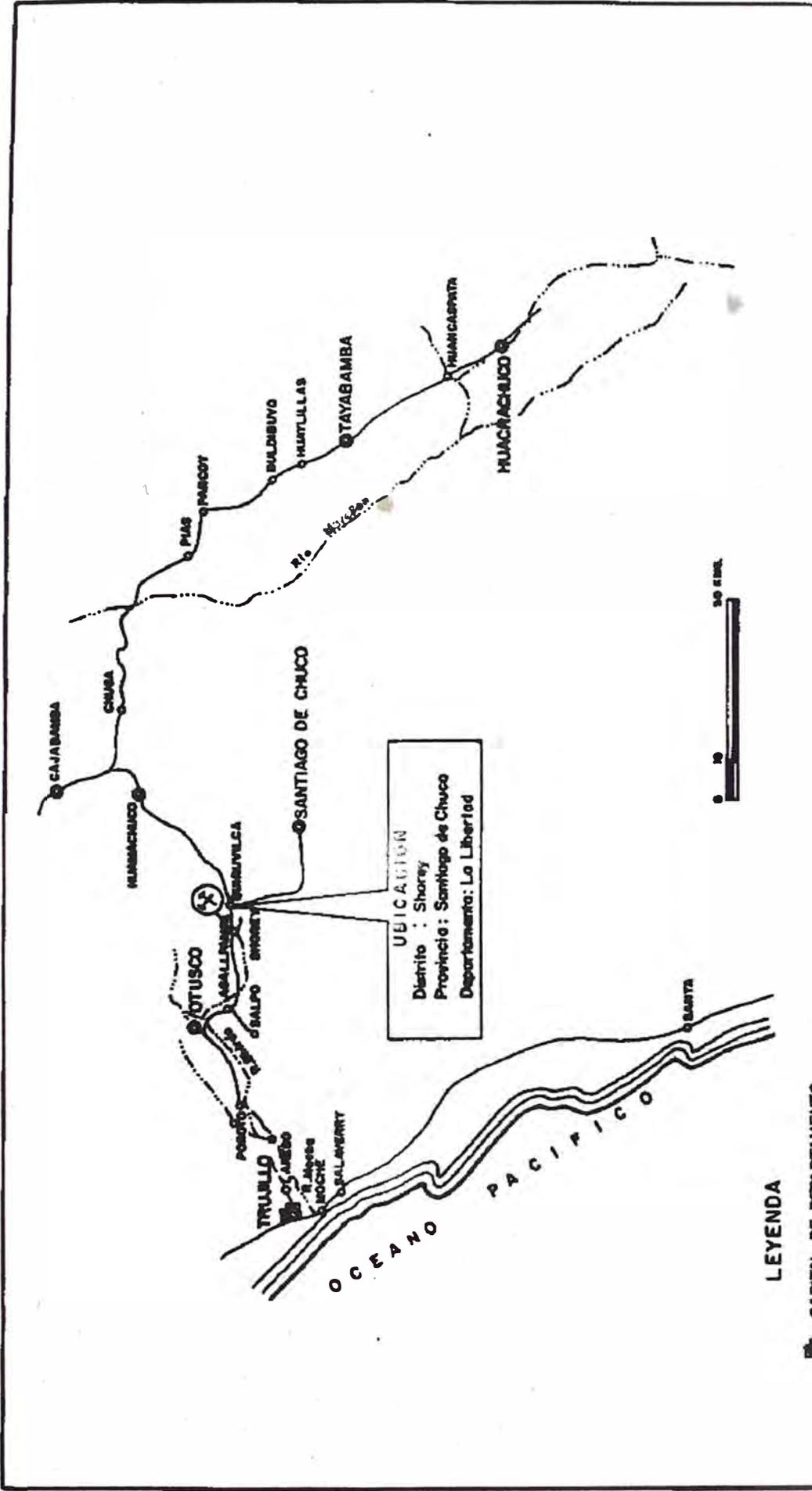
- 1.1 Unidad Minera Quiruvilca
- 1.2 Período 05/10/76 al 03/03/79
- 1.3 Tiempo 2 años 5 meses
- 1.4 Cargos Ing. Foreman en Explotación
- 1.5 Trabajos realizados:

GENERALIDADES

La Unidad se encuentra ubicada en el distrito minero de Quiruvilca, Provincia de Santiago de Chuco y Departamento de La Libertad. Ver Gráfico 1

La zona en mención, fisiográficamente se encuentra situada sobre la vertiente Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes. Sus valles son redondeados, siendo los agentes modeladores preponderantes de la zona la erosión glacial y fluvial.

En cuanto a su petrología, en esta zona se encuentran rocas volcánicas andesíticas y basálticas, intruidas por pequeñas inyecciones riolíticas, además se observan unas pocas capas de tufos y sedimentos lacustres, tufáceos. Al norte del Área hay flujos de basalto



UBICACION
 Distrito : Shorrey
 Provincia : Santiago de Chuco
 Departamento: La Libertad

LEYENDA

- CAPITAL DE DEPARTAMENTO
- CAPITAL DE PROVINCIA
- DISTritos Y ANEXOS
- RIOS

CORPORACION MINERA NOR PERU S.A.	
UNIDAD QURRUVILCA	
PLANO DE UBICACION MINA QURRUVILCA	
Diseñado: F. Fajuelo	GRAFICO 1
Trazado: F. Fajuelo	

intercalados con andesita y brechas, los afloramientos tienen potencias entre 2 y 15 mts.

A continuación describo los trabajos efectuados en esta Unidad durante mi tiempo de servicios.

JEFE DE LA SECCION A

Debo mencionar que esta sección estaba constituida por los desarrollos y explotación de las estructuras de Papelillo y Sorpresa, desde el nivel 50 (N-50) al N - 3918 y de allí a superficie.

Como Jefe de Veta, tenía a mi cargo la responsabilidad del control de la supervisión general de la sección; para lo cuál, contaba con el apoyo de 6 asistentes supervisores divididos en dos guardias.

En cuanto a los desarrollos, estos fueron efectuados sobre la estructura de Papelillo N-50, en el sector Este de la mina del 250E al 950E. Esto tuvo como finalidad aumentar las reservas de esta veta, ya que la explotación de esta veta del N-3918 a superficie estaba bastante avanzado y por ende reducidas a fines de 1976.

El mineral de esta estructura fue clasificado como mineral complejo por sus contenidos de Au, Cu, Pb, Zn y Ag. La potencia diluida de la veta era de 1.18 mts. aproximadamente. En cuanto a su reserva a fines de 1976 no sobrepasaba las 50,000 DST (toneladas cortas secas) entre mineral económico y de baja ley (low grade), lo que apenas alcanzaba la producción de un año y tres meses aprox. para esta sección.

En cuanto a la mineralización de la veta Papelillo, esta se realizó antes del fallamiento porque a todo lo largo de la veta se encuentra espejo de falla, gauge en las cajas y presentándose además el mineral muy sólido (poco cristalizado), siendo posible que la falla haya sido inversa y producido por esfuerzos compresionales de rumbo NE-SW.

Conforme se avanzaba el desarrollo de la galería tanto al Este como al Oeste se iban proyectando las chimeneas en estructura (rumbo promedio N 45° E y buzamiento de 70° a 85° al Sur) hasta el N-3918, cada 40-80 mts. a lo largo de la galería. Estas chimeneas enmaderadas (cribes de 3 mts. x 1.25 mts. x 8" de diámetro) y de doble compartimiento, tenían las siguientes características:

- Servían como fin de panel de 2 tajeos winche.
- Eran usadas como chimeneas de ventilación, acceso y servicios auxiliares (tuberías de aire, agua, etc.).
- Durante la fase de relleno, uno de los compartimientos de esta chimenea era usado para el abastecimiento de desmonte detrítico para el completado de relleno de estos tajeos.

En cuanto al sistema de explotación para las estructuras de Papelillo y Sorpresa era el de corte y relleno ascendente, haciendo uso de winches neumáticos y eléctricos (equipos de rastrillaje) entre 15 y 25 HP

desquinche de la caja piso (estéril) para pase del rastrillo en el siguiente piso. Sirviendo este desmonte disparado para relleno del tajeo, lo que se completará con el desmonte jalado de las chimeneas fines de panel de cada tajeo.

Como se podrá notar, el piso de un tajeo una vez relleno con desmonte, producto del desquinche de la caja o de las chimeneas fin de panel, no es todo lo parejo del caso, ya sea a causa de la fuerte porosidad de los bancos de estéril. Lo anterior obliga a tender tablas de 2" de espesor en forma tupida a todo lo largo y ancho del tajeo antes de arrancar corte en veta, esto es con la finalidad de que el mineral disparado no se entremezcle con el desmonte del piso relleno o se filtre por las porosidades del relleno.

En cuanto a la perforación, esta se efectúa en forma horizontal (salvo en los arranques), haciendo uso de perforadoras Ingersoll rand (drifters).

En cuanto a la malla de perforación en veta, varía de 40 cms. x 40 cms. a 50 cms. x 50 cms.

Para el sostenimiento tanto de las cajas como el alza se usan palos redondos de 6" a 10" de diámetro inclusive, lo mismo que pernos con resina o pernos de mariposa. El radio de influencia de estos pernos y para estos tipos de terreno ha sido optimizado a un promedio de 1.5 pies, lo que dará lugar a la instalación entre perno y perno de una distancia de 3 pies y situado en

de potencia. Fue desechado los tajeos de almacenamiento provisional (salvo excepciones) debido a la estrechez de las estructuras, lo mismo que la fuerte alteración de las rocas de la caja piso como del techo y aunado a lo anterior la fuerte compresión de éstos.

Los tajeos proyectados eran de una longitud de 30 a 40 mts. en promedio y una altura entre nivel inferior y superior de 70 mts. aproximadamente. Cada tajeo tenía su chimenea fin de panel (descrito anteriormente) y su echadero - camino (doble compartimiento) construido de madera (cribes de 3 mts. y 1.25 mts. y 8" diámetro), para que posteriormente una vez explotado este tajeo hasta el nivel superior, se arrancase otro tajeo a partir de este mismo echadero-camino; pero, para este caso, el echadero pasaría a ser camino y el camino pasaría a ser echadero y además haciendo uso de otra chimenea fin de panel ubicado en el lado opuesto. En cuanto a los puentes de mineral dejados entre el techo de la galería y el piso del subnivel (a partir del cual se arrancará el tajeo) varían de 2.50 mts. a 3.00 mts., dependiendo de la competencia del terreno en cada sector.

En estos tajeos, debido a la estrechez de las estructuras se aplica el método selectivo, que significa en sacar primero la veta con una dilución insignificante; para posteriormente, una vez limpiado el mineral selectivo, se proceda a efectuar el

JEFE DE LA SECCION B

Por la semejanza con la sección anterior, en cuanto a estructuras y explotación de las mismas, daremos algunas notas sobre ciertas variantes aplicadas a esta sección.

Las estructuras Moche, Pupi, Almiranta y Pachacútec se explotaban del N-100 al N-200 (pasando por el nivel N-160). En cuanto a leyes, estas vetas tenían buen contenido de Au, Cu, Zn, y Pb, pero no así en Ag. La potencia promedio de estas estructuras era de 1.40 mts. aproximadamente (diluido); en cuanto a las cajas, estas eran totalmente alteradas y la veta incompetente.

El sistema de explotación para estas estructuras era el de Corte y Relleno Ascendente, con la variante del uso del relave cicloneado de la Planta Concentradora para el rellenado de los tajeos, debiendo anotar que el rendimiento promedio obtenido para el relleno de los tajeos con relave era de 20 metros cúbicos por hora. En cuanto a los equipos de limpieza usados eran los winches neumáticos y eléctricos.

Como Jefe de Veta, tenía la responsabilidad semejante como en la sección A, contando con el apoyo de 6 supervisores de guardia divididos en 2 guardias.

El ore pass 1315 era el echadero principal de esta sección y se encontraba ubicado en la zona céntrica de estas estructuras.

En cuanto a la producción mensual de la sección B, esta

forma romboidal a partir de los vértices.

Si bien las secuencias del método de explotación son sencillas, se exige un control estricto en cuanto a la perforación, con la finalidad de extraer un mineral selectivo y con una dilución ínfima. Lo mismo que para la perforación de la caja piso, se debe efectuar de tal manera que después del disparo tenga el ancho necesario para que pueda transitar el rastrillo en el siguiente corte.

La sección A se encontraba situada en la parte más alejada de la mina y su extracción de mineral estaba basado en el uso de un antiguo ore pass 1020, un echadero que podríamos llamarlo provisional, ya que se aprovechaba lo que era la única chimenea que comunicaba con el nivel principal de extracción (N-220). Este ore pass se encontraba en malas condiciones además que ya había cumplido su programa fijado años antes y que por el mismo uso y la incompetencia del terreno en casi todos sus sectores, éste alcanzaba un ancho de 12 mts. o más en varios tramos, originando condiciones inseguras, dilución de mineral, retrasos en la extracción de mineral por los continuos atraques, aunado a esto que se encontraba en un sector bastante alejado de la sección, lo mismo que de la tolva de gruesos. Posteriormente, como veremos más adelante, se dan soluciones respecto a la sección A, pero a partir de la sección C.

tenía un previsto entre 7,000 a 8,000 DST.

JEFE DE LA SECCION C

Esta sección estaba formada por 3 sectores principales, de los cuales por su importancia, sólo nos referimos a dos:

SECTOR DE DESARROLLO DEL CRUCERO 25E

La finalidad del desarrollo de este cruceo fue cortar las estructuras de Papelillo y Sorpresa en el N-220, con la finalidad de desarrollarlo en galerías y aumentar las reservas de estas vetas entre los niveles 50 y 220, por encima de las 240,000 DST. Como se refirió anteriormente, eran reducidas las toneladas a explotar en la sección A aunado a esto que era necesario la construcción de un sistema de ore passes cercano a estas vetas y en terreno competente, con la finalidad de anular el ore pass 1020, que era un freno para realizar las producciones previstas para la sección A.

El cruceo 25E (a partir del N-220) se proyectó teniendo en consideración un estudio sobre la profundización de las estructuras de Papelillo y Sorpresa, efectuado por el Dpto. de Geología y que llevó a las siguientes conclusiones:

- El flujo mineralizante ha seguido una dirección ascendente casi vertical (85°).

- La mayor temperatura se encuentra en profundidad y menor temperatura en superficie.
- Los testigos obtenidos, producto de los DDH 768, 769, 24 y 789, que han cortado a Papelillo por debajo del N-50, nos hacen ver que en ancho y leyes son bastante aceptables.
- La exploración debe ser a profundidad.
- En la zona ha existido muy poca erosión.
- La ausencia de alguna falla de importancia que origine algún cambio en la estructura de las vetas.
- En la veta Papelillo y Sorpresa, la plata (Ag) se encuentra en toda la sección, pero en la veta Papelillo la mejor zona se encuentra entre las secciones 450E y 680E.
- La potencia de la veta Papelillo es mayor en los flancos Este y Oeste. Si tomamos como centro de referencia el nivel 50, vemos que va disminuyendo paulatinamente hacia la superficie.

PREPARACION

La preparación consistía en seguir un crucero (X-CUT 25E hacia el Norte, sección 4.50 m. x 4 m., sección cuneta 0.13 m²) a lo largo de 584 mts. (N-220) y en un tipo de roca andesítica (Pe: 2.45 tns/m³). Las causas de su sección es ayudar para una ventilación adecuada para esta zona, una vez concluido su desarrollo e

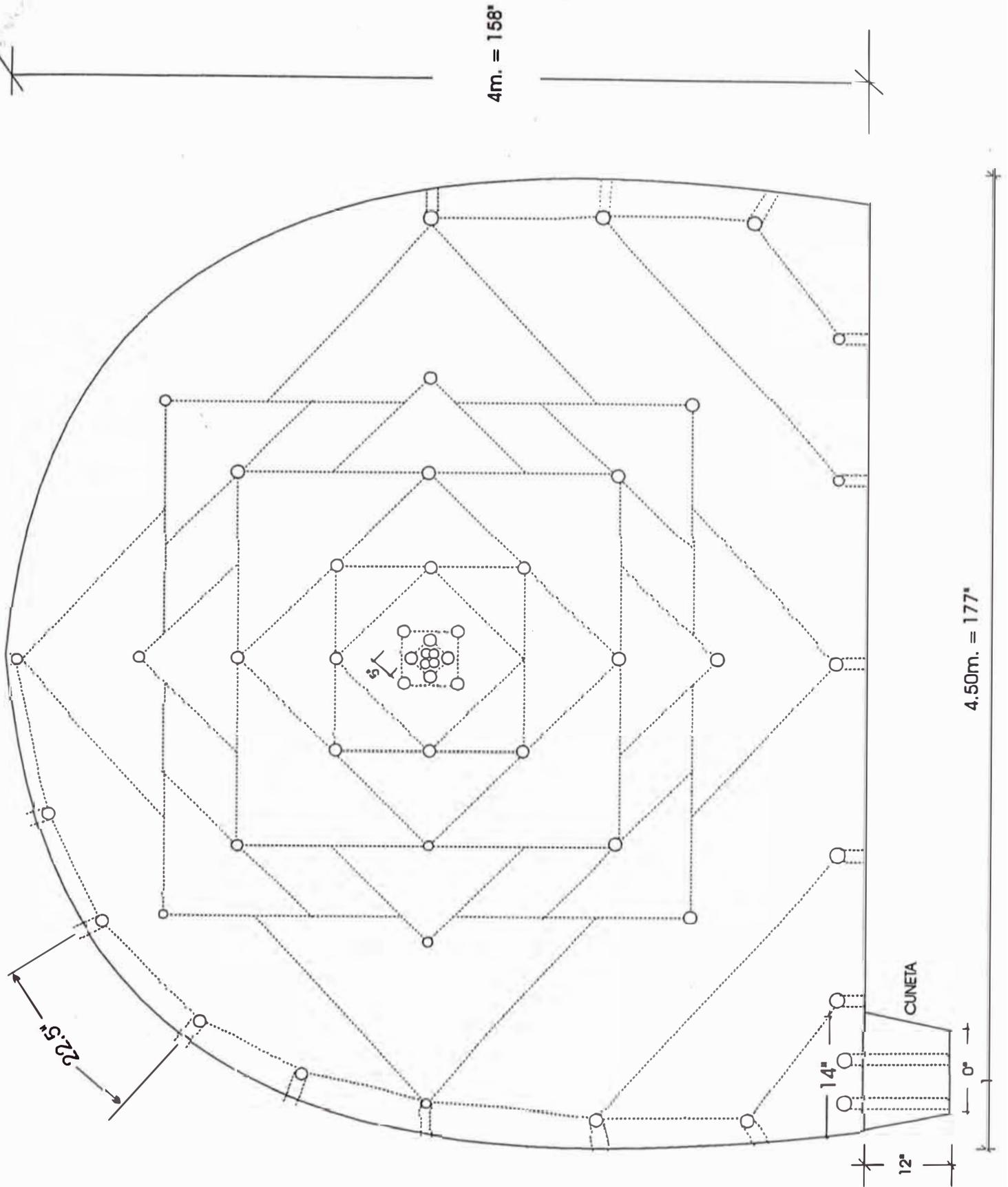
iniciado la explotación, aunado a que el tipo de locomotora a extraer mineral de este sector será diesel (AGV) y con la posibilidad de instalación de doble vía férrea, para dar mayor flexibilidad en la extracción de mineral de este sector. En cuanto al trazo de perforación verlo en Plano II y para el rendimiento se puede observar en Diagrama II.

El tipo de equipo de limpieza a usar para la evacuación de desmonte del frente es un vehículo LHD ST-2B (Wagner) y llevado a superficie por carros en balancín de 40 pies cúbicos de capacidad.

En cuanto a los cruceros para el llenado de los carros mineros de 40 pies cúbicos se harán cada 100 mts., y tendrán una sección de 3 m. x 2.90 m. x 7.00 mts. de largo, siendo el total de estos cruceros a construir de 5. Aparte de la construcción de un crucero de sección 4.50 m. x 4 m. x 11.50 m. de largo, que servirá para el garage del ST-2B.

Proyección del X-CUT 210E al Este (a partir del X-CUT 25E, sección crucero 3 m. x 2.9 m., sección cuneta 0.09 m²).-

Con una longitud de 188 mts. y en un tipo de roca andesítica piritizada (Pe: 2.45 tns./m³), además de un crucero de la misma sección y en forma de media luna que unirá al X-CUT 25E y al X-CUT 210E, cuya longitud será de 120 mts.



CORPORACION MINERA NOR PERU S.A.
UNIDAD QUIRUVILCA

TRAZO CORTE QUEMADO USADO EN FRENTE
 X-CUT 25E (4.50m.x 4m), NIVEL - 220

Dibujado : F. Pajuelo ESCALA : 1mm = 1"

Trazado : F. Pajuelo PLANO : 1 1

PERFORACION				
<p>TIPO DE ROCA Andesita Verdosa piritizada.</p> <p>PESO ESPECIFICO 2.45 tns/m³</p> <p>SECCION Cuneta 0.13 m² Crucero 14.4 m² 4 x 4 x 4.5 m² 5</p>	<p>TRAZO Corte quemado Diametro taladro: 32 mms Longitud taladro: 6' = 96" No Taladro: 69 Pies perforados: 552</p> <p>PERFORADORA Ingersoll Rand</p> <p>RENDIMIENTO 1.85 pies/minuto, 80 PSI incluido tiempos en cambiar barreno</p>	<p>PERSONAL (3) 2 Maquinistas y 1 ayudante.</p> <p>PERFORACION FRENTE Una pareja empata perforación hasta 5' c/taladro mientras el tercero lo entera hasta 6'. Tiempo requerido: 3 hrs. 07'</p> <p>PERFORACION PARA PERNOS 25 taladros (6' c/u) Maquinista y audte. hacen perforación, el tercero coloca los pernos. Tiempo requerido: 1 hora 22'.</p>		
VOLADURA				
<p>TIPO EXPLOSIVO USADO Dinamita Semexa 60% (Semigelatina) Peso: 0.187 lbs/cartucho Dimensión: diametro 7/8", largo 9" Guia hilo: 9' c/c Ignita cord: 60' por cada disparo.</p> <p>CARGADO 4 del centro no se cargan 4 arranques - 56 cartuchos 4 ayudas - 48 cartuchos 57 taladros - 7 cartuchos c/u. Total: 503 cartuchos (94.06 lbs).</p>	<p>AVANCE Teórico: 6' = 2.44 m. Efectivo: 95%: 2.30 m.</p> <p>PARAMETROS Volumen insitu a ser movido 14.53 x 2.30 = 33.42 m³ Abundam. 50%: 16.71 m³ Volumen del material roto: 50.13 m³ Tns. de material a ser roto: 81.9</p> <p>FACTOR DE EXPLOSIVO 94.06: 91.9 = 1.15 lbs/tn. 94.06: 2.30 = 40.90 lbs/m. de avance.</p>	<p>TIEMPO REQUERIDO PARA CARGADO Y VOLADURA 30 minutos</p> <p>CORPORACION MINERA NOR PERU S. A. UNIDAD QUIROUILCA</p> <p>DIAGRAMA DE PERFORACION Y VOLADURA EN FRENTE X-CUT DE E. NIVEL 250</p> <table border="1"> <tr> <td>APUNTES: F. Pajuelo</td> <td>DIAGRAMA: I I</td> </tr> </table>	APUNTES: F. Pajuelo	DIAGRAMA: I I
APUNTES: F. Pajuelo	DIAGRAMA: I I			

La finalidad de este crucero es encontrar mineral en la veta Papelillo, con una probabilidad del 90% de acuerdo a informaciones geológicas, a partir del sector 400E al Este y posteriormente desarrollarlo en galería.

La finalidad de preparar Papelillo es buscar que desarrollen los niveles 100 y 160 hacia Papelillo y Sorpresa en secciones donde la distancia sea mínima e iniciar la construcción del sistema de Ore Passes del Nivel 220 al Nivel 50.

Continuación del X-CUT 25E al N (sección 3 m. x 2.9 m., sección cuneta 0.13 m²).— Con una longitud de 253 mts. y en un tipo de roca andesítico. Su finalidad es cortar la veta Sorpresa y desarrollarla en galerías.

UBICACION DEL SISTEMA DE ORE PASSES

Se vieron dos posibilidades:

- Sección 620E.— La razón para esta ubicación radica básicamente en el aprovechamiento del N-50 ya existente.
- Sección 220E.— Su ubicación en la caja piso de las estructuras y libre de vetas.

Las que se llegó a la siguiente conclusión:

La segunda alternativa ofrecía un ahorro de 143,000 dólares en comparación con la primera alternativa, teniendo en consideración el costo del transporte subterráneo y el costo de galerías en estéril. Por tal

razón se convino en proseguir con las preparaciones en la sección 220E.

SECTOR DE LUZ ANGELICA

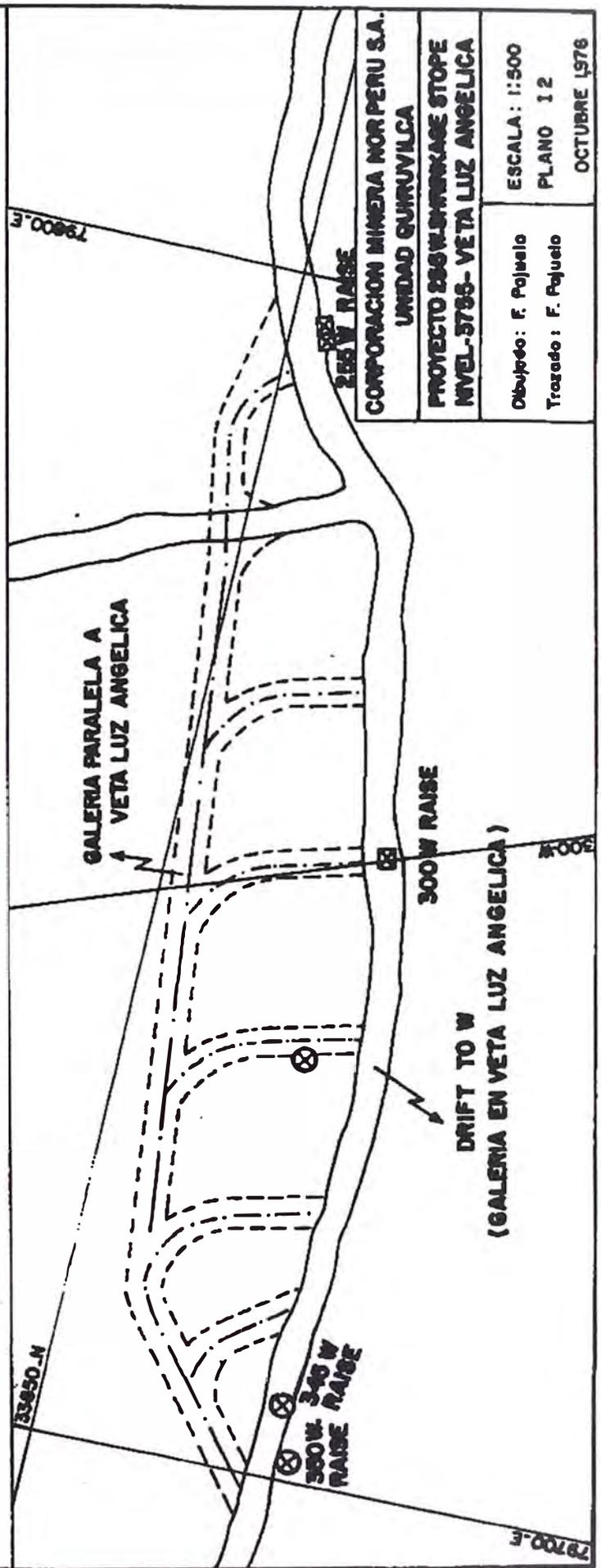
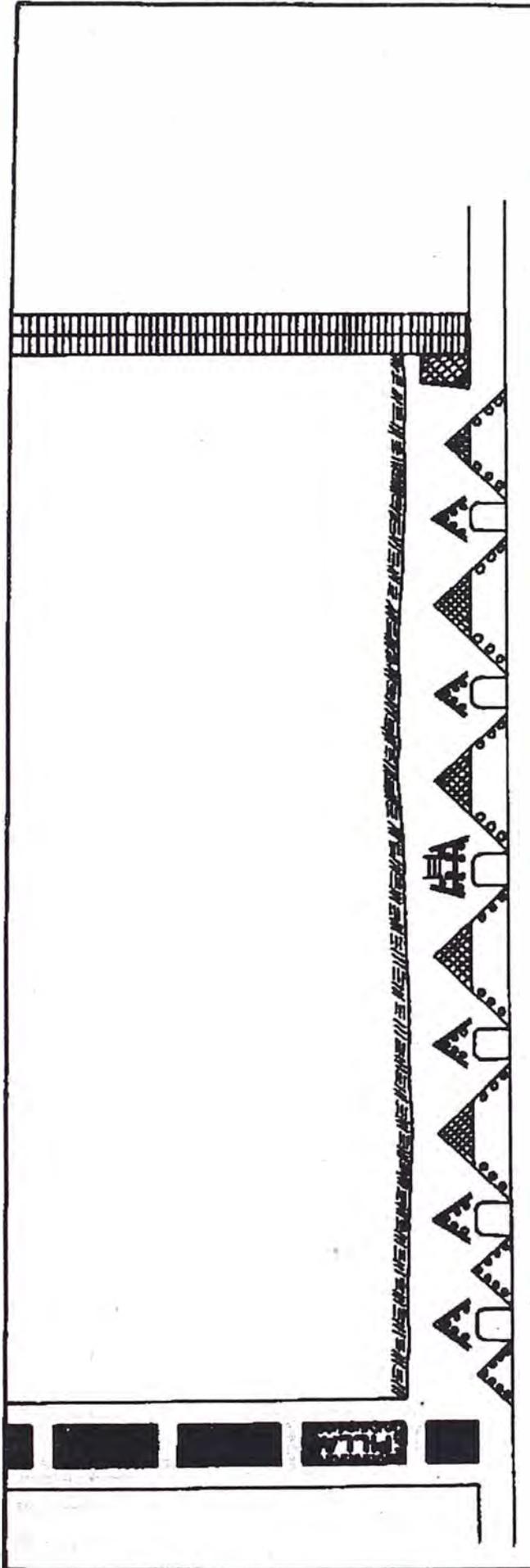
Este es un sector muy importante de la sección C, ya que producía el 60% aprox. del tonelaje previsto de la sección. Estaba basado en la explotación de la estructura de Luz Angélica a través de tajeos de Almacenamiento Provisional, haciendo uso de un vehículo trackless ST-2B (WAGNER).

INFRAESTRUCTURA

Ver Plano I2

Paralelamente con el desarrollo en galería de la estructura, se seguía el desarrollo de la galería en estéril, pero a una distancia de 10 mts. aproximadamente (perpendicular) de la primera galería. Desarrolladas las 2 galerías, estas se unían a través de cruceros (perpendiculares) cada 15 mts. aprox., preparando los chaflanes (ángulo de 45°) entre crucero y crucero, a partir de la galería desarrollada en estructura.

Conjuntamente con las preparaciones anteriores se construirán las chimeneas fin de panel (a 100 mts. de distancia aprox.), las que nos servirán como chimeneas de ventilación, acceso de personal y transporte de materiales. Estas chimeneas se desarrollaban en estructura del nivel inferior al superior.



CORPORACION MINERA NOR PERU S.A.
UNIDAD GURRUVILCA
PROYECTO 285W-SHANKAGE STOPE
NIVEL-5755- VETA LUZ ANGELICA

Dibujado: F. Pajuelo
 Tracado: F. Pajuelo

ESCALA: 1:500
 PLANO 12
 OCTUBRE 1976

Debemos aclarar que las preparaciones de estos tajeos, a partir de las galerías base por donde va a transitar el vehículo LHD ST-2B, estarán centradas alrededor de un Ore Pass principal, el que a su vez estará comunicado con el nivel principal de extracción (N-220 para este caso).

ACUMULADO DE MINERAL

Teniendo la infraestructura preparada, se comenzaba a efectuar los arranques en veta acumulando el mineral y desocupando el exceso con el ST-2B. La altura de banco a disparar era de 7', en cuanto al porcentaje de abundamiento era de 40% aproximadamente.

En cuanto al rendimiento, para estos tajeos se llegaban hasta 10 TM/HG.

2. COMPANIA MINERA HUARON S.A.

Antes Compagnie Des Mines de Huarón

Actual ADMINCO

- | | | | |
|-----|---------------|---|---|
| 2.1 | Unidad Minera | : | San José - Huarón |
| 2.2 | Período | : | 08/08/79 al 10/12/90 |
| 2.3 | Tiempo | : | 11 años 4 meses |
| 2.4 | Cargos | : | Jefe de Sección
Asistente Jefe de División
Jefe de División
Jefe de Servicio de Mina |

2.5 Trabajos Realizados:

GENERALIDADES

El Distrito Minero de Huarón, se encuentra ubicado en la Sierra Central, flanco Oriental de la Cordillera Occidental de los Andes, en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco, a una altura promedio de 4,600 m.s.n.m. Su posición geográfica es:

Longitud Oeste 76° 25'

Longitud Sur 11° 00'

Regionalmente Huarón se encuentra dentro de la estructura de la Cordillera Occidental, con grandes plegamientos que formaron anticlinales-sinclinales que forman parte de un anticlinorium con N 20° W de rumbo. Dentro de la cordillera se encuentra ubicado en el flanco Este. La estructura de mayor importancia es el Anticlinal de Huarón, este eje se encuentra barrido por la erosión, siendo su dirección NNW-SSE.

En cuanto al tipo de yacimiento, es epigenético - primario, estructuralmente en forma de vetas, bolsonadas y mantos (filón-capa). Desde el punto de vista de temperatura es Hidrotermal, con temperaturas que van desde el Mesotermal en su parte central al Epitermal en los extremos del distrito.

A continuación describo los trabajos efectuados en esta Unidad durante mi tiempo de servicios.

JEFE DE LA SECCION OESTE 500

Esta sección está constituida por los desarrollos y explotación de las estructuras Fastidiosa, Caprichosa, Alianza, Constancia (y estructuras transversales a ella), Veta 4 y estructuras transversales al contacto (marga-conglomerado) de San Pedro. Estas estructuras se encuentran ubicadas en el lado Oeste del Anticlinal de Huarón, con rumbo Norte-Sur (principales) y Este-Oeste. La explotación de las estructuras se efectúan del N-500 al N-600, usando para todos los tajeos el sistema de Corte y Relleno Ascendente. La explotación por conjuntos que se explican más adelante.

Para el relleno de los tajeos se usa relave cicloneado, con el mayor porcentaje de sólidos entre las mallas +48 y +140.

En cuanto a los echaderos para estos conjuntos (2 por cada conjunto), por la misma capacidad mensual de cada echadero (1000-1500 TM/echadero-mensual) son usados las chimeneas dressers, chimenea convencional (en estéril) seguido con tabique de concreto en cada corte y por último echaderos de elementos metálicos circulares (1155 mms. de diámetro) y elípticos (1155 mms. de diámetro mayor y 800 mms. de diámetro menor).

**EXPLOTACION DE VETA 4 (BUZAMIENTO CUASI VERTICAL),
Haciendo uso de una pala Cavo 310.**

La veta 4, es una estructura Este-Oeste, explotable con un Cavo 310 entre los sectores 4665E y 4800E (entre el nivel 500 y 600), con potencia promedio de 2.23 mts. aprox. en este sector, lo cual se adecúa al ancho de operación de la Cavo.

Este tajeo está formado por sus chimeneas fines de panel C-50 y C-60 (del nivel 500 al nivel 600) y un echadero C-54, ubicado en la parte central del tajeo y en la caja, tabiqueándose con concreto corte a corte.

Para las fases de explotación, mientras el ala Este se encuentra en perforación-voladura, el ala Oeste se encuentra en fase de limpieza. A su vez, cuando el ala Oeste se encuentra en fase de perforación-voladura en el piso $n + 1$, el ala Este se encuentra en fase de limpieza en el piso n . En cuanto al salto que tiene que hacer la Cavo para continuar con su limpieza en el piso $n + 1$, requiere de 2 a 3 días de para, ya que requiere evacuar el desmonte del estoque al echadero C-54, el tabiqueado y posterior relleno de la otra ala.

A continuación damos algunas características de la Cavo 310:

- Potencia del motor de tracción 2 x 10 HP
- Potencia motor de cuchara 12 HP
- Capacidad de cuchara 0.13 m³
- Capacidad de tolva 1.00 m³

• Velocidad	4.50 Kms/hora
• Consumo de aire	8.00 m ³ /minuto
• Peso Neto	3.050 Kgs.
• Presión de Trabajo	85 PSI.
• Entrada de aire	1.5"

En este tajeo se han obtenido rendimientos aprox. de 10.01 TC/hora de operación y encima de 6.7 TC/hombre-guardia.

En cuanto al relleno se usa el relave cicloneado de Planta Concentradora.

ASISTENTE JEFE DE LA DIVISION SUR DE LA MINA

El cargo anteriormente nombrado lo desempeñé conjuntamente con las responsabilidades de la Sección Oeste 500, además de reemplazar al Jefe de la División Sur de la Mina en caso de ausencia de éste; de tal manera que los dos (Jefe de la División y Asistente) no pueden ausentarse de la Unidad Minera a la vez.

En cuanto a la División Sur de la Mina, está constituido por las secciones: Oeste 500, Oeste 600, San Narciso y Servicios Generales, debiendo incidir mayormente los responsables de esta División en la Supervisión y Control de este último sector, ya que es el servicio de mayor apoyo a las secciones de producción, no debiendo dejar de lado los aspectos productivos de cada sección. Al referirme al servicio de mayor apoyo hacia las secciones de explotación,

quiero incidir desde el punto de vista de extracción de mineral de todas las secciones de la División Sur a partir del Nivel 500 (nivel principal de extracción, con producción diaria de 770 TM/ día) y Nivel 600 (80 TM/día aprox.); además del apoyo desde el punto de vista de instalaciones de tuberías en general (aire, agua y relleno).

PROYECTOS

PROYECTO DE EXPLOTACION DE LA CAPA-FILON FASTIDIOSA SUR (NIVEL 500 AL NIVEL 600)

Este proyecto tuvo como finalidad iniciar la explotación de la Capa-Filón Fastidiosa Sur del Nivel 500 al 600, ya que se conocía las reservas de este bloque y las mejores leyes que presentaban respecto al Norte.

Fue decidido el Sistema de Corte y Relleno Ascendente, haciendo uso del vehículo LHD CT-500 HE, que permitía trabajar con un sistema de rampas de tal manera de tener mayor flexibilidad en el número de frentes a explotar en un tajeo.

Debiendo manifestar que el CT-500 HE fue diseñado teniendo en consideración los parámetros de la estructura y sistema mismo de explotación.

Fueron proyectados las chimeneas dressers con la finalidad de que una sola por cada tajeo sirva como echadero de mineral, lo mismo que para ventilación.

JEFE DE DIVISION MINA

La mina se encontraba dividido en dos sectores, Norte y Sur. Cada zona estaba bajo la responsabilidad de un Jefe de División. El Jefe de División en coordinación con los Jefes de Sección respectivos emitía el informe correspondiente de programación y ejecución de la producción. El seguimiento diario de los estándares era importante para la conservación de las metas fijadas, lo mismo que sus costos.

JEFE DE SERVICIOS MINA

Que es la equivalencia a Jefe de Mina, habiendo desempeñado este cargo con la gestión francesa. El Jefe de Servicios Mina coordinaba con los Jefes de División de las Operaciones de la mina y recibía de ellos la información correspondiente.

Las reuniones matutinas con la Superintendencia General, el Jefe de Planta, Mantenimiento y Seguridad eran imprescindibles para la consecución correcta de las operaciones. En esta reunión se informaba de las operaciones de producción y los pormenores de ellas, de tal forma que cualquier problema que acaecía a la Mina o Planta se daba solución allí mismo.

Los programas de producción del siguiente mes se presentaban los 27 de c/mes. En cuanto a los informes mensuales de producción se presentaban los 5 de cada mes.

Reuniones diarias con los Jefes de División (20 minutos aprox.) y semanales (1.5 hrs. aprox.) respecto a las operaciones de producción, reunión semanal de seguridad. Reunión semanal con la Superintendencia sobre evolución de la producción, reunión con planeamiento, reunión con Geología.

SUPERINTENDENTE DE MINA

Con la gestión de ADMINCO. La reunión matutina estaba dirigido por la Subgerencia de Operaciones.

En forma coordinada con Planeamiento-Ingeniería se analizaban los estándares técnicos y costeos de las operaciones. Estos a su vez se informaban a los Jefes de División y Sección, para que se tomen las medidas necesarias del caso si se requirieran.

La interrelación con el Jefe de Seguridad-Capacitación con las reuniones periódicas con las operaciones y la capacitación respectiva a todo nivel.

Las reuniones y visita a Planta Concentradora eran importantes para la entrega y de un mejor acabado de mineral producido.

INDICE

1. INTRODUCCION
2. REFERENCIA HISTORICA
Análisis de Gráficas 1A, 1B
1C, 1D
3. CONJUNTO DE VETAS
3.1 Parámetros Técnicos de Estructuras de Conjuntos.
3.2 Desarrollo y Preparación de la Infraestructura de los Conjuntos de Vetas.
4. EXPLOTACION DE LOS CONJUNTOS
4.1 Arranque de la Explotación de un Conjunto
a) Perforación - Voladura
b) Limpieza.
Fuentes y Control de Dilución.
5. IMPORTANCIA DE LA PRODUCCION POR CONJUNTOS RESPECTO A LA PRODUCCION TOTAL MINA
Análisis de Gráficas 4A, 4B
4C, 4D
6. ANALISIS DE PRECIO DE COSTO TOTAL TECNICO MINA
7. CONCLUSIONES.

METODOLOGIA Y OPTIMIZACION DE LA EXPLOTACION DE LOS CONJUNTOS DE VETAS EN HUARON

1. INTRODUCCION

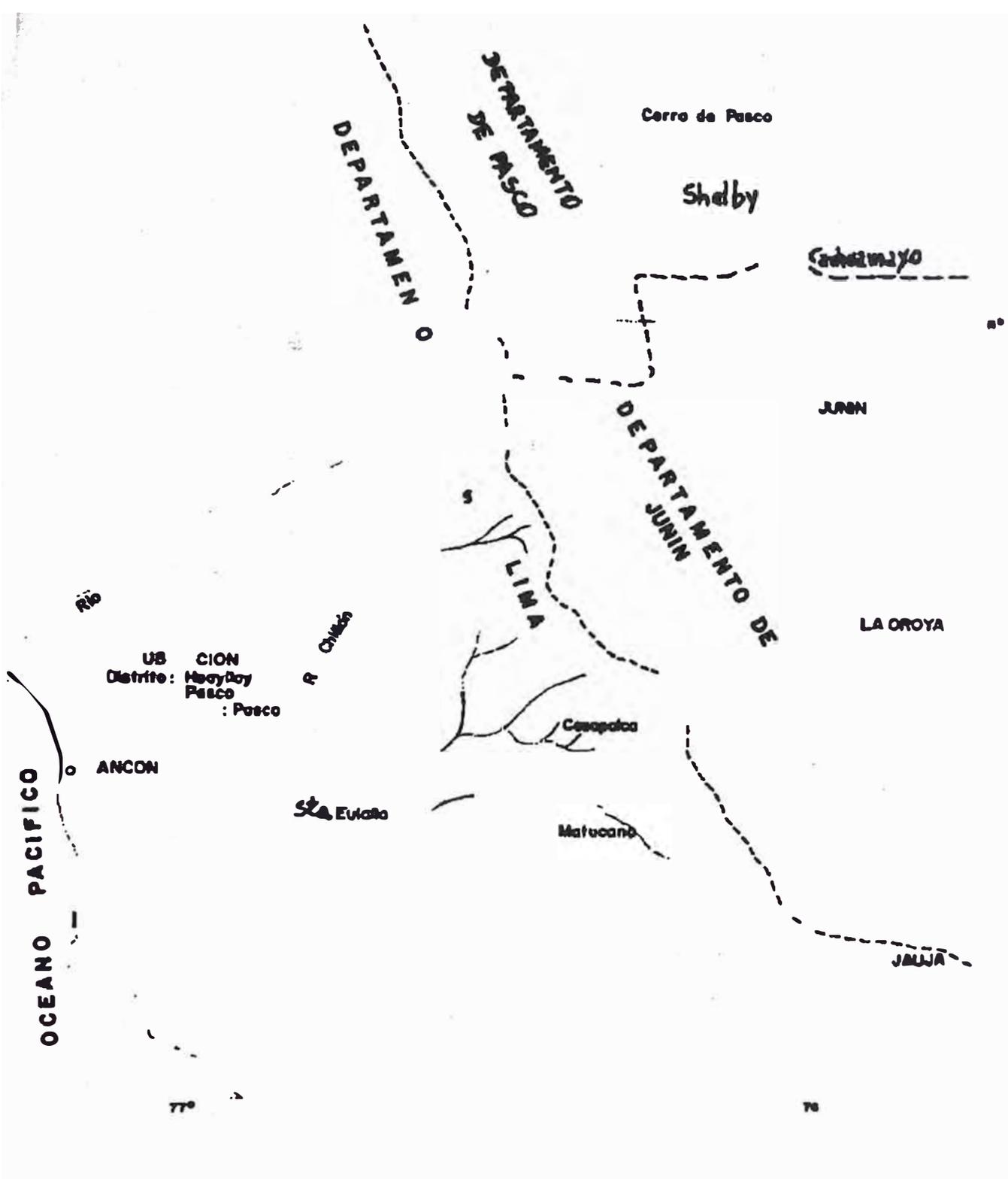
El trabajo tiene por finalidad hacer de conocimiento la explotación de los "Conjuntos de Vetas" en la Cía. Minera Huarón, lo mismo que su optimización y el papel importante que desempeña del total de la producción de la explotación de las estructuras estrechas y del total de la producción de la mina; para lo cual, se ha tenido que hacer uso de vehículos electromecánicos (LHD) de pequeñas dimensiones que se adecúen a los parámetros técnicos y explotación propiamente de estas estructuras, con la finalidad de obtener un óptimo de selectividad, seguridad, productividad y economía.

Los programas por computadora referente a estudios económicos de conjunto por conjunto ha permitido tomar decisiones frente a determinados problemas, debiéndose llevar este tipo de control mes a mes.

2. REFERENCIA HISTORICA

Ver Plano 1 referente a la ubicación de la mina.

En la década del 70, Huarón radicaba su mayor



LEYENDA

- Carretera Asfaltada
- Carretera Afirmada
- Ferrocarril
- Centros Mineros
- Capital de Provincia

**COMPAÑIA MINERA HUARON S.A.
UNIDAD SAN JOSE
PLANO DE UBICACION
MINA HUARON**

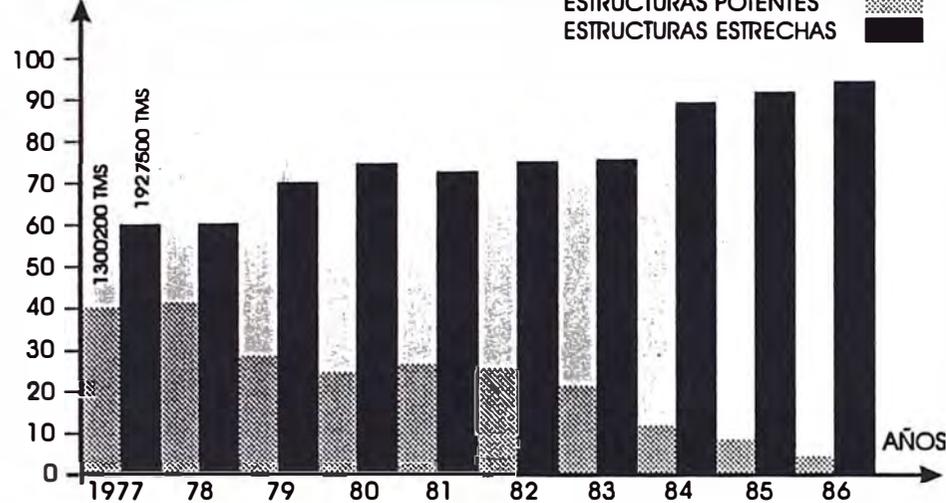
Dibujado: F. Pajuelo ESCALA: 1/100,000
 Trazado: F. Pajuelo PLANO: 1

producción en la explotación de las estructuras potentes (2 2.50 mts.); mientras que, en 1986 un 75% aprox. de su producción depende de la explotación de las vetas estrechas. Este cambio sustancial radica en base a la reducción de reservas de mineral de las bolsonadas-vetas potentes, notándose esto a fines de la década del 70. Esto originó para que a fines de esta década se acelerara los desarrollos en las estructuras estrechas (haciendo uso del Scooptram EH-1 yda³ y palas neumáticas), dándose mayor importancia a vetas del flanco occidental del anticlinal de Huarón por su alto potencial de reservas, con la finalidad de corroborar-ampliar el mineral probable, preparar la infraestructura del mineral probado para el posterior arranque de los conjuntos (iniciándose a fines de década del 70).

En la gráfica 1A se nota como ha ido variando los porcentajes de reservas de mineral (probado más probable) de las vetas potentes como estrechas correspondiente a las estructuras estrechas. En la gráfica 1B se visualiza las leyes de plata de reservas de las vetas estrechas, siendo mayores que el de las bolsonadas-vetas potentes (BVP). Según Gráfica 1C en 1978 el 60.05% de la producción mina proveían de la explotación de BVP, mientras que el 39.95% provenían de las vetas estrechas. En abril 86 el 74.08% proviene de la explotación de estructuras estrechas, tendiendo a ser mayor, por lo visto en Gráfica 1A. En la Gráfica 1D, en 1978, el 31.41% de onzas de Ag. producido provenían de la explotación

REFERENCIA HISTORICA DE LA EXPLOTACION DE ESTRUCTURAS POTENTES Y ESTRECHAS MINA HUARON

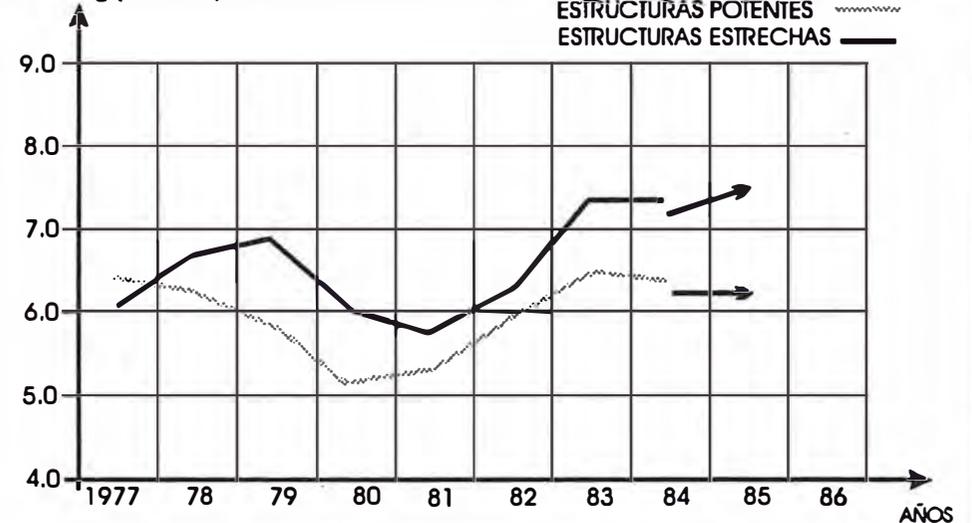
% DE RESERVAS (TMS)



PORCENTAJES DE RESERVAS (TMS) DE MINERAL PROBADO + PROBABLE DE ESTRUCTURAS POTENTES (> 2.50m.) Y ESTRUCTURAS ESTRECHAS (< 2.50m) Vs. AÑOS (1977 A 1986)

GRAF.1A

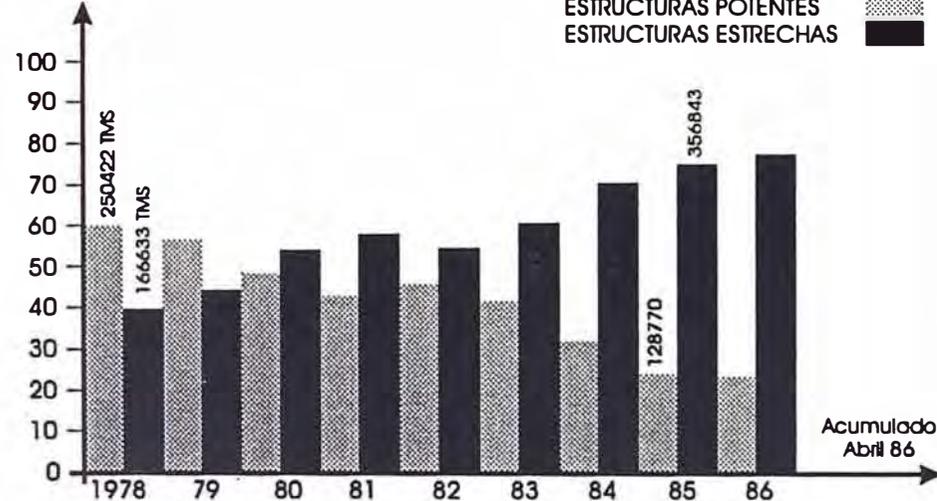
LEYES DE Ag (Oz / TMS)



LEYES DE PLATA EN RESERVAS DE MINERAL PROBADO + PROBABLE DE ESTRUCTURAS POTENTES (>2.50 m) Y ESTRUCTURAS ESTRECHAS Vs. AÑOS (1977 A 1986)

GRAF.1B

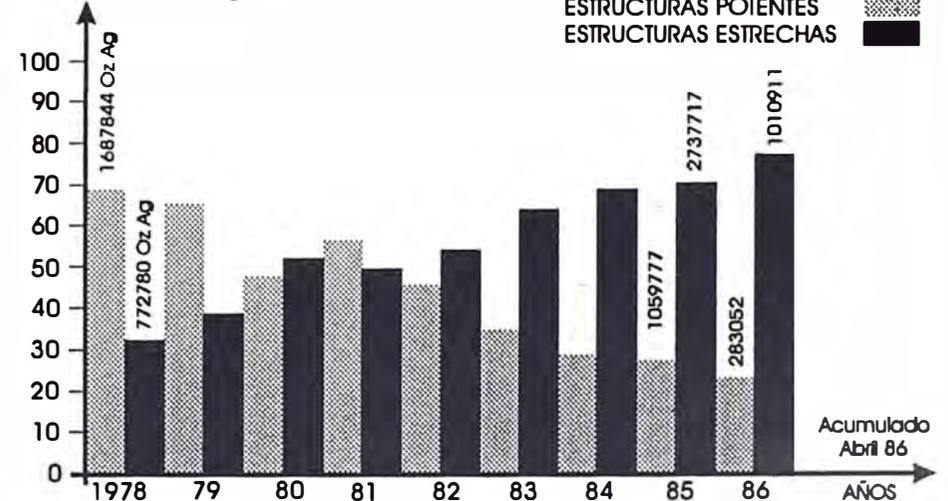
% DE PRODUCCION



PORCENTAJES DE PRODUCCION MINA (TMS) ESTRUCTURAS POTENTES (> 2.50m.) Y ESTRUCTURAS ESTRECHAS (< 2.50m) Vs. AÑOS (1978 A 1986)

GRAF.1C

% DE PRODUCCION Ag



PORCENTAJES DE PRODUCCION PLATA DE MINA DE ESTRUCTURAS POTENTES Y ESTRUCTURAS ESTRECHAS Vs. AÑOS (1978 A 1986)

GRAF.1D

de las vetas estrechas, mientras que en Abril 86 es del 77.06%.

En el Cuadro 1 se puede ver toda la Base de Datos del estudio comparativo de estructuras angostas y potentes en mina Huarón, en lo que se refiere a producción.

3. CONJUNTO DE VETAS

El flanco occidental del anticlinal Huarón, está constituido en su mayoría por estructuras mineralizadas angostas, cuya potencia máxima no alcanza a 2.50 mts. A cada falla o estructura mineralizada principal (con rumbo promedio Norte-Sur) con sus vetas que la cortan (Este-Oeste) o para cada veta con su ramal, se les denomina "Conjunto de Vetas".

3.1 Parámetros Técnicos de Estructuras de Conjuntos

- a) Fuerte buzamiento de ejes principales, en su mayoría de 34° - 45° al W. En cuanto a las vetas E-W varían de 45° - 70° .
- b) Sinuosidad de las estructuras (en planta y frontal).
- c) Potencia de una veta varía, llegando a ser menores a 1 m.
- d) En una misma veta las cajas varían en cuanto

**ESTUDIO COMPARATIVO DE PRODUCCION MINA DE ESTRUCTURAS ESTRECHAS (<2.50 m)
Y BOLSONADAS - ESTRUCTURAS POTENTES (>= 2.50 m) A TRAVES DE 1978 A 1986**

BOLSONADAS-ESTRUCTURAS POTENTES (>=2.50 m)									ESTRUCTURAS ESTRECHAS (< 2.50 m)							
ANO	TMS	% TOT.	% Pb	% Zn	% Cu	Ag	Oz. Ag.	% TOT.	TMS	% TOT.	% Pb	% Zn	% Cu	Ag (Oz/TMS)	Oz. Ag.	% TOT.
78	250422	60.1	2.97	8.50	.22	6.74	1687844	68.59	166633	39.9	2.07	4.65	.27	4.64	772780	31.41
79	221427	56.8	2.57	8.80	.20	6.41	1419347	64.76	168573	43.2	1.99	3.41	.22	4.58	772453	35.24
80	197276	45.6	2.16	5.84	.22	5.97	1177738	48.65	235024	54.4	1.64	3.36	.26	5.29	1243142	51.35
81	183905	41.4	2.18	5.18	.28	8.01	1473079	55.61	259795	58.6	1.55	3.18	.30	4.53	1175810	44.39
82	168289	44.9	2.46	5.47	.31	7.51	1263850	48.04	206472	55.1	2.26	3.85	.42	6.62	1366972	51.96
83	176200	39.9	2.40	5.43	.36	6.57	1157634	35.98	265700	60.1	2.02	3.60	.49	7.75	2059398	64.02
84	135646	30.1	2.45	6.12	.35	7.55	1024127	29.95	316004	69.9	1.85	3.62	.41	7.58	2395469	70.05
85	128770	26.5	2.13	5.46	.46	8.23	1059777	27.91	356843	73.5	1.76	3.53	.35	7.67	2737717	72.09
86	39040	25.9	2.28	6.60	.40	7.71	300998	22.94	111501	74.1	2.10	3.81	.31	9.06	1010911	77.06

CUADRO 1

a competencia.

- e) Las vetas W-E se desplazan en altura de W a E, siguiendo el buzamiento de los ejes principales (34° - 70°).

Los parámetros anteriores nos indican la imposibilidad del uso de rastras ni palas neumáticas autocargadoras (ancho mínimo de trabajo de Cavo 310, 2.50 m.) para la explotación de estos conjuntos de vetas. El método de almacenamiento provisional es desechado por lo mencionado anteriormente.

3.2 Desarrollo y Preparación de la Infraestructura de los Conjuntos de Vetas.

Conforme se desarrollan los ejes principales N-S a partir de las galerías (7 m²) superior e inferior (la altura máxima alcanzada es de 100 mts., sin tener problemas a la fecha con los echaderos) se irán desarrollando las estructuras transversales E-W hasta su límite de mineralización en que se construyen chs. fines de panel (6 m. alto). Para estos desarrollos se hace uso del EHST de 1 yda³ (con avances de 60-90 m/mes) y como complemento las palas neumáticas

Eimco 12B. Una vez reconocido 200 mts. de galerías de estos conjuntos se procede a elegir el equipo de limpieza a usar para la construcción de subniveles (dejando unos 2.50-4.00 mts. de puente entre galería inferior y subnivel). Teniendo en consideración los parámetros técnicos de los conjuntos de vetas y la experiencia adquirida en Huarón en el desarrollo de los subniveles haciendo uso de vehículos LHD, es que hemos elaborado el Cuadro 1A en el cual permite efectuar la elección del equipo de limpieza a usar.

En el inicio de desarrollos de galerías se construye una chimenea (11 mts.), a partir de aquí se desarrolla en subnivel unos cuantos metros para poder subir el equipo de limpieza, construyéndose otra chimenea paralela a la anterior y comunicándose entre sí a partir del subnivel (camino y echadero provisional). Es hasta este echadero en la galería, en que se instala la vía férrea (22 Kls/m.), continuando el EHST-1A con los desarrollos en galerías y el otro equipo con los subniveles, comunicando las chs. fines de panel construidas. Desarrollada las estructuras a partir de los subniveles en unos 400 mts. aprox., se procede a la construcción de una chimenea principal más una auxiliar (paralelas y en

ELECCION DEL EQUIPO DE LIMPIEZA EH-LHD A USAR PARA EL DESARROLLO
DE SUBNIVELES EN ESTRUCTURAS ESTRECHAS

ANCHO DE TRABAJO DE EQUIPO DE LIMPIEZA			MTS	ANCHO DE VETA	M ²	EQUIPO DE LIMPIEZA	ANCHO DE EQUIPO (MTS)	CAPACIDAD DE CUCHARA (Y3)
EXTREMO MTS	NORMAL MTS	OPTIMO MTS						
1.40	1.20	1.00	1.00 <=	"	< 1.42	CT-500 HE	0.80	0.4
1.80	1.62	1.42	1.42 <=	"	< 2.50	EHST-1A	1.22	1.0
1.40	1.20	1.00		"	< 1.00	CT-500HE/¿?	0.80	0.4

CUADRO 1A

estructura, ubicadas en el centro de gravedad de este conjunto) del subnivel al nivel superior. Estas chs. servirán para ventilación, acceso de personal, materiales, tuberías, etc., al nuevo conjunto.

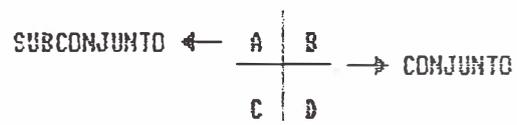
4. EXPLOTACION DE LOS CONJUNTOS

Un "Conjunto" está definido por 400 mts. de estructuras desarrolladas a partir de subniveles (pudiendo ser menor, dependiendo del ancho de vetas y del equipo de limpieza). Cada conjunto debe tener dos echaderos (en estéril) y ubicados en la caja piso de vetas, salvo excepciones. La explotación aplicada a cada conjunto es el "Sistema de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado", el equipo de limpieza en lo posible será el mismo que se seleccionó para el desarrollo de subniveles (scoop o microscoop). Ver plano 1A, en esta se muestran la preparación casi lista de la infraestructura de tres conjuntos.

4.1 Arranque de la Explotación de un Conjunto.

Con la finalidad de llevar una mejor secuencia de las fases de explotación, se vio por conveniente dividir cada conjunto en 4 subconjuntos (A,B,C,D), de tal manera que cada uno

de ellos tenga su fase en determinado momento de la explotación, por decir: El subconjunto A (S-A) en fase de limpieza, el S-B en perforación-voladura, el S-C en relleno y el S-D (pivote) que puede estar preparándose para relleno, rellenando, relleno o adelantado en la perforación-voladura. Esto nos permite trabajar en ciclos largos para las fases de explotación, de tal manera de no tener paradas con el LHD ni con los perforistas. En sí, un conjunto podemos graficarlo por un aspa, en que cada cuadrículo representa un subconjunto (S) y en base a esto programar el ciclado correspondiente para cada conjunto. Como se puede observar en el diagrama II, la fase de pivote lo desempeña cada conjunto en determinado momento de la explotación. Es necesario que cada 2 subconjuntos tengan un echadero y los subconjuntos deben estar equilibrados en cuanto a los m^3 a trabajar por corte (mineral + desmonte). Es en base a este diagrama que se efectúa el Planing de Operaciones de Explotación de un conjunto para el mes asignado, debiéndose tener conocido para esto los parámetros de rendimiento del equipo de limpieza, rendimientos de perforación-voladura, relleno hidráulico, preparación de R/H (como construcción de tabiques de los echaderos, represas, etc.) y personal.



PROGRAMA DE EXPLOTACION DE UN CONJUNTO				
S U B C O N J U N T O S	LIMPIEZA	PERFORACION VOLADURA	RELLENO	PIVOTE
	A	D	B	C
	D	B	C	A
	B	C	A	D
	C	A	D	B

DIAGRAMA I 1

Hemos visto que la elaboración de un Planing de determinado conjunto lleva bastante tiempo a un Jefe de Sección y más aún que cada sección tiene varios conjuntos, resultando ser un trabajo bastante tedioso ya que lo que se busca es la ruta más óptima para la explotación de un conjunto. Para esto se está elaborando un programa PERT haciendo uso de la microcomputadora IBM (128 K), para que el Jefe de Sección solamente elabore las actividades con sus respectivos antecedentes e informe sobre los estándares principales a entregar al programa. Pasado los datos necesarios al programa, este nos elaborará un Planing de Operaciones mediante barras de tiempo para cada actividad, siendo esta la ruta crítica calculada y que deberá ser seguida por el Jefe de Sección. Esto nos va permitir reajustar los planings en cualquier momento y de acuerdo a las necesidades de la mina.

a) Perforación-Voladura.

Cuando se iniciaron estos conjuntos (fines década del 70) se usaron las perforadoras semiestoper Montabert T-25 (barra SAM-306) para perforación cuasi vertical, todo esto trajo consigo:

- La sinuosidad de las vetas originó que

- en el momento de las voladuras se rompieran las cajas, originando una alta dilución y creándose condiciones inseguras en la labor.
- En la perforación de la estructura no se conservaba paralelismo con las cajas, originando picaduras con las consecuencias mencionadas anteriormente.

Lo anterior conllevó a cambiar la perforación cuasi vertical por la horizontal, dando resultados favorables ya que se efectuó un control más estricto de la perforación-voladura de la veta para sobre la carga acumulada perforar la caja piso (estéril) y una vez limpiada la carga acumulada se procede a disparar estos taladros, quedando como parte de relleno, teniendo el espacio abierto para que el vehículo EH-LHD pueda transitar en el siguiente corte superior. Las perforadoras utilizadas son las Drifter Montabert T-25 y en menor cuantía las BBC-24W, realizándose los arranques en veta cada 25 mts., de tal manera que una pareja de perforistas tenga varios frentes de ataque. Ver Fig. 1

Se debe mencionar algunas variantes introducidas en la explotación de las vetas en los

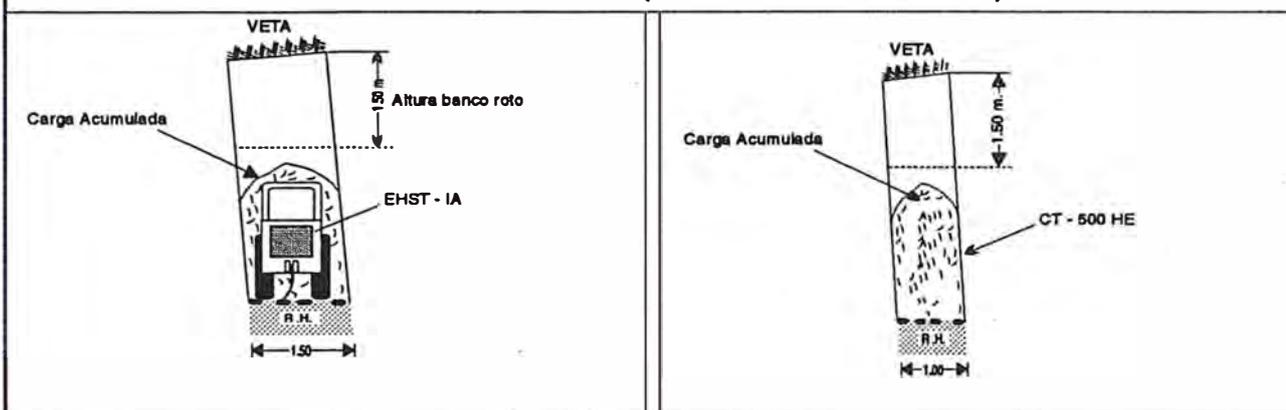
GRAFICAS DE PERFORACION - VOLADURA (ACUMULADO DE MINERAL) Y SOSTENIMIENTO
 VARIANTES, APLICADAS A LA EXPLOTACION DE ESTRUCTURAS ESTRECHAS EN LOS CONJUNT.

VISTA EN PERFIL DE TAJEOS (CICLO LARGO DE ROTURA)

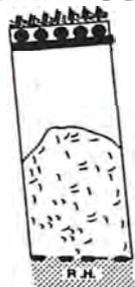


FIGURA 1

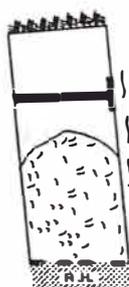
VISTA EN PERFIL DE TAJEOS (CICLO LARGO DE ROTURA)



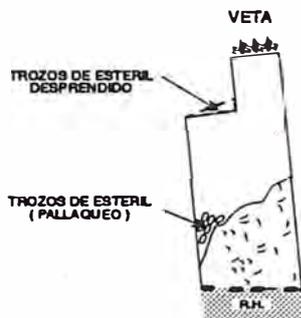
VETA INCOMPETENTE



VETA



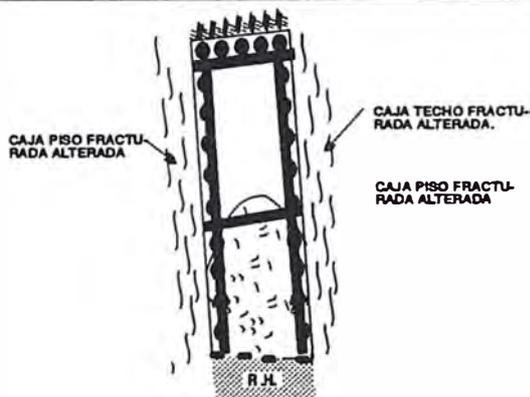
FIGURAS 2



TERRENO COMPETENTE



TERRENO SEMICOMPETENTE



TERRENO INCOMPETENTE

conjuntos debido propiamente a las características estructurales de estas lo mismo que sus cajas. En las Figuras 4 y 5 se pueden notar estas variantes. Los pilares dejados oscilan alrededor de un 5%. Si bien no es en la generalidad la explotación de las vetas bajo esta forma, es necesario el conocimiento de ellas.

Parámetros a tener en cuenta en la perforación-voladura:

Malla: 40 x 50 cms - 60 x 70 cms.

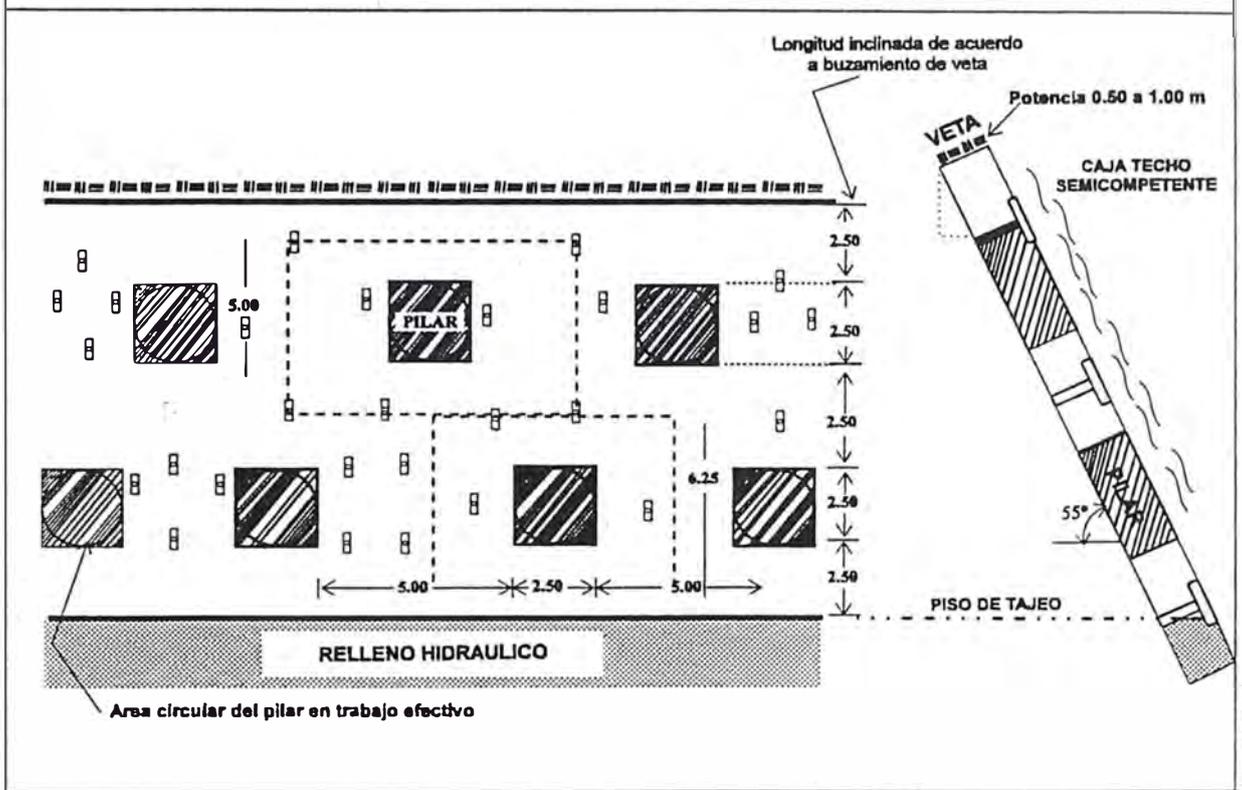
Nº taladros/gdia.: 25 - 30

Profundidad taladro: Teórico 1.50 m.

Real 1.30-1.40 m.

Según gráficas 2A, 2B, 2C y 2D, las leyes de producción cuando se arrancó el conjunto 53 (EHST-1A, 1979) se encontraban muy por debajo de leyes de reserva (poca significativa selectividad). A partir del 82 se nota mejoras en las leyes, teniendo un ritmo igual o mayor a las leyes de reservas. En las Gráficas 2A y 2B no se ha considerado reservas ni leyes de años 85-86, debido a la introducción de un CT-500 HE en el sector Este del conjunto. Pruebas realizadas a fines del 81 en cuanto a la perforación, nos permitió cambiarla de la cuasi vertical a la

EXPLOTACION DE ESTRUCTURAS ESTRECHAS CON MARCADO BUZAMIENTO HACIENDO USO DE CAMARAS Y PILARES PROVISIONALES



EXPLOTACION DE ESTRUCTURAS ESTRECHAS (EE) POR CAMARAS Y PILARES $45^\circ < EE < 55^\circ$

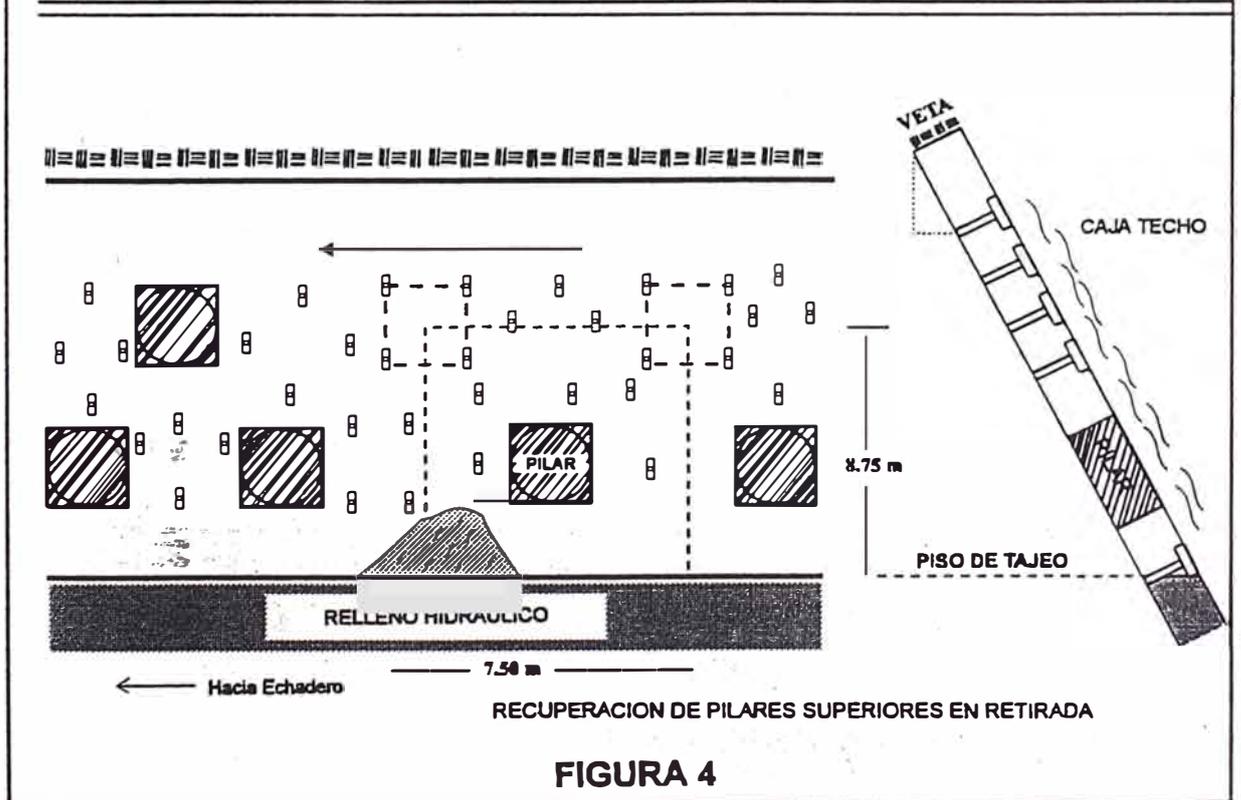
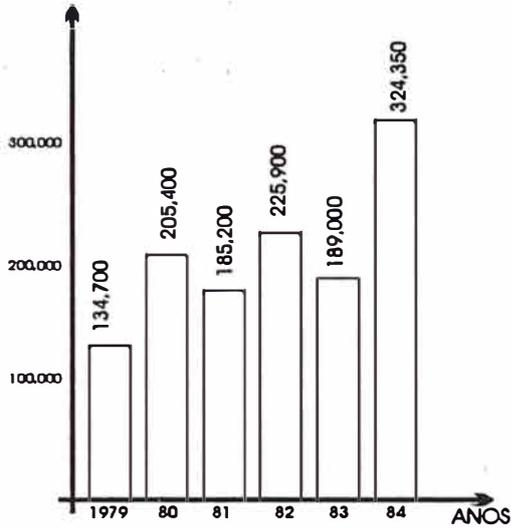


FIGURA 4

GRAFICAS DE ESTADISTICAS DE RESERVAS Y PRODUCCION - CONJUNTO 53

SCOOP EHST - IA

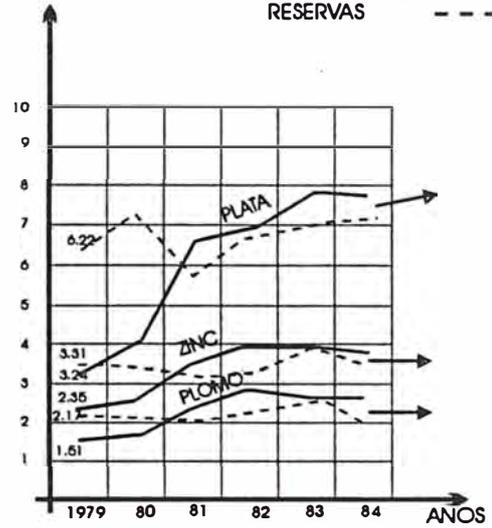
RESERVAS (TM)



RESERVAS DE MINERAL PROBADO + PROBABLE Vs. AÑOS

GRAF. 2A

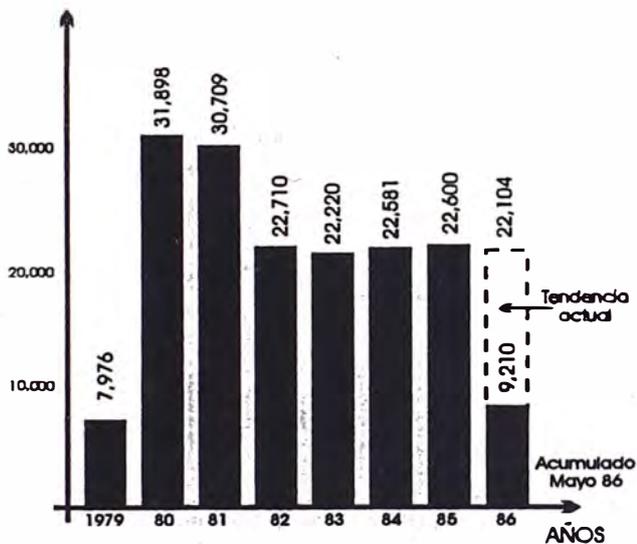
LEYES DE Ag, Zn y Pb



LEYES DE RESERVAS Y PRODUCCION MINA Vs. AÑOS

GRAF. 2B

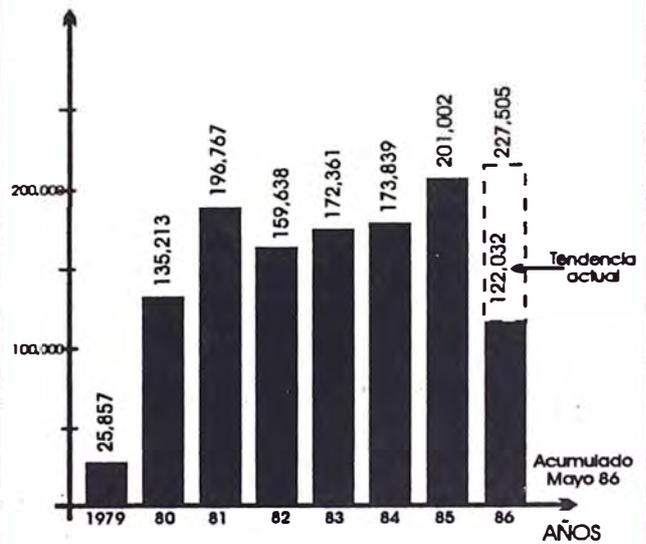
PRODUCCION MINERAL (TMS)



PRODUCCION-MINA DE MINERAL (TMS) Vs. AÑOS.

GRAF. 2C

PRODUCCION Oz. Ag



PRODUCCION MINA ONZAS DE PLATA Vs. AÑOS

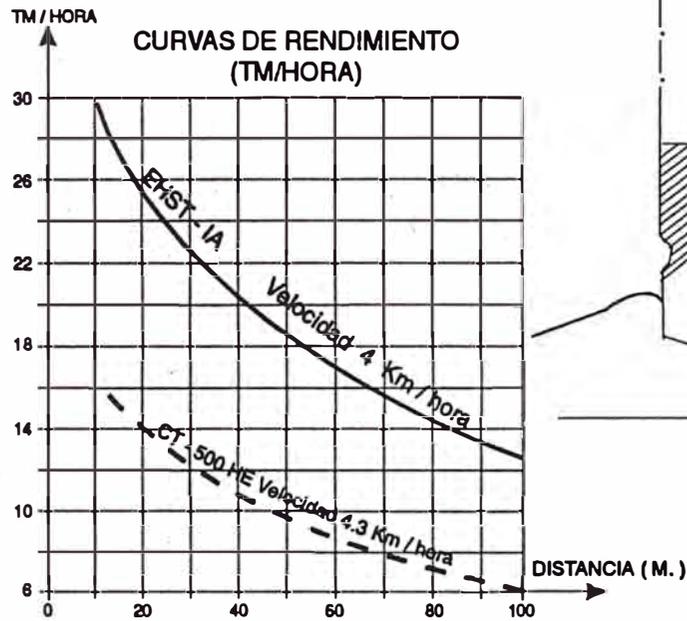
GRAF. 2D

horizontal. Esta variación permitió mejorar las leyes de explotación, debido a que se efectuaba un mejor seleccionamiento del mineral en la perforación-voladura (2B). En cuanto a la producción de onz. Ag. en el 86 se deberá obtener un 68.26% más respecto al año 80. En lo referente a rendimientos en contenido metálico (TMS)/HG, para el Pb y Zn en el acumulado Mayo 86, se está obteniendo un rendimiento de 0.140 y 0.213, ligeramente superior al obtenido en el 80 (0.138, 0.213). Lo que si es dable mencionar es que nuestro rendimiento en TMS/HG ha ido decreciendo de 7.94 en el 80, llegando a 4.35 en 1984, para entrar en una franca mejoría de 5.99 a Mayo 86.

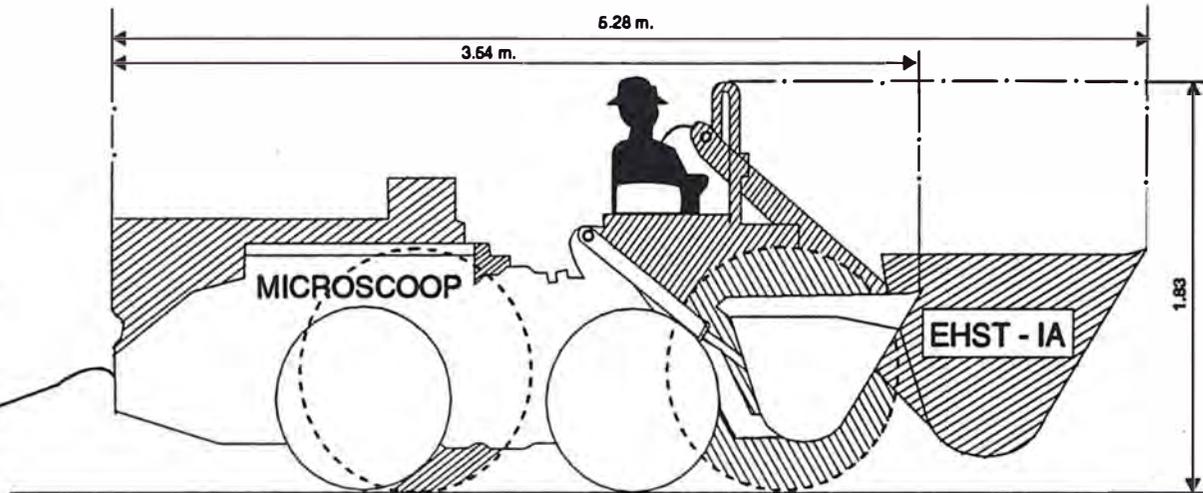
Limpieza.- En la gráfica 3A se visualiza los detalles técnicos y curvas de rendimiento del EHST-1A y CT-500 HE. Problemas en la limpia:

Según Fig. 2 existe dilución producto de rotura de cuña de caja piso (influencia de disparo). Para terrenos incompetentes antes y después de la voladura en veta, según Fig. 3.

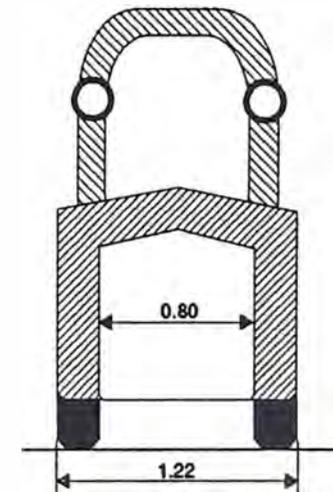
En cuadro 2 se encuentra la Base de Datos Histórico del conjunto 53, como son las reservas y producción de este conjunto, lo mismo que sus



EHST - IA		CT - 500 HE	
TM / HORA	MTS.	TM / HORA	MTS.
29.46	10	16.17	10
26.65	20	13.68	20
22.71	30	11.86	30
20.39	40	10.48	40
18.48	50	9.38	60
18.90	60	8.60	60
16.58	70	7.76	70
14.44	80	7.13	80
13.48	90	6.60	90
12.61	100	6.16	100



CARACTERISTICAS TECNICAS	EHST - IA	CT - 500 HE
Ancho (m)	1.22	0.80
Largo (m)	6.28	3.64
Altura con Operador (m)	1.83	1.75
Radio Curvatura Interior (m)	1.53	1.42
Radio Curvatura Exterior (m)	3.25	2.60
Max. Altura Levanta Cuchara	2.97	1.93
Peso de la Máquina (Kgs)	4600	2700
Capacidad Cuchara m ³ (SAE)	0.764	0.30
Motor Eléctrico		
Voltios	600	380 / 525
Kilowatts	29.84	22
H P	40	29.5
R P M	1800	1450
Transmisión	Hidrostática	Hidrostática
Capacidad del Enrollador Tambor (m)	100	100
Max. Longitud a limpiar haciendo uso de cámara Scoop	180	180
Neumáticos	900 x 20	7.00 x 16



GRAFICA 3-A

CUADRO DE RESERVAS Y PRODUCCION DE CONJUNTO 53

EQUIPO DE LIMPIEZA EHST-1A

CUADRO DE MINERAL DE CONJUNTO 53							
AÑOS AL 01 DE ENERO DE	TMS	%Pb	%Zn	%Cu	Onz Ag/TMS		
1979	134700	2.17	3.31		6.22		
1980	205400	2.01	3.31		7.43		
1981	185200	1.88	3.23		5.44		
1982	225900	2.09	3.46		6.87		
1983	189000	2.42	4.04		7.03		
1984	324350	1.89	3.42		7.15		
1985	248000	2.74	4.03		6.94		
1986	235000	1.88	3.37		8.18		
PRODUCCION DE MINERAL DE CONJUNTO 53 (EHST-1A)							
AÑOS	TMS	%Pb	%Zn	%Cu	Onz Ag/TMS	Onzs PLATA	Onzs Ag/MG
1979	7976	1.51	2.35	0.15	3.24	25857	18.06
1980	31898	1.74	2.68	0.15	4.24	135213	33.07
1981	30709	2.13	3.33	0.15	6.41	196767	39.92
1982	22710	2.70	3.99	0.15	7.03	159638	34.57
1983	22220	2.48	4.04	0.15	7.76	172361	36.03
1984	22581	2.44	3.68	0.15	7.70	173839	33.90
1985	22600	1.84	3.43	0.14	8.89	201002	50.10
1986	9210	2.34	3.56	0.22	13.25	122032	79.00
(Hasta Mayo 86)							

CUADRO 2

leyes. Esto va permitir la creación de gráficas que permitan una mejor claridad en los resultados obtenidos.

En el momento de la limpieza de mineral el operador debe ir desatando y limpiando, originando dilución producto del desate de cajas. Al mes de Diciembre 85 la dilución de mineral debido a puntos anteriores fue del 11 al 12%. Al mes de Mayo 86 ha sido bajado a un 6-7%, aunado a la campaña de pallaqueo efectuada en toda la mina.

Para el relleno de los conjuntos se usa el relave cicloneado, siendo este punto otra fuente de dilución, debido a existir desuniformidad del piso.

Medidas correctivas:

- Sobre el R/H se colocará rayas de gradiente para control de limpia.
- Pasaje del scoop sobre el R/H para uniformizar el piso.
- Sobre el R/H se colocará tablas de control de limpia, antes del arranque. Todas estas medidas correctivas tomadas en la fase de limpieza de los conjuntos han tenido fuerte incidencia en pro de la productividad.

Según Cuadro 3 se puede sacar las siguientes

PRODUCCION MINA DE CONJUNTOS 1985 - 1986								
MES \ LEYES	TMS	HORAS HO/TMS	%Pb	%Zn	%Cu	TMS (Pb+Zn+Cu)/Ag	Ag (Oz/TMS)	Onzas Ag
ENERO 86	17941		1.93	3.97	0.30		8.62	154651
FEBRERO 86	17341		1.43	3.12	0.40		7.96	138034
MARZO 86	16887		2.14	4.02	0.29		9.46	159751
ABRIL 86	17032		2.24	3.85	0.34		10.53	179369
ACUMULADO ABRIL 86	69201	1.646	1.93	3.74	0.35		9.13	631805
TMS CONTEN.METAL./HG			0.094	0.182	0.017	0.293	44.37	
ACUMULADO ULTIMOS 4 MESES 85	64285	1.639	1.67	3.09	0.46		8.21	527780
TMS CONT.METAL./HG			0.001	0.151	0.022	0.254	40.06	

CUADRO 3

conclusiones:

- Las leyes de Pb, Zn y Ag (Abril 86) aumentaron respecto al 85, para la Ag. fue de 11.21%. La producción acumulada Abril 86 aumentó en un 7.65%.
- Nuestro factor de Mano de Obra/TMS ha sido mayor en 0.42% respecto al 85; lo cual, nos indica que los ajustes que se efectúan en la limpia son positivos. En cuanto al rendimiento onz. Ag/HG hasta Abril 86 resultó ser un 10.70% mayor al 85.

5. IMPORTANCIA DE LA PRODUCCION POR CONJUNTOS RESPECTO A LA PRODUCCION TOTAL MINA

En cuadro 4 se encuentra la Base de Datos Histórico de evolución de reservas y producción por conjuntos.

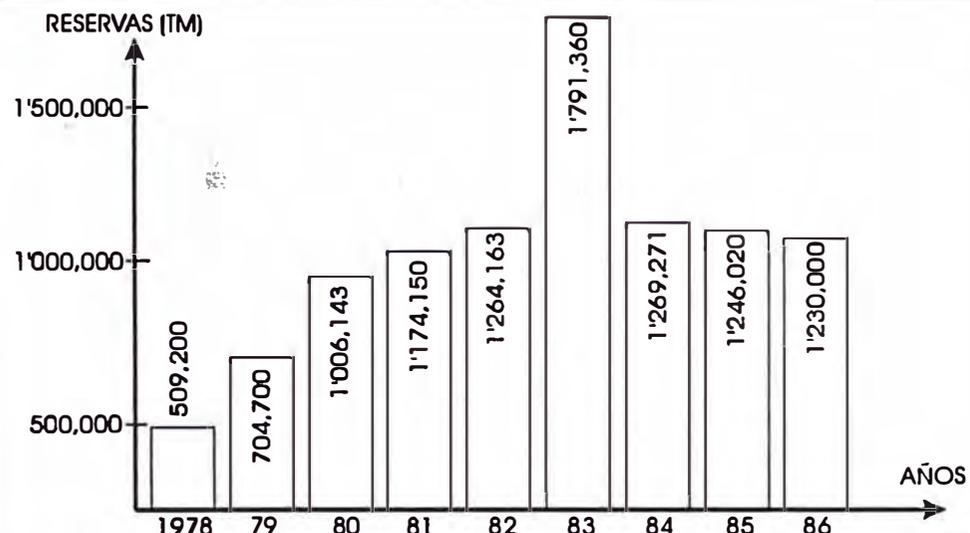
Según Gráficas 4A, 4B, 4C y 4D, la explotación por conjuntos en 1978 no desempeñaba mayor importancia del total de la producción mina, con un 0.42% y 0.07% de la producción total de Ag y sin que se le dé importancia significativa a la selectividad. A partir de 1979 se nota una mejora sustancial con un 20.66% de la producción total (TMS) y un 18.49% de onzas de Ag., debido a la subida de leyes a partir de una mejora significativa en el aspecto de selectividad.

EVOLUCION DE RESERVAS DE MINERAL DE CONJUNTOS					
AÑOS AL 01 DE ENERO DE	TMS	%Pb	%Zn	%Cu	Ag(Onz/TMS)
1978	509200	2.00	4.57		6.51
1979	704700	1.44	3.03		5.76
1980	1006143	1.86	3.84		6.14
1981	1174150	1.41	3.56		6.27
1982	1264163	1.65	4.38		7.04
1983	1791360	1.72	3.49		7.71
1984	1269271	1.46	3.24		7.06
1985	1246020	1.23	3.95		7.43
1986	1230000	0.99	2.73		7.52

EVOLUCION DE LA PRODUCCION DE MINERAL POR CONJUNTOS

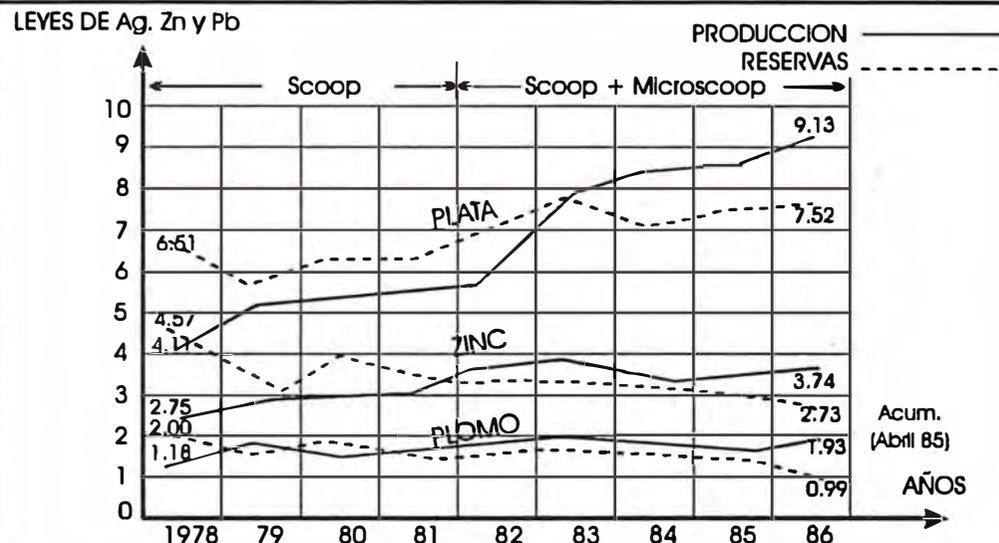
AÑOS	TMS	% RESPECTO A PRODUCC. DE ESTRUC. ESTRECHAS	% RESPECTO A PRODUCC. TOTAL DE MINA	L E Y E S				Onzs Ag	% Ag RESP. A PRODUCC. DE ESTRUC. ESTRECHAS	% Ag RESP. A PROD. TOT. DE MINA
				%Pb	%Zn	%Cu	OnzAg/TMS			
1978	1748	1.05	0.42	1.18	2.75	0.15	4.38	7656	0.99	0.07
1979	80563	47.79	20.66	1.75	2.94	0.16	5.03	405323	52.47	18.49
1980	174413	74.21	40.34	1.59	2.99		5.31	926133	74.50	38.26
1981	188621	72.60	42.51	1.54	2.96		5.65	1065709	90.64	40.23
1982	140852	68.22	37.58	1.83	3.44		5.85	823984	60.28	31.32
1983	164044	61.74	37.12	1.92	3.76		7.80	1279543	62.13	39.77
1984	155785	49.29	34.49	1.83	3.35		8.23	1282111	53.52	37.49
1985	188759	52.90	38.87	1.62	3.30		8.49	1602564	58.54	42.20
1986	72426	64.91	48.08	1.85	3.58	0.34	9.19	665595	65.84	49.15
Acua hasta Abril										

GRAFICAS ESTADISTICAS DE RESERVAS Y PRODUCCION DE CONJUNTOS SCOOP Y MICROSCOOP



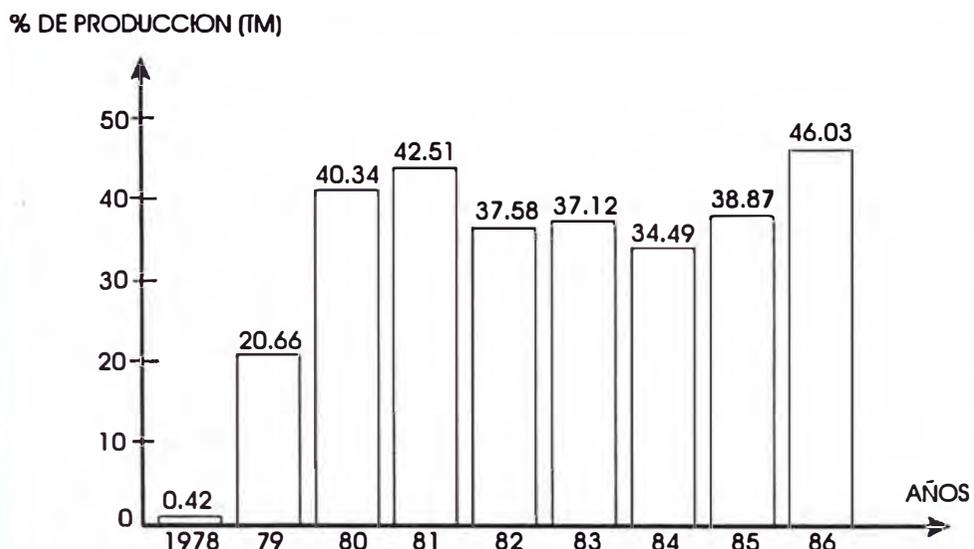
EVOLUCION DE RESERV. DE CONJUNTOS (PROBADO + PROBABLE) VS. AÑOS

4A



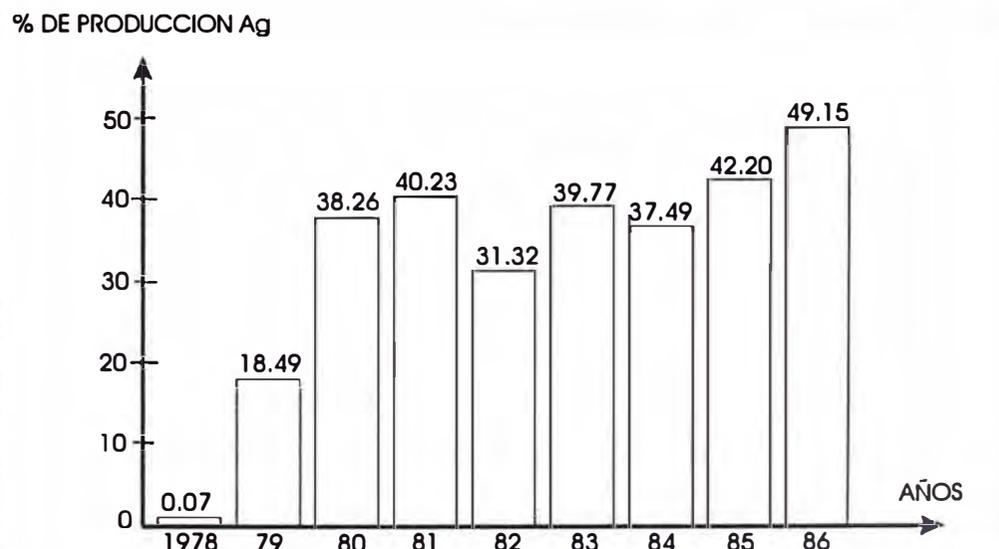
COMPARACION DE LEYES DE RESERVAS CON LEYES DE PRODUCCION MINA VS. AÑOS

4B



% DE PRODUCCION MINA (TMS) POR CONJUNTOS RESPECTO A LA PRODUCCION TOTAL MINA VS. AÑOS

4C



% DE PRODUCCION PLATA MINA POR CONJUNTOS EN COMPARACION CON LA PRODUC. Ag. TOTAL MINA vs. AÑOS

4D

Es hasta el año 81 en que se obtiene una mejora en las leyes producidas (4B), llegando a leyes de 1.50% Pb, 3% Zn y cerca a 6 onz. Ag/TMS. De 1978 a 1981 los conjuntos de vetas se explotaban haciendo uso del Scooptram EHST-1A. Es a partir del 82, con la introducción del microscopio CT-500 HE en la explotación de conjuntos-vetas aún más estrechas (1 m. de potencia o aún menos), aunado a la explotación de otros conjuntos de vetas estrechas haciendo uso del EHST-1A, cómo se origina una fuerte subida en las leyes de cabeza mina, llegando al acumulado Abril 86 con 1.93% Pb, 3.64% Zn y 9.13 onz. Ag/TMS (Gráfica 2B). Subiendo el % de producción por conjuntos respecto al total mina a un 46.03 y en cuanto a la producción de Ag en un 49.15% del total mina.

6. ANALISIS DE PRECIO DE COSTO TOTAL TECNICO MINA.

Según Análisis de Precio de Costo de Tajeos (acumulado Abril 86) de Cuadro 5, podemos ver que el Precio de Costo Mina para los conjuntos es de 8.01 \$/TMS, siendo para los tajeos en general de 9.64 \$/TMS, mientras que para la explotación por "otros" es de 11.28 \$/TMS. Si comparamos la explotación por conjuntos y por "otros" en los diferentes rubros, respecto a Hrs. Mano de Obra, el costo en \$/TMS es 34.40% mayor (refiriéndome al otros respecto a conjuntos) en "otros", en cemento es 230% mayor, en dm³ de madera es 218% mayor. Respecto a otros costos en la explotación por "otros" y que no existe punto de comparación con los conjuntos, ya

ANALISIS DE PRECIO DE COSTO - TAJEOS (ACUMULADO ABRIL 1986)

	EXPLOR. POR CONJUNTOS 69201				EXPLOR. TAJEOS GENERAL 137978				EXPLOR. POR OTROS 68777			
		K-TMS	\$ TMS	% COSTO TOTAL		K-TMS	\$ TMS	% COSTO TOTAL		K-TMS	\$ TMS	% COSTO TOTAL
HRAS. MANO DE OBRA	113957	1212	1.25	13.6	203066	2025	1.46	15.2	149109	1513	1.68	14.9
VARIOS ALMACEN						1	.0005	0.01		1	.0005	.004
PERFOR. LIVIANA	107537	1827	1.89	23.6	203374	3458	1.79	18.6	95837	1631	1.70	15.1
RASTRILLAJE					1477	175	0.09	0.94	1477	175	0.18	1.60
EXPLOSIVOS (Kgs)	22843	1405	1.45	18.1	50784	2338	1.21	12.6	27941	933	0.97	8.60
PALAS EIMCO					2419	308	0.16	1.66	2419	308	0.37	2.84
PALAS CAVO					2576	811	0.42	4.36	2576	811	0.87	7.45
HRS CT-500 HE 36112	5249	531	1.05	6.87	9342	963	0.50	5.18	4093	432	0.45	3.99
HRS EHST-1A 33089	4643	692	1.50	3.99	9281	1393	0.72	7.49	4638	701	0.73	6.47
BOLSAS CEMENTO	913	28	0.03	0.37	31476	1197	0.62	6.44	30563	1169	1.22	10.8
Dm3 MADERA	185123	102	0.11	1.37	791497	433	0.22	2.33	606374	331	0.35	3.01
EXT.x LOCOMOT.(TKU)	107350	1344	1.39	17.4	217878	2734	1.42	14.7	110528	1390	1.46	12.9
EXT.x POZO (TKU)					3424	628	0.33	3.38	3434	628	0.65	5.76
EXT.x CAMION (TKU)	52157	601	0.62	7.74	90838	1065	0.55	5.73	31681	464	0.48	4.26
OTROS						1	.0005	0.01		1	.0005	.004
TERCEROS						261	0.15	1.38		261	0.17	2.39
TAJEOS		7742	8.01	100		18591	9.54	100		10849	11.28	100
TAJEOS + TRAB. PREP. Y LABS DE PREPAR.	75377	9598	9.11		150330	22303	10.61		74953	12705	12.13	

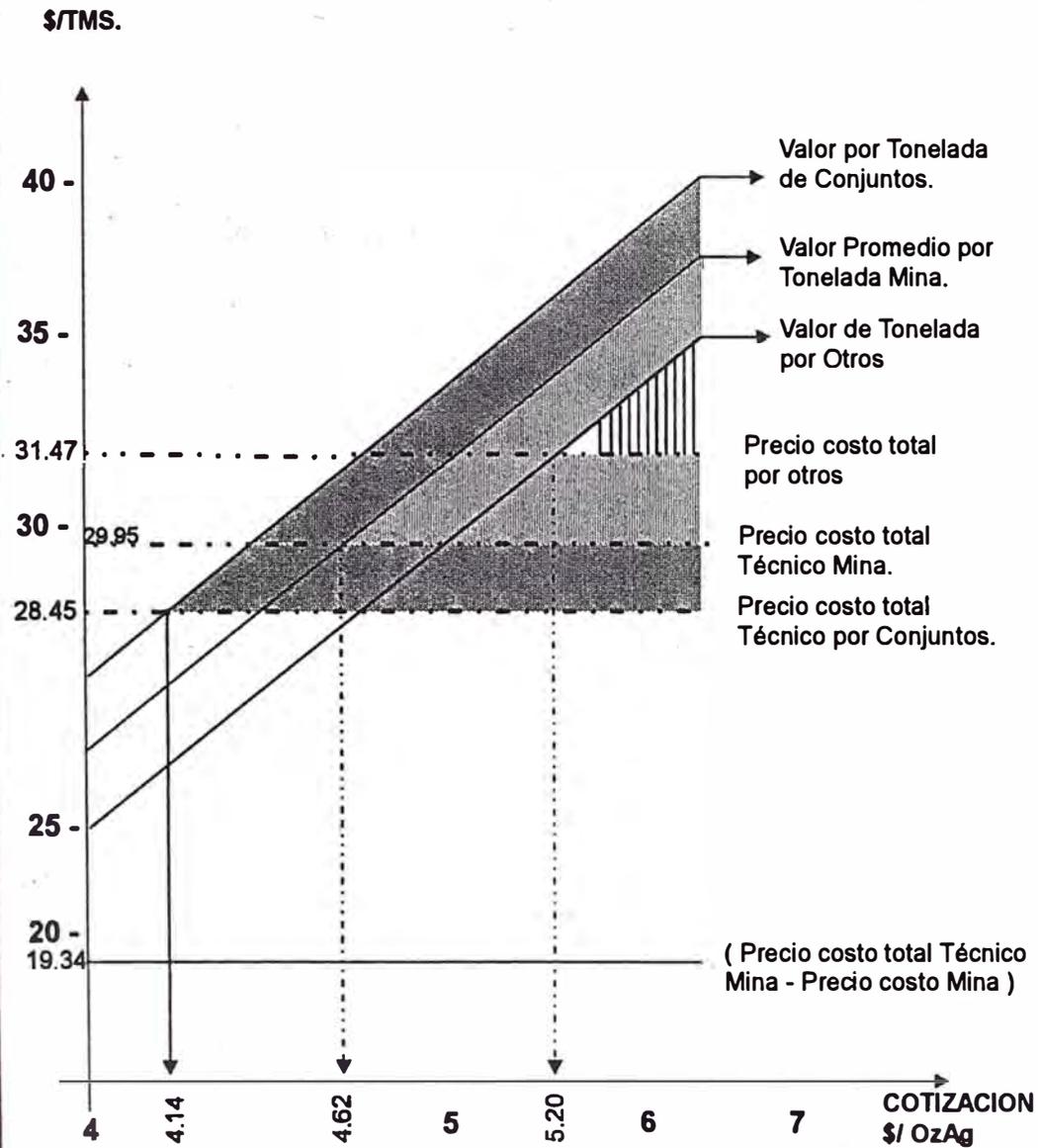
CUADRO 5

que no están involucrados dentro de estos últimos; estos son, Hrs. de Cavo (0.87 \$) y extracción por Pozo (0.65 \$). En la Gráfica 5A nos permite hacer un análisis de los precios de costo técnico mina-valor por tonelada VS cotización de la plata. El porque se efectúa la comparación respecto a la plata, es debido a que el 80% de los ingresos de Huarón provienen de la producción de Ag. En esta gráfica se puede ver la resistencia que tiene una TMS de mineral proveniente de un conjunto respecto a la cotización de la plata. Se debe hacer hincapié que este tipo de gráfica varía mes a mes debido a factores de inflación, cotización de metales, etc., y que la gráfica anteriormente mencionada está ubicada en el acumulado Abril 86. El precio de costo total técnico mina para esa fecha fue de 29.95 \$/TMS. En la gráfica 5B se puede notar como han ido variando los precios de costo total técnico mina del 80 al acumulado Abril 86, con cierta tendencia a bajarlos aunque este último año imperceptiblemente.

7. CONCLUSIONES

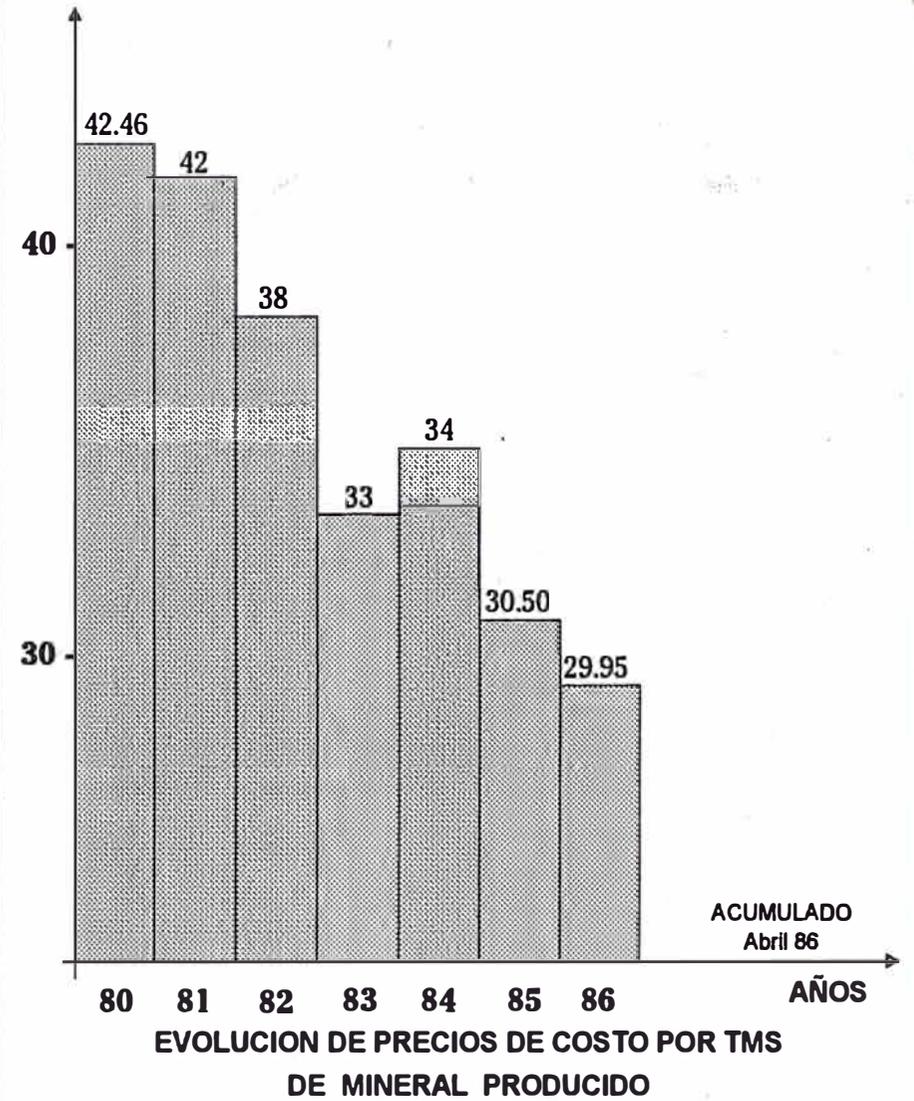
7.1 Huarón actualmente explota en su gran parte estructuras estrechas, con un 79.22% de la producción total de la mina (TMS) y un 77.19% de la producción total de onzas de plata de la mina (acumulado Abril 86). El 46.03% de la producción de la mina provienen de la explotación de los

AÑO 1986 (Acumulado hasta Abril)



ANALISIS DE LOS PRECIOS DE COSTO TOTAL TECNICO MINA - VALOR POR TMS VS. COTIZACION DE LA PLATA.
GRAFICA 5 A

PRECIO DE COSTO \$/TMS



GRAFICA 5B

conjuntos de vetas y en cuanto a la producción de onzas de Ag. es del orden del 49.15%. La máxima producción de plata de la mina en la historia de Huarón se obtuvo en 1985 con 3797494 onzas, en el año de 1986 según la tendencia actual se deberá estar bordeando una producción mina de 4000000 de onzas de Ag., debido más que todo a una fuerte subida en las leyes de mineral de cabeza mina.

7.2 La plata representa para Huarón el 80% de los ingresos, es de allí que se indica en cualquier análisis priorizando a este metal.

3 El precio de costo de minado por conjuntos es 1.63 \$/TMS menor que el precio de costo de tajeos en promedio.

7.4 El valor de una TMS producida por los conjuntos es mayor que el promedio obtenido a partir de un tajeo en general.

7.5 En el Cuadro 6 se encuentra toda la tabulación del Análisis de Precio de Costo-Tajeos Acumulado a Junio 1986, que permite tener una visualización de la evolución de estos precios.

7.6 Todos estos resultados positivos alcanzados a

ANALISIS DE PRECIO DE COSTO - TAJEOS (ACUMULADO A JUNIO 1986)
PREPARACION TAJEOS Y TRABAJOS PREPARATORIOS

		TOTAL		TAJEOS		CONJUNTOS		OTROS		PREPAR. TAJEOS TRAB. PREPAR.	
		225900		189052	TMS	91296	TMS	97756	TMS	36849	TMS
			TMS								
	K-INTIS	\$/TMS	K-INTIS	\$/TMS	K-INTIS	\$/TMS	K-INTIS	\$/TMS	K-INTIS	\$/TMS	
TAJEOS	31454	9.96	31454	9.96							
CONJUNTOS					11853	9.29					
OTROS							19601	14.34			
PREPARACION DE TAJEOS Y TRAB. PREPARATORIOS	2527 3310	5837	1.85						5837	11.33	
SERVICIOS GENERALES MINA	16917			5.35		5.35		5.35		5.35	
TOTAL MINA	54200	17.16		15.31		14.64		19.69		16.68	
PLANTA GEOLOGIA GASTOS GENERALES	23143 22835 22555	7.33 9.80 7.14		7.33 9.80 7.14							
SUBTOTAL	48322	15.31		15.31		15.31		15.31		15.31	
T O T A L	102530	32.46		30.62		29.95		35.00		31.99	

PRECIO DE COSTO TOTAL TECNICO MINA : 32.46 \$/TMS
 PRECIO DE COSTO TOTAL TECNICO POR CONJUNTOS : 29.95 \$/TMS
 PRECIO DE COSTO TOTAL TECNICO POR OTROS : 35.00 \$/TMS

1\$ < > 13.98 INTIS
 PRECIO DE VENTA
 DOLAR CONGELADO

CUADRO 6

partir de la explotación de los conjuntos de vetas y por ende de la explotación de la mina misma, se ha debido a:

- La explotación por conjuntos.
- Introducción del EHST-1A en la explotación de los conjuntos de vetas y optimizándose posteriormente, cuando se introduce el microscopio CT-500 HE en estos conjuntos (a partir de fines de 1981).
- El cambio de perforación horizontal en vez de la cuasi vertical, lo que permitió un mejor seleccionamiento del mineral en la fase de la perforación-voladura en las estructuras estrechas (iniciándose a partir de fines de 1981).
- La ampliación de reservas a dado lugar a que se paraliquen algunas labores (que desde el punto definible de reservas ya no lo son, debido a las cotizaciones actuales, en especial de la plata) y poder subir el cutt off. Este es un factor más que ha coadyuvado a mejorar las leyes.
- Algunas mejoras efectuadas en el aspecto de limpieza a partir de Enero 86 en que nos ha permitido mejorar sustancialmente nuestras leyes.
- Otro factor importante que es necesario

mencionarlo, es tener los programas computarizados de estudios económicos tajeo por tajeo y método por método. Lo que ha permitido tomar soluciones respecto a determinados problemas mencionados anteriormente y que es necesario llevar este control mes a mes, en especial en estos momentos que existe una fuerte y prolongada crisis a nivel de toda la minería en general.

7.7 Si bien se dijo anteriormente que la perforación horizontal arrojó mejores resultados que la cuasi vertical, es dable decir que existen factores humanos que no dan lugar a una optimización de este tipo de perforación convencional, no descartándose la perforación vertical en estructuras estrechas.